

**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 вентиляційного штреку пл. k7^H
гор. 505 м в заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних
умовах**

Виконав: студент групи Гір-18дс Меркулова А.П.

.....
(підпис)

Керівник: Сорока Д.А.

.....
(підпис)

Завідувач кафедри: Антощенко М.І.

.....
(підпис)

Рецензент:

.....
(підпис)

Сєвєродонецьк 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**

Меркуловій Анні Павлівні

1. Тема роботи: Розробити проект спорудження вентиляційного штреку пл. k_7^H гор. 505 м в заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах
Керівник роботи: Сорока Дмитро Анатолійович, ст. викл.
затверджені наказом закладу вищої освіти від 06.05.21 р. № 88/15.29
2. Строк подання студентом роботи: 10.06.21 р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
 1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
 2. Генеральний план поверхні.
 3. Технологія спорудження виробки 1 варіант.
 4. Технологія спорудження виробки 2 варіант.

6. Консультанти розділів проекту

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

7. Дата видачі завдання 07.05.21

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

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

Студент

Меркулова А.П.

Керівник проекту

Сорока Д.А.

Реферат

Даний проект складається з пояснювальної записки, графічної частини.

Пояснювальна записка складається з друкованого тексту об'ємом 61 сторінка, містить 23 таблиці, 7 рисунків. Лист формату А-4.

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

Об'єктом проектування є вентиляційний штрек пл. k_7^H гор. 505 м на вугільній шахті з заданими гірничо-геологічними та гірничотехнічними умовами.

Мета складання проекту: розробка проекту спорудження вентиляційного штреку пл. k_7^H гор. 505 м.

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

При написанні проекту використано 56 джерел літератури.

Зміст

| | |
|---|----|
| Анотація | 6 |
| Вступ | 7 |
| 1 Геологічна частина | 8 |
| 1.1 Геологія і гідрогеологія родовища | 8 |
| 1.1.1 Загальні відомості про шахту | 8 |
| 1.1.2 Геологічна будова шахтного поля | 8 |
| 1.2 Границі і запаси шахтного поля | 11 |
| 2 Технологічна частина | 13 |
| 2.1 Основні дані по експлуатації шахти | 13 |
| 2.1.1 Режим роботи і продуктивність | 13 |
| 2.1.2 Головні стволи шахти та підйом | 16 |
| 2.1.3 Основні гірничі виробки | 18 |
| 2.1.4 Підйом і транспорт | 19 |
| 2.1.5 Водовідлив | 20 |
| 2.1.6 Вентиляція, освітлення | 21 |
| 2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні | 24 |
| 2.3 Охорона праці | 26 |
| 3 Основна частина | 28 |
| 3.1 Дані про виробку | 28 |
| 3.2 Розрахунок поперечного перерізу виробки | 28 |
| 3.3 Розрахунок гірничого тиску, вибір типу і параметрів кріплення | 29 |
| 3.4 Паспорт проведення та кріплення штреку | 36 |
| 3.5 Провітрювання виробки | 38 |
| 3.6 Кріплення виробки | 41 |
| 3.7 Транспортування гірської маси | 41 |
| 3.8 Допоміжні роботи | 41 |
| 3.9 Водо- і енергопостачання вибою виробки | 42 |
| 3.10 Організація робіт в підготовчому вибої | 44 |
| 3.10.1 Розрахунок комплексної норми виробітку та розцінки | 44 |
| 3.10.2 Розробка графіка організації робіт | 46 |
| 3.11 Розрахунок кошторисної вартості проведення штреку | 50 |
| Висновки | 58 |
| Список використаної літератури | 59 |

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект содержит страниц 61, таблиц 23, рисунков 7, 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 61 таблиць 23, рисунків 7, 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 61, tables 23, pictures 7, 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

Енергетична криза, у якій перебуває Україна характеризується гострим дефіцитом інвестицій в розвиток вугільних шахт. В той же час постійно зростає потреба промисловості країни у високоякісному вугіллі як енергоносії, що вимагає підвищення об'ємів його здобичі. Необхідне освоєння нових запасів, будівництво шахт, підготовка горизонтів, на що потрібні значні кошти, виділення яких для дефіцитного бюджету України вельми проблематично.

Для вирішення даної проблеми необхідно максимально використовувати ресурси існуючих вугільних шахт. На підставі чого виникає необхідність перегляду питань шахтної технології.

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

Метою представленого дипломного проекту є розробка технології проведення підготовчої гірничої виробки на вугільній шахті. Проект виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у проекті задач відповідає вимогам виданого завдання.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

1.1 Геологія і гідрогеологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта розташована біля м. Хрустальний Луганської області, підпорядкована ДП "Донбасантрацит" Мінтопенерго України. В теперішній час відпрацьовує один пласт – k_7^H .

Найближчими населеними пунктами є сел. Боково-Платово, м. Антрацит. На відстані 2 км у західному напрямку від шахти розташована залізнична станція Хрустальний, є вихід на залізничну станцію Штерівка, розташовану на залізничній магістралі Дебальцеве-Зверево. На відстані 6 км у північному напрямку від проммайданчику проходить автомобільна магістраль державного значення Харків - Ростов-на-Дону.

Електроенергією шахта забезпечується від регіональної енергосистеми «Донбасенерго» (м. Хрустальний), закріпленою з промислово-енергетичними районами Донбасу лінією в 110 кВ.

Питне водопостачання здійснюється з міської водопровідної мережі "Луганськводпром".

Продукція шахти використовується як енергетичне паливо на електростанціях України, а також у побутовому секторі.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія й літологія

В геологічній будові поля шахти, розташованого в межах Боково-Хрустальського геолого-промислового району, беруть участь відкладення середнього карбону світ C_2^6 і C_2^5 , що перекриваються породами четвертинного віку.

В літологічному відношенні зазначені свити характеризуються чергуванням пластів пісковиків, вапняків, піщаних і глинястих сланців з підпорядкованими пластами вугілля.

Короткі відомості про стратиграфію і літологію наведені в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 - Літолого-стратиграфічна характеристика відкладень

| Індекс свити | Потужність, м | Літологічний склад | | | | | Робочі вугільні пласти | Марковані горизонти |
|--------------|------------------|----------------------|----------------------|----------------------|-------------------|--------------------|------------------------------|---------------------------------|
| | | пісковик | піщаний сланець | глинистий сланець | вугілля | вапняк | | |
| | | $\frac{м}{\%}$ | $\frac{м}{\%}$ | $\frac{м}{\%}$ | $\frac{м}{\%}$ | $\frac{м}{\%}$ | | |
| C_2^5 | 620 | $\frac{281,5}{40,5}$ | $\frac{309,3}{44,5}$ | $\frac{82,0}{11,8}$ | $\frac{9,0}{1,3}$ | $\frac{13,2}{1,9}$ | k_7^H | L ₈ , L ₇ |

1.1.2.2 Тектоніка

У тектонічному відношенні оцінювана площа відноситься до слабо порушених блоків Боково-Хрустальського геолого-промислового району.

У структурно-тектонічному відношенні розглянута площа належить до північного крила Боково-Хрустальської синкліналі, що є частиною головної синкліналі Донбасу з якою сполучені на півдні - Головна антикліналь, на півночі, через зону дрібних складчастих структур - Північна антикліналь.

Головна синкліналь поділяється Ровеньківським поперечним перетином на дві частини західну й східну, які іменуються відповідно Боково-Хрустальська та Должико-Ясинівська синкліналі.

Боково-Хрустальська синкліналь являє собою велику асиметричну складку з круто-падаючими крилами. Досить проста тектонічна структура її ускладнюється більш дрібними складками на крилах і серією поперечних розривів. Типовими для крил синкліналі є наявність дрібних флексурних перегинів, положистих складок більш низького порядку, слабка хвилястість у заляганні порід.

У межах оцінюваної площі кам'яновугільні відкладення мають порівняно спокійне залягання із субширотним простяганням, що переходить до осі синкліналі в меридіональне. Падіння порід південне. У даній частині синкліналі кути падіння складають 1-5°, у міру віддалення від осі складки вони збільшуються до 18-20° у верхньої частині C_2^5 , 35-40° - у низах C_2^6 .

1.1.2.3 Вугленосність

Робочою вугленосністю характеризується свита C_2^5 . Промислове значення в межах шахтного поля має вугільний пласт k_7^H . Характеристика вугільного пласта наведена у таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 - Загальна характеристика вугільного пласта k_7^H

| Індекс пласта | Потужність пласта, м | | Будова пласта | Витриманість пласта |
|---------------|--------------------------------|--------------------------------|---------------|---------------------|
| | загальна | корисна | | |
| k_7^H | $\frac{1,10 \dots 1,56}{1,33}$ | $\frac{1,11 \dots 1,35}{1,23}$ | складна | витриманий |

1.1.2.4 Якість вугілля

Вугілля, що видобувається на шахті, відноситься до антрацитів. Для збагачення вугілля відправляють на ГЗФ "Комендантська". Характеристику якості вугілля наведено в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

| Індекс пласта | Показники якості | | | | | Марка вугілля |
|---------------|----------------------------|---------------------------|-----------------------|--|--|---------------|
| | Зольність $A_{daf}, \%$ | Вологість $W_{rt}, \%$ | Сірка $S_{dt}, \%$ | Вихід летючих речовин $V_{daf}, \%$ | Вища теплотворна здатність $Q_{sdaf}, \text{ккал / кг}$ | |
| k_7^H | 12,4 | 6,9 | 1,3 | 2,6 | 80,34 | А |

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

В обводнювані гірничих виробок шахти беруть участь водоносні горизонти, приурочені до відкладень кам'яновугільного віку свит C_2^6 і C_2^5 . Водообільність порід залежить від ступеня тріщинуватості та потужності порід. Колекторами підземних вод на шахтному полі є диз'юнктивні порушення, які супроводжуються зонами тріщинуватості порід та великою кількістю води. Найбільш витриманими і водоносними горизонтами являються вапняки L_1, K_9, K_8, K_7 і пісковики K_7SK_8, K_6SK_5 .

Нормальний приплив води в шахту становить $189 \text{ м}^3/\text{год.}$, максимальний – $220 \text{ м}^3/\text{год.}$

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Фізико-механічні властивості і технологічні характеристики вміщуючих порід, згідно [1]:

- вологість – $0,30-0,75 \%$;
- межа міцності на одновісьовий стиск – $780-930 \text{ кгс/см}^2$ (безпосередня покрівля) і $1100-1380 \text{ кгс/см}^2$ (основна покрівля);
- міцність порід за шкалою М.М. Протод'яконова – $7-9$ (безпосередня покрівля) і $11-17$ (основна покрівля);
- опір вугілля різанню – 184 кг/см^2 .

Вміщуючі породи не схильні до здимання.

Безпосередньо над пластом k_7^H залягає сланець піщаний потужністю 4,8 м з коефіцієнтом міцності по шкалі проф. М.М. Протод'яконова $f=6,9$. Вище розташований пласт пісковика ($f=8,8$) потужністю 1,5 м.

Безпосередньою підшовою пласта є також сланець піщаний потужністю 6,5 м з коефіцієнтом міцності $f=6,2$.

Пласт k_7^H безпечний по пилу, викидам і гірським ударам. Вугілля до самозаймання не схильне. Розробка вугільного пласту супроводжується виділенням метану - 10-18 м³/т.с.д. По виділенню метану шахта віднесена до надкатегорної, небезпечної по суфлярним виділенням.

По змісту вільного двоокису кремнію практично всі породи є силікоzoneбезпечними.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

1.2.1 Границі та розміри шахтного поля

По пласту k_7^H технічними границями шахти є:

на заході (по простяганню) – умовна лінія, що проходить по Софіївському скиду, на відстані 1100 м від вентиляційного ствола № 6;

на сході (по простяганню) – умовна лінія, що проходить на відстані 1600 м від вентиляційного ствола № 6 по східному скиду "Дідової гірки" та границя з сусідньою шахтою;

на півночі (по повстанню) – границя придатного вугілля й контур гірничих робіт шахт 10-10 "біс" і №4;

на півдні (по падінню) – ізогипса "мінус 300 м".

Розміри шахтного поля, що на даний час залишилися невідпрацьованими складають:

по простяганню: 2700 м;

по падінню: 2300 м.

