

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра фармації, виробництва та технологій

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

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

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

**Проект заходів щодо запобігання підняття підшви у підготовчих
виробках ш. "Новодружеська" ПАТ "Лисичанськвугілля"**

Виконав: студент групи Гір-20дм Кладов М.О.

.....
(підпис)

Керівник: Антощенко М.І.

.....
(підпис)

Завідувач кафедри: Тарасов В.Ю.

.....
(підпис)

Рецензент:

.....
(підпис)

Севєродонецьк 2021

СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ

Факультет інженерії

Кафедра фармації, виробництва та технологій

Освітньо-кваліфікаційний рівень: магістр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

“ ____ ” _____ 2021 року

**З А В Д А Н Н Я
НА ДИПЛОМНИЙ ПРОЕКТ СТУДЕНТУ**

Кладову Микиті Олександровичу

1. Тема роботи: "Проект заходів щодо запобігання підняття підшви у підготовчих виробках ш. "Новодружеська" ПАТ "Лисичанськвугілля"
Керівник роботи: Антощенко Микола Іванович, проф.,
затверджені наказом закладу вищої освіти від 16.11.21 р. № 177/15.23
2. Строк подання студентом роботи: 10.12.21 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. Геологічний розтин родовища.
 2. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
 3. Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею в лаві.
 4. Паспорт проведення та кріплення підготовчої виробки.
 5. Схема провітрювання шахти.
 - 6, 7. Основна частина проекту.
 8. Економічна частина проекту.

6. Консультанти розділів проекту

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

7. Дата видачі завдання 04.11.21

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

| № з/п | Назва етапів дипломного проекту | Строк виконання етапів проекту | Примітка |
|-------|---|--------------------------------|----------|
| 1 | Геологія родовища | 08.11.21-12.11.21 | |
| 2 | Границі та запаси шахтного поля | 13.11.21-14.11.21 | |
| 3 | Розробка основних напрямків проекту | 15.11.21-16.11.21 | |
| 4 | Технологічні схеми ведення виймальних робіт, виробнича потужність шахти | 17.11.21-18.11.21 | |
| 5 | Розкриття, підготовка та система розробки | 19.11.21-20.11.21 | |
| 6 | Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення виробки | 21.11.21-26.11.21 | |
| 7 | Магістральний транспорт | 27.11.21 | |
| 8 | Провітрювання шахти | 28.11.21-29.11.21 | |
| 9 | Технологічний комплекс поверхні | 30.11.21 | |
| 10 | Охорона праці. Охорона навколишнього середовища. Заходи ЦО | 01.12.21-02.12.21 | |
| 11 | Основна частина проекту | 03.12.21-07.12.21 | |
| 12 | Економічна частина проекту | 08.12.21-09.12.21 | |

Студент _____

Кладов М.О.

Керівник проекту _____

Антощенко М.І.

РЕФЕРАТ

Дипломний проект містить: 148 стор., 25 рис., 41 табл., 168 формул, 8 аркушів графічної частини.

Об'єкт проектування: шахта "Новодружеська" ПАТ "Лисичанськвугілля".

Ціль дипломного проектування – розробка заходів щодо запобігання підняття підшви у підготовчих виробках ш. "Новодружеська" ПАТ "Лисичанськвугілля".

Методи – розрахунок, техніко-економічне обґрунтування.

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання підготовки пласту і вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт по пл. k_8 прийнятий комплекс 2МКДД з комбайном КДК 500 з добовим навантаженням 1150 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пласту k_8 . Для механізації проведення виробок прийнятий прохідницький комбайн 4ПП 5. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання шахти та магістрального транспорту. В основній частині вирішені питання, пов'язані з обґрунтуванням заходів щодо запобігання підняття підшви у виробках пл. k_8 . Для боротьби зі зди曼ням підшви запропоноване активне розвантаження порід з наступним їх зміцненням.

Очікуваний річний економічний ефект складе 91 млн. грн., а строк окупності капіталовкладень – 4,3 року.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "Новодружеська" при розробці програми розвитку гірничих робіт та складанні бізнес-планів.

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ОХОРОНА ВИРОБОК, ЗМІЦНЕННЯ ПІДОШВИ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

ЗМІСТ

| | Стор. |
|--|-------|
| ВСТУП..... | 6 |
| 1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ..... | 7 |
| 1.1 Геологія родовища..... | 7 |
| 1.1.1 Загальні відомості про шахту..... | 7 |
| 1.1.2 Геологічна будова шахтного поля..... | 7 |
| 1.2 Границі і запаси шахтного поля..... | 10 |
| 2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ..... | 13 |
| 2.1 Розробка основних напрямків проекту..... | 13 |
| 2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи..... | 14 |
| 2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів..... | 20 |
| 2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів..... | 20 |
| 2.3.2 Розкриття шахтного поля..... | 28 |
| 2.3.3 Капітальні гірничі виробки..... | 28 |
| 2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок..... | 32 |
| 2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8 | 32 |
| 2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта k_8 | 47 |
| 2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці..... | 61 |
| 2.4.4 Провітрювання ділянки..... | 63 |
| 2.4.5 Енергопостачання ділянки..... | 78 |
| 2.4.6 Заходи щодо охорони праці і безпеки робіт..... | 81 |
| 2.5 Магістральний транспорт..... | 83 |
| 2.6 Провітрювання шахти..... | 86 |
| 2.7 Технологічний комплекс поверхні шахти..... | 95 |
| 2.8 Охорона праці..... | 97 |
| 2.9 Охорона навколишнього середовища..... | 103 |
| 2.9.1 Охорона атмосфери..... | 103 |
| 2.9.2 Охорона гідросфери..... | 106 |
| 2.9.3 Охорона літосфери..... | 106 |
| 2.10 Цивільна оборона..... | 109 |
| 3 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ..... | 113 |
| 4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ..... | 133 |
| ВИСНОВКИ..... | 146 |
| ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ..... | 147 |

ВСТУП

Немає потреби доводити роль і значення головного енергоносія в Україні - вугілля. Історія становлення і розвитку вугільної промисловості України красномовно показує, що саме вугілля було гарантом бурхливого розвитку економіки як колишнього СРСР, так і України.

Сьогодні вугільна промисловість нашої країни переживає не кращі часи: знижені обсяги проведення гірничих виробок і обсяги видобутку вугілля, закриваються шахти, велика плинність кадрів на вугільних підприємствах. Усе це явилось наслідком економічного спаду в Україні.

Причинами цього (окрім об'єктивних – заглиблення гірничих робіт, ускладнення умов розробки пластів та ін.) з'явилися старіння шахтного фонду, зношеність устаткування, відсутність високоефективної виїмкової техніки. Крім цього, до них додалося ще й незадовільне матеріально-технічне постачання (недопоставки устаткування, лісних матеріалів, металевого кріплення та інших матеріалів виробничого призначення).

Разом з тим, програмою "Українське вугілля", прийнятою Кабінетом Міністрів у вересні 2001 р., передбачено підвищення обсягів видобутку вугілля до 110 млн. т у 2025 р. Програма передбачає поступове збільшення бюджетного фінансування вугільної галузі. Загалом у 2001-2025 рр. на її розвиток планується направити 46,22 млрд. грн.

Необхідність цього зумовлена зростанням ролі вугілля як енергетичного палива у зв'язку із зменшенням постачань в Україну нафти і газу та прийнятим курсом на забезпечення країни внутрішніми енергоресурсами. Програмою передбачається здійснити комплекс заходів, спрямованих на підвищення конкурентноздатності вугілля, за рахунок збільшення потужності шахт, підлеглих реконструкції; будівництва нових великих шахт; комплексної механізації основних та допоміжних процесів при веденні гірничих робіт.

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

Дійсний дипломний проект, метою якого є розробка заходів щодо запобігання підняття підшви у підготовчих виробках ш. "Новодружеська", виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у проекті задач відповідає вимогам виданого завдання.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта "Новодружеська" розташована в м. Новодружеськ Луганської області. Шахта входить до складу ПАТ "Лисичанськвугілля".

Близько від шахти розташовані наступні населені пункти та міста: Лисичанськ, Привілля, Рубіжне, Шипилівка, Синецький.

Транспортна мережа представлена залізничними шляхами загального користування, під'їзними шляхами до шахти, автодорогами міжрайонного та місцевого значення.

Джерелом електропостачання є мережа "Донбаська електроенергетична система". Електропостачання шахти здійснюється від ПС "Новодружеська".

Водопостачання здійснюється від мережі міськводоканалу м. Новодружеськ. Ринком збуту є українські ТЕС.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові шахтного поля беруть участь відкладення середнього та верхнього відділів карбонів світ C_3^1 , C_2^5 , C_2^6 та C_2^7 , що перекриті на півдні і південному заході відкладеннями мезо-кайнозою тріасового, крейдяного і четвертинного віку. Світа C_3^1 не містить вугільних пластів з кондиційними запасами.

По схилам рік, балок, оврагів породи карбону оголюються на поверхню у вигляді потужних товщ пісковиків, висипів вапняків, а місцями виходів вугільних пластів у вигляді сажі.

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

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

| Індекс свити | Потужність, м | Літологічний склад | | | | | Робочі вугільні пласти | Маркіруючі горизонти |
|--------------|---------------|--------------------|--------------------|-------------------|-----------------|-------------------|--|------------------------------------|
| | | пісковик | алевроліт | аргіліт | вугілля | вапняк | | |
| | | $\frac{м}{\%}$ | $\frac{м}{\%}$ | $\frac{м}{\%}$ | $\frac{м}{\%}$ | $\frac{м}{\%}$ | | |
| C_2^7 | 280 | $\frac{6}{2,2}$ | $\frac{171}{61,0}$ | $\frac{58}{20,8}$ | $\frac{8}{2,7}$ | $\frac{37}{13,3}$ | $m_7^6, m_6^3, m_6^2,$ m_3^8, m_3^{cp+n}, m_3^u | M_9, M_8, M_7 M_6, M_3 |
| C_2^6 | 180 | $\frac{49}{27,4}$ | $\frac{58}{32,0}$ | $\frac{59}{33,0}$ | $\frac{7}{3,8}$ | $\frac{7}{3,8}$ | $l_8, l_6, l_5,$ l_3, l_2^1, l_1^1 | L_8, L_7, L_6 L_4, L_3, L_1 |
| C_2^5 | 240 | $\frac{127}{53,0}$ | $\frac{46}{19,2}$ | $\frac{50}{20,9}$ | $\frac{3}{1,4}$ | $\frac{13}{5,5}$ | k_8^u, k_7^l, k_7 | K_8 |

1.1.2.2 Тектоніка

В тектонічному відношенні поле шахти приурочено до північно-східного крила Бахмутської улоговини. Простягання порід карбону змінюється від північно-західного на більшій частині шахтного поля, до субширотного на сході. Падіння порід південно-західне під кутами від 9° до 50° .

Значні зміни кутів падіння обумовлені наявністю двох флексурних перегинів. Простягання флексурних перегинів широтне. Кути падіння збільшуються до $30...50^\circ$. Середні кути падіння по полю шахти рівні $15...20^\circ$. На незначній площі, в східній частині шахтного поля, моноклінальне залягання порід ускладнено північно-західним закінченням Поздовжнього скиду, що має амплітуду зміщення до 38 м. Простягання скиду змінюється від субмеридіонального до субширотного, кути падіння площини зміщувача $35...55^\circ$, ширина порушеної зони – 70 м.

На площі шахтного поля є мілкі порушення з розривом і без розриву суцільності з амплітудою від 0,2 до 7,5 м, які ускладнюють ведення гірничих робіт. Простягання цих порушень північно-східне, падіння південно-східне під кутами $20-40^\circ$. Часто вони супроводжуються малоамплітудними тріщинами сколу (0,1-0,2 м). Показник диз'юнктивності для шахти – $0,04-0,8 \text{ км/км}^2$, що характерно для родовищ з простою тектонікою.

По складності геологічної будови поле шахти віднесено до I групи складності.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочих вугільних пластів наведена в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

| Індекс пласта | Потужність пласта, м | | Відстань між пластами | Будова | Витриманість |
|---------------|--------------------------|--------------------------|-----------------------|---------|---------------------|
| | Загальна | Корисна | | | |
| | Від – до середня | Від – до середня | | | |
| ℓ_2 | $\frac{0,95-1,09}{1,02}$ | $\frac{0,95-1,09}{1,02}$ | 55 | проста | витриманий |
| k_8 | $\frac{1,30-1,50}{1,40}$ | $\frac{1,25-1,45}{1,35}$ | | складна | відносно витриманий |

1.1.2.4 Якість вугілля

Характеристика якості вугілля наведена в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

| Індекс пласта | Показники якості | | | | | Марки вугілля |
|---------------|-------------------------|-----------------------|------------------------|-------------------------------------|---|---------------|
| | Зольність $A^{daf}, \%$ | Вологість $W_t^r, \%$ | Сірчаність $S_t^d, \%$ | Вихід летючих речовин $V^{daf}, \%$ | Вища теплотворна спроможність $Q_B^{daf}, \text{ккал/кг}$ | |
| ℓ_2 | 19,2 | 10,0 | 4,2 | 6,9 | 8047 | ДГ |
| k_8 | 16,5 | 10,2 | 2,6 | 7,0 | 7736 | ДГ |

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Надходження води в гірничі виробки відбувається зі сторони покрівлі у вигляді капежу і висачування з підшви.

Шахтні води за своїм складом хлоридно-сульфатно-натрієві з мінералізацією 6,6...7,1 г/дм³. Жорсткість води 34 ммоль/дм³, рН – 7,5.

По відношенню до металевих конструкцій води середньоагресивні, до бетонів – слабоагресивні.

Вміст токсичних елементів в шахтній воді в основному не перевищує ГДК за виключенням трьохвалентного хрому, вміст якого перевищує ГДК в 10 разів.

В цілому гідрогеологічні умови відробки пластів в шахтному полі класифікуються як прості.

Фактичні водопритоки в шахту складають:

$$Q_{\text{норм}} = 40 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$Q_{\text{макс}} = 69 \text{ м}^3/\text{год}.$$

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Основні відомості про бічні породи вугільних пластів наведені в табл. 1.4.

Таблиця 1.4 – Основні відомості про бічні породи вугільних пластів

| Пласт | Безпосередня покрівля | | | Основна покрівля | | | Безпосередня підшва | | | | | |
|----------|-----------------------|---------------|----------------|---------------------|------------|---------------|---------------------|---------------------|------------|---------------|----------------|---------------------|
| | Тип породи | Потужність, м | Коеф. міцності | Категорія по ДонВУГ | Тип породи | Потужність, м | Коеф. міцності | Категорія по ДонВУГ | Тип породи | Потужність, м | Коеф. міцності | Категорія по ДонВУГ |
| ℓ_2 | вапняк | 1,9 | 8 | Б ₅ | аргіліт | 6,2 | 4 | А ₁ | алевроліт | 9,6 | 5 | П ₃ |
| k_8 | алевроліт | 1,2 | 5 | Б ₄ | алевроліт | 9,5 | 5 | А ₂ | аргіліт | 2,3 | 4 | П ₂ |

Категорія шахти за газом метаном – надкатегорійна.

Пласти ℓ_2 та k_8 безпечні за раптовими викидами вугілля і газу, безпечні по гірничим ударам, небезпечні по вибуховості вугільного пилу.

Абсолютна метановість пл. k_8 – 1,58 м³/хв.

Виробки, що проводяться по пісковикам, алевролітам і аргілітам, будуть сілікозонебезпечними.

Геотермічні умови відносно сприятливі – температура вміщуючих порід коливається від 18 до 24°C, максимальна – 32°C. Геотермічний градієнт складає 2,5°C на 100 м.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями шахтного поля є:

- по повстанню на північному сході – границя гідного вугілля;
- по падінню на південному заході – ізогіпса "- 900";
- по простяганню:
 - на північному заході – загальна границя з ш. "Привільнянська";
 - на південному сході – загальна границя з ш. ім. Д.Ф. Мельникова.

Розміри шахтного поля:

- по простяганню – 4400 м;
- по падінню – 3300 м.

Площа шахтного поля – 14,52 км².

Розміри ділянки шахтного поля, яка залишилася до відпрацювання:

- по простяганню – 4400 м;
- по падінню – 600 м.