Розвідка шахтного поля здійснена мережею геологічних розвідницьких свердловин з відстанню між ними 250-500 м. Запаси антрациту затверджені ГКЗ СРСР протоколом від 09.02.90 № 10787. Підрахунок запасів вугілля зроблений у кондиціях, затверджених протоколом ГКЗ СРСР від 02.12.88 № 23163 до. Згідно із протоколом прийняті наступні кондиції:

- для балансових запасів:
- мінімальна потужність пласта – 0,60 м;
- максимальна зольність вугілля – 40 %;
- для забалансових запасів:
- мінімальна потужність шару – 0,45 м;
- максимальна зольність вугілля – 45 %.

Загальні вугілля відносяться до пласта k_7^H . Балансові запаси категорії А станом на 01.01.2012 становлять 12%, запаси категорії В становлять 29%, а категорії С₁ – 59%. Забалансові запаси відносяться до пласта l_2^H .

Так, як кут падіння пластів у межах шахтного поля коливається від 6 до 10°, тобто змінюється менш ніж на 3-4 град., то підрахунок запасів варто виконувати способом середньоарифметичного.

Запаси по пласту визначимо по формулі:

$$Q_{сер.ар} = \frac{S_r}{\cos \alpha} \cdot m_{сер.н} \cdot \gamma_{сер}, \text{ т,} \quad (1.1)$$

де S_r - горизонтальна проекція пласта, м²;

α - кут падіння пласта, градус;

$m_{сер.н}$ - середня нормальна корисна потужність пласта, м;

$\gamma_{сер}$ - середнє значення об'ємної маси вугілля, т/м³.

Результати підрахунку запасів зведемо в таблицю 1.4.

Таблиця 1.4 – Підрахунок геологічних запасів

| Індекс пласта | $S, \text{ м}^2$ | $m_{сер.н}, \text{ м}$ | $\gamma, \text{ т/м}^3 d, \text{ м}$ | $Q, \text{ тис. т}$ | Примітка |
|-------------------|------------------|------------------------|--------------------------------------|---------------------|----------|
| Балансові запаси | | | | | |
| k_7^H | 6210000 | 1.25 | 1.64 | 12927 | |
| Геологічні запаси | | | | 12927 | |

Розрахуємо промислові запаси:

$$Q_{пр} = Q_{бал} - \sum (P_1 + P_2 + P_3 + P_4), \text{ т,} \quad (1.2)$$

де P_1 – втрати в запобіжних ціликах, які залишають для охорони об'єктів земної поверхні;

Визначимо промислові запаси шахти:

$$Q_{пр.} = 12927 - (310,4 + 193,7 + 259 + 364,9) = 11798,7 \text{ тис. т.}$$

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Основні дані по експлуатації шахти

2.1.1 Режим роботи і продуктивність

У відповідності з «Нормами технологічного проектування вугільних і сланцевих шахт» [2] режим роботи шахти наступний:

- кількість робочих днів у році складає – 300 дн.
- кількість змін по видобуванню вугілля – три зміни (одна зміна ремонтно-підготовча).
- тривалість робочих змін на підземних роботах – 6 годин.
- тривалість робочих змін на поверхні – 8 годин.

Основні техніко-економічні показники роботи шахти наведені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти

| № | Показник | Од. вим. | Значення | | |
|---|-------------------------------------|------------|----------|-------|-------|
| | | | План | Факт | % |
| 1 | Видобуток вугілля | тис.т/міс. | 264,0 | 295,2 | 111,8 |
| 2 | Навантаження на очисний вибій | т/добу. | 655 | 664 | 101,4 |
| 3 | Швидкість проведення виробок | м/міс. | 30,0 | 18,8 | 62,5 |
| 4 | Чисельність трудящих | чол. | 1688 | 1615 | 95,7 |
| 5 | Продуктивність праці працюючих | т/міс. | 13,0 | 15,2 | 116,9 |
| 6 | Зольність вугілля, що видобувається | % | 39,2 | 39,1 | 99,7 |

Проектна виробнича потужність є одним з основних параметрів, що визначають кількісні характеристики всього виробничого комплексу й техніко-економічні показники роботи шахти в цілому. Тому вибір цього показника має велике значення.

Між річною виробничою потужністю шахти $A_{ш.р.}$, розрахунковим терміном работ шахти $T_{роз.}$ й промисловими запасами $Q_{пр.}$ існує наступна залежність:

$$T_{роз.} = \frac{Q_{пр.}}{A_{ш.р.}} \quad (2.1)$$

Для визначення повного терміну роботи шахти T необхідно до розрахункового терміну $T_{роз.}$ прибавити час на розвиток t_p і загасання t_z видобутку:

$$T = T_{роз.} + t_p + t_z \quad (2.2)$$

Рекомендується при виробничій потужності $A_{\text{ш.р.}} < 1,2$ млн.т./рік приймати час на розвиток видобутку менше або рівним 2 рокам. Строк загасання видобутку строго не регламентується й повинен складати не більше 20% від відпрацювання останнього горизонту. На пологих пластах строк загасання становить у середньому 2-3 роки. В зв'язку з цим приймаємо $t_p = t_3 = 2$ роки.

В нашому випадку запаси обмежені прийнятими розмірами шахтного поля, тому для вибору проектної потужності шахти слід скористатися залежністю проф. П.З. Звягіна, який на основі обробки статистичних даних вивів формулу для визначення оптимальної потужності шахти:

$$A_{\text{ш.р.}} = \sqrt{\frac{C_1 \varphi^2 + E_{\text{н}} K'_1}{\frac{C_1}{Q_{\text{пр}}} + K'_{\text{пр}} E_{\text{н}} K''_1}}. \quad (2.3)$$

де C_1 , φ , K'_1 , K''_1 , $K'_{\text{пр}}$ – розрахункові коефіцієнти, що характеризують капітальні та експлуатаційні витрати значення яких приведені в посібниках з гірничих робіт [3]. Для умов антрацитових шахт Донецького басейна названі коефіцієнти складають $C_1 = 18,6$, $\varphi = 4,4 + 0,23A_{\text{заб}}$, $K'_1 = 4445$, $K''_1 = 17,7$, $K'_{\text{пр}} = 0,000134$.

$E_{\text{н}}$ – нормативний коефіцієнт порівняльної ефективності капіталовкладень ($E_{\text{н}}=0,15$ [3]).

Для визначення коефіцієнту

$$\varphi = 4,4 + 0,23A_{\text{заб}}. \quad (2.4)$$

Необхідно розрахувати місячну продуктивність очисного вибою. Узагальнений розрахунок $A_{\text{заб}}$ можна виконати по залежності:

$$A_{\text{заб}} = l_{\text{л}} v_{\text{доб}} n_{\text{доб}} p_{\text{ср}} c \cdot 10^{-3}. \quad (2.5)$$

де $l_{\text{л}}$ – довжина лави, м ($l_{\text{л}}=200$ м)

$v_{\text{доб}}$ – середньодобове посування очисного вибою ($v_{\text{доб}}=2$ м)

$n_{\text{доб}}$ – число діб роботи очисного вибою на місяць ($n_{\text{доб}}=25$)

$p_{\text{ср}}$ – середня продуктивність пластів ($p_{\text{ср}}= 1,25 \text{ м} \cdot 1,64 \text{ т/м}^3 = 2,05 \text{ т/м}^2$)

c – коефіцієнт виймання вугілля ($c = 0,92$ – по розрахунку втрат).

Розрахуємо по наведеним формулам проектні показники потужності шахти та строк її роботи. Так місячна продуктивність очисного вибою складе:

$$A_{\text{заб}} = 200 \cdot 2 \cdot 25 \cdot 2,05 \cdot 0,92 = 18,86 \text{ тис. тон/міс}$$

Коефіцієнт φ складе $\varphi = 4,4 + 0,23A_{\text{заб}} = 4,4 + 0,23 \cdot 18,86 = 8,74$

Проектна потужність шахти за формулою проф. П.З. Звягіна:

$$A_{ш.р.} = \sqrt{\frac{18,6 * 8,74^2 + 0,15 * 4445}{\frac{18,6}{11616} + 0,000134 * 0,15 * 17,7}} = 1039,25 \text{ тис. тон}$$

Відповідно до завдання на проектування виробнича потужність шахти складає 900 тис. тон на рік, що майже відповідає даним розрахунку за формулою проф. П.З. Звягіна, тому для подальшого розрахунку приймаємо данні технічного завдання.

Розрахунковий строк служби шахти складає:

$$T_{роз} = \frac{11616}{900} = 13 \text{ років}$$

Враховуючи час на розвиток t_p і загасання t_3 видобутку, повний термін служби шахти складе:

$$T = T_{роз} + t_p + t_3 = 13 + 2 + 2 = 17 \text{ років.} \quad (2.6)$$

Після дорозвідки запасів пласта k_4 строк служби шахти може бути збільшений.

В даний час шахта розробляє тільки пласт k_7^H . Застосовується наступна технологічна схема ведення робіт.

Шахтне поле розкрите трьома вертикальними стволами: скіповим і клітьовим, які пройдені до 9-го горизонту пласту l_2 , вентиляційним стволом №4, що пройдений до 10 горизонту, а також в північній частині похилими стволами шахт №10-10 та №21. Пласт k_7^H , який розробляється в наступний час розкритий горизонтальним квершлагом 10-го горизонту й похилими квершлагами до гор. 505 м. Пересування людей, доставка матеріалів та повітря від стволів № 1 та 2 до виробок гор. 505 м здійснюється по виробкам 9 та 10 горизонтів, що з'єднані західним квершлагом пл. $l_3 - l_2$, а далі по похилому квершлагоу гор. 505 м. Транспортування вугілля і породи від горизонту 505 м пласта k_7^H здійснюється до похилого ствола шахти №21 по транспортному похилому квершлагоу горизонту 20, конвеєрному квершлагоу, корінному західному відкотному штреку та західному квершлагоу 9-го горизонту. Загальна довжина транспортного ланцюжка складає більше 3700 м. Виробки мають переріз 11,2 - 12,8 м², закріплені триланковим арковим кріпленням. Провітрювання горизонту 505 м здійснюється за фланговою схемою за допомогою горизонтального квершлагоу, який має довжину 2840 м, закріплений триланковим арковим кріпленням, переріз у світлі – 11,2 м.

Такий варіант розкриття дозволить знизити до мінімуму капітальні витрати, але ще більш ускладнить і без того складну схему вентиляції, транспорту, збільшаться витрати на підтримку виробок, тому не є оптимальним.

На шахті прийнятий погоризонтний спосіб підготовки. Відпрацювання горизонту прийнято одиночними лавами.

Підошва пласту k_7^H не схильна до здимання, пласт викидобезпечний. Такі гірничо-геологічні умови дозволяють прийняти стовпову систему розробки, використання якої є однією з умов використання більшості механізованих комплексів. Виїмкові стовпи відпрацюються зворотним ходом, від нижньої межі горизонту (дренажного штреку) до відкаточного штреку, з метою зменшення витрат на підтримку підготовчих виробок у зоні впливу очисних робіт.

Система розробки стовпова з відпрацюванням по повстанню. Довжина лави – 200 м. Керування покрівлею здійснюється способом повного обвалення. Охорона підготовчих виробок здійснюється за допомогою ціликів вугілля (2x8м), органних рядів та дерев'яних кострів.

Виїмка вугілля в лаві здійснюється комплексом 2КД-90 з комбайном РКУ-13-40. Схема виїмки – човнокова. Зарубка комбайна в пласт здійснюється з ніш. Ніша виймається відбійними молотками і закріплюється індивідуальним кріпленням. Схема пересувки секцій кріплення – послідовна з відставанням до 2 секцій. Вугілля уздовж лави транспортується скребковим конвеєрами СП326. Схема пересувки конвеєра – фронтальна. Приводи конвеєра розташовано в підготовчих виробках.

Від очисного вибою вугілля транспортується скребковим конвеєром СП-202 і стрічковими конвеєрами 1Л80У, 1Л100У, далі – локомотивним транспортом (електровози АМ-8Д, вагонетки ВГ-2,5). Доставка допоміжних матеріалів і устаткування здійснюється канатною відкаткою (лебідками типу ЛВД-34, ЛВ-25) та локомотивним транспортом (електровози АМ-8Д).

Видобувна ділянка працює в чотирезмінному режимі: перша – ремонтно-підготовча, інші – з видобутку вугілля. Тривалість зміни – 6 годин. Режим роботи дільниці – шестиденний робочий тиждень.

Підготовчі виробки проводяться БПР, змішаним вибоєм, перерізом в проходці 17,8 м² (13,8 м² у світлі). Тип кріплення – КМП-3А, крок установки комплектів 1,0 м; затяжка - дерев'яна. Для механізації робіт використовують ЭБП-1, СЭР-1М, породонавантажувальні машини ППН-5. Транспортування гірської маси з прохідницьких вибоїв здійснюється за допомогою канатної відкатки. Доставка допоміжних матеріалів і устаткування здійснюється також канатною відкаткою.