Площа ділянки шахтного поля, яка залишилася до відпрацювання – 2,64 км².

Розвідка шахтного поля здійснена мережею геологічних розвідницьких свердловин з відстанню між ними 250-500 м.

По категоріях розвіданості запаси вугілля розподілені: А=30 %; В=30 %; С₁=40 %.

Визначимо запаси шахтного поля способом середнього арифметичного, тому що кут падіння пласта у межах ділянки, що проектується, коливається не значно (2-3°) за формулою:

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

де S_r – горизонтальна проекція пласта, м²;

$m_{\text{ср}}$ – середня нормальна корисна потужність пласту, м;

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³.

Результати підрахунку запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок балансових запасів

| Індекс пласта | $S_{\text{нак}},$ м ² | $m_{\text{ср.п.}},$ м | $\gamma,$ т/м ³ | Q, тис.т | Примітка |
|---------------|-------------------------------------|--------------------------|-------------------------------|-------------|----------|
| ℓ'_2 | 2640000 | 1,02 | 1,31 | 3527 | |
| k_8 | 2640000 | 1,35 | 1,33 | 4740 | |
| Разом | | | | 8267 | |

Визначимо проектні втрати вугілля.

Втрати вугілля в цілику під проммайданчик не розраховуємо, тому що вертикальні виробки розташовані в відпрацьованій частині шахтного поля ($\Pi_1 = 0$).

Визначимо втрати в бар'єрних ціликах:

$$\Pi_2 = l \cdot d \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.2)$$

де l – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, м;

$$d = 5 \cdot m + 0,05 \cdot H + 0,002 \cdot L, \text{ м}, \quad (1.3)$$

де H – глибина цілика від земної поверхні, м;

L – довжина ходу маркшейдерської зйомки від стовбура до цілика, м.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат вугілля в бар'єрних ціликах

| Індекс пласта | m , м | H , м | L , м | d , м | l , м | γ , т/м ³ | Π_2 , т |
|--|---------|---------|---------|---------|---------|-----------------------------|-------------|
| втрати в цілику з ш. "Привільнянська" | | | | | | | |
| \mathcal{C}'_2 | 1,02 | 750 | 3550 | 51 | 600 | 1,31 | 41000 |
| k_8 | 1,35 | 870 | 3650 | 56 | 600 | 1,33 | 58000 |
| втрати в цілику з ш. ім. Д.Ф. Мельникова | | | | | | | |
| \mathcal{C}'_2 | 1,02 | 750 | 3050 | 49 | 600 | 1,31 | 37000 |
| k_8 | 1,35 | 870 | 3150 | 54 | 600 | 1,33 | 54000 |
| Разом | | | | | | | 190000 |

Втрати вугілля біля геологічних порушень не розраховуємо, тому що ділянку шахтного поля, яка залишилася до відпрацювання, не перетинають геологічні порушення ($\Pi_3 = 0$).

Визначимо проектні експлуатаційні втрати:

$$\Pi_4 = [Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3)] \cdot c, \text{ т}, \quad (1.4)$$

де $Q_{\text{бал}}$ – балансові запаси шахти, т;

c – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$\Pi_4 = [8267000 - (0 + 190000 + 0)] \cdot 0,04 = 323000 \text{ т}.$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

$$\Sigma \Pi = \frac{\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4}{Q_{\text{бал}}} \cdot 100\% \leq 15\%; \quad (1.5)$$

$$\Sigma\Pi = \frac{0 + 190000 + 0 + 323000}{8267000} \cdot 100 = 6,2 < 15 \%,$$

умова виконується.

Визначимо промислові запаси шахти:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4), \text{ т}, \quad (1.6)$$

$$Q_{\text{пр}} = 8267000 - (0 + 190000 + 0 + 323000) = 7754000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 7,7 \text{ млн. т.}$$

Строк служби шахти:

$$T = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{ш,р}}}, \text{ років}, \quad (1.7)$$

де $A_{\text{ш,р}}$ – річний видобуток шахти, тис.т;

$$T = \frac{7754}{600} = 13 \text{ років.}$$

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Видобуток шахти за останні роки представлений в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Видобуток шахти за 2018-2020 роки

| № | Показник | Од. вимір. | Роки | | |
|---|-----------------------------|---------------|------|------|------|
| | | | 2018 | 2019 | 2020 |
| 1 | Річний видобуток вугілля | тис. т | 20,3 | 18,6 | 19,5 |
| 2 | Зольність здобутого вугілля | % | 43,3 | 33,1 | 32,8 |

Основні техніко-економічні показники роботи шахти приведені в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік

| № | Показник | Од. вимір. | Значення | |
|----|---|---------------|----------|----------|
| | | | План | Факт |
| 1 | Проектна потужність | тис. т | 450 | 18,6 |
| 2 | Виробнича потужність | тис. т | 20,0 | 18,6 |
| 3 | Навантаження на очисний вибій | т/добу | 0 | 00 |
| 4 | Швидкість проведення виробок | м/міс | 10 | 35 |
| 5 | Чисельність трудящих | чол. | 667 | 586 |
| 6 | в т.ч. ГРОВ | чол. | 50 | 56 |
| 7 | Продуктивність праці трудящих з видобутку | т/міс | 4,8 | 3,8 |
| 8 | Середня заробітна плата | грн/міс | 11730,1 | 11613,3 |
| 9 | Зольність вугілля | % | 35,6 | 33,1 |
| 10 | Собівартість вугілля | грн/т | 10403,64 | 11990,00 |
| 11 | Ціна реалізуемого вугілля | грн/т | 3130,00 | 3150,00 |

Схема підготовки шахтного поля – етажна.

З 2013 року шахта не має очисних вибоїв. В дійсний час ведуться роботи з відпрацювання ціликів по пл. k₈.

В дійсний час проводяться 2 підготовчі виробки – віткатний штрек гор.730 м та вентиляційний штрек пл.k₈^н. Обидві виробки проводять за допомогою відбійних молотків ВМ-2 та закріплюють дерев'яним кріпленням.

Загальна протяжність всіх виробок на шахті – 31,8 км.

Доставка вугілля від забоїв до приймально-відправного майданчика вантажо-людського ствола №2 гор. 680 м здійснюється у вагонетках ВГ-2,5 за допомогою електровозів АМ-8Д, далі вагонетки з вугіллям підіймаються в кліті на поверхню. Також локомотивний транспорт застосовується для доставки матеріалів та обладнання в шахту на гор. 680 м, а також для видачі гірничої маси від проведення та ремонту виробок.

Недоліки технологічних схем:

- відсутні очисні вибої;
- підготовчі виробки проводять по застарілій технології;
- відсутні стрічкові конвеєра;
- в цілому на шахті вся техніка морально та фізично застаріла.

На основі проведеного аналізу можна визначити наступні задачі проекту:

- розрахувати кількість очисних вибоїв для забезпечення виробничої потужності;
- вибрати раціональний спосіб підготовки та раціональну систему розробки;
- вибрати очисне, прохідницьке та транспортне устаткування;
- обґрунтувати заходи щодо запобігання підняття підшви у підготовчих виробках.

2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи

Для вибору засобів механізації очисних робіт необхідно зробити прогноз поведінки порід в очисному вибої. Прогноз здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз".

Результати розрахунку представлені на листингу 2.1:

Пласт k_8 :

- основна покрівля – неважкообвалювана;
- безпосередня покрівля – середньої стійкості;
- "хибна" покрівля – не утворюється;
- підшва пласта – стійка;
- водоприток у лаву $< 1\text{м}^3/\text{год}$.

Вибір видобувного устаткування і технологічної схеми ведення очисних робіт здійснюємо з урахуванням вимог ПБ [1], орієнтуючись на застосування вузькозахватної техніки.

У даних гірничо-геологічних умовах можливе застосування наступних варіантів технологічних схем:

- технологічна схема з застосуванням вузькозахватних комбайнів і індивідуального кріплення;
- технологічна схема з застосуванням механізованих комплексів.

Так як застосування мехкомплексу дозволяє підвищити середньодобове навантаження на лаву і продуктивність праці ГРОВ більше, ніж у 2 рази в порівнянні з комплектами вузькозахватного устаткування з індивідуальним кріпленням, то приймаємо технологічну схему з використанням механізованого комплексу, причому для забезпечення потокової організації робіт транспорт вугілля з лави доцільно здійснювати конвеєрним транспортом.

Вибір комплексу здійснюємо на основі аналізу областей їх застосування [2] у залежності від потужності пласта, кута його падіння, категорій покрівлі по стійкості і обвалюванню та ін.

Розрахунок проводимо для пласта k_8 . У даних умовах можливе застосування наступних комплексів:

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

| НАИМЕНОВАНИЕ ФАКТОРА И ЕГО ОБОЗНАЧЕНИЕ | | ЗНАЧЕНИЕ ФАКТОРА |
|---|------|---------------------|
| УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ : | | |
| ----- | | |
| вынимаемая мощность, м | X11 | 1.40 |
| угол падения, град | X21 | 16.0 |
| марка угля | X81 | 2.0 |
| сопротивление угля резанию, Н/мм | X66 | 250.0 |
| плотность угля, т/м ³ | X63 | 1.33 |
| содержание серы, % | X89 | 2.5 |
| наличие дизъюнктивных нарушений | X69 | 1.0 |
| наличие пликативных нарушений | X70B | 1.0 |
| ОСНОВНАЯ КРОВЛЯ : | | |
| ----- | | |
| мощность пород, м | X93 | 8.0 |
| прочность пород, МПа | X74 | 60.0 |
| НЕПОСРЕДСТВЕННАЯ КРОВЛЯ : | | |
| ----- | | |
| принадлежность пород: | | |
| литологическая | X77 | 1.0 |
| фациальная | X85 | 1.0 |
| мощность нижнего слоя, м | X86 | 4.5 |
| мощность всей кровли, м | X71 | 4.5 |
| прочность пород, МПа | X78 | 50.0 |
| частота трещин, шт/м | X79 | 3.0 |
| НЕПОСРЕДСТВЕННАЯ ПОЧВА : | | |
| ----- | | |
| литологическая принадлежность пород | X88 | 1.0 |
| мощность, м | X84 | 6.0 |
| крепость пород по М.М. ПРОТОДЬЯКОНОВУ | X82 | 5.0 |
| ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ : | | |
| ----- | | |
| глубина работ, м | X13 | 780.0 |
| тектонический район по ПО В.С. ПОПОВУ | X90B | 2.0 |
| положение лавы в складчатой структуре | X83 | 2.0 |
| наличие подработки или надработки | X91 | 1.0 |
| порядок отработки | X95 | 1.0 |
| направление отработки | X92 | 1.0 |
| длина лавы, м | X15 | 200.0 |
| длина выемочного участка, м | X12 | 1575.0 |
| вид механизации очистного забоя | X62 | 1.0 |
| ширина захвата комбайна (шаг выемки), м | X101 | .8 |
| рабочее сопротивление крепи, МПа | X73 | 900.0 |
| количество стоек под верхняк, шт | X67 | 4.0 |
| количество добычных смен в сутках | X99 | 3.0 |
| продолжительность добычной смены, мин | X100 | 360.0 |

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

| | НАИМЕНОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ | ЗНАЧЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ |
|-------|--|--------------------------------|
| | 1. ИНДЕКС ПЛАСТА | k8 |
| X87=1 | 2. ОБРУШАЕМОСТЬ КРОВЛИ (X87) | НЕ ТРУДНООБРУШАЕМАЯ, |
| | 3. УСТОЙЧИВОСТЬ ПОРОД НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ КРОВЛИ (X16) | СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ, X16=2 |
| | 4. ВОДОПРИТОК В ЛАВУ, м3/час (X76) | < 1 |
| | 5. УСТОЙЧИВОСТЬ И СТЕПЕНЬ ПУЧЕНИЯ ПОЧВЫ (X19) | УСТОЙЧИВОСТАЯ X19 = 2 |
| | 6. ОБРАЗОВАНИЕ ЛОЖНОЙ КРОВЛИ (X94) | НЕ ОБРАЗУЕТСЯ, X94 = 1 |
| | 7. ПРЕКТНАЯ ДОБЫЧА, т : | |
| | суточная (X50В) | 897.2 |
| | за цикл (X104) | 230.0 |
| | месячная (X105) | 22425 |
| | годовая (X106) | 286650 |
| | 8. КОЛИЧЕСТВО ДОБЫЧНЫХ ЦИКЛОВ В СМЕНУ (X107) | 3.9 |
| | 9. ПОДВИГАНИЕ ЛАВЫ, м : | |
| | за цикл (X101) | 0.63 |
| | суточное (X80В) | 2.4 |
| | месячное (X103) | 61.4 |
| | годовое (X14) | 737.0 |
| | 10. КОНЕЧНАЯ ДЛИНА ЛАВЫ, м (X15) ... | 200 |

- 3МКД 90 з комбайном РКУ 13;
- 2МКДД з комбайном КДК 500;
- 1МДТ з комбайном ГШ 200.

Порівняння варіантів робимо по фактору забезпечення максимального навантаження на очисний вибій.

Розрахунок навантаження по організаційно-технічному фактору робимо на ПК по програмі.

Відповідно до зроблених розрахунків (див. листинг 2.2) найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу 2МКДД з комбайном КДК 500 і складе при кількості циклів на добу 5 – 1150 т/добу.

Розрахунок нормативного навантаження здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз", відповідно до якого (див. листинг 2.1) нормативне навантаження на лаву складе 897 т/добу.

Перевірку навантаження по газовому фактору робимо у пункті 2.4.4.

Визначимо оптимальний річний видобуток шахти та кількість одночасно розроблюємих пластів по методиці проф. А.С. Малкіна [3]:

$$A_{ш.р.} = (k_{пл} + k_{н.о.в.}) \sqrt{Z_{пр} \frac{m_{о.р.}}{m_{сум}} k_{глиб}}, \text{ тис.т.}, \quad (2.1)$$

де $k_{пл}$ – коефіцієнт, що враховує вплив числа вугільних пластів шахтному полі і прийнятих до одночасної розробки;

$$k_{пл} = \frac{n_{пл.ор} + \sqrt{n_{пл} - n_{пл.ор}}}{\sqrt{n_{пл}}}, \quad (2.2)$$

де $n_{пл.ор}$ – кількість пластів, прийнятих до одночасної розробки;

$n_{пл}$ – кількість пластів в шахтному полі;

$k_{н.о.в.}$ – коефіцієнт, що враховує вплив навантаження на очисний вибій на рівень проектної потужності шахти;

$$k_{н.о.в.} = \sqrt{\psi_6 \cdot A_{ов} \cdot \frac{m_{сер}}{m_{рі}}}, \quad (2.3)$$

де ψ_6 – коефіцієнт, що демонструє ступінь впливу середнього навантаження на очисний вибій на річну потужність шахти;

$A_{ов}$ – місячне навантаження на очисний вибій, т/міс;

$m_{сер}$ – середня потужність вугільних пластів в шахтному полі, м;

$m_{рі}$ – потужність і-го пласту, для якого розраховане навантаження на очисний вибій, м;

$Z_{пр}$ – промислові запаси шахтного поля, тис. т;

$m_{о.р.}$ – потужність пластів, прийнятих до одночасної розробки, м;

$m_{сум}$ – сумарна потужність пластів в шахтному полі, м;

$k_{глиб}$ – коефіцієнт, що враховує вплив глибини розробки і кута падіння пластів;

Фамилия студента Кладов
 Имя студента ЗМКД 90 с РКУ 13
 Исходные данные 1-го массива
 1.4 0.63 1.33 250 0.85 1 200 0.089 1 1.1 1 1.053 20 200 0 35 0
 0 0.98 0 0 0.02 0.08 0.03 360 20 3
 Рабочая скорость комбайна 2.014787
 Время выемки угля комбайном 131.3253
 Время подготовки к очередному циклу 48.02587
 Добыча с цикла 230.2582
 Время технологических перерывов 15
 Потери времени 30.29523
 Продолжительность цикла 110.2489
 Количество циклов 4.847411
 Суточная добыча 1104.714

Фамилия студента Кладов
 Имя студента 2МКДД с КДК 500
 Исходные данные 1-го массива
 1.4 0.63 1.33 250 0.85 1 200 0.089 1 1.1 1 1.053 20 200 0 35 0
 0 0.98 0 0 0.02 0.08 0.03 360 20 3
 Рабочая скорость комбайна 2.415478
 Время выемки угля комбайном 115.1547
 Время подготовки к очередному циклу 47.15478
 Добыча с цикла 230.2582
 Время технологических перерывов 15
 Потери времени 35.14578
 Продолжительность цикла 120.1487
 Количество циклов 5.065847
 Суточная добыча 1150.641

Фамилия студента Кладов
 Имя студента 1МДТ с ГШ 200
 Исходные данные 1-го массива
 1.4 0.63 1.33 290 0.85 1 200 0.089 1 1.1 1 1.053 15 200 0 35 0
 0 0.98 0 0 0.02 0.08 0.03 360 15 3
 Рабочая скорость комбайна 2.625478
 Время выемки угля комбайном 110.1457
 Время подготовки к очередному циклу 39.25476
 Добыча с цикла 230.2582
 Время технологических перерывов 15
 Потери времени 21.21487
 Продолжительность цикла 107.3069
 Количество циклов 4.611478
 Суточная добыча 1058.148

$$k_{\text{глиб}} = 1 + \frac{H_{\text{в.м}}}{H_{\text{н.м}}}, \quad (2.4)$$

де $H_{\text{в.м}}$ – глибина верхньої границі шахтного поля, м;
 $H_{\text{н.м}}$ – глибина нижньої границі шахтного поля, м

$$k_{\text{глиб}} = 1 + \frac{200}{1200} = 1,17;$$

$$k_{\text{н.о.в}} = \sqrt{0,8 \cdot 34500 \cdot \frac{1,2}{1,4}} = 1,4;$$

$$k_{\text{шл}} = \frac{1 + \sqrt{2-1}}{\sqrt{2}} = 2;$$

$$A_{\text{ш.р.}} = (2 + 1,4) \cdot \sqrt{7754 \cdot \frac{1,4}{2,42} \cdot 1,17} = 698 \text{ тис. т.}$$

Приймаємо найближчу меншу типову проектну потужність шахти $A_{\text{шр}} = 600$ тис. т.

Повний термін служби шахти:

$$T = T_{\text{розр}} + t_{\text{осв}} + t_{\text{згас}}, \text{ лет}, \quad (2.5)$$

де $T_{\text{розр}}$ – розрахунковий термін служби шахти, років;

$t_{\text{осв}}$ – час на освоєння виробничої потужності шахти, років (при $A_{\text{шр}} = 600$ тис. т $t_{\text{осв}} \leq 3$ роки);

$t_{\text{згас}}$ – час на згасання видобутку, років ($t_{\text{згас}} = 1$ рік);

$$T_{\text{розр}} = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{шр}}}, \text{ років}; \quad (2.6)$$

$$T_{\text{розр}} = \frac{7754000}{600000} = 13 \text{ років};$$

$$T = 13 + 1 + 1 = 15 \text{ років.}$$

Режим роботи шахти по видобутку:

- число робочих днів за рік – 300;
- число робочих змін по видобутку вугілля за добу – 3;
- тривалість робочої зміни:
 - на підземних роботах – 6 годин;
 - на поверхні – 8 годин.

2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів

2.3.1 Підготовка шахтного поля і обґрунтування прийнятої системи розробки

Для відробки ділянки шахтного поля, яка залишилася до відпрацювання, пропонуємо панельний спосіб підготовки. Ділимо шахтне поле по простяганню на 2 панелі по 200 м. Кожну панель по простяганню ділимо на 2 крила по 1100 м, а по падінню на 3 яруси по 200 м.

Вибір системи розробки проводимо методом техніко-економічного порівняння. У даних гірничо-геологічних умовах найбільш підходять дві системи розробки: стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням (рисунки 2.1) і стовпова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору від флангових виробок (рисунок 2.2).

Для економічного порівняння застосовуємо програму "Прогноз". За допомогою програми розрахуємо вартість проведення та підтримання 1 м виробок (див. листинг 2.3).

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

$$C = \frac{\Sigma K + \Sigma R}{Z_{\text{яп}}}, \text{ грн/т}, \quad (2.7)$$

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

$Z_{\text{ет}}$ – запаси вугілля в ярусі, т.

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – Результати розрахунку питомих витрат

| Варіант | Витрати на проведення, грн | Витрати на підтримання, грн | Сумарні витрати, грн | Питомі витрати, грн/т | Питомі витрати, % |
|---------|----------------------------|-----------------------------|----------------------|-----------------------|-------------------|
| 1 | 263900 | 371200 | 635100 | 1,62 | 100 |
| 2 | 471900 | 279500 | 751400 | 1,97 | 122 |

Як видно з табл. 2.3, варіант 1 на 22 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{\text{д,доб}} = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{ м/добу}, \quad (2.8)$$

де r – ширина захоплення в.о. комбайна, м;

$n_{\text{ц}}$ – кількість циклів за добу ($n_{\text{ц}} = 5$, див. п. 2.2);

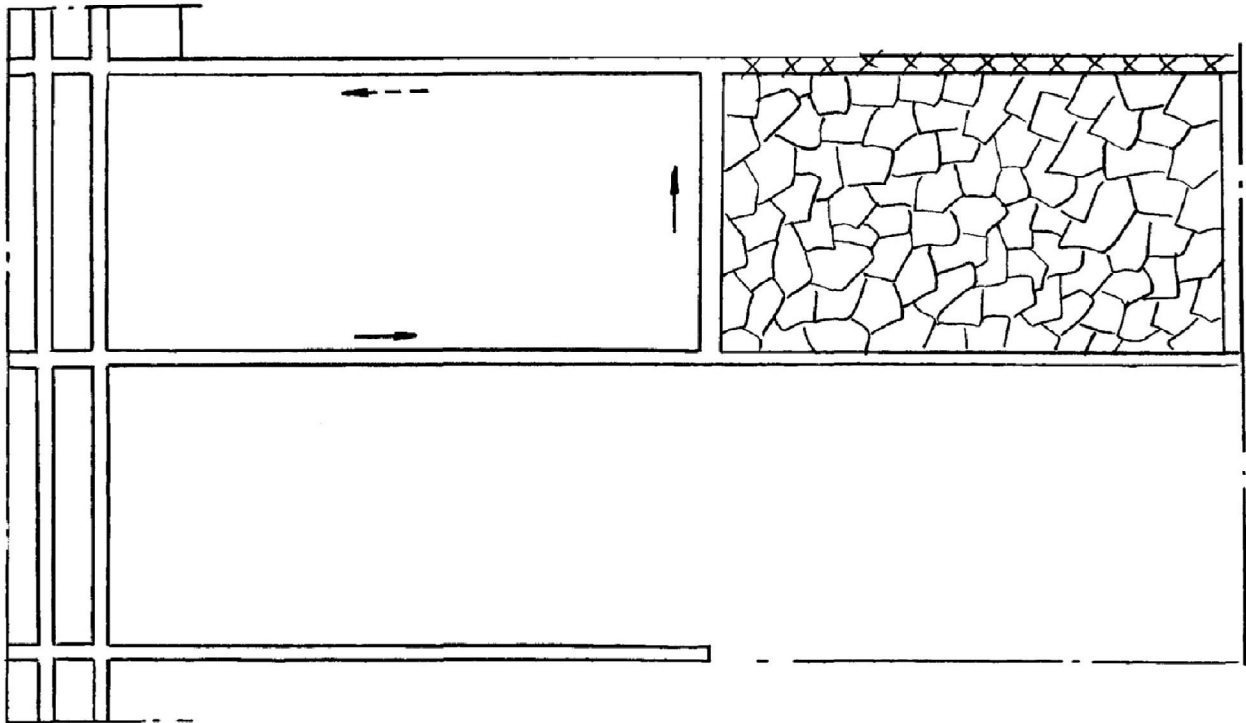


Рисунок 2.1 – Ствольова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням

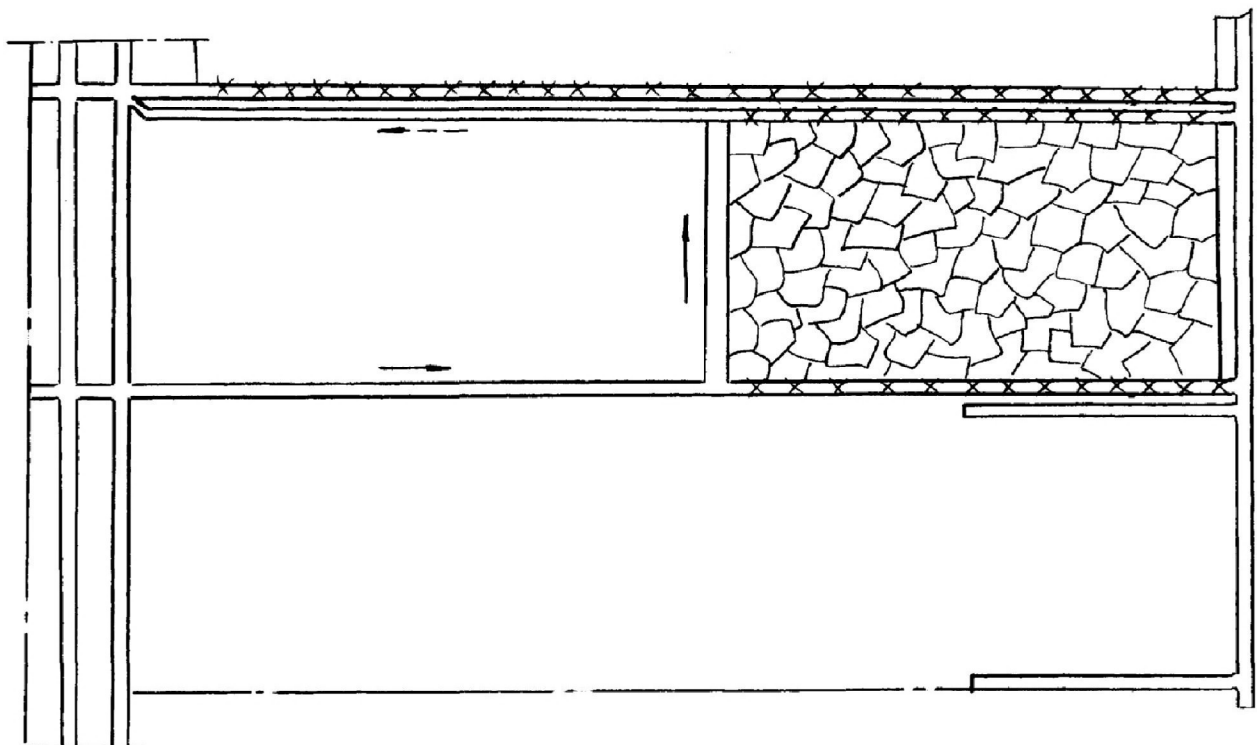


Рисунок 2.2 – Ствольова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору від флангових виробок

Студент Кладов М.О. группа Гір-20дм

ЗАТРАТЫ НА ПРОВЕДЕНИЕ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК
ЗА СЧЕТ СРЕДСТВ ЭКСПЛУАТАЦИИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 15.11.21

| | | | | | | | | |
|-------|-------|-------|-------|------|------|------|------|------|
| 1 | X54= | 14.00 | X55= | 6.00 | X57= | 1.00 | X8= | 16.0 |
| | X58= | 8.00 | X59= | 1.00 | X56= | 3.00 | X11= | 1.40 |
| | X10B= | 1.00 | X60B= | 1.00 | X7= | 8.00 | X61= | 1.00 |
| ----- | | | | | | | | |
| 2 | X54= | 17.20 | X55= | 6.00 | X57= | 1.00 | X8= | 16.0 |
| | X58= | 8.00 | X59= | 1.00 | X56= | 3.00 | X11= | 1.40 |
| | X10B= | 1.00 | X60B= | 1.00 | X7= | 8.00 | X61= | 1.00 |

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

| N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ | СТОИМОСТЬ ПРОВЕДЕНИЯ НАИМЕНОВАНИЕ ВЫРАБОТКИ, 1 М , ГРН | ПЛАСТА |
|----------------------|---|---------------|
| 1 | 208 | Вар. 2. Штрек |
| 2 | 305 | Вар. 1. Штрек |

Студент Кладов М.О. группа Гір-20дм

ЗАТРАТЫ НА ПОДДЕРЖАНИЕ ПЛАСТОВЫХ ШТРЕКОВ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК
ПРИ СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 15.11.21

| | | | | | | | | |
|---|-------|--------|-------|---------|------|--------|------|---------|
| 1 | X9= | 17.2 | X12= | 1000.00 | X19= | 3.00 | X8= | 16.0 |
| | X14= | 960.00 | X16= | 2.00 | X13= | 460.00 | X11= | 1.40 |
| | X80B= | 4.80 | X20B= | 15.00 | X97= | 0.80 | X96= | 1000.00 |

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

| N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ | СТОИМОСТЬ ПОДДЕРЖАНИЯ ГРН / М*ГОД | НАИМЕНОВАНИЕ ВЫРАБОТКИ, ПЛАСТА |
|----------------------|--------------------------------------|-----------------------------------|
| 1 | 489 | Вар. 1. Штрек |

$$V_{\text{д.доб}} = 0,63 \cdot 5 = 3,15 \text{ м/добу.}$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{д.річ}} = N \cdot V_{\text{д.доб}} \cdot K, \text{ м/рік,} \quad (2.9)$$

де N – число робочих днів за рік ($N = 300$, див. п. 2.2.2);
 K – коефіцієнт гірничо-геологічних умов ($K = 0,95$ [3]);

$$V_{\text{д.річ}} = 300 \cdot 3,15 \cdot 0,95 = 912 \text{ м/рік.}$$

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

$$\Sigma p = \Sigma m \cdot \gamma_{\text{ср}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.10)$$

$$\Sigma p = 2,42 \cdot 1,33 = 3,6 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв по пластах, що одночасно відпрацьовуються, по кожному пласту:

$$h_{\text{д}} = \frac{A_{\text{шр}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_{\text{д}} \cdot \Sigma p \cdot c}, \text{ м,} \quad (2.11)$$

де $k_{\text{оч}}$ – коефіцієнт, що залежить від кількості вугілля, що добувається з очисних вибоїв ($k_{\text{оч}} = 1$ [3]);

$k_{\text{вид}}$ – коефіцієнт, що залежить від кількості вугілля, що добувається з діючих очисних вибоїв (згідно ПТЕ [4] щодо резервних вибоїв $k_{\text{вид}} = 0,92$);

c – коефіцієнт виймання вугілля ($c = 0,95$ [3]);

$$h_{\text{д}} = \frac{600000 \cdot 1 \cdot 0,92}{912 \cdot 3,6 \cdot 0,95} = 365 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_{\text{д}}}{l_{\text{л}}}, \text{ лав,} \quad (2.12)$$

де $l_{\text{л}}$ – довжина лави ($l_{\text{л}} = 200$ м [2]);

$$\Sigma n = \frac{365}{200} = 1,8 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{д} = \Sigma n_{л,д} \cdot l_{л}, \text{ м}, \quad (2.13)$$

$$\Sigma h_{д} = 2 \cdot 200 = 400 \text{ м.}$$

Виходячи з рекомендацій [3], в даних гірничо-геологічних умовах резервно-діючих лав не приймаємо.