Прохідницька дільниця працює в чотирезмінному режимі: всі зміни – по проведенню виробок. Тривалість зміни – 6 годин. Режим роботи дільниці – шестиденний робочий тиждень.

2.1.2 Головні стволи шахти і підйом

Як вказувалося вище, розкриття шахтного поля здійснюється проходженням головного і допоміжного стволів до горизонту 505 м.

Головний вертикальний ствол проходять діаметром у світлі 7,0 м до горизонту 505 м і кріпляться бетоном товщиною 300-400 мм. Для виготовлення бетону застосовують сульфатостійкий цемент. Кріплення ствола в місцях примикання виробки – металобетон. Армування ствола металеве, жорстке; провідники коробчасті; крок армування 4000 мм. Ствол обладнується двохскіповим підйомом для видачі вугілля і односкіповим з противагою для видачі породи. В якості підйомних посудин прийняті скіпи С11М ємністю 11 м³ (вантажопідйомність 12 т), маса скіпа 10,9 т. Для підйому прийнята двохбарабанна підйомна машина типу 2Ц-5×2,4. По стволу з шахти видається відпрацьоване повітря.

Допоміжний вертикальний ствол проходиться діаметром у світлі 7,0 м до горизонту 505 м і кріпляться бетоном товщина якого 300-400 мм на сульфатостійкому цементі. Кріплення стволу в місцях примикання виробок і камер – металобетон. Армування ствола - металеве, жорстке, крок армування 3126 мм, провідники з рейок Р-43. В стволі передбачено драбинне відділення для аварійного виводу людей із шахти. Ствол обладнаний двома одно клітьовими (кліть двоповерхова під вагонетку ВГ-2,5) з противагою одноканатними підйомами. Маса кліті 9170 кг. Для кожного підйому прийнята двохбарабанна підйомна машина типу 2Ц-6×2,4. Потужність двигуна 2000 кВт.

Характеристика шахтних стволів приведена в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Характеристика шахтних стволів

| Найменування показників | Одиниця вимірювання | Головний ствол | Допоміжний ствол |
|---|---------------------|----------------|------------------|
| Абсолютна позначка гирла ствола | м | +264,9 | +264,0 |
| Абсолютна відмітка головок рейок в кліті: | | | |
| а) відкаточного гор. №9; | м | – | -158,5 |
| б) дренажного гор. 505 м; | м | – | -241 |
| Глибина ствола від поверхні до приствольного двору: | | | |
| а) горизонт №9; | м | 392,8 | 395,5 |
| б) горизонт 505 м | м | 505,9 | 506,5 |
| Глибина зумпфа | м | – | 19,5 |
| Повна глибина ствола | м | 505,9 | 527 |
| Площа перерізу в світлі | м ² | 38,5 | 38,5 |
| Площа перерізу при проходці | м ² | 47,8-50,2 | 47,8-50,2 |
| Діаметр ствола | – | 7,0 | 7,0 |
| Тип кріплення | – | Бетон | Бетон |
| Армування ствола | – | Метал | Метал |
| Кількість підйомів | – | 2 | 2 |

2.1.3 Основні гірничі виробки

Відповідно до прийнятої схеми розкриття і підготовки шахтного поля проектом передбачається спорудження двох приствольних дворів у вертикальних стволів на горизонті №9 та горизонті 505 м.

Горизонт №9 є відкаточним горизонтом шахти. В зв'язку з цим приствольний двір горизонту 9 м запроектовано як відкотний. Він служить для прийому вугілля й породи, які видаються з шахти, спуску і підйому матеріалів, обладнання і людей.

Схема руху транспорту в приствольному дворі наступна: вугілля з очисного вибою по конвеєрному квершлагу доставляється у бункер приствольного двору, відкіля конвеєром доставляється в завантажувальний пристрій скіпового ствола. Вагонетки з матеріалами і обладнанням, вугіллям від проведення підготовчих виробок і з гірською породою поступає по відкочувальному квершлагу на діагональну виробку приствольного двору. Далі, вагонетки з матеріалами і обладнанням поступають на клітьову вітку; вагони з вугіллям і з породою по обгінній виробці поступають на вугільну та породну колії скіпового ствола до перекидачу. Вугілля й гірська порода, поступають на горизонт 9 з горизонту 505 м в вагонетках по допоміжному стволу, з клітьової вітки передається на обміну, а потім на вугільну та породну колії скіпового ствола до перекидачу. Розвантаживши, порожні вагони, кожний по своїй виробці, надходять на відкаточний квершлаг, що є продовженням вугільної вітки приствольного двору.

Для кріплення виробки приствольного двору прийнято бетон та металобетон, форма виробки – арована з циркульним склепінням.

Схема приствольного двору представлена в графічній частині.

В межах ОКД передбачено розміщення наступних камер:

- центральна електропідстанція;
- перетворювальна підстанція;
- гараж-зарядна;
- ремонтна майстерня;
- склад ВМ;
- вугільний перекидач
- породний перекидач;
- комплекс виробок вугільного і породного підйомів;
- депо протипожежного поїзда;
- комплекс виробок допоміжного призначення.

Центральна підземна підстанція складається з трансформаторної камери і камери комплектних розподільних пристроїв.

Комплекс камер завантажувального пристрою складається з вугільної та породної ями, камери-бункера, камери-дозатора.

Підземний склад ВМ секційного типу, складається з: 4 осередків-камер для зберігання вибухової речовини; камери для перевірки, добору і маркування електродетонаторів; камери для електророзподільних пристроїв і вибухових машинок.

Комплекс виробок електровозного депо включає в себе ремонтну майстерню і заїзди в депо.

Комплекс камер допоміжного призначення складається з: камер очікування, медичного пункту, санвузла, гірничорятувального пункту.

Всі рейкові шляхи в 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 заокруглення рейкових шляхів прийняті не менш 20 м.

Обсяг виробок приствольного двору горизонту 400 м становить 20627 м³, камер - 14468 м³, Складу ВМ - 1981 м³.

Таблиця 2.3 - Обсяг виробок приствольного двору

| | Обсяг за типом кріплення, м ³ | | |
|-----------------------------------|--|---------------------|-------|
| | анкера + набризг | Бетон і металобетон | метал |
| Приствольний двір горизонту 569 м | | | |
| 1. Виробки приствольного двору | 30 | 20237 | — |
| 2. Камери | 5989 | 6733 | 1726 |
| 3. Склад ВМ | 889 | - | 1092 |

2.1.4 Підйом і транспорт

Головний вертикальний ствол обладнується двоскіповим підйомом для видачі вугілля і односкіповим для видачі породи. В якості підйомних судів прийняті скіпи С11М ємністю 11 м³ (вантажопідйомність 10,12 т) маса скіпа 10,9 т. До установки біля ствола прийнята двохбарабанна підйомна машина типу 2Ц-5×2,4.

Допоміжний ствол обладнується двома одноклітьовими (кліть двоповерхова, здатна розмістити вагонетку ВГ-2,5) з противагою і одно канатними підйомами. Вага кліті 9170 кг. До установки біля ствола для кожного підйому прийняті двохбарабанні підйомні машини типу 2Ц-6×2,4.

На шахті передбачена повна конвеєризація по доставці вугілля від вибою до прийомного бункера завантажувального пристрою головного ствола. Транспорт обладнання, породи по шахті передбачає:

- по відкаточній виробці горизонтів №9 та 505 м – в шахтних вагонетках типу ВГ-2,5 за допомогою електровозу типу АМ-8Д;

- по похилих виробках з кінцевою відкаткою.

Транспортування обладнання, матеріалів і людей передбачається:

- по відкаточним виробкам горизонтів №9 та 505 м – в спеціальних вагонетках, на платформах і конвеєрах;

- по похилим виробкам (ухили і бремсберги по пласту k_7^H) – кінцевою відкаткою;

- по бортовим виробкам – монорейковими дорогами.

Час роботи підземного транспорту прийнято 16,3 м/добу.

Відкатка вантажу по основним відкаточним виробкам горизонту 505 м передбачається акумуляторними електровозами типу АМ-8Д в шахтних вагонетках типу ВГ-2,5. Швидкість руху електровозу – 2 м/с.

На момент здачі шахти в експлуатацію прийнято два робочих локомотива і один резервний. Транспорт породи, матеріалів і людей в ухильному полі пласта k_7^H передбачається за допомогою електровозної відкатки з передачею їх на горизонт №9 кінцевої відкатки по польовим ухилам.

В приствольних дворах горизонтів №9 і 505 м на обгінних виробках передбачається місто стоянки людських вагонеток і тут же посадка в них людей. Місця посадки людей з'єднані спеціальними хідниками з камерами очікування. В місці посадки людей в людські вагонетки передбачено прохід шириною 1 м.

Рейкові колії в виробках прийняті із рейок типу Р-33. Шпали залізобетонні типу ШД-4. На ділянці стрілочних переводів передбачається укладення дерев'яних шпал, просочених антисептиком. Радіуси закруглення рейкової колії прийняті не менш 20 м.

2.1.5 Водовідлив

Осушення шахтного поля не потрібно, тому що прийняті проектом до відпрацювання пласти на виходах не відпрацьовувалися.

Води по своєму типу – пластово-тріщині. Живлення водоносних горизонтів здійснюється за рахунок атмосферних опадів.

Приплив води в гірничі виробки визначимо на основі даних «Геологического отчёта о доразведке полей шахт» при відпрацюванні пласта k_7^H складє:

- нормальний – 180 м³/год;
- максимальний – 220 м³/год.

Уловлювання шахтної води при розробці шахтного поля передбачається на горизонтах №9 та 505 м. Шахтна вода з горизонту №9 направляєється к приствольному двору цього горизонту. Звідси вода проходить по трубі, прокладеній в допоміжному стволі, на горизонт 505 м. Вода з вказаного горизонту збирається на вентиляційно-дренажному горизонті 505 м і поступає в водозбірник через освітлюваний резервуар. Зібрана вода з горизонту 505 м головною водовідливною установкою відкачується на поверхню.

Головна водовідливна установка розміщується в приствольному дворі горизонту 505 м біля допоміжного ствола. Вона з'єднується з приствольним двором горизонтальним заїздом, а з допоміжним стволем трубним хідником. В склад водовідливного комплексу входять: насосна камера в блоці з центральною підземною підстанцією, водотрубний хідник і водозбірник місткістю 2600 м³. Насосна камера обладнана трьома насосами ЦНС-300/600 продуктивністю 300 м³/год і напором 600 м водяного стовпа, з електродвигунами типу ВВАО 630М-4 потужністю 800 кВт, 1470 об/хв., 6 кВ.

При роботі на водовідливну установку при напорі 556 м.вод.ст. забезпечують продуктивність 330 м³/год. Нормальний приплив відкачується

одним насосом за 10,5 годин, максимальний приплив – одним насосом за 12,7 годин по двом водовідливним ставам труб діаметром 250 мм.

Для відкачки води з дренажних колодязів встановлюють два насоси типу 1В-20/5М з електродвигунами типу ВАО 41-4 потужністю по 4 кВт, 1450 об/хв, 660 В. Для обслуговування гілки водозбірника при ремонті на похилому хіднику встановлюється лебідка типу ЛГ-1800-1,43 з електродвигуном типу ВАО-72, потужністю 30 кВт, 1460 об/хв, 660 В.

Шахтна вода з горизонту 505 м видається на поверхню двома ставами труб ДУ-250 мм, прокладеним по допоміжному стволу.

2.1.6 Вентиляція, освітлення

2.1.6.1 Провітрювання шахти

У зв'язку з прийнятим проектом схемами розкриття і підготовки шахтного поля, а також зважуючи на те, що пласти не схильні до раптових викидів вугілля і газу, провітрювання виїмкових ділянок в усі періоди провітрювання проектом прийнято відокремлене, по прямоточній схемі, з розбавленням метану по джерелу його потрапляння в рудникову атмосферу.

Розподіл метану в межах дільниці відрізняється складним характером, і обумовлених великою розмаїтістю геологічних структур і наявністю численних великих і дрібних тектонічних порушень

Усі гірничі виробки і вибої, розташовані в перші роки відпрацьовування в ухильному полі горизонту 505 м, за умовами їх провітрювання об'єднані в дві дільниці. У склад вентиляційної дільниці №1 входять всі виробки і вибої східного крила, у склад вентиляційної дільниці №2 – всі виробки і вибої західного крила.