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\Sigma n_{заг} = \Sigma n_{л,д} + \Sigma n_{р,д,л}, \text{ лав}, \quad (2.14)$$

де $\Sigma n_{р,д,л}$ – сумарна кількість резервно-діючих лав;

$$\Sigma n_{заг} = 2 + 0 = 2 \text{ лави.}$$

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{заг} = \Sigma n_{заг} \cdot l_{л}, \text{ м}, \quad (2.15)$$

$$\Sigma h_{заг} = 2 \cdot 200 = 400 \text{ м.}$$

Середня продуктивність пластів:

$$p_{ср} = \frac{\Sigma p}{n_{пл}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.16)$$

$$p_{ср} = \frac{3,6}{2} = 1,8 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо максимально можливу річну продуктивність лави, з урахуванням одночасної роботи діючих і резервно-діючої лави:

$$A_{шр(\max)} = \Sigma h_{заг} \cdot V_{д,річ} \cdot p_{ср} \cdot c, \text{ т/рік}, \quad (2.17)$$

$$A_{шр(\max)} = 400 \cdot 912 \cdot 1,8 \cdot 0,95 = 668000 \text{ т/рік.}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{рез} = \frac{A_{шр(\max)}}{A_{шр}}; \quad (2.18)$$

$$k_{\text{рез}} = \frac{668000}{600000} = 1,11.$$

Визначимо середнє рiчне посування загальної лiнii очисних вибоїв:

$$V_{\text{заг}} = \frac{V_{\text{д.р.}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рiк}; \quad (2.19)$$

$$V_{\text{заг}} = \frac{912}{1,3} = 700 \text{ м/рiк}.$$

Для того, щоб вчасно пiдготувати нове виймальне поле, не допускаючи за-пiзнювань у пiдготовцi i не створюючи зайвих випереджень, розрахуємо оптима-льне спiввiдношення очисних i пiдготовчих робiт, виходячи з умови своєчасної пiдготовки [6]:

$$T_{\text{пiдг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (2.20)$$

де $T_{\text{пiдг}}$ – загальнi витрати часу на пiдготовку виймального поля, мiс.;

$t_{\text{рез}}$ – нормативний резерв часу на пiдготовку нового виймального по-ля, мiс. ($t_{\text{рез}} = 1-2$ мiс.);

$T_{\text{оч}}$ – тривалiсть вiдробки частини поля, що залишилась, мiс.

Визначимо витрати часу на пiдготовку виймального поля:

$$T_{\text{пiдг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} \cdot t_{\text{р.п}} \cdot t_{\text{мон}} = t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{в.п}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{мон}}, \text{ мiс}, \quad (2.21)$$

де $t_{\text{пл}}$ – час на спорудження прийомних площадок, мiс.;

$t_{\text{ш}}$, $t_{\text{р.п}}$ – вiдповiдно час, що витрачається на проведення штреку i розрiзної печi, мiс.;

$t_{\text{мон}}$ – час на монтаж устаткування, мiс.;

$L_{\text{в.п}}$ – довжина виймального поля, м.;

$l_{\text{л}}$ – довжина лави, м.;

$V_{\text{ш}}$, $V_{\text{рп}}$ – швидкiсть проведення вiдповiдно штреку i розрiзної печi, м/мiс.

Час на вiдпрацювання стовпа:

$$T_{\text{оч}} = \frac{X}{V_{\text{оч}}}, \text{ мiс}. \quad (2.22)$$

Умовимося, що в середньому швидкiсть проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = V_{\text{ш}} = V_{\text{рп}}, \text{ м/мiс}, \quad (2.23)$$

тодi впливає, що в середньому швидкiсть проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot l_{\text{л}} + L_{\text{в.п}}}{\frac{x}{V_{\text{оч}}} - (t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} + t_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}})}, \text{ м/міс}; \quad (2.24)$$

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot 200 + 1100}{\frac{500}{80} - (1 + 1 + 1 + 1 + 1)} = 150 \text{ м/міс.}$$

Для своєчасної підготовки нового виймального поля швидкість проведення виробок повинна бути не менше 150 м/міс, причому підготовку нового поля необхідно почати, коли в діючому полі залишиться відробити 500 м.

Вибір раціонального способу охорони виробок, що примикають до лави, робимо з використанням програми "Охорона".

Відповідно до зробленого розрахунку (див. листинг 2.4) конвеєрний штрек доцільно охороняти за допомогою литої смуги, тому що витрати на підтримку при даному варіанті найменші.

Параметри технології розрахуємо згідно з [7]:

Ширина смуги:

$$\text{Ш} = k \cdot m, \text{ м}, \quad (2.25)$$

де k – коефіцієнт, що враховує ступінь обвалювання основної покрівлі;

$$\text{Ш} = 1,2 \cdot 1,4 = 1,6 \text{ м.}$$

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

$$\Delta = b \cdot h_{\text{н}}, \text{ м}, \quad (2.26)$$

де b – коефіцієнт, що враховує міцність порід підшви на стиск;

$h_{\text{н}}$ – середня висота нижньої підривки, м;

$$\Delta = 0,6 \cdot 1 = 0,6 \text{ м.}$$

Максимальне відставання смуги від кріплення очисного вибою не повинне перевищувати 3 м.

Вентиляційний штрек згашається слідом за очисним вибоєм, а для його тимчасового підтримання приймаємо викладення 1 ряду дерев'яних кострів і пробивання 1 ряду органного кріплення.

Для охорони похилих стовбурів приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розрахуємо згідно з [7]:

$$b_{\text{ц}} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м}, \quad (2.27)$$

Выполнил: ст. группы Гір-20дм Кладов М.О.

Руководитель: Антощенко М.І.

Исходные данные:

1. Вынимаемая мощность пласта 1,4 м;
2. Глубина разработки 700 м;
3. Угол падения пласта 16°;
4. Длина выработки 1100 м;
5. Сечение выработки в свету 16,3 м²;
6. Способ проведения выработки - Комбайн;
7. Реакция крепи усиления 0,2 МПа;
8. Время поддержания выработки вне зоны влияния очистного забоя 12 мес;
9. Время поддержания выработки в зоне влияния остаточного опорного давления 12 мес;
10. Длина лавы 200 м;
11. Годовая скорость подвигания очистного забоя 761 м/год.

Кровля:

12. Мощность первого слоя кровли 0,6 м;
13. Предел прочности первого слоя кровли 60 МПа;
14. Мощность второго слоя кровли 6,5 м;
15. Предел прочности второго слоя кровли 80 МПа;
16. Мощность третьего слоя кровли 5 м;
17. Предел прочности третьего слоя кровли 50 МПа.

Почва:

18. Мощность первого слоя почвы 5,2 м;
19. Предел прочности первого слоя почвы 60 МПа;
20. Мощность второго слоя почвы 2 м;
21. Предел прочности второго слоя почвы 60 МПа;
22. Мощность третьего слоя почвы 3 м;
23. Предел прочности третьего слоя почвы 70 МПа.

Результаты расчетов:

Категория пород почвы по пучению: пучащие (K = 0,73).

Таблица 1 - Сравнение вариантов

| Номер вари- анта | спо- соба | Смещение, мм | | | | | Тип крепи | Уточн. S, м ² | Стоимость, грн./м | | | | Затраты по варианту | | |
|------------------------|--------------|----------------|----------------|------------------|-------------------|-------------------|-----------------|-----------------------------|-------------------|------|-----|------|------------------------|------|-----|
| | | U _к | U _п | U _{общ} | U _{расч} | U _{пред} | | | K | R | O | Σ | грн./м | % | |
| I | 1 | 189 | 250 | 439 | 189 | 300 | ар.,3-х звенн. | 16,3 | 1792 | 364 | 0 | 2156 | 4416 | 195 | |
| | 3 | 218 | 288 | 506 | 218 | 300 | ар.,3-х звенн. | 16,3 | 1792 | 468 | 0 | 2260 | | | |
| II | 2 | лп | 505 | 691 | 1196 | 505 | 700 | ар.,5-ти звенн. | 15,2 | 1670 | 242 | 332 | 2244 | 2259 | 100 |
| | | жб | — | — | — | — | — | — | — | — | — | — | — | — | — |
| | | ок | 686 | 636 | 1322 | 686 | 700 | ар.,5-ти звенн. | 15,2 | 1670 | 263 | 740 | 2673 | 2320 | 105 |
| | | бк | 1047 | 528 | 1575 | 1047 | — | — | — | — | — | — | — | — | — |
| III | 4 | 420 | 302 | 722 | 420 | 500 | ар.,5-ти звенн. | 15,2 | 1670 | 141 | 0 | 1811 | 3622 | 160 | |
| IV | 5 | 179 | 238 | 417 | 179 | 300 | ар.,3-х звенн. | 16,3 | 1378 | 234 | 0 | 1612 | 3224 | 143 | |

Дата: 15.11.2021 г.

де H – глибина розробки, м;
 σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{покр}} + \sigma_{\text{під}}}{2}, \text{ МПа}, \quad (2.28)$$

де $\sigma_{\text{покр}}$, $\sigma_{\text{під}}$ – відповідно міцність порід покрівлі і підосви, МПа;

$$\sigma = \frac{60 + 60}{2} = 60 \text{ МПа};$$

$$v = 30 + \frac{900 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{60 - 30}{30} \cdot 10 = 40 \text{ м}.$$

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкрите трьома вертикальними стволами:

- головний ствол № 1;
- клітьовий ствол № 2;
- допоміжний ствол № 3;
- західний похилий ствол пл. k_8 .

Щоб забезпечити безперерйне виконання шахтою встановленого плану видобутку вугілля, необхідно вчасно робити підготовку нових виймальних полів. Для цього необхідно знати, у якій послідовності повинна вестися розробка кожного пласту в часі і просторі. Звідси виникає необхідність складання календарного плану відпрацьовування пласту.

У зв'язку з тим, що в перший і другий рік після здачі нового горизонту в експлуатацію необхідно укомплектувати штат бригади робітниками, придбати навички та освоїти техніку і методи роботи у даних умовах, то посування варто брати відповідно рівним 50 і 75 % від прийнятого, а в наступні роки – 100 %.

Схема розкриття, підготовки, система розробки представлені на листі № 2 графічної частини.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

Характеристика стовбурів приведена в табл. 2.4.

Перетини стовбурів зображені на листі 2 графічної частини.

2.3.3.2 Пристовбурний двір і головні розкриваючі виробки

Схема пристовбурного двору зображена на рис. 2.3. Він складається з протяжних виробок та камер. Об'єм виробок у світлі складає 5000 м³, об'єм камер 30 %

Таблиця 2.4 – Характеристика стволів

| | | | | | | | | |
|------------------------------------|---|---------------|---------------------|------|----------------------|--|---|--|
| Показник | головний ствол № 1 | | клітьовий ствол № 2 | | допоміжний ствол № 3 | | західний похилий ствол пл. k ₈ | |
| | Площа перетину у світлі, м ² | 15,9 | 23,7 | 38,5 | 12,5 | 3-б стійки металеві верхняки, КМП 3А, дерево | | |
| Вид кріплення | бетон | бетон | бетон | | | | | |
| Тип підйомної установки | ЦР 4х3/0,7 | 2х6х2,4 | | | | | 1х3х2ух4л | |
| Підйомні судини, грузо-підйомність | скіп 6,0 т | кліть 11,26 т | | | | | ВГ-2,5 4,0 т | |
| Глибина підйому, м | 259 | 623 | | | | | 1700 | |
| Стан виробки | задовільне | задовільне | задовільне | | | | задовільне | |

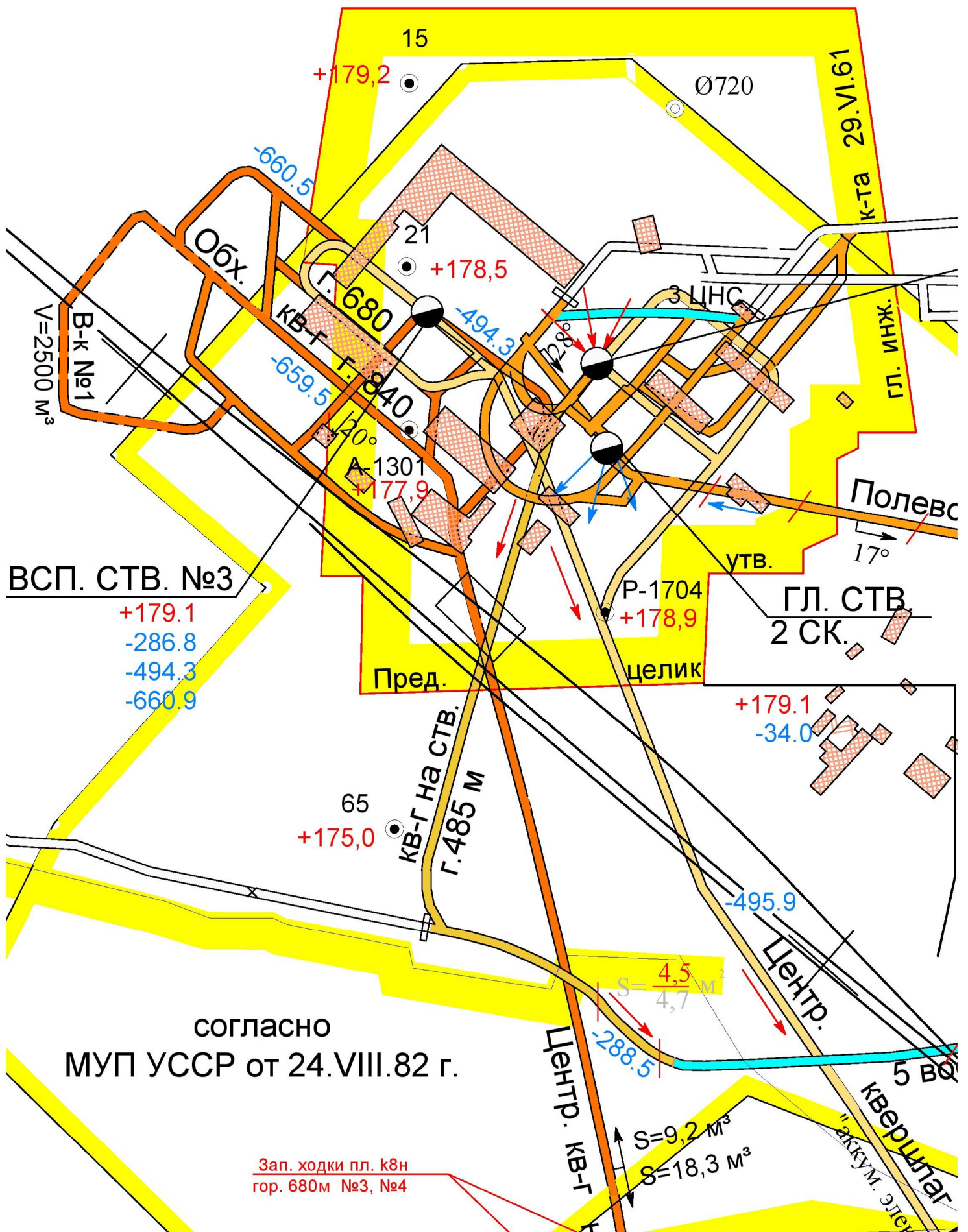


Рисунок 2.3 - Схема пристовбурного двору

об'єму виробок. У камері водовідливу встановлено 2 насосні агрегати. Довжина камери 30 м, висота – 3,0 м, ширина - 3,0 м, перетин у світлі – 9м². Пол камери водовідливу, а також камери центральної електропідстанції розташован на 0,5 м вище рівня головок рейок в пристовбурному дворі. Довжина камери центральної електропідстанції 20 м, висота 3,0 м, ширина – 4,0 м, перетин у світлі – 12 м². Сполучення і камери закріплені бетонним кріпленням, а протяжні виробки – металевим арковим кріпленням типу КМП-3А с залізобетонним затягуванням.

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Прогноз гірничо-геологічних умов відпрацьовування представлений на листингу 2.1.

Результати розрахунку:

- основна покрівля – неважкообвалювана;
- безпосередня покрівля – середньої стійкості;
- "хибна" покрівля – не утворюється;
- підошва пласта – стійка;
- водоприток у лаву $< 1\text{ м}^3/\text{год}$.

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт представлений на рис. 2.4.

2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8

Згідно п. 2.2. для механізації очисних робіт приймаємо комплекс 2МКДД, до складу якого входять [2]:

- вузькозахватний комбайн КДК 500;
- механізоване кріплення 2КДД;
- скребковий конвеєр СПЦ 151;
- кріплення сполучень КСШ-5А;
- скребковий перевантажувач – ПС;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

Схема роботи комбайна – двостороння, ширина смуги, що виймається – 0,63м, спосіб зарубки комбайна в пласт – косим заїздом.