У зв'язку з прийнятими схемами розкриття і підготовки шахтного поля, а також враховуючи, що розроблювані пласти мають схильність до раптових викидів вугілля і газу, провітрювання виїмкових ділянок у всі періоди провітрювання прийнято відокремлене, прямоточній схемі, з розбавленням метану по джерелам його потрапляння в рудникову атмосферу.

Схема вентиляції для першого періоду: свіже повітря потрапляє по допоміжному стволу до горизонту 505 м, в шахту, і далі по відкаточному і конвеєрному квершлагам к західним і східним польовим штрекам пласта k_7^H .

На східне крило (вентиляційна ділянка №1) повітря потрапляє по польовому відкаточному і конвеєрному штрекам. До очисних вибоїв – по бортовим допоміжним виробкам. Вихідний струмінь повітря із очисного і підготовчого вибою по конвеєрним бортовим виробкам потрапляє на східний вентиляційний польовий штрек горизонту 505 м, далі по ним к вентиляційним квершлагам горизонту 505 м і далі по головному стволу видається на поверхню.

На західному крилі (вентиляційна ділянка №2) повітря потрапляє по польовому відкаточному і конвеєрному штрекам пласту k_7^H . К очисним вибоєм свіже повітря потрапляє по допоміжним (безпосередньо у вибій) і конвеєрним (для відсвіження вихідного струміння із лав) виробкам. Вихідний струмінь, в тому

числі і із підготовчих вибоїв, потрапляє на вентиляційно-дренажний горизонт 505 м по конвеєрним виробкам, які підтримуються на всьому протязі і в наступному використанні (для відробки наступного стола). Далі вихідний струмінь із очисних і підготовчих вибоїв по західному вентиляційному і польовому штрекам і квершлагам горизонту 505 м потрапляє до головного ствола і видається на поверхню.

Камери приствольного двору горизонту №9 (гараж-зарядна і склад ВМ) і горизонту 505 м (насосна і електропідстанція) провітрюються відокремлено.

Схема провітрювання шахти – центральна, спосіб провітрювання – всмоктувальний.

Прийнята схема провітрювання шахти є стійкою, так як у схемі відсутні небезпечні діагоналі.

Таблиця 2.4 – Витрата повітря і депресія по періодам провітрювання

| Період провітрювання шахти | Витрата повітря, м ³ /с | Депресія, даПа | |
|----------------------------|------------------------------------|----------------|-------------|
| | | Мінімальна | Максимальна |
| I 2012 – 2017 | 173,3 | 121 | 124 |
| II 2018 – 2019 | 270,0 | 265 | 300 |

Вентиляторні установки головного ствола.

Для забезпечення депресії 300 даПа на вентиляційний квершлаг горизонту 505 м передбачається установка регульованої перемички.

В головному стволі обладнується вентиляційна установка на два відцентрових вентиляторів типу ВЦД-40. В якості привода к кожному вентилятору прийнято робочий синхронний електродвигун типу АКС-16-44-10 потужністю 1600 кВт, 590 об/хвил, 6 кВ і розгінний двигун типу АКМ-15-64-12 потужністю 1000 кВт, 490 об/хвил, 6Кв.

Регулювання режиму роботи вентиляторної установки здійснюється зміною кута повороту лопатки направляючого апарата.

Резерв продуктивності вентилятора ВЦД - 40 визначаємо при його роботі на мережу з максимальним опором.

Опір мережі визначається за формулою:

$$R_{max} = H_{max} / Q_v^2 \quad (2.7)$$

де H_{max} - максимальна депресія шахти, даПа;

Q_v - продуктивність вентилятора, м³/с

$$Q_v = Q_{ш} \cdot K_{ут.вн.} \quad (2.8)$$

де $Q_{ш}$ - витрата повітря у вихідному струмені шахти; м³/с ($Q_{ш} = 310,2$ м³/с);

$K_{ут.вн.}$ - коефіцієнт що враховує зовнішні витоки; ($K_{ут.вн.} = 1,25$)

$$Q_e = 310,2 \cdot 1,25 = 387,75 \text{ м}^3/\text{с}$$

$$R_{max} = 387/331 = 0,773$$

Характеристику мережі будуюмо по формулі:

$$H_{max} = R_{max} \cdot Q_e^2 \quad (2.9)$$

Для побудови задамося значеннями Q_e і визначимо значення H_e .

Вихідні дані для побудови характеристики мережі представляємо в таблиці

2.5.

Таблиця 2.5 - Аеродинамічна характеристика вентилятора ВЦД-40

| Q_e | 200 | 250 | 300 | 350 | 400 |
|-------|-----|-------|-------|-------|-----|
| H_e | 106 | 165,6 | 238,5 | 324,6 | 424 |

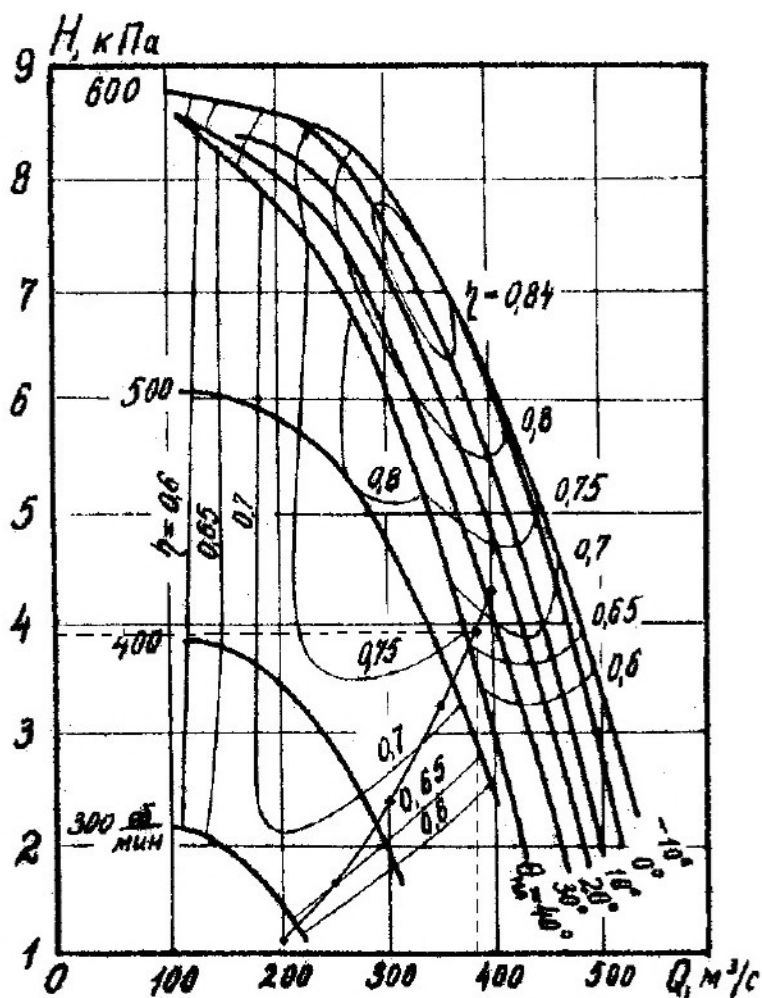


Рисунок 2.1 - Аеродинамічна характеристика вентилятора ВЦД - 40.

2.1.6.2 Освітлення.

Стационарне освітлення передбачається у виробках приствольного двору, електромашинних камерах, у підготовчих і очисних вибоях, а також у головних

відкаточних штреках, на посадкових станціях. Для стаціонарного висвітлення прийняті люмінесцентні світильники типу РВЛ - 20м. РВЛ - 40м. Світильники РВЛ - 40м на напругу 220 В прийняті для приствольних дворів і квершлагів.

Мережа освітлення живиться від трансформаторів типу ТСШ і агрегатів АП - 4. Живлення мережі здійснюється кабелем матки КРПСН.

Освітлення в лавах здійснюється люмінесцентними світильниками типу ВКВ - 2 від агрегатів типу АП - 4. Освітленість гірничих виробок і камер прийнята відповідно до проекту.

У будинках технологічного комплексу й у приміщеннях різного призначення застосовуються світильники типу Н45Н, ШТ, УПМ і інші з лампами накаливання. У приміщеннях категорії В - 1а застосовуються світильники типу НОГЛ, РВЛ.

2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні

Генеральний план проммайданчика вирішений згідно з положеннями прийнятої технологічної схеми, організації будівництва, а також умов експлуатації шахти з урахуванням максимально можливого блокування будівель і споруд.

Проектом передбачений знос частини існуючих будівель для розміщення комплексів нових будівель і споруд для проходки головного ствола до позначки 700 м.

В основу планування комплексу будівель і споруд покладений принцип функціонального зондування території. Архітектурна композиція генплану представлено чотирма зонами:

Виробничою зоною в складі:

- блоку допоміжного ствола (надшахтна будівля, калориферна, будівля підйомних машин, майданчик складування обладнання);

- комплексу будівель головного ствола (блок головного ствола, будівля підйомних машин і вентилятора головного провітрювання, галереї на навантажувальні залізничні бункери й навантажувальну станцію збагачувальної фабрики).

2. Вантажно-транспортною зоною (шахтна залізнична станція із чотирма залізничними коліями, залізничні навантажувальні бункери).

3. Зоною адміністративно-побутових служб (адміністративний, побутовий корпус, їдальня й пральня, озеленення й упорядження майданчика, автомобільні під'їзні дороги й шахтна територія).

4. Зоною сантехнічних споруд (насосні станції, резервуари, вакуумнасосні станції й ін.).

У відповідності зі СНіП II-М.1-71 п.3.36 на проммайданчик організовано два в'їзди. Головний - зі східної сторони фасадної частини АБК, допоміжний – з південно-заходу, з боку мехцеха й збагачувальної фабрики.

Основні об'ємно-планувальні рішення будівель і споруд визначені технологічними вимогами, раціональним блокуванням окремих виробничих приміщень, уніфікацією будівельних конструкцій. До основних уніфікованих

конструкції відносяться збірні залізобетонні фундаменти, колони, балки й плити, стінові панелі, віконні прорізи, ворота й дверей, бетонні блоки підвалів і т.д.

У монолітному бетоні виконано фундаменти каркасних будівель, фундаменти під устаткування, калориферні й вентиляційні канали. Металеві конструкції представлені у вигляді сходів, огорожень, пролітних будинків, транспортних галерей, каркасів навантажувальних станцій і т.д. Із цегли споруджуються стіни котелень, насосні станції, та ін. будинки прийняті по діючим типовим проектах.

Несучі й огорожуючі стіни в конструкції будівель і споруд прийняті з негорючих і важко спалюваних матеріалів, які забезпечують необхідну вогнестійкість.

Для забезпечення транспортного сполучення між будівлями й спорудами проектом передбачене улаштування доріг і майданчиків з асфальтобетонним покриттям.

Відстані між будівлями й спорудами визначені з дотриманням вимог протипожежної безпеки й промислової санітарії.

Вугільні й породні технологічні комплекси на поверхні.

Вугілля видається скіпами ємністю 8 м³ (вантажопідйомністю 7,12 т) через прийомну яму надходить у прийомний бункер, звідки живильником КТ-14 подається на вібраційний гуркіт ГТТ-51А. З надрешеточної фракції гуркоту (клас + 125 мм) проводиться вибірка сторонніх предметів, після чого обидві фракції поєднуються й системою конвеєрів транспортуються в залізничний навантажувальний бункер. Навантаження вугілля з бункерів у залізничні вагони проводяться стрічковими конвеєрами-стрілами, продуктивність навантаження 800 т/годину. Зважування вагонів проводиться на вагах вантажопідйомністю 200 тон типу 275Г200. У випадку заповнення залізничних навантажувальних бункерів вугілля стрічковими конвеєрами передається на відкритий склад.

Порода, видана скіпами ємністю 5 м³, надходить у породний бункер ємністю 170 т. З бункера порода вантажиться в автосамоскиди й вивозиться на породний відвал.

Виконання допоміжних операцій (спуск-підйом людей, матеріалів, устаткування) здійснюється по клітьовому стволу, обладнаному двоклітьовим підйомом. Кліті двоповерхові на одну вагонетку типу ВГ-2,5 на поверх. Відкатка вагонеток у межах блоку допоміжного ствола здійснюються з використанням перестановочних платформ і канатних штовхачів ТКС-16, обмін вагонеток у кліті - за допомогою агрегатів АВ-3.

Вугілля в шахтну котельню доставляється конвеєрами з виданого на поверхню. Із прийомного пристрою вугілля стрічковими конвеєрами передається в бункер, далі живильниками на розподільний конвеєр, а з нього за допомогою скидачів вугілля подається в бункери під казанами. Шлаки й зола видаляються з-під топок казанів скреперним підйомником у бункер, звідки автотранспортом вивозяться на відвал.

Основні показники по генплану наведено в таблиці 2.6.

Таблиця 2.6 - Показники по генплану

| Найменування показників | Одиниці виміру | Кількість |
|---|----------------|-----------|
| Розмір території шахтного проммайданчика | га | 14,5 |
| Площа забудови проммайданчика | га | 4,7 |
| Щільність забудови | % | 32 |
| Довжина залізничних колій нормальної колії | км | 0,7 |
| вузької колії | км | 1,5 |
| Площа автодоріг, майданчиків, під'їздів, тротуарів | га | 3,1 |

Ступінь використання території проммайданчика оцінюється щільністю забудови, яка визначається у відсотках у вигляді відношення площі забудови до всієї території, яка зайнята підприємством включаючи мережу залізничних колій і визначається по формулі:

$$S = \frac{S_{\text{заб.м.}}}{S_{\text{заг.}}} \cdot 100\% \quad (2.10)$$

де $S_{\text{заб.м.}}$ - площа зайнята гірничотехнічними будинками й спорудами, га;

$S_{\text{заг.}}$ - площа загальної території проммайданчика, га.

У площу забудови входять як гірничотехнічні будівлі й споруди, включаючи навіси, відкриті технологічні, санітарно-технічні, енергетичні установки, естакади, підземні споруди, так і відкриті стоянки автомобілів і склади. Підставимо отримані дані у формулу:

$$S = \frac{4,7}{14,5} \cdot 100\% = 32\%$$

Щільність забудови шахти становить 32%, що відповідає нормам.

2.3 Охорона праці

На експлуатаційній ділянці і у вибоях підготовчих виробок мають бути аптечки першої допомоги. Тут же мають бути носилки з твердим ложем.

Для індивідуального захисту кожен робітник забезпечується саморятівниками, респіратором, спецодягом, рукавицями, а при необхідності протирадікулітними поясами, навушниками, окулярами і протівібраційними рукавицями.

Робітники, зайняті на роботах, що виконуються на колінах і ліктях, забезпечуються засобами індивідуального захисту, що застерігають захворювання бурситом.

З метою попередження повторного пилоутворення в основних виробках і камерах передбачається прибирання пилу і білення стін.

Прийнята система опалювання і вентиляції в комплексі з технологічними об'ємно-планувальними і конструктивними рішеннями будівель і споруд забезпечує вимоги гігієнічних умов повітряного середовища і чистоти повітря в робочій зоні виробничих приміщень.

Санітарно-побутове і медобслуговування здійснюється в існуючому медпункті.

Боротьба з шумом і вібрацією.

Захист від шуму і вібрації на дільниці здійснюються за допомогою використання засобів колективного і індивідуального захисту. Як колективний захист застосовуються звукопоглинальні кожухи з повсті, поролону, гуми і так далі. Індивідуальні способи захисту від шуму і вібрації полягають в застосуванні протишумових вкладишів, касок, віброзахисних рукавиць з поліхлорвініловими вкладишами та ін.

Для боротьби з шумом і вібрацією передбачається:

- використання на робочих місцях засобів індивідуального захисту (навушники, беруші, втулки, заглушки, що дозволяють понизити рівень шуму на 15-20 Дб);
- забезпечення своєчасного контролю технічного стану механізмів і своєчасної якості ремонту;
- застосування дистанційного керування машинами і механізмами;
- дотримання режимів праці і відпочинку працівників на шумних робочих місцях.

Вимір рівня шуму (звукового тиску) виконується за допомогою шумомірів Ш-71. Щоб встановити з яких частот застосовують звукоаналізатори з активним фільтром ОФ-6, що приєднується до шумомірів.

Основними причинами вібраційної хвороби в шахті є гірничопрохідницькі і транспортні машини і механізми. Для обмеження дії вібрації в прохідницьких породонавантажувальних машинах передбачають спеціальні сидіння і підніжки. На транспорті необхідно підтримувати в справному стані рейкові шляхи, сидіння в кабінах електровозів забезпечувати амортизуючими пристроями.

Для зниження віддачі ручного інструменту маса його повного оснащення не повинна перевищувати 10 кг. При більшій масі застосовують підтримувальні пристосування, або колонкові машини. Маса підтримуваного пристосування, що пересуває одна людина, не повинна перевищувати 25 кг. Зусилля натиснення, що забезпечує роботу ручного інструменту (без підтримувального пристрою) не повинно перевищувати 20 кг. Поверхні руків'я, а у відбійних молотках і місце охоплення корпусу рукою повинні мати теплоізолюючі покриття.

3 ОСНОВНА ЧАСТИНА

Проект спорудження вентиляційного штреку пл. k_7^H гор. 505 м

3.1 Дані про виробку

1. Найменування – вентиляційний штрек пл. k_7^H гор. 505 м.
2. Глибина закладення, м – 670.
3. Призначення виробки - транспортування вугілля, рух свіжого струменю повітря, людей, матеріалів та обладнання.
4. Довжина, м – 950.
5. Кут падіння порід – $1 \dots 4^\circ$.
6. Термін служби виробки – 4 роки.
7. Форма поперечного перерізу – прямокутна.
8. Потужність вугільного пласта – 1,3 м.
9. Міцність порід, що перетинаються, МПа: – аргіліт 30, вугілля 13, алевроліт 35.

Тип і кількість транспортних засобів при експлуатації – стрічковий конвеєр 1Л-80, рейкова колія 900 мм.

3.2 Розрахунок поперечного перерізу виробки

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

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

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

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

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

h – максимальна висота обладнання. Вагонетка типу УВГ-1,4 має висоту 1,23 м, а електровоз типу АМ-8Д – 1,45 м;

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

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

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,45 - 0,29)tg15^\circ = 0,72 \text{ м}$$

$$m = 0,4 + (1,8 - 1,45 - 0,29)tg15^\circ = 0,42 \text{ м}$$

$$B = 0,72 + 1,35 + 0,4 + 1,5 + 0,42 = 4,39 \text{ м}$$

Приймаємо типовий переріз прямокутної форми з розмірами:

висота (начорно) – 2600 мм.
 ширина по підшві (начорно) – 4500 мм.
 ширина по покрівлі (начорно) – 4500 мм.
 площа перерізу виробки в світлі - $S_{CB}=10,1 \text{ м}^2$
 площа перерізу виробки начорно – $S_{ВЧ}=11,7 \text{ м}^2$

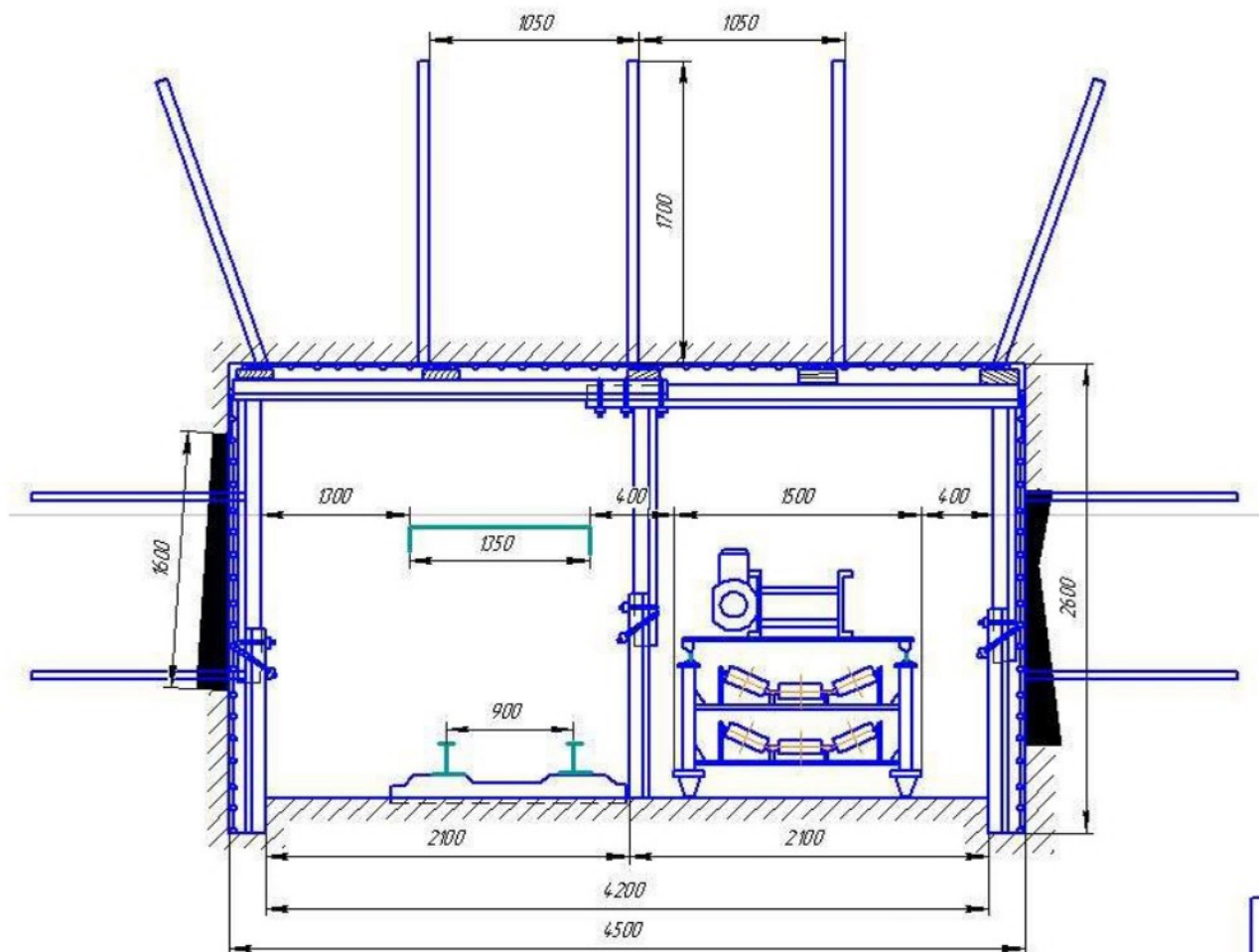


Рисунок 3.1 – Поперечний переріз виробки

3.3 Розрахунок гірничого тиску, вибір типу і параметрів кріплення

Розрахунковий опір порід стисканню визначаємо диференційовано в покрівлі, підшві і боках виробки по формулі:

$$R_c = \frac{R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + \dots + R_{cn} \cdot m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}$$

де R_{c1} , R_{cn} - розрахунковий опір шарів порід стискуванню, МПа;
 m_1 , m_n - потужність шарів порід, м.

Розрахунковий опір шарів порід в масиві визначаємо з урахуванням його порушеності по формулі:

$$R_c = R \cdot K_c$$

де K_c - коефіцієнт, що враховує додаткову порушенність масиву порід поверхнями без зчеплення.