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою [7]:

$$R = \frac{\sum h_i \cdot \gamma_i \cdot (L_n + L_k)^2 \cdot L_n}{2 \cdot [(L_n - b_2)^2 + L_n^2]} \leq 0,8R_T, \text{ МН/м}, \quad (2.29)$$

де R – розрахункове значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН;

h_i – потужність i -го пласту безпосередньої покрівлі, м;

γ_i – об'ємна вага порід i -го пласту безпосередньої покрівлі, МН/м³;

L_n – максимальна ширина при вибійного простору при знятій смузі вугілля і не пересуненій секції кріплення, м;

L_k – крок пересування кріплення, м;

b_2 – відстань між стійками в секції, м;

R_T – табличне значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН/м [2].

$$R = \frac{9,5 \cdot 0,026 \cdot (6 + 0,8)^2 \cdot 6}{2 \cdot [(6 - 1,1)^2 + 6]} = 0,7 \leq 2 \cdot 0,8 = 1,6 \text{ МН/м}.$$

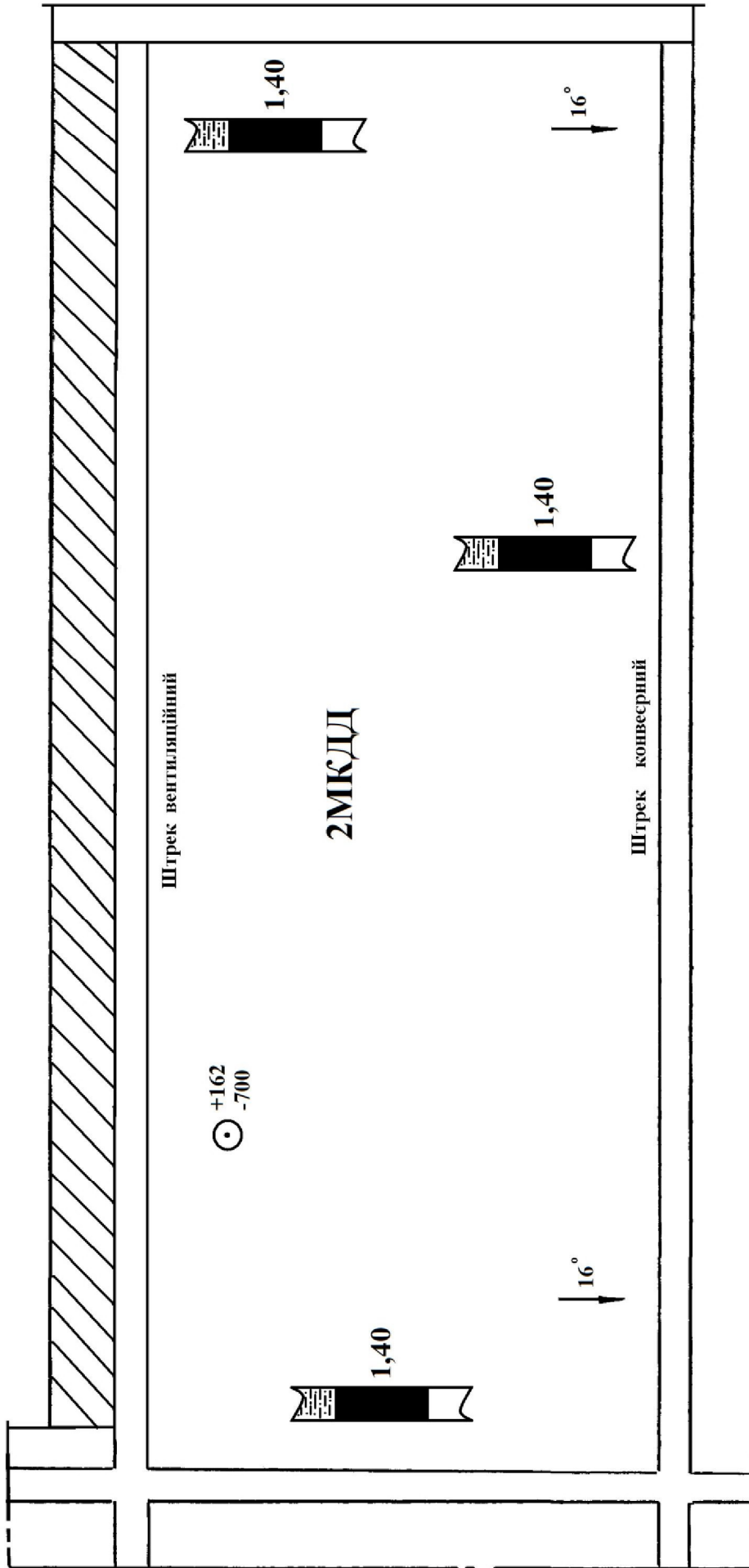


Рисунок 2.4 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

Умова виконується, отже для ефективного використання комплексу немає необхідності застосовувати заходи щодо розупрочнення покрівлі.

Кріплення брівки здійснюється металевими стійками типу СУГМ і дерев'яними верхняками [8].

У якості кріплення посилення в відкотному штреку приймаємо металеві стійки 17ГКУ 30, що встановлюються під кожен раму на відстані: перед лавою – 30 м; за лавою – 80 м.

Головки забійного конвеєру виносяться із лави у виробки, що примикають, і закріплюються спеціальних опорах кріплення сполучень.

Монтаж і демонтаж комплексу здійснюється відповідно до [9].

Роботи з монтажу-демонтажу ведуться ланками гірномонтажників чисельністю 6 чоловік.

Розвантаження, розміщення і монтаж устаткування ведеться в наступному порядку:

- електро і гідроустаткування;
- лінійні риштаки конвеєра з нижньою гілкою скребкового ланцюга і навісним устаткуванням;
- секції механізованого кріплення з гідро устаткуванням;
- комбайн;
- приводні голівки конвеєра.

Послідовність дій при монтажі скребкового конвеєру:

- з відрізків ланцюга збирають нижню гілку і лебідкою розтягують її по розрізу, наприкінці ланцюга встановлюють відкисні стійки;
- стикують по 5-6 риштаків, кріплять до них канат тягової лебідки і по розтягнутій нижній гілці ланцюга транспортують їх по розрізу до місця розташування верхнього приводу;
- після монтажу групи риштаків вантажний канат лебідки доставляється до місця нової партії риштаків, у такій послідовності монтується весь риштачний став;
- доставляють і встановлюють навісне устаткування і лемехи.

Послідовність дій при монтажі секцій мехкріплення:

- доставлені під розріз секції на сполученні розвертають консолями по напрямку руху;
- до секції прикріплюють вантажний і холостий канати лебідок, подається сигнал машиністу на включення лебідок і здійснюється транспортування секції до розрізу;
- після доставки секції до місця установки, роблять її розворот (за допомогою лебідки і обвідного блоку), приєднують гідро устаткування і роблять розпір.

У такій послідовності монтується і інші секції мехкріплення. Монтаж комбайну КДК 500 здійснюється в відкотному штреку. Складові частини комбайну доставляються до розрізу і лебідкою затягуються в нішу для монтажу.

Демонтаж комплексу здійснюється в зворотній послідовності.

Схема монтажу і графік організації робіт представлені на рисунках 2.5 і 2.6.

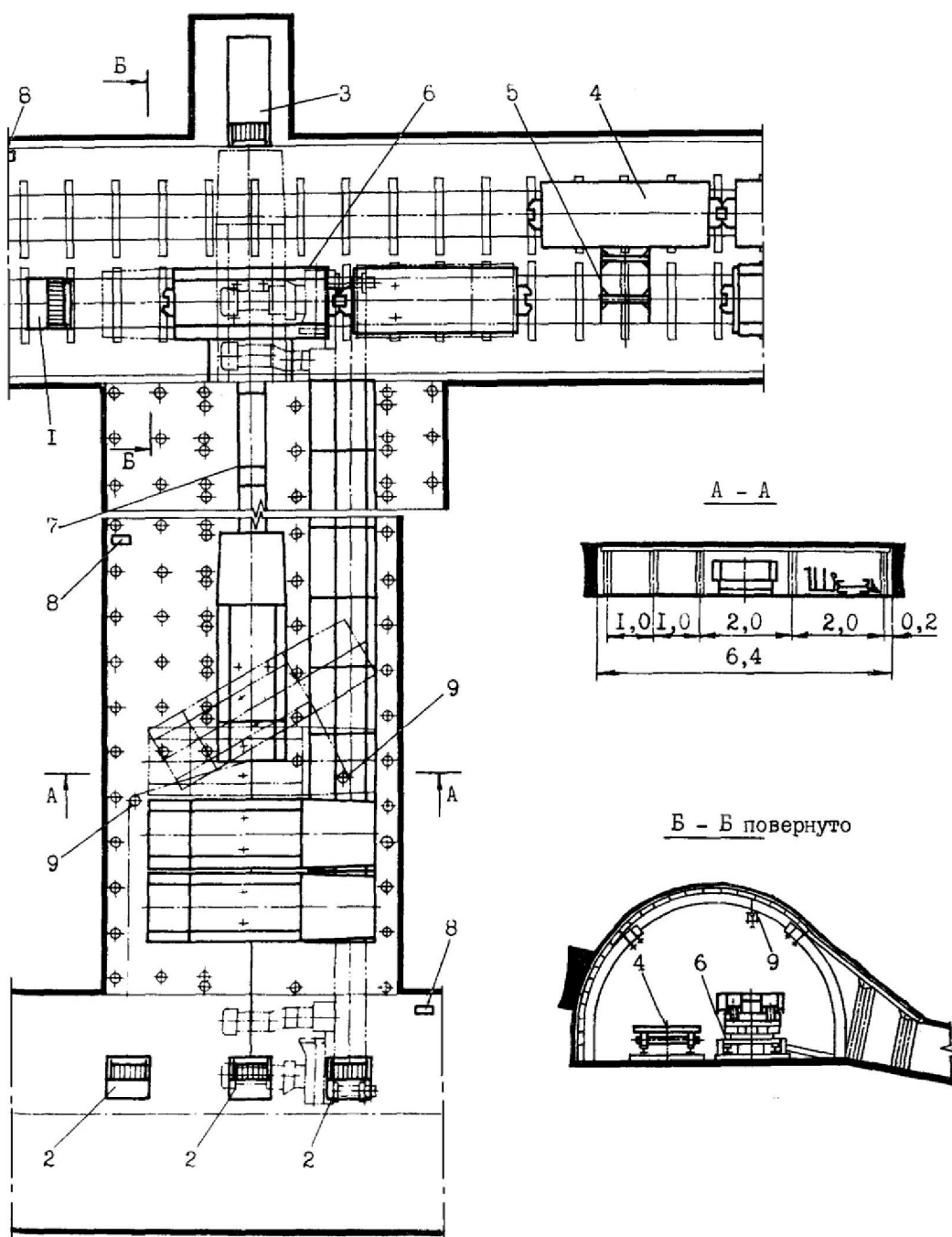


Рисунок 2.5 – Схема монтажу комплексу 2МКДД з застосуванням лебідок

2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

Розрахунок, приведений у п. 2.4.1.2, показав, що механізоване кріплення 2КДД у даних гірничо-геологічних умовах може експлуатуватися з достатньою ефективністю, то заходи щодо розупрочнення покрівлі не передбачаємо.

Вибір заходів щодо первинного осаду покрівлі у лаві.

Для забезпечення безпеки робіт, запобігання завалів лави, повітряних ударів при першому осаді завислої на великій площі покрівлі після відходу лави від розрізної печі приймаємо спеціальні заходи:

- обтягування гайок на скріплюючих скобах аркового кріплення попереду лави на відстані 40 м;
- встановлення скріплюючих скоб та міжрамних стяжок, поламаних в результаті посилення гірничого тиску;
- заміна деформованих ремонтин в зоні опорного гірничого тиску попереду лави на відстані 40 м;
- перенастройка маслостанції СНТ-32 на підвищений тиск емульсії для збільшення несучою здібності секції кріплення;
- забезпечення запасу емульсії для гідросистеми механізованого кріплення 2КДД;
- пересування секцій кріплення вслід за комбайном проводити з відставанням не більш 0,2-0,3 м;
- пересування секцій кріплення проводити з попереднім підпором верхніх перекриттів без відриву від покрівлі пласта;
- забезпечення необхідного запасу лісних матеріалів для посилення кріплення (дерев'яні стійки $l = 2$ м, $d = 0,18-0,20$ м).

Визначимо ступінь підняття порід підосви в штреках [7]:

$$k = \frac{k \cdot H}{\sigma_n}, \quad (2.30)$$

де k – коефіцієнт, що враховує ступінь обвалювання порід покрівлі;

H – глибина розробки, м;

σ_n – міцність порід підосви, МПа;

$$k = \frac{3 \cdot 700}{60} = 35.$$

Визначимо ступінь підняття порід підосви в уклоні [7]:

$$k = \frac{H}{\sigma_n}, \quad (2.31)$$

$$k = \frac{700}{60} = 11,7.$$

Отже, згідно [7], підошва в штреках відноситься до сильно пучащих, а в уклонках до слабопучащих.

На підставі порівняння розрахункового коефіцієнту ступеня підняття підошви з табличним значенням коефіцієнту [7], можна зробити висновок, що прийнятий спосіб охорони штреків не забезпечує допустимий ступінь підняття підошви, тому що $k = 35 > k_T = 14$. Тому, в якості способу боротьби з підняттям підошви приймаємо камуфлетне підривання порід з наступних їх зміцненням.

Параметри технології:

- довжина шпура – 2 м;
- відстань між рядами шпурів – 2 м;
- відстань між шпурами в ряду – 0,5 м;
- величина заряду – 0,2 кг.

2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

З метою ефективної експлуатації видобувного устаткування, а також раціональної організації робіт у лаві приймаємо чотирьохзмінний добовий режим роботи очисного вибою: перша зміна – ремонтно-підготовча, три інші – по видобутку вугілля. Тривалість робочої зміни – 6 годин. Тижневий робочий режим роботи ділянки – шестиденний робочий тиждень.

Форма організації праці робітників – добова комплексна бригада (МГВМ, ГРОВ, електрослюсарі), розбита на ланки.

Форма організації робіт в очисному вибої – поточна, що відповідає максимальній інтенсифікації виробництва.

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д}}, \text{ т}, \quad (2.32)$$

де $A_{\text{доб}}$ – прийняте в п. 2.2 навантаження на очисний вибій, т/доб;
 $n_{\text{р.д}}$ – кількість робочих днів на місяць, днів;

$$D_{\text{міс}} = 1150 \cdot 30 = 34500 \text{ т.}$$

Розрахунок обсягів робіт в очисному вибої здійснюємо на 1 цикл по всім робочим процесам.

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_k = L_k \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.33)$$

де L_k – комбайнова довжина лави, м;
 m – потужність пласта, м;
 r – ширина захоплення в.о. комбайна, м;
 γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;
 c – коефіцієнт видобутку вугілля;

$$D_k = 200 \cdot 1,4 \cdot 0,63 \cdot 1,33 \cdot 0,98 = 230 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

$$n_{op} = \frac{r}{d} \cdot n_{op}, \text{ стійок,} \quad (2.34)$$

де d – діаметр стійки, м;

n_{op} – кількість рядів органного кріплення;

$$n_{op} = \frac{0,63}{0,15} \cdot 2 = 8,4 \text{ стійок.}$$

Викладення дерев'яних кострів:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук,} \quad (2.35)$$

де a_k – крок встановлення кострів, м;

n_k – кількість рядів кострів;

$$n_k = \frac{0,63}{2,4} \cdot 1 = 0,26 \text{ штук.}$$

Зведення литої смуги:

$$Q_{л.п} = Ш \cdot m \cdot r, \text{ м}^3, \quad (2.36)$$

де $Ш$ – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 1,6 \cdot 1,4 \cdot 0,63 = 1,4 \text{ м}^3.$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в таблиці 2.4 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_r}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.37)$$

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_{ц}$ – коефіцієнт циклічності;

Таблиця 2.4 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої

| Вид робіт | Норма обслуговування | Норма виробки | | | Обсяг робіт на цикл | Трудомісткість на цикл | Тарифна ставка, грн | Сума зарплати, грн | Обґрунтування ЕНВ-93 ЕНВ-98 |
|--------------------------------------|----------------------|-----------------|-----------------|-------------|---------------------|------------------------|---------------------|--------------------|-----------------------------|
| | | за збірники-ком | загальний коеф. | встановлена | | | | | |
| Виймка вугілля комплексом, т | 6,9 | 384 | 1,588 | 610 | 230 | | | | 3, т.7, 17в |
| МГВМ бр. | | | | | | 0,5 | 571,17 | 937,72 | |
| ГРОВ 5р. | | | | | | 2,95 | 461,26 | 3661,07 | |
| Зведення органічних р'ядів, ст. | | 85 | 1 | 85 | 8,4 | 0,13 | 461,26 | 159,38 | 39, т.72, 6а |
| Викладення дерев'яних кострів, шт. | | 22,6 | 0,9 | 20,34 | 0,26 | 0,02 | 461,26 | 291,44 | 41, т.74, 2а |
| Зведення літої смуги, м ³ | | 1,133 | 1 | 1,133 | 1,4 | 1,15 | 461,26 | 1351,25 | 32, т.68, 1в |
| Разом | | | | | | 4,75 | | 6324,25 | |

$$K_{\text{ц}} = \frac{N_y}{D_{\text{ц}}^{\text{к}}}, \quad (2.38)$$

де N_y – встановлена змінна норма виробітку на виїмку вугілля в конкретних умовах;

$D_{\text{ц}}^{\text{к}}$ – комбайновий видобуток на цикл, т;

$$K_{\text{ц}} = \frac{610}{230} = 2,7;$$

$$T_{\text{к}} = \frac{6,9}{2,7} = 2,5 \text{ чол.} - \text{змін.}$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_{\text{м}} = \frac{1}{K_{\text{ц}}}, \text{ чол.-змін}; \quad (2.39)$$

$$T_{\text{м}} = \frac{1}{2,7} = 0,37 \text{ чол.-змін.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{\text{ГРОВ}} = T_{\text{к}} - T_{\text{м}}, \text{ чол.-змін}; \quad (2.40)$$

$$T_{\text{ГРОВ}} = 2,5 - 0,37 = 2,13 \text{ чол.-змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_{\text{к}} = \frac{D_{\text{ц}}}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін}, \quad (2.41)$$

де ΣT – сумарна трудомісткість виконання процесів, чол.-змін;

$$N_{\text{к}} = \frac{230}{4,75} = 47,4 \text{ т/чол.змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_{\text{ц}}}, \text{ грн/т}, \quad (2.42)$$

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{6324,25}{230} = 27,50 \text{ грн/т.}$$

Явочний склад робітників-відрядників (ГРОВ у змінах з видобутку):

$$N_{\text{я}} = \frac{D_{\text{доб}}}{N_{\text{к}} \cdot K_{\text{пер}}}, \text{ чол.}, \quad (2.43)$$

де $K_{\text{пер}}$ – плановий коефіцієнт перевиконання норми виробітку;

$$N_{\text{я}} = \frac{1150}{47,4 \cdot 1,08} = 18 \text{ чол.}$$

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування очисного вибою в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11]:

1. Для комплексу 2МКДД і планового видобутку 1150 т/добу таблична норма часу складе 49,4 чол.-годин (табл. 1, п 1);
2. Поправочні коефіцієнти до табличної норми часу, що враховують:
 - зміна довжини очисного вибою – $2,21 \text{ чол.-годин} \cdot 2 = 4,42 \text{ чол. годин}$;
 - кількість приводних голівок конвеєра – $1,07 \text{ чол.-годин}$;
 - ступінь стійкості бічних порід – $0,85$;
3. скоректована таблична норма часу складе: $(49,4 + 4,42 - 1,07) \cdot 0,85 = 44,84$.
4. Трудомісткість робіт МГВМ 6 розряду складе 6 чол.-год. або 1 чол.-зм.
5. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складе: $44,84 - 6 = 38,84 \text{ чол.-год. або } 6,47 \text{ чол.-зм.}$

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Ремонтну складність устаткування визначимо в табл. 2.5.

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

$$N_{\text{ч}} = \Sigma T_{\text{ор}} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{\text{зм}}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.44)$$

де $\Sigma T_{\text{ор}}$ – сумарна річна нормативна трудомісткість планового технічного обслуговування і ремонту устаткування;

K_1 – коефіцієнт, що враховує пайову участь дільничних електрослюсарів у технічному огляді і ремонті устаткування, $K_1 = 0,6$;

K_2 - коефіцієнт, що враховує технічне обслуговування і ремонт електропускової і захисної апаратури і гнучких кабелів, $K_2 = 1,2$;

K_3 - коефіцієнт, що враховує непланові ремонти устаткування, виконувані ремонтними і черговими електрослюсарями ділянки, $K_3 = 1,3$;

$t_{\text{зм}}$ – тривалість робочої зміни на підземних роботах, $t_{\text{зм}} = 6 \text{ годин}$;

Таблиця 2.5 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

| Найменування обладнання | Вид обладнання | Кількість в роботі | Нормативна трудомісткість T _{ор} , чол.-годин | | Обґрунтування |
|-------------------------|----------------|--------------------|---|--------|-------------------|
| | | | на од. | на все | |
| в лаві | | | | | |
| Комбайн | КДК 500 | 1 | 2232 | 2232 | ЕНЧ-1995, 3, т. 9 |
| Мехкріплення | 2КДД | 133 | 18,4 | 2447 | |
| Конвеєр скребковий | СПЦ 151 | 1 | 1388 | 1388 | |
| Кріплення сполучень | КСШ-5А | 2 | 171 | 342 | |
| Перевантажувач | ПС | 1 | 1183 | 1183 | |
| Коефіцієнти | | | | 1,1 | |
| Усього | | | | 8351 | |
| в інших виробках | | | | | |
| Конвеєр стрічковий | 2ЛТ-100У | 1 | 4124 | 4124 | ЕНЧ-1995, 3, т. 9 |
| Насосна станція | СНТ-32 | 2 | 1681 | 3362 | |
| Лебідка | ЛВД-34 | 3 | 186 | 558 | |
| Трубопровід, км | | 1,3 | 115 | 150 | |
| Дорога на підшві | ДКН4-2 | 1 | 995 | 995 | |
| Усього | | | | 9189 | |
| Разом | | | | 17540 | |

$$N_{\text{ч}} = 17540 \cdot \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3}{357 \cdot 6} = 7,6 \text{ чол.} - \text{змін.}$$

Для подальших розрахунків приймаємо:

- ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну – 7 чол.;

- електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{\text{об}} = N_{\text{яв}} \cdot k_{\text{об}}, \text{ чол.}, \quad (2.45)$$

де $k_{\text{об}}$ – коефіцієнт облікового складу;

Обліковий склад робітників-відрядників:

$$Ч_{\text{об}} = 18 \cdot 1,59 = 29 \text{ чол.}$$

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

$$Ч_{\text{об}} = 7 \cdot 1,59 = 12 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{\text{об}} = 8 \cdot 1,42 = 11 \text{ чол.}$$

Чисельність інженерно-технічних робітників встановлюємо відповідно до затвердженої структури роботи ділянки:

- начальник ділянки – 1 чол.;

- заступник начальника – 1 чол.;
- помічник начальника – 1 чол.;
- механік ділянки – 1 чол.;
- гірничий майстер – 6 чол.

Розрахунок фонду оплати праці та собівартості вугілля робимо на ПК по програмі (див. листинг 2.7).

РАСЧЕТ ФОНДА ОПЛАТЫ ТРУДА

Прямая заработная плата

| Профессия | Объем работ, т | Численность, чел | Расценка или тариф. ставка или оклад, грн. | Фонд оплаты, грн. |
|--|----------------|------------------|--|-------------------|
| Очистные работы | | | | |
| ГРОЗ | 34500 | 18 | 27.50 | 36 590 |
| Ремонтные работы и обслуживание машин/механизмов | | | | |
| МГВМ 6 разряда | | 4 | 571.17 | 4 120 |
| ГРОЗ 5 разряда | | 7 | 461.26 | 6 800 |
| Деж. эл.сл. 5 р. | | 8 | 444.48 | 6 960 |
| Деж. эл.сл. 4 р. | | 3 | 439.53 | 2 350 |
| Оплата непредвиденных работ: | | | | 320 |
| Оплата непредвиденных работ: | | | | 320 |
| Итого рабочих: | | 39 | | 57 520 |
| ИТР | | | | |
| Начальник участка | | 1 | 9029.00 | 2029 |
| Зам. нач. участка | | 1 | 8893.00 | 1893 |
| Пом. нач. участка | | 1 | 7728.00 | 1728 |
| Механик участка | | 1 | 7728.00 | 1893 |
| Горный мастер | | 6 | 6246.00 | 9876 |
| Итого ИТР | | 10 | | 17 158 |
| Всего по участку прямой заработной платы: | | | | 74 257 |

Доплата за работу в ночное время

| Профессия | Доплата за час ночной работы, грн. | Кол-во рабочих, занятых в смене | | Сумма доплат, грн. |
|---|------------------------------------|---------------------------------|----|--------------------|
| | | III | IV | |
| МГВМ 6 разряда | 12.84 | 1 | 1 | 1 859 |
| ГРОЗ 5 разряда | 11.67 | 6 | 6 | 4 435 |
| Деж. эл.сл. 4 р. | 8.03 | 1 | 1 | 1 613 |
| Горный мастер | 7.36 | 1 | 1 | 1 709 |
| Всего доплата за работу в ночное время: | | | | 9 157 |

Премия: Сдельщикам - 5 560 грн.
 Повременщикам - 1 920 грн.
 ИТР - 1 953 грн.
 Итого - 9 485 грн.

Доплата за руководство бригадой: 678 грн.
 Доплата за передвижение к месту работы и обратно: 8 842 грн.
 Всего фонд оплаты по участку: 104 587 грн.

КАЛЬКУЛЯЦИЯ СЕБЕСТОИМОСТИ ДОБЫЧИ УГЛЯ

Материалы, нормируемые на 1000 тонн добычи

| Материалы | Ед. измер. | Норма расхода | Цена за единицу, грн. | Сумма затрат, грн. |
|------------------|------------|---------------|-----------------------|--------------------|
| Лесные материалы | м куб | 3.2 | 300.00 | 92 016 |
| Зубки | шт | 30.0 | 32.00 | 30 672 |

Материалы, выделяемые на месяц

| Материалы | Ед. измер. | Потребность на месяц | Цена за единицу, грн. | Сумма затрат, грн. |
|---------------------|------------|----------------------|-----------------------|--------------------|
| Кабель | м | 40.0 | 230.00 | 9 200 |
| Смазочные материалы | т | 0.9 | 6 300.00 | 5 670 |
| Эмульсия | т | 1.0 | 1 300.00 | 1 300 |
| Цепь | п.м | 18.0 | 150.00 | 2 700 |
| Рештаки | шт | 20.0 | 880.00 | 17 600 |

Итого: 159 158 грн.
 Прочие расходы: 31 832 грн.
 Всего затраты на материалы: 190 990 грн.

Амортизация

| Наименование машин и механизмов | Кол-во по плану, шт. | Балансовая стоимость, грн. | Норма амортизации, % | Сумма амортизационных отчислений, грн. |
|---|----------------------|----------------------------|----------------------|--|
| Угольный комбайн КДК500 | 1 | 820 000 | 20 | 11 820 |
| Скреб. конвейер СПЦ 151 | 1 | 200 000 | 20 | 2 500 |
| Конвейер 2ЛТ | 1 | 220 000 | 20 | 2 750 |
| Мехкрепь 2КДД | 130 | 95 000 | 20 | 154 375 |
| Маслостанция СНТ32 | 1 | 120 000 | 20 | 1 500 |
| Автомат АВ-400 | 2 | 80 000 | 20 | 167 |
| Автомат АФВ-3 | 1 | 45 000 | 20 | 49 |
| Всего амортизационные отчисления: 13995 000 | | | | 172 578 |

Калькуляция себестоимости по участку

| Элементы затрат | Сумма затрат в гривнах на месяц | Себестоимость 1 тонны, грн. | Уд.вес эл-та, % |
|------------------------|---------------------------------|-----------------------------|-----------------|
| Заработная плата | 74 257 | 204.02 | 16 |
| Начисления на зарплату | 17 157 | 102.01 | 8 |
| Материалы | 190 000 | 216.78 | 17 |
| Амортизация | 172 578 | 752.35 | 59 |
| Итого | 467 157 | 1275.18 | |

2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта k₈

Обґрунтування можливих варіантів технології проведення виробки.

Згідно рекомендаціям [12,13,14] в заданих гірничо-геологічних умовах, а також з урахуванням виробничо-технічних факторів, виробку доцільно проводити з роздільним вийманням вугілля і породи.

Крім цього, виробку доцільно проводити вузьким вибоєм, так як цей спосіб забезпечить меншу трудомісткість робіт, більшу стійкість виробки, а отже і менші витрати на її підтримання [12].

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності присікаємих порід не перевищує 7 (по шкалі проф. Протод'яконова М.М.), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн важкого типу 4ПП 5.

Відбита гірнична маса буде перевантажуватися на скребковий перевантажувач ПТК-3У і далі транспортуватися стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У.

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВГ-3,3-900 та на платформах шахтних ПТО 900. Виробка обладнується одноколійним рейковим шляхом. Ширина колії – 900 мм, рейки Р-24 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно з [14]).

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, необхідної величини випередження очисних робіт підготовчими (див. п. 2.3.1.4), приймаємо місячне посування підготовчого вибою $V = 150$ м. Тоді добове посування складе:

$$V_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{міс}}}{n_{\text{р.д}}}, \text{ м/доб}, \quad (2.49)$$

де $n_{\text{р.д}}$ – кількість робочих днів за місяць;

$$V_{\text{доб}} = \frac{150}{25} = 6 \text{ м/добу.}$$

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

У вугільній промисловості аркову форму поперечного перерізу з металевим рамним кріпленням застосовують при проведенні виробок у породах з $f = 3-9$, які знаходяться у зоні встановившогося гірничого тиску, а також у зоні впливу очисних робіт при відсутності порід в підшві, що схильні до підняття [12].

Оскільки у даних гірничо-геологічних умовах міцність порід по шкалі проф. Протод'яконова М.М. $f = 6$, то приймаємо аркову форму поперечного перетину з металевим рамним кріпленням.