Покрівля

$$R_{кр} = 30 \cdot 0,95 = 29 \text{ МПа}$$

Вугілля

$$R_{уз} = 13 \cdot 0,95 = 12,4 \text{ МПа}$$

Підошва

$$R_{пч} = 35 \cdot 0,95 = 33,3 \text{ МПа}$$

У боках

$$R_{бок} = \frac{12,4 \cdot 1,6 + 29 \cdot 0,6 + 33,3 \cdot 0,4}{1,6 + 0,6 + 0,4} = 20 \text{ МПа}$$

Середній

$$R_c = \frac{29 \cdot 7,35 + 12,4 \cdot 1,6 + 33,3 \cdot 0,4}{7,35 + 1,6 + 0,4} = 27 \text{ МПа}$$

У боках

$$R_c = \frac{36 \cdot 1,34 + 16 \cdot 1,31 + 54 \cdot 0,64}{1,34 + 1,31 + 0,64} = 32 \text{ МПа}$$

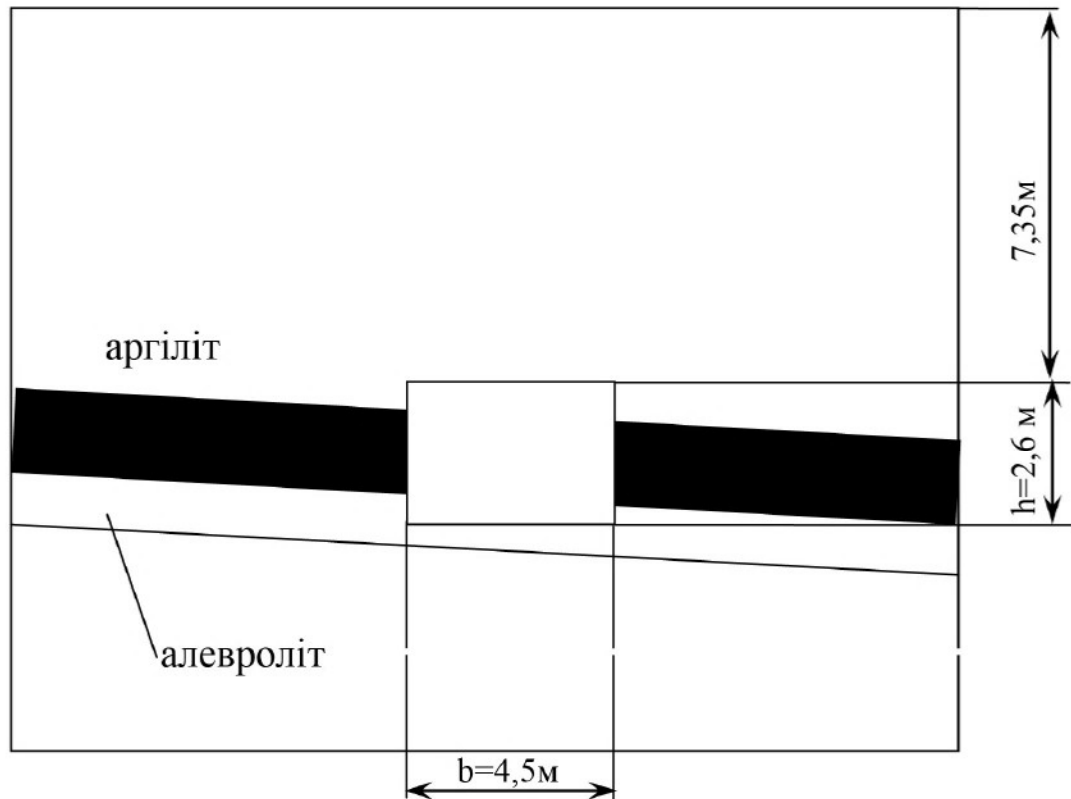


Рисунок 3.2 – Розрахункова схема

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

Величину зміщень порід розраховують за формулами:

$$\begin{aligned}
 U_{o.кр} &= U_{m.кр} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s \cdot k_t \\
 U_{o.пч} &= U_{m.пч} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s \cdot k_t \\
 U_{o.бок} &= U_{m.бок} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s \cdot k_t
 \end{aligned}
 \tag{3.3}$$

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

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

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

k_s – коефіцієнт впливу ширини виробки;

$$k_s = 0.2(b - 1) \tag{3.4}$$

де b – ширина виробки у проходці, м;

$$\begin{aligned}
 k_{s,бок} &= 0.2(4,5-1)=0,7 \\
 k_{s,кроев} &= 0,2(2,6-1)=0,32
 \end{aligned}$$

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

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

$$U_{o.kp.} = 500 * 1.0 * 0.7 * 1.0 * 1.0 = 406 \text{ мм}$$

$$U_{o.nч} = 500 * 1.0 * 0.7 * 1.0 * 1.0 = 406 \text{ мм}$$

$$U_{o.б} = 500 * 1.0 * 0.32 * 0.35 * 1.0 * 1.0 = 56 \text{ мм}$$

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

$$P = P^H k_H k_{\Pi} m_B, \text{ кН} \quad (3.5)$$

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

k_{Π} – коефіцієнт перевантаження;

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

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

$$P = 163 * 1.0 * 0.6 * 4.5 = 440,1 \text{ кН}$$

Виробка має ширину 4,5 м, висоту 2,6 м, площа поперечного перерізу начорно 11,7 м². Виходячи з гірничо-геологічних умов, стійкості породного контуру виробки, параметрів гірського тиску в цій виробки слід застосовувати підтримуючий тип кріплення.

У якості кріплення прийняте рамно–анкерне кріплення.

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

$$U_{o.kp.} \cdot k_{анк} \rightarrow P^H \rightarrow P \rightarrow n = P / N_s, \quad (3.6)$$

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

P^H – нормативне питоме навантаження (кПа);

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

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

N_s – несуча здатність рамного кріплення, кН.

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

$$n = P / N_s \quad (2.7)$$

де $P = 440,1$ кН/м; $N_s = 500$ кН (для СВП – 27 з замками ЗПК)

$$n = 440,1 / 500 = 0,88 \text{ рами / м}$$

Приймаю $n = 1$ рам/м.

Оскільки паспортна горизонтальна піддатливість кріплення з замком ЗПК складає 1300 мм, тобто більше розрахованого значення, то в даних умовах приймаємо кріплення КМП – П з СВП-27 щільністю встановлення 1 рама/ м.

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

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

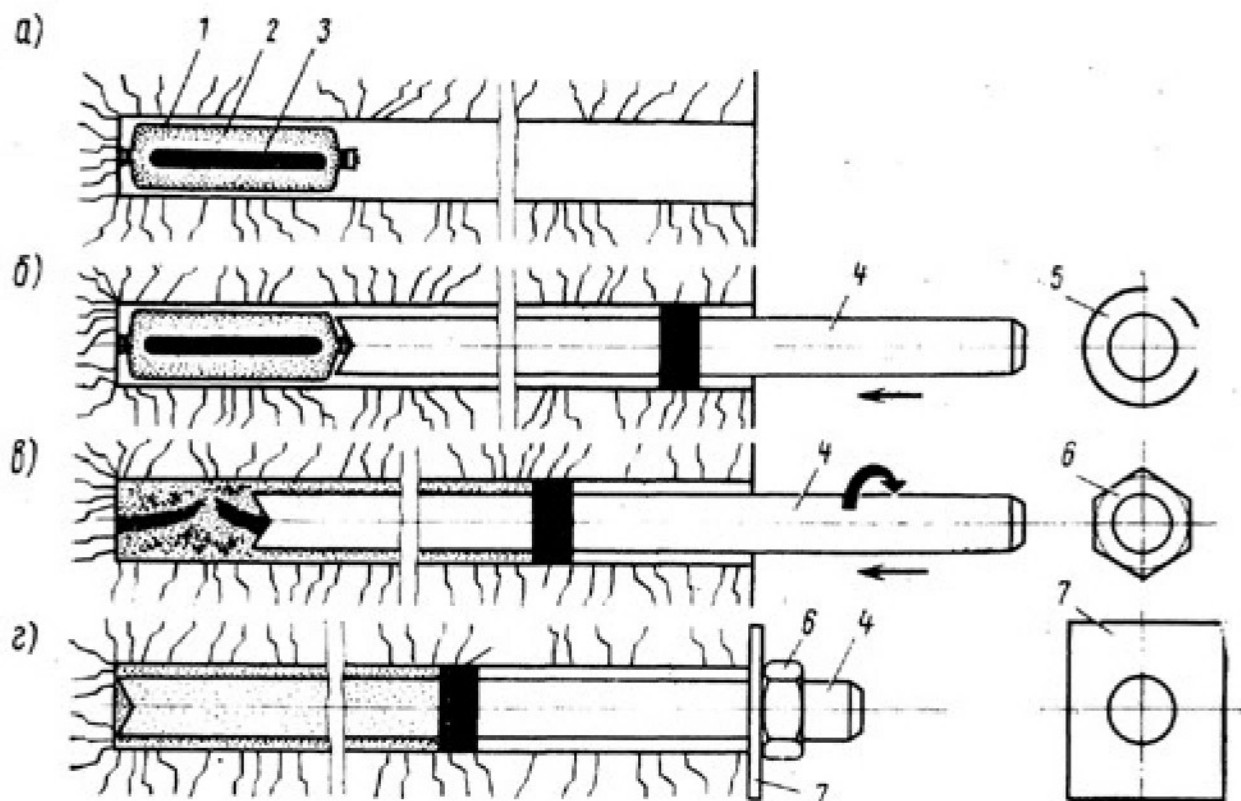
Анкерне кріплення рекомендується застосовувати при проходці тунелів в скельних і напівскельних породах, стійких і середній стійкості, з коефіцієнтом міцності не нижче 4. У слабкіших породах анкерне кріплення слід застосовувати спільно з набризг-бетоном або металевим арочним кріпленням. Анкерне кріплення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

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

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

Нині широко застосовують патронований спосіб використання синтетичних складів, при якому закріплюючу суміш вводять в шпур в ампулах-патронах з целюлози, скла або поліетилену. Така ампула (рис. 2.8) є двокамерною оболонкою, одна з камер містить смолу з наповнювачем, інша — отверджувач-ініціатор з модифікатором.

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



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

Рисунок 3.3 - Схема установки сталеполімерного анкера:

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

Розрахунок анкерного кріплення

Визначаємо розрахункову несучу здатність стержня анкера:

$$P_a = F_{oc} R_p m_y, \text{кН} \quad (3.8)$$

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

$$F_{oc} = \frac{\pi d_c^2}{4}, \text{м}^2 \quad (3.9)$$

$$F_{oc} = \frac{3.14 \cdot 0.02^2}{4} = 0.000314 \text{ м}^2$$

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

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

$$P_a = 0,000314 \cdot 650000 \cdot 1 = 204 \text{ кН}$$

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

$$l_a = l_k + l_H + l_3, \text{ м} \quad (3.10)$$

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

$$l_H = 1,2 \cdot 2a \left(0,2 \frac{\gamma H}{R_c} + 5,38 \cdot 10^{-4} t - \frac{2,96 \cdot 10^{-2}}{\frac{\gamma H}{R_c}} - \frac{0,33}{t} + 0,21 \right), \text{ м} \quad (3.11)$$

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

$H = 492$ м – глибина розташування виробки;

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

$t = 10$ діб. – час руйнування зони.

$$l_H = 1,2 \cdot 5,7 \left(0,2 \frac{2,5 \cdot 450}{40} + 5,38 \cdot 10^{-4} \cdot 10 - \frac{2,96 \cdot 10^{-2}}{\frac{2,5 \cdot 450}{40}} - \frac{0,33}{10} + 0,21 \right) = 1,3 \text{ м}$$

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

$$l_a = 0,1 + 1,3 + 0,3 = 1,7 \text{ м}$$

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

а) за несучої здатності анкера:

$$A = \sqrt{\frac{P_a}{\gamma l_a}}, \text{ м} \quad (3.12)$$

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

б) по стійкості породного контуру між анкерами:

$$A = \frac{l_a}{3} \sqrt{\frac{c}{P_B}}, \text{ м} \quad (3.13)$$

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

де c – коефіцієнт зчеплення зруйнованих порід:

$$\begin{aligned} c &= 0,03f, \text{ МПа} \\ c &= 0,03 \cdot 40 = 1,2 \text{ МПа} \end{aligned} \quad (3.14)$$

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

в) за умовою утворення породного контуру:

$$\begin{aligned} A &= l_a - \frac{k_b P_b}{c} (l_a + 2a), \text{ м} \\ A &= 1,6 - \frac{0,25 \cdot 0,035}{1,6} (1,6 + 5,7) = 1,6 \end{aligned} \quad (3.15)$$

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

$2a$ – ширина виробки, м.

Визначаємо кількість анкерів, необхідне для закріплення виробки по периметру:

$$N = \frac{L}{A}, \text{ шт} \quad (3.16)$$

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

$$\begin{aligned} L &= 2h_c + \frac{2\pi R}{2}, \text{ м} \\ L &= 2 \cdot 1 + \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 2,85}{2} = 14,1 \text{ м} \\ N &= \frac{14,1}{1,6} = 8,8 \text{ шт} \end{aligned} \quad (3.17)$$

Приймаю 9 анкерів.

3.4 Паспорт проведення та кріплення штреку

Для проведення виробки приймаємо комбайновий .

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



Рисунок 3.4 - Прохідницький комбайн П110-01М

Особливості комбайна :

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

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

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

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

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

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

7. Модернізована схема гідроустаткування передбачає:

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

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

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

Відбита гірничя маса буде перевантажуватися стрічковим перевантажувачем ПТК-3у на телескопічній стрічковий конвеєр 1ЛТП – 80К, а далі на постійний стрічковий конвеєр. Виїмка гірських порід комбайном ведеться на підставі затвердженого проекту робіт відповідно до основних положень по організації і безпеці праці, викладеними в БНіП 3.02.03-84 і правилах безпеки. Величина відхилень у бік збільшення геометричних параметрів перерізу виробки від проектних не повинна перевищувати 110 мм.