Для визначення площі поперечного перерізу виробки у світлі визначимо мінімальну ширину виробки на висоті пересувного составу:

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м}, \quad (2.50)$$

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

$$m = 0,4 + (1,8 - h^k) \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ м}, \quad (2.51)$$

де 0,4 – зазор між кріпленням і конвеєром на висоті 1,8 м від підшви виробки, м;

h^k – висота конвеєра, м;

α – кут переходу прямої частини стійки в криву, град;

$$m = 0,4 + (1,8 - 1,24) \cdot \operatorname{tg} 10^\circ = 0,5 \text{ м};$$

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ м}, \quad (2.52)$$

де 0,7 – ширина проходу для людей на висоті 1,8 м від рівня баласту (від підшви виробки), м;

h – висота пересувного составу, м;

h_p – відстань від підшви виробки до рівня головки рейки, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,2 - 0,16) \cdot \operatorname{tg} 10^\circ = 0,77 \text{ м};$$

$$B = 0,5 + 1,45 + 0,4 + 1,32 + 0,77 = 4,44 \text{ м}.$$

Вісь виробки перебуває посередині ширини виробки, а ґрунт відстоїть від рівня головки рейок на висоті верхньої будови рейкового шляху:

$$h_b = h_6 + h_p, \text{ м}, \quad (2.53)$$

де h_6 – товщина баластного шару (відстань від ґрунту виробки до верхнього рівня баласту), м;

h_p – відстань від баластного шару до рівня головки рейок, м;

$$h_b = 0,19 + 0,16 = 0,35 \text{ м}.$$

Визначимо радіус дуги стійки:

$$R = \sqrt{(h_{\text{л}} + h_6 + \Delta h_{\text{л}} - h_0)^2 + (b_{\text{л}} + c_1)^2}, \text{ м}, \quad (2.54)$$

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

$\Delta h_{\text{л}}$ – величина вертикального зсуву кріплення до рівня проходу людей, м;

h_0 – довжина прямої частини стійки, м;

c_1 – зсув радіуса дуги стійки від осі виробки, м;

$b_{\text{л}}$ – ширина від осі виробки до габариту зведеного проходу для людей, м;

$$B_{\text{л}} = \frac{(B + \Delta B_c + c_1) + (h + h_b - h_o)^2 - (h_{\text{л}} + h_{\text{б}} + \Delta h_{\text{л}} - h_o)^2 - c_1^2}{2 \cdot (B + \Delta B_c + 2 \cdot c_1)}, \text{ м}, \quad (2.55)$$

де ΔB_c – величина горизонтального зсуву кріплення на рівні рухомого составу, прийнята для попереднього визначення типорозміру кріплення в зоні сталого гірського тиску ($\Delta h_{\text{л}} = 75$ мм, в зоні впливу очисних робіт $\Delta h_{\text{л}} = 200$ мм);

$$B_{\text{л}} = \frac{(4,44 + 0,2 + 0,018) + (1,2 + 0,35 + 1,0)^2 - (1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 - 0,018^2}{2 \cdot (4,44 + 0,2 + 2 \cdot 0,018)} = 2,05 \text{ м};$$

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 + (2,05 + 0,018)^2} = 2,33 \text{ м}.$$

Радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_1}{\cos \beta_o} + h_{\text{фл}}, \text{ м}, \quad (2.56)$$

де β_o – центральний кут дуги стойки, град;

$h_{\text{фл}}$ – висота фланця профілю СВП (при СВП-27 $h_{\text{фл}} = 26$ мм);

$$r = 2,33 - \frac{0,018}{\cos 49^\circ} + 0,026 = 2,32 \text{ м}.$$

Висота від ґрунту виробки до центра радіуса дуги верхняка та центральний кут дуги верхняка:

$$h_{\text{ц}} = h_o + c_1 \cdot \text{tg } \beta_o, \text{ м}; \quad (2.57)$$

$$\alpha_o = 180^\circ - 2 \cdot \beta_o, \text{ град}; \quad (2.58)$$

$$h_{\text{ц}} = 1 + 0,018 \cdot \text{tg } 49^\circ = 1,22 \text{ м};$$

$$\alpha_o = 180^\circ - 2 \cdot 49^\circ = 82^\circ.$$

Ширина виробки у світлі на рівні ґрунту:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_1), \text{ м}; \quad (2.59)$$

$$B_1 = 2 \cdot (2,33 - 0,018) = 4,62 \text{ м}.$$

Висота виробки у світлі від рівня ґрунту:

$$H = h_{\text{ц}} + r + h_{\text{п}}, \text{ м}, \quad (2.60)$$

де $h_{\text{п}}$ – вертикальна піддатливість у нижніх замках п'ятиланкового кріплення, м;

$$H = 1,22 + 2,32 + 0,2 = 3,74 \text{ м.}$$

Площа поперечного перетину виробки у світлі до і після осідання:

$$S_{\text{св}}^1 = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_o - h_6) - c_1^2, \text{ м}^2; \quad (2.61)$$

$$S_{\text{св}} = (0,94 \div 0,96) \cdot S_{\text{св}}^1, \text{ м}^2; \quad (2.62)$$

$$S_{\text{св}}^1 = 0,785 \cdot (2,33^2 + 2,32^2) + 4,62 \cdot (1,0 - 0,19) - 0,018^2 = 11,9 \text{ м}^2;$$

$$S_{\text{св}} = 0,95 \cdot 11,9 = 11,3 \text{ м}^2.$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_{\text{н}} = S_{\text{св}}^1 + (P - B_1) \cdot (h_{\text{сп}} + h_{\text{зт}} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}), \text{ м}^2, \quad (2.63)$$

де P – периметр виробки у світлі, м²;

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + r \cdot (h_c - h_6) + B_1, \text{ м}, \quad (2.64)$$

де R – радіус дуги стояка, м;

r – радіус дуги верхняка, м;

h_c – довжина прямої частини стояка, м;

h_6 – товщина баласту, м;

$h_{\text{сп}}$ – висота профілю, м;

$h_{\text{зт}}$ – товщина затяжки, м ($h_{\text{зт}} = 0,05$ м);

Δb – горизонтальне зміщення порід боків виробки на рівні шару баласту, м;

Δh – вертикальне зміщення порід покрівлі, м;

$$P = 1,57 \cdot (2,33 + 2,32) + 2,32 \cdot (1,0 - 0,19) + 4,62 = 13,8 \text{ м};$$

$$S_{\text{н}} = 11,9 + (13,8 - 4,62) \cdot (0,11 + 0,05 + \frac{0,043 + 0,44}{2}) = 15,6 \text{ м}^2.$$

Згідно типовим перетинам виробок [15] приймаємо площу поперечного перерізу виробки у світлі до осадки $12,5 \text{ м}^2$. Ширина виробки складає $4,75 \text{ м}$.

Перевіримо переріз виробки у світлі по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{\text{св}}}, \text{ м/с}, \quad (2.65)$$

де Q – кількість повітря, яке проходить по виробці, $\text{м}^3/\text{с}$;

$$V = \frac{40}{12,5} = 3,20 \text{ м/с.}$$

Згідно ПБ [1] швидкість руху повітря в дільничних виробках не повинна перевищувати 6 м/с. Тому що $V = 3,2$ м/с, швидкість руху повітря задовольняє ПБ.

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [16].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{\text{кр}} = U + k_{\text{кр}} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.66)$$

де U – зміщення порід покрівлі в період її служби до впливу очисних робіт, мм;

$$U = k_\alpha \cdot k_\Theta \cdot k'_s \cdot k_b \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.67)$$

де k_α – коефіцієнт впливу кута падіння порід і напрямку проходки виробки відносно простягання порід;

k_Θ – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k'_s – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

U_T – зміщення порід, прийняте за типове, мм;

$k_{\text{кр}}$ – коефіцієнт впливу класу покрівлі по обвалюваності;

k_s – коефіцієнт, що враховує вплив площі перетину виробки у світлі;

k_k – коефіцієнт, що характеризує долю зміщень порід покрівлі в загальних зміщеннях;

U_1 – зміщення порід в зоні тимчасового опорного тиску очисного вибою, мм;

$$U = 0,85 \cdot 0,45 \cdot 0,4 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 210 = 29 \text{ мм};$$

$$U_{\text{кр}} = 29 + 1 \cdot 1,1 \cdot 0,4 \cdot 490 = 245 \text{ мм.}$$

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_n \cdot k_H \cdot k_{\text{пр}} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м}, \quad (2.68)$$

де k_n – коефіцієнт перевантаження;

k_H – коефіцієнт надійності;

$k_{\text{пр}}$ – коефіцієнт умов проведення виробки;

b – ширина виробки в прохідці, м;

P^H – нормативне навантаження;

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,16 \cdot 35 = 199 \text{ кН/м.}$$

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (2.69)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

В якості кріплення приймаємо кріплення металеве податливе арочне п'яти-ланкове КМП-А5 з спец профілю СВП-27.

$$n = \frac{199}{210} = 0,95 \text{ рам/м.}$$

Приймаємо 1 раму/м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U_{кр}^I = U_{кр} + (2 \cdot U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм}, \quad (2.70)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

$k_{охр}$ – коефіцієнт, що враховує вплив податливості штучних огорожень на опускання покрівлі;

$$U_{кр}^I = 245 + (2 \cdot 490 \cdot 0,4 + 1010 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 791 \text{ мм.}$$

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,16 \cdot 80 = 454 \text{ кН/м.}$$

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м}, \quad (2.71)$$

де n , N_s – відповідно щільність, рам/м, і несуча спроможність основного кріплення, кН;

N_{s1} – несуча спроможність засобів посилення, кН;

$$n_1 \geq \frac{454 - 1 \cdot 210}{300} = 0,81 \text{ ст/м.}$$

Встановлюємо одну стійку посилення під кожну раму основного кріплення.

Тип кріплення по податливості:

$$\Delta \geq k_{ос} \cdot k_{анк} \cdot k_{ус} \cdot U_{кр}^I, \text{ мм}, \quad (2.72)$$

де $k_{ос}$, $k_{анк}$, $k_{ус}$ – відповідно коефіцієнти, що залежать від щільності встановлення рамного, анкерного та кріплення посилення;

$$\Delta \geq 1 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 791 = 554 \text{ мм.}$$

Остаточню приймаємо кріплення металеве податливе арочне п'ятиланкове КМП-А5 з спецпрофілю СВП-27 (податливість 800 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо під кожен раму основного кріплення.

Протяжність встановлення кріплення посилення:

l_1 – ділянка кріплення попереду першого вибою = 30 м;

l_2 – ділянка кріплення позаду першого вибою = 65 м;

l_3 – ділянка кріплення попереду другого вибою = 40 м.

Розрахунок комплексної виробки і розцінки проводимо згідно [17] і вносимо в табл. 2.6.

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м,} \quad (2.73)$$

де N – змінна норма виробки на бригаду, м ($N = 1,66$ (§ 1, табл. 3, п. 88 д));
 k – коефіцієнт за збірником;

$$Q = 1,66 \cdot 0,97 = 1,6 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м,} \quad (2.74)$$

де T – змінна нормативна трудомісткість, чол.-змін, м ($T = 3,85$ чол.-змін (§ 1, табл. 3, п. 88 е));

$$Q_{1ч} = \frac{1,66}{3,85} = 0,43 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка з урахуванням поправочного коефіцієнту:

$$Q_{3м} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м;} \quad (2.75)$$

$$Q_{3м} = 0,45 \cdot 0,86 = 0,39 \text{ м.}$$

Трудомісткість на зміну:

$$T_{3м} = \frac{Q}{Q_{3м}}, \text{ чол. – зм;} \quad (2.76)$$

Таблиця 2.6 – Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в прохідницькому вибої

| Вид робіт | Одиниця вимірювання | Норма виробки | | | Обсяг робіт на зміну, м | Потрібна кількість чол-змін на 1 м | Потрібна кількість чол-змін | Тарифна ставка, грн. | Розцінка за 1 м, грн. | Отрутування для встановлення норми виробки |
|--|---------------------|---------------|-------------------------|-------------|-------------------------|------------------------------------|-----------------------------|----------------------|-----------------------|--|
| | | за збірником | коєфіцієнт за збірником | встановлена | | | | | | |
| Проведення виробки комбайном 4ПП 5 машиніст гірничих виймальних машин VI розряду | м | 0,43 | 0,97 | 0,42 | 2 | 4,375 | 4,75 | | 2229,96 | табл. 3, п. 88 д |
| прохідник V розряду | | | | | 2 | 1,625 | 1,25 | 571,17 | 670,42 | |
| | | | | | 2 | 2,750 | 3,50 | 461,26 | 1602,54 | |

$$T_{зм} = \frac{1,6}{0,42} = 3,8 \text{ чол.} - \text{зм.}$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.77)$$

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{1,6} = 0,625 \text{ чол.} - \text{зм};$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{ПРОХ} = \frac{(T_{зм} - 1)}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.78)$$

$$T_{ПРОХ} = \frac{(3,8 - 1)}{1,6} = 1,75 \text{ чол.} - \text{зм.}$$

Приймаємо явочну кількість у зміну МГВМ VI розряду 1 чол., прохідників V розряду – 3 чол.

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11] в табл. 2.7.

Таблиця 2.7 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

| № п/п | Вид обладнання | Найменування обладнання | Кількість в роботі | Ремонтна складність, чол-год | | Обґрунтування |
|-------|-------------------------------|-------------------------|--------------------|------------------------------|--------|---------------|
| | | | | на од. | на все | |
| 1 | Комбайн | 4ПП 5 | 1 | 1660 | 1660 | ЕНВ-2004 |
| 2 | Перевантажувач | ПТК-3У | 1 | 1183 | 1183 | |
| 3 | Стрічковий конвеєр | 2Л100У | 1 | 4311 | 4311 | |
| 4 | Дорога напочвенна | ДКН4-2 | 1 | 995 | 995 | |
| 5 | Лебідка | ЛВД 34 | 1 | 186 | 186 | |
| 6 | Трубопроводи | | 1,7 | 135 | 202 | |
| 7 | Вентилятор | ВМП | 1 | 42 | 42 | |
| 8 | Коефіцієнт | | | | 1 | |
| 9 | Усього | | | | 8579 | |
| 10 | Коефіцієнт К1 | | | | 0,6 | |
| 11 | Коефіцієнт К2 | | | | 1,2 | |
| 12 | Коефіцієнт К3 | | | | 1,3 | |
| 13 | Нормативна явочна чисельність | | | | 4 | |

Остаточно приймаємо явочну кількість робітників за добу:

- МГВМ VI розряду – 4 чол.;
- прохідників V розряду – 9 чол.;
- слюсарів – 4 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.79)$$

де $k_{об}$ – коефіцієнт облікового складу;

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

$$Ч_{об} = 4 \cdot 1,59 = 6 \text{ чол.}$$

Обліковий склад прохідників V розряду:

$$Ч_{об} = 9 \cdot 1,59 = 15 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

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

Чисельність інженерно-технічних робітників встановлюємо відповідно до затвердженої структури роботи ділянки:

- начальник ділянки – 1 чол.;
- заступник начальника – 1 чол.;
- помічник начальника – 1 чол.;
- механік ділянки – 1 чол.;
- гірничий майстер – 6 чол.

Розробка графіку організації робіт

Розробку графіку проводимо згідно з [18,19]. Для будови лінійного графіку організації процесу комбайнового виймання розраховуємо поопераційно трудомісткість і тривалість робіт, а також час, що відкладемо на графіку. Результати розрахунків зводимо в табл. 2.8.

Загальна питома трудомісткість виймання 1 м^3 гірничої маси:

$$N = \frac{N_i}{V \cdot S_{нач}}, \text{ чол.} \cdot \text{хв/м}^3, \quad (2.80)$$

де N_i – сумарна трудомісткість окремих операцій, чол.-хв/м³;

$$N = \frac{1137}{2 \cdot 19,9} = 28,5 \text{ чол.} \cdot \text{хв/м}^3.$$

Розрахунок собівартості проведення 1 м виробки.

Розрахунок суми доплат за роботу у нічний час робимо в табл. 2.9.