Доставка допоміжних матеріалів та обладнання буде здійснюватися в вагонетках ВГ – 2,5 – 900 та на платформах ПТО – 900.

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

Площа поперечного перетину виробки у світлі $S_{св} = 10,1 \text{ м}^2$, в прохідці $S_{св} = 11,7 \text{ м}^2$.

3.5 Провітрювання виробки

Розрахунок витрати повітря по виділенню метану:

$$Q_{з.н.} = \frac{S \cdot l_{з.мп}}{\kappa_{т.д.}} \cdot \left[\frac{71 \cdot I_{з.н.макс}}{S \cdot l_{з.мп} \cdot (c_{макс} - c_0) + 18 \cdot I_{з.н.макс}} \right]^2, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (3.18)$$

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

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

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

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

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

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

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

Розрахунок витрати повітря по числу людей:

$$Q_{з.п.} = 6 \cdot n_{чел.з.п.}, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (3.19)$$

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

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

Розрахунок витрати повітря по мінімальній швидкості в виробці:

$$Q_{з.п.} = 60 \cdot S \cdot V_{n \min}, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (3.20)$$

де $V_{n \min}$ - мінімально допустима згідно ПБ швидкість повітря в тупиковій виробці, м / с

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

Витрата повітря по мінімальній швидкості в привибійному просторі з урахуванням температури:

$$Q_{з.п.} = 20 \cdot S \cdot V_{з \min}, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (3.21)$$

де $V_{з \min}$ - мінімально допустима згідно ПБ швидкість повітря в прізабойном просторі виробки в залежності від температури, м / с

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

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

Розрахунок продуктивності, депресії вентилятора і його вибір.

Продуктивність вентилятора:

$$Q_e = Q_{з.п.} \cdot K_{ут.пр.} = 356,6 \cdot 1,55 = 552,7 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Кількість повітря, яке необхідно подавати до всасу вентилятора:

$$Q_{вс} = 1,43 \cdot Q_e \cdot \kappa_p, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (3.22)$$

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

$$Q_{вс} = 1,43 \cdot 552,7 \cdot 1,1 = 869,4 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

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

$$R_{тр.г} = r_{тр} \cdot (l_{тр} + 20 \cdot d_{тр} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{тр} \cdot n_2), \text{ кμ} \quad (3.23)$$

де $r_{тр}$ - питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря, кμ;

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

$l_{тр}$ - довжина трубопроводу, м;

$d_{тр}$ - діаметр трубопроводу, м.

$$R_{тр.г} = 0,0053 \cdot (950 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1) = 5,12 \text{ кμ}$$

Депресія вентилятора:

$$H_e = Q_e^2 \cdot R_{тр.г} \cdot \left(\frac{0,59}{\kappa_{ут.тр}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа} \quad (3.24)$$

$$H_e = 9,2^2 \cdot 5,12 \cdot \left(\frac{0,59}{1,55} + 0,41 \right)^2 = 270,9 \text{ даПа}$$

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

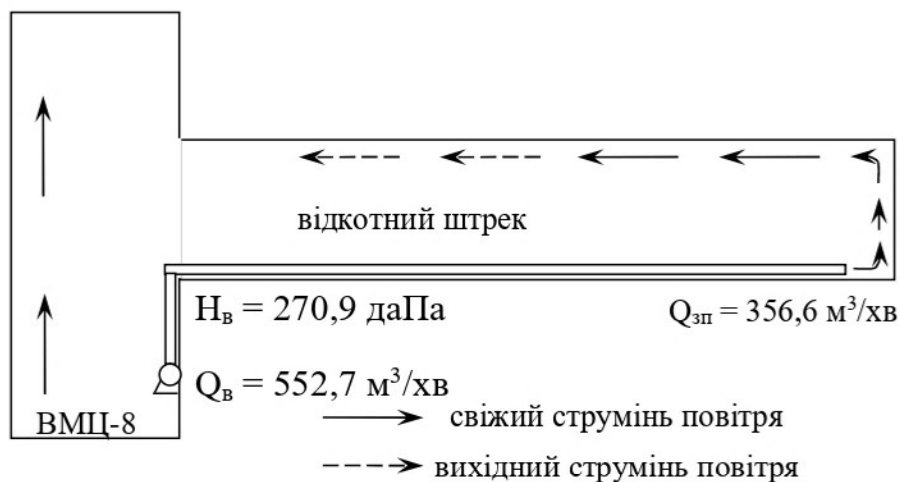


Рисунок 3.5 – Схема провітрювання

3.6 Кріплення виробки

Для кріплення відкотного штреку пл. k_7^H використовується металеве кріплення КМП-П із спецпрофілю СВП-27 з відстанню між рамами 1,0 м. Кріплення складається із трьох стійок завдовжки 1,5 м, кожна з яких в свою чергу складається з двох елементів, які з'єднуються між собою за допомогою вузлів податливості. Довжина верхняка складає 4,5 м.

Для з'єднання елементів стійок кріплення застосовується сполучний вузол ЗПК. Уздовж виробки кожна рама з'єднується з сусідньою трьома міжрамними з'єднаннями (стягуваннями), розташованими в покрівлі і боках виробки. Міжрамні стягування виготовляють з куточків.

Кріплення анкерами відбувається на відстані 5-25 м від вибою виробки.

3.7 Транспортування гірської маси

Висока ефективність роботи привибійного транспорту досягається організацією безперервного потоку гірської маси і мінімальними витратами часу на маневри транспортних судин. З метою зменшення часу вантаження гірської маси, зведення до мінімуму періодичності роботи, збільшення продуктивності праці, зниження трудомісткості робіт, для транспортування гірської маси, передбачаємо роботу прохідницького комбайну разом з перевантажувачем ПТК-3у і вантаженням породи на стрічковий телескопічний конвеєр 1ЛТП-80К. Транспортування устаткування до вибою проводиться у вагонетках ВГ-2,5.

3.8 Допоміжні роботи

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

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

3.9 Водо- і енергопостачання вибою виробки

Для постачання гірничопрохідницьких робіт водою і стиснутим повітрям передбачаємо прокладку у виробці труб пожежно-зрошувального водопостачання та мережі стисненого повітря.

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 забої є прохідницький комбайн і водяна завіса.

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

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

Таблиця 3.1 - Параметри знепилювання підготовчої виробки

| Заходи по знепилюванню | Застосовувані зрошувачі, тип | Тиск води, кгс / см ² , кількість | Витрата води | Застосування зволожувача | | Кон-я % |
|--|------------------------------|--|--------------|--------------------------|-----------------------|---------|
| | | | | л / хв | м ² / добу | |
| Зрошення у час роботи прохідницького комбайну П110 | | 6 | 30 | 85 | 30,6 | 0,1 |
| Пиловловлювання | ФО-5.0-125 | 1 | 30 | 50 | 18,0 | 0,1 |
| Очищення вентиляційного струменя | ПФ-5.0-165 | 3 | 12 | 22 | 6,5 | |

Споживачами електричної енергії є електродвигуни комбайну, скребкового і стрічкового конвеєра, вентилятора місцевого провітрювання. Вибір потужності трансформатора для дільничної підстанції здійснюємо за коефіцієнтом попиту:

$$S_{mp} = k_c \cdot \sum P_n / \cos \varphi_{cp}, \quad (3.25)$$

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

ΣP_n - сумарна встановлена потужність всіх підключених до трансформатора струмоприймачів, кВт;

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

Розрахунок сумарної потужності всіх підключених до трансформатора струмоприймачів зводимо в таблицю 3.2.

Таблиця 3.2 - Розрахунок сумарної потужності струмоприймачів підстанції

| Устаткування | $\Sigma P_{вуст}$, кВт·А | $\cos \varphi_{cp}$ | Пусковий апарат |
|---|---------------------------|---------------------|-----------------|
| Прохідницький комбайн П 110 | 195 | 0,81 | ПВІ-250 |
| Перевантажувач ПТК-3у | 45 | 0,88 | ПВІ-63 |
| Вентилятор місцевого провітрювання ВМЦ-8 | 30 | 0,85 | ПВІ-63 |
| Стрічковий телескопічний конвеєр 1ЛТП-80К | 55 | 0,84 | ПВІ-63 |
| Апарат освітлення АОС-4 | 4 | 0,8 | |
| Разом | 329 | | |

Коефіцієнт попиту визначаємо за формулою Центрогіпрошахта:

$$k_c = 0,286 + 0,714 \cdot P_1 / \Sigma P_n, \quad (3.26)$$

де P_1 - найбільша потужність споживача, кВт.

$$k_c = 0,286 + 0,714 \cdot \frac{195}{329} = 0,71$$

$$S_{тр} = 0,71 \cdot \frac{329}{0,84} = 278,1 \text{ кВт} \cdot \text{А}$$

Приймаємо для електропостачання підготовчого вибою пересувну електропідстанцію типу ТСВП 320, яку слід встановити на свіжому струмені повітря. Для живлення пересувної підстанції прийнята напруга 6000 В, для низьковольтних споживачів - 660 В і для мережі освітлення - 127 В. Всі електричні апарати, призначені для управління і захисту підземних струмоприймачів, комплектуються в низьковольтний розподільчий пункт. Для харчування забійних механізмів передбачаємо 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 КУ92РВ, що встановлюються на відстані 20-50 м від вибою виробки, що проводиться.

Освітлення вибою, місця установки підстанції і розподільного пункту проводиться люмінесцентними світильниками у вибухобезпечному виконанні типу РВЛ, які живляться від апарату АОС4, що встановлюється на розподільні пункти. Освітлювальна мережа виконується з гнучких кабелів марки КРПСН. Стан ізоляції мережі освітлення контролюється пристроєм автоматичного контролю ізоляції УАКІ127, вбудованим в апарат освітлення.

Відповідно до вимог правил безпеки в підземних виробках обладнується загальна мережа заземлення, до якої приєднуються всі установки. Прокідні муфти кабелів заземлюються місцевими заземлювачами. Місцеві заземлювачі встановлюються у кожного Електроапарати і приєднуються до загальної мережі заземлення.

3.10 Організація робіт в підготовчому вибої

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

3.10.1 Розрахунок комплексної норми виробітку та розцінки

Розрахунок комплексної норми виробітку та розцінки проводимо згідно з ЕНВ та зводимо в таблицю 3.3.

Таблиця 3.3 - Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в прохідницькому вибої

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

Об'єм робіт за нормою на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м} \quad (3.27)$$

де $N = 1,91 \text{ м}$ – змінна норма виробітку на бригаду, (§1 [27], табл. 3, п. 77 д);
 k – поправочні коефіцієнти (згідно з [27] при кріпленні виробки металевим прямокутним кріпленням до норм застосовується коефіцієнт $k = 1,02$, при настиланні рейкового шляху паралельно конвеєру $k = 0,92$);

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

Змінний об'єм на 1 людину:

$$Q_{1\text{год}} = \frac{N}{T}, \text{ м} \quad (3.28)$$

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

$$Q_{1\text{год}} = \frac{1,79}{4,00} = 0,45 \text{ м} \quad (3.29)$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка з врахуванням коефіцієнтів:

$$Q_{\text{зм}} = Q_{1\text{год}} \cdot k, \text{ м} \quad (3.30)$$

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

Трудомісткість на зміну:

$$T_{\text{зм}} = \frac{Q}{Q_{\text{зм}}}, \text{ люд.-зм} \quad (3.31)$$

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

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робочих:

1) машиніст гірничо – виймальних машин VI розряду:

$$T_{\text{МГВМ}} = \frac{1}{Q} \text{ люд.-зм.} \quad (2.32)$$

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

2) прохідник V розряду:

$$T_{\text{прох}} = \frac{(T_{\text{зм}} - 1)}{Q} \text{ люд.-зм.} \quad (3.33)$$

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

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = l_{\text{зах}} / \Sigma T_p \text{ м/люд.} \quad (3.34)$$

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

Комплексна розцінка розраховується по формулі:

$$R_k = \Sigma \mathcal{E}_{\text{пл}} / l_{\text{зах}} \text{ грн/м} \quad (3.35)$$

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

3.10.2 Розробка графіка організації робіт

Для побудови лінійного графіку організації процесу комбайнової виїмки розраховуємо по кожній операції трудомісткість та тривалість робіт, а також час, який відкладаємо на графіку. Результати розрахунків зводимо в таблицю 2.8.

Загальна питома трудомісткість виїмання 1 м³ гірничої маси:

$$N = \frac{N_i}{l_{\text{зах}} \cdot S_{\text{вч}}}, \text{ люд.-хв./м}^3 \quad (3.36)$$

де N_i – сумарна трудомісткість окремих операцій, люд.-хв.
 $l_{\text{зах}}$ – довжина заходки, м

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

Швидкість проведення виробки розраховуємо по формулі:

$$V = \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{ПЗО}}}{T_{\text{зах}}} \cdot l_{\text{зах}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{д}}, \text{ м/міс} \quad (3.37)$$

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

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

$T_{\text{зах}}$ – тривалість прохідницького циклу:

$$T_{\text{зах}} = \sum T \cdot (1 - k_{c1}) + T_{\text{м.п.}} = 301,388 \cdot (1 - 0,55) + 10 = 145,6 \text{ хв.} \quad (3.38)$$

$\sum T$ – тривалість всіх разом процесів, хв.;

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

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

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

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

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

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

Паспорт проведення та кріплення виробки представлений в графічній частині.

Таблиця 3.4 - Технологічні параметри процесу комбайнового виїмання гірських порід

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

Графік організації робіт

| Найменування операції | Об'єм робіт | | Число робочих | Тривалість процесів, хв | Тривалість зміни, год | | | | | |
|--|-------------|---------|---------------|-------------------------|-----------------------|---|---|---|---|---|
| | Од. вим. | На цикл | | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| Підготовчо-кінцева операції | - | - | 5 | 21 | | | | | | |
| Усунення незгодних поломок | - | - | 5 | 15 | | | | | | |
| Управління комбайном | м | 1 | 2 | 72 | | | | | | |
| Відведення комбайну | м | 1 | 2 | 7 | | | | | | |
| Огляд та заміну зусідків | м | 1 | 2 | 6 | | | | | | |
| Розбійвання великих шматків породи | м | 1 | 1 | 52 | | | | | | |
| Розштробовування перевантажувачу | м | 1 | 1 | 19 | | | | | | |
| Перевірка напрямку вуродки тимчасове кріплення | м | 1 | 2 | 3 | | | | | | |
| Кріплення вуродки рамним кріпленням | м | 1 | 2-3 | 73 | | | | | | |
| Кріплення анкерним кріпленням | м | 1 | 3-5 | 39 | | | | | | |
| Нарощування вентиляційного трубопроводу | м | 3 | 5 | 4 | | | | | | |
| Нарощування рейкового шляху | м | 3 | 5 | 39 | | | | | | |
| Нарощування конвеєрц | м | 3 | 5 | 24 | | | | | | |

Рисунок 3.6 – Графік організації робіт при комбайновій проходці

Підсумкові результати розрахунків вартості матеріалів представлені в таблиці 3.7.

Таблиця 3.7 - Витрати вартості допоміжних матеріалів

| Найменування матеріалів | Місячні витрати, грн |
|--|----------------------|
| Рейки Р-33 | 185339,5 |
| Шпали | 23774,7 |
| Підкладки для рейок | 4313,5 |
| Милиці | 3595,4 |
| Затягування дерев'яне | 87623,5 |
| Різці для комбайна | 21371,25 |
| Лотки залізобетонні | 1325,0 |
| Мастильні матеріали | 5850,0 |
| Запасні частини | 11500,0 |
| Разом вартість розрахованих матеріалів | 344692,85 |
| Інші матеріали (15% від попереднього пункту) | 51703,92 |
| Матеріали групи «Витрати майбутніх періодів» | 60821,9 |
| Знос малоцінних і швидкозношуваних предметів (МБП) | 7500 |
| Разом вартість допоміжних матеріалів по ділянці | 464718,67 |

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

Розрахунок місячних витрат на електроенергію

Витрати на електроенергію розраховуються на підставі обсягу енергії, споживаної ділянкою за місяць. Розрахунок загальної встановленої потужності двигунів виконаний в розділі 2.5.9: $\sum P_{уст} = 329$ кВт.

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

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

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

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

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

$T_{см}$ - тривалість зміни, час;

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

$N_{\text{дн}}$ - планова кількість днів роботи вибою на місяць;
 v - тарифи за 1 кВт · рік електроенергії, що споживається, грн;
 0,95 - ККД мережі.

$$\mathcal{E}_{\text{потр}} = \frac{1,1 \cdot 329 \cdot 0,71 \cdot 6 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 2,5}{0,95} = 304281,7 \text{ грн}$$

Розрахунок місячних витрат на оплату праці

Місячний фонд заробітної плати підготовчої дільниці складається з заробітної плати робітників, керівників і фахівців дільниці. 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 стовбура 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 дільниці має дорівнювати 6. Годинні тарифні ставки керівників і фахівців дільниці визначені розподілом їх посадових окладів на планове кількість змін протягом місяця і на тривалість робочої зміни. Розрахунок виконаний в табличній формі (табл. 3.8).

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

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

| | | | | | | | |
|---|-------|------|---|---|---|----|----------------|
| Пом. поч. дільниці | 125,0 | 50,0 | 1 | 4 | 4 | 24 | 1200,0 |
| Механік дільниці | 121,0 | 48,4 | 1 | 4 | 4 | 24 | 1161,6 |
| Гірничі майстри | 113,7 | 45,5 | 2 | 4 | 8 | 48 | 2184,0 |
| Разом керівникам і фахівцям дільниці | - | - | - | - | - | - | 7452,0 |
| ВСЬОГО | - | - | - | - | - | - | 85516,0 |

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

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

Таблиця 3.9 - Розрахунок доплат за нормативний час пересування

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

Розрахунок доплати за керівництво бригадою

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

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

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

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

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

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

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

Сума доплат за керівництво ланками складе:

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

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

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

Загальна сума доплат за керівництво бригадою складе:

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

Розрахунок місячного фонду заробітної плати робітників дільниці

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

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

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

де P_k - комплексна розцінка, грн.

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

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

Таблиця 3.10 - Місячний фонд заробітної плати робітників дільниці

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

Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів дільниці

До складу місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів дільниці входить прямий заробіток, розрахований за посадовими окладами, доплати за роботу в нічний час, нормативний час пересування в шахті від ствола до місця роботи і назад, газова надбавка.

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

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

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

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

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

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

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

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

Розрахунок відрахувань на соціальне страхування

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

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

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

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

Розрахунок амортизаційних відрахувань

При розрахунку амортизаційних відрахувань необхідно врахувати балансову вартість основних фондів дільниці: прохідницькі комбайни, навантажувальні машини, бурильні установки, маневрові лебідки, крепеустановщикі, 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 виконаний в таблиці 3.12.

Таблиця 3.12 - Розрахунок балансової вартості основних фондів

| Найменування об'єктів основних фондів | Ціна за об'єкт, грн | Кількість об'єктів, шт | Балансова вартість об'єктів, грн |
|---|---------------------|------------------------|----------------------------------|
| Прохідницький комбайн П110 | 8250000 | 1 | 8250000 |
| Превантажувач ПТК-3у | 1500000 | 1 | 1500000 |
| Стрічковий телескопічний конвеєр 2ЛТП-80К | 7200000 | 1 | 7200000 |
| Вентилятор місцевого провітрювання ВМЦ-8 | 926000 | 1 | 926000 |
| Трансформаторна підстанція ТСВП320 | 3000000 | 1 | 3000000 |
| РАЗОМ | - | - | 20876000 |

Суму амортизаційних відрахувань слід розрахувати за формулою:

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

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

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

$$A = \frac{20876000 \cdot 1,25}{100} = 260950,0 \text{ грн}$$

Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра виробки

Розрахунок виконаний в таблиці 3.13.

Таблиця 3.13 - Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра гірничої виробки

| Елементи вартості | Витрати за елементами (Z_e), грн | Вартість проведення 1 погонного метра ($Z_e / V_{мес}$), грн |
|-------------------------------------|--------------------------------------|--|
| 1. Матеріальні витрати - всього | 769000,37 | 3272,3 |
| в тому числі: | | |
| допоміжні матеріали | 464718,67 | 1977,5 |
| електроенергія | 304281,7 | 1294,8 |
| 2. Витрати на оплату праці | 607459,3 | 2584,9 |
| 3. Відрахування на соц. страхування | 217430,8 | 925,2 |
| 4. Амортизація основних фондів | 260950,0 | 1110,4 |
| РАЗОМ | 1854840,5 | 7892,9 |

Висновки

Згідно завдання на дипломний проект, складений проект спорудження вентиляційного штреку пл. k_7^H гор. 505 м.

В якості основного питання розглянута технологія спорудження вентиляційного штреку пл. k_7^H на глибині 670 м. Штрек призначається для підготовки пласту k_7^H , транспортування вугілля, вантажів, а також для пересування людей, вентиляції, стоку води.

Проведення штреку у дипломному проекті запропоновано виконати комбайновим способом із застосуванням прохідницького комбайну вибіркової дії П 110 з перевантажувачем ПТК-3у і вантаженням гірської маси на стрічковий телескопічний конвеєр 1ЛТП-80К. Оскільки при експлуатації штрек потрапить у зону шкідливої дії очисних робіт, запропоновано посилити основне кріплення встановленням по контуру виробки сталеполімерних анкерів із закріпленням швидкотвердіючим хімічним складом. Несуча спроможність такого анкера складає 70...250 кН. Запропонована технологія дозволить забезпечити швидкість проведення виробки 235 м/міс із кошторисною вартістю 7892,9 грн/п.м.

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

Список використаної літератури

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

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

40. Стельмах В. М., Бабіюк Г. В., Леонов А. А. Повышение експлуатаційної надійності підготовчих вироблень на шахті "Перевальська" // Вугілля України.— 1996.— №2.
41. Симвуліді І. А. Розрахунок інженерних конструкцій на пружній підставі: Навчальн. допомога для будів, спец. вузів.— М.: Вища школа, 1987.
42. Лисичкин В. Г., Зислин Ю. А., Бе^лявский Г. П. Анализ некоторых тенденций применения металлических арочных крепей для подготовительных выработок угольных шахт // Шахтное строительство, — 1984.—№ 1.—С. 8—9.
43. Компанец В. Ф. Совершенствование сталей для крепей и защита их от коррозии.—Уголь Украины, 1995.—№ 9.—С. 16—18.
44. Штумпф Г. Г., Егоров П. В., Лебедев А. В. Крепление и поддержание горных выработок.—М.: Недра, 1993.—427 с.
45. Якоби О. Практика управления горным давлением.—М.: Недра, 1987.-566 с.
46. Фармер Я. Выработки угольных шахт.—М.: Недра, 1990.—269 с.
47. Ардашев К. А. и др. Опыт охраны и поддержания капитальных и подготовительных выработок на глубоких шахтах ЧССР. Обзор. — М.: ЦНИЭИуголь, 1981. - 33с.
48. Перек Я. Новые виды штрековых крепей для особо сложных горно-геологических условий // ^Час1ото8С1 Согтсхе.—1979,— №6. — 8. 137-142.
49. Найдов М. И., Петров А. И., Широков А. П. Поддержание сопряжений горных выработок.—М.:Прометей, 1990. — 240с.
50. Селезень А. Л. Состояние подготовительных выработок и пути повышения их устойчивости // Уголь Украины.—1987.— № 5.—С. 25—27.
51. Казакевич Э. В., Лисковский Н. Г. Эффективная антикоррозионная защита металлов - актуальная задача шахтостроителей // Шахтное строительство.— 1989.— № 2.—С. 5—6.
52. Тупиков Б. Т., Селезень Н. Л., Зигель Ф. С. Арочная крепь для механизированного крепления выработок при комбайновом проведении // Уголь Украины.-1992.-М9 12.-С. 33-36.
53. Косков И. Г. Новые материалы и конструкции крепи горных выработок.—М.: Недра, 1987.—196 с.
54. Литвинский Г. Г., Гайко Г. И. Прогноз устойчивости стальной арочной крепи.—Уголь Украины.—1993.—№ 6.—С. 33—36.
55. Заславский И. Ю., Компанец В. Ф., Файвищенко А. Г., Клещенко В. М. Повышение устойчивости подготовительных выработок угольных шахт.—М.: Недра, 1991.-235 с.
56. Заславский Ю. З. Исследование проявлений горного давления в капитальных выработках глубоких шахт Донецкого бассейна.—М.: Недра, 1966.-160 с.