Таблиця 2.8 – Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірничих порід

| Найменування операцій | Об'єм робіт | | Число робітників, чол. | Трудомісткість по процесам (операціям), чол.-хв. | | Тривалість процесів (операцій), хв. | | Обґрунтування (ЄНВ, розділ 2) |
|---|-------------|---------|------------------------|--|-------------------------|-------------------------------------|-------------------------|-------------------------------|
| | од. вим. | на цикл | | на цикл | на зміну | на цикл | на зміну | |
| Підготовчо-заклучні операції | | | 4 | | 103,2 | | 25,8 | § 2, табл. 50 |
| Усунення дрібних несправностей | | | 4 | | 72,4 | | 18,1 | § 2, табл. 50 |
| Керування комбайном | м | 1 | 1 | $181,5 \cdot 1 = 181,5$ | $181,5 \cdot 2 = 363,0$ | $90,75 \cdot 1 = 90,75$ | $90,75 \cdot 2 = 181,5$ | § 2, табл. 51 |
| Відведення і проробки виконавчого органу, огляд комбайну, заливка масла | м | 1 | 1 | $10,72 \cdot 1 = 10,72$ | $10,72 \cdot 2 = 21,4$ | $7,69 \cdot 1 = 7,69$ | $7,69 \cdot 2 = 15,4$ | § 2, табл. 51 |
| Огляд та заміна зубків, підтягування кабелю і шланга зрошення | м | 1 | 1 | $12,55 \cdot 1 = 12,55$ | $12,55 \cdot 2 = 25,1$ | $7,11 \cdot 1 = 7,11$ | $7,11 \cdot 2 = 14,2$ | § 2, табл. 51 |
| Розбивка великих шматків породи, підкидка гірничої маси до вантажного органу та зачистка ґрунту | м | 1 | 1 | $73,52 \cdot 1 = 73,52$ | $73,52 \cdot 2 = 147,0$ | $36,76 \cdot 1 = 36,76$ | $36,76 \cdot 2 = 73,52$ | § 2, табл. 51 |
| Розштибовування перевантажувача та натяжної головки конвеєру | м | 1 | 1 | $21,64 \cdot 1 = 21,64$ | $21,64 \cdot 2 = 43,3$ | $10,82 \cdot 1 = 10,82$ | $10,82 \cdot 2 = 21,64$ | § 2, табл. 51 |
| Перевірка напрямку виробки | м | 1 | 1 | $6,3 \cdot 1 = 6,3$ | $6,3 \cdot 2 = 12,6$ | $2,9 \cdot 1 = 2,9$ | $2,9 \cdot 2 = 5,8$ | § 2, табл. 51 |
| Кріплення | м | 1 | 2-4 | $145,1 \cdot 1 = 145,1$ | $145,1 \cdot 2 = 290,2$ | 142,8 | 285,6 | § 2, табл. 52 |
| Нарощування конвеєру | м | 1 | 3 | $69,6 \cdot 1 = 69,6$ | $69,6 \cdot 2 = 139,2$ | $25,2 \cdot 1 = 25,2$ | $25,2 / 3 = 8,4$ | § 2, табл. 52 |
| Нарощування вент. трубопроводу | м | 1 | 2 | $3,54 \cdot 1 = 3,54$ | $3,54 \cdot 2 = 7,1$ | - | $7,1 / 2 = 3,5$ | § 2, табл. 52 |
| Нарощування рейкового шляху | м | 1 | 2-4 | $44,27 \cdot 1 = 44,27$ | $44,27 \cdot 2 = 88,5$ | - | $88,5 / 4 = 22,1$ | § 34, табл. 132 |
| Усього | | | | 769 | 1538 | | | |

Таблиця 2.9 – Розрахунок штату та фонду оплати праці ділянки ГПР

| Професія робітника (посада) | Од. вимір | Обсяг робіт | | | | | Чисельність робіт- ників на роботі | | | | За СПИСОМ | Розцін- ка, тарифна ставка, оклад, грн. | Фонд оплати праці, грн/м | | | | | |
|-----------------------------------|-----------|-------------|---------|-----------|---|---|---------------------------------------|----|---|---|--------------|--|--------------------------|---------------|---------|--------|--------|----------|
| | | на місяць | на добу | по змінам | | | за добу | 1 | 2 | 3 | | | 4 | пряма з.п. | доплати | | | Усього |
| | | | | 1 | 2 | 3 | | | | | | | | | 4 | премія | нічні | |
| МГВМ б р | м | 150 | 6 | 0 | 2 | 2 | 2 | 4 | 1 | 1 | 1 | 6 | 505,50 | 14097,0 | 3020,50 | 4810,0 | 6121,5 | 21670,50 |
| Прохідник 5р | | | | | | | | 9 | 0 | 3 | 3 | 14 | 486,48 | 15544,0 | 1396,20 | 0 | 735,62 | 7675,82 |
| Електрослюсар 5р | | | | | | | | 4 | 4 | 0 | 0 | 6 | 449,24 | 15094,0 | 1123,23 | 902,0 | 389,56 | 6748,79 |
| Начальник ділянки | | | | | | | | 1 | 0 | 1 | 0 | 1 | 8408,00 | 13408,0 | 256,40 | 0 | 49,80 | 1206,20 |
| Зам. нач. ділянки | | | | | | | | 1 | 1 | 0 | 0 | 1 | 8181,00 | 13181,0 | 242,30 | 0 | 49,80 | 1172,10 |
| Пом. нач. ділянки | | | | | | | | 1 | 0 | 0 | 1 | 1 | 8067,00 | 13067,0 | 229,50 | 655,0 | 49,80 | 1226,55 |
| Механік ділянки | | | | | | | | 1 | 1 | 0 | 0 | 1 | 8181,00 | 13181,0 | 235,10 | 0 | 49,80 | 1144,90 |
| Гірничий майстер | | | | | | | | 5 | 2 | 1 | 1 | 6 | 7640,00 | 115120, | 1693,56 | 1016,0 | 498,56 | 7866,62 |
| Оплата непередбачених робіт | | | | | | | | | | | | | | | | | | 295,60 |
| Усього | | | | | | | | 26 | 9 | 6 | 6 | 36 | | 45900,0 | 8196,79 | 7383,0 | 7944,5 | 251598,5 |

Розрахунок штату та фонду оплати праці ділянки ГПР робимо в табл. 2.10

Таблиця 2.11 – Розрахунок суми доплат за роботу у нічний час

| № п/п | Професія | Тариф. ставка (оклад), грн | Кількість годин | | Розмір доплати за 1 годину роботи в нічний час, грн | Сума, грн |
|-------|-------------------|----------------------------|-----------------|-----------|---|-----------|
| | | | за добу | за місяць | | |
| 1 | МГВМ VI р | 572,38 | 8 | 200 | 8,80 | 1118,00 |
| 2 | Прохідник | 448,26 | 40 | 800 | 7,57 | 4810,00 |
| 3 | Пом. нач. ділянки | 8067 | 6 | 125 | 5,56 | 1205,00 |
| 4 | Гірничий майстер | 7640 | 8 | 200 | 5,08 | 1016,00 |
| 5 | Усього | | | | | 7383,00 |

Розрахунок вартості матеріалів робимо в табл. 2.12.

Таблиця 2.12 – Розрахунок вартості матеріалів

| № п/п | Матеріал | Од. вим | Норма витрат на 1м | Обсяг на місяць | Витрати матеріалів в місяць | Ціна за одиницю, грн | Вартість матеріалів за місяць |
|-------|------------------|----------------|--------------------|-----------------|-----------------------------|----------------------|-------------------------------|
| 1 | Кріплення КМП-А5 | компл. | 1,0 | 150 | 150 | 33200,00 | 480000,0 |
| 2 | Затяжка | м ³ | 0,23 | | 51,75 | 2985,00 | 50973,75 |
| 3 | Вент труба | м | 1 | | 150 | 2800,00 | 120000,0 |
| 4 | Рейки Р 33 | т | 0,048 | | 7,2 | 16000,0 | 43200,0 |
| 5 | Шпали дерев'яні | м ³ | 0,064 | | 14,4 | 1880,00 | 12672,0 |
| 6 | Усього | | | | | | 706845,8 |

Розрахунок вартості амортизаційних відрахувань робимо в табл. 2.13.

Таблиця 2.13 – Розрахунок вартості амортизаційних відрахувань

| № п/п | Обладнання | Кількість | Ціна за одиницю, грн | Витрати на транспорт та монтаж (15%), грн | Первісна стоимость, грн | Річна норма амортизації, % | Сума амортизаційних відрахувань, грн |
|-------|------------|-----------|----------------------|---|-------------------------|----------------------------|--------------------------------------|
| 1 | 4ПП 5 | 1 | 1950000,0 | 142500,00 | 1092500,0 | 20 | 362850,00 |
| 2 | 2Л100У | 1 | 290400,00 | 43560,00 | 333960,00 | 20 | 41679,20 |
| 3 | ВМП | 1 | 11664,00 | 1749,60 | 13413,60 | 20 | 4268,27 |
| 4 | ЛВД 34 | 1 | 9600,00 | 1440,00 | 11040,00 | 20 | 2205,00 |
| 5 | КТПВ | 1 | 120800,00 | 18120,00 | 138920,00 | 20 | 22105,50 |
| 6 | ПВИ 250БТ | 5 | 40290,00 | 6043,50 | 46333,50 | 20 | 906,17 |
| 7 | АВ 400ДО | 2 | 8040,00 | 2412,00 | 18492,00 | 20 | 364,15 |
| 8 | Усього | | | | | | 359845,2 |

Калькуляцію собівартості 1 м виробки робимо в табл. 2.14.

Таблиця 2.14 – Калькуляція собівартості 1м виробки

| № п/п | Елемент витрат | Сума витрат, грн/міс | Обсяг робіт на місяць, м | Собівартість 1м, грн/м | Уд. вага, % |
|-------|---------------------------|----------------------|--------------------------|------------------------|-------------|
| 1 | Витрати на оплату праці | 251598,5 | 150 | 7547,96 | 17 |
| 2 | Відрахування на соц. міри | 124541,26 | 150 | 3736,24 | 9 |
| 3 | Допоміжні матеріали | 706845,8 | 150 | 21205,37 | 49 |
| 4 | Амортизація | 359845,2 | 150 | 10795,36 | 25 |
| 5 | Усього | | | 43284,92 | 100 |

2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці

Доставка вугілля по лаві здійснюється скребковим конвеєром СПЦ 151, що входить до складу комплексу 2МКДД.

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [20]:

$$Q_p = \frac{Q_{\text{доб}} \cdot k_n}{3 \cdot t_{\text{зм}} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.81)$$

де $Q_{\text{доб}}$ – добова продуктивність вибою, т/доб.;

k_n – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку ($k_n = 1,5$ [20]);

$t_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, год.;

k_m – коефіцієнт машинного часу ($k_m = 0,8$ [20]);

Розрахунковий вантажопотік з лави:

$$Q_p = \frac{1150 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 115 \text{ т/год.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год.}, \quad (2.82)$$

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

По графікам застосовності [20] робимо вибір стрічкового конвеєра: для заданих умов підходить конвеєр 2ЛТ 100У, тому що при необхідній його довжині $L = 1100$ м і куті нахилу $\beta = 0^\circ$ $Q_p = 115 < Q_t = 550$ т/год.

Графік застосовності представлено на рисунку 2.7.

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра СПЦ 151 на стрічковий 2ЛТ 100У приймаємо перевантажувач скребковий ПС, що входить до складу мехкомплексу 2МКДД [2].

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.82:

$$Q_p = 115 < Q_t = 400 \text{ т/год.};$$

Для транспортування гірничої маси з прохідницького вибою приймаємо конвеєр стрічковий 2ЛТ 100У. Розрахунковий вантажопотік складе:

$$Q_p = \frac{560 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 58 \text{ т/год.},$$

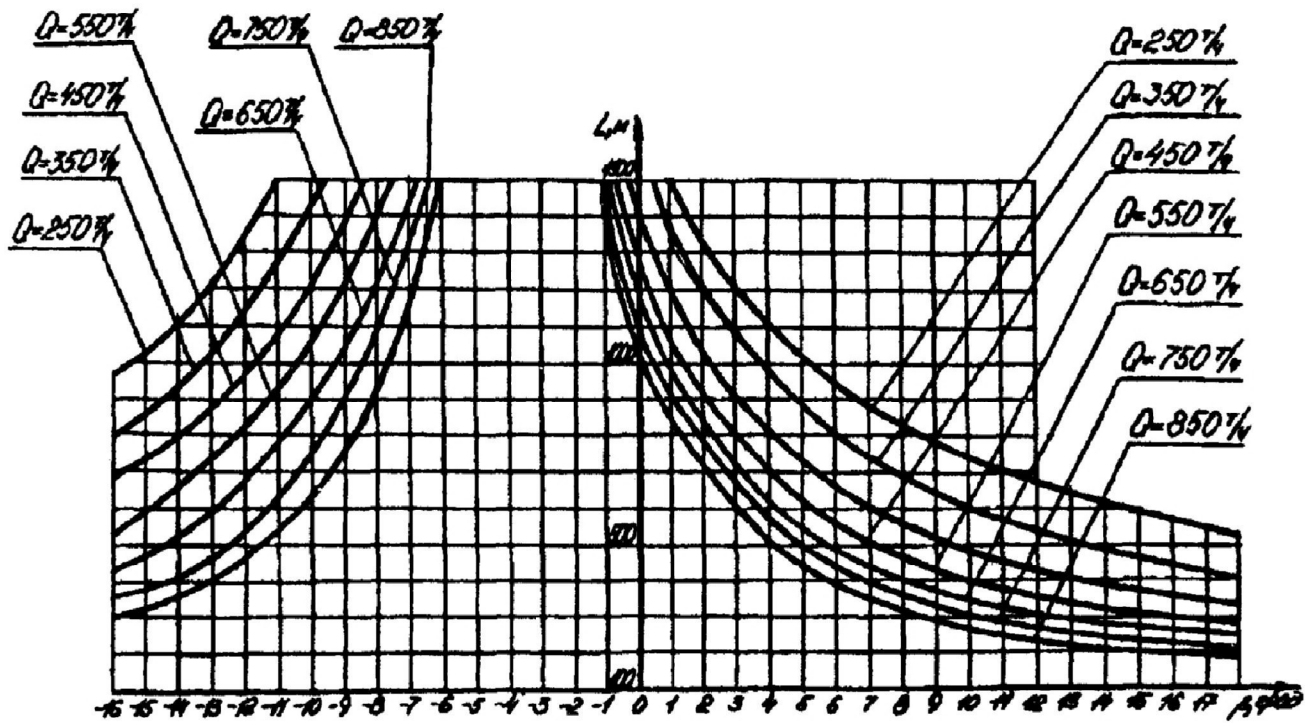


Рисунок 2.7 – Графік застосовності конвеєру 2ЛТ 100У

що відповідає умові $Q_p = 58 < Q_t = 550$ т/год.

Для транспортування устаткування і матеріалів по штреку приймаємо відкатку лебідками ЛВД 34.

2.4.4 Провітрювання дільниці

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної дільниці

Схему провітрювання приймаємо в залежності від прийнятого способу підготовки, системи розробки, напрямку видачі струменя повітря, що виходить із лави, взаємного впливу очисних виробок на їхнє провітрювання, напрямку руху повітря по очисній виробці і взаємному напрямку свіжого і відробленого струменів.

Відповідно до [21], приймаємо схему провітрювання типу 1-М-Н-в-вт.

2.4.4.2 Розрахунок відносної метанообільності виймальної дільниці і очисного вибою по пласту k_8

Відносна метанообільність пласта виймальної ділянки:

$$q_{\text{діл}} = q_{\text{пл}} + q_{\text{сп}} + q_{\text{пор}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.83)$$

де $q_{\text{пл}}$ – метановиділення з розроблюваного пласту, $\text{м}^3/\text{доб}$;

$q_{\text{сп}}$ – метановиділення зі зближених вугільних пластів, $\text{м}^3/\text{доб}$;

$q_{\text{пор}}$ – метановиділення з порід, що вміщують, $\text{м}^3/\text{доб}$;

$$q_{\text{пл}} = q_{0,\text{п}} + q_{0,\text{у}} + k_{\text{е.п}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.84)$$

де $k_{\text{е.п}}$ – коефіцієнт, що враховує експлуатаційні втрати вугілля в межах виймальної ділянки;

X_0 – залишкова метаноносність вугілля, що залишається у виробленому просторі, у ціликах і т.п., $\text{м}^3/\text{т}$;

$$X_0 = X_{0,\text{г}} \cdot k_{\text{wA}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.85)$$

де $X_{0,\text{г}}$ – залишкова метаноносність вугілля, $\text{м}^3/\text{т.с.б.м.}$;

$$X_{0,\text{г}} = 18,3 \cdot (V^{\text{daf}})^{-0,6}, \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.}, \quad (2.86)$$

де V^{daf} – вихід летючих речовин, %;

$$X_{0,\text{г}} = 18,3 \cdot (6,9)^{-0,6} = 5,7 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.};$$

k_{wA} – коефіцієнт перерахування металоносності пласта на вугілля, частки од.

$$k_{\text{wA}} = \frac{100 - W - A}{100}, \text{ частки од.}, \quad (2.87)$$

де W і A – відповідно пластова вологість і зольність, %;

$$k_{\text{wA}} = \frac{100 - 2,8 - 15}{100} = 0,82;$$

$$X_0 = 5,7 \cdot 0,82 = 4,7 \text{ м}^3/\text{т};$$

X – природна метаноносність пласта, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$X = X_r \cdot k_{WA}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.88)$$

де X_r – природна метаноносність пласта, $\text{м}^3/\text{т.с.б.м.}$;

$$X = 16 \cdot 0,82 = 13,1 \text{ м}^3/\text{т};$$

$q_{o.п}$ – відносне метановиділення з очисного вибою, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q_{o.п} = 0,85 \cdot X \cdot k_{пл} \cdot \exp(-n), \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.89)$$

де $k_{пл}$ – коефіцієнт, що враховує вплив системи розробки на метановиділення із пласта;

$$k_{пл} = \frac{l_{оч} - 2 \cdot b_{з.д}}{l_{оч}}, \quad (2.90)$$

де $l_{оч}$ – довжина очисного вибою, м;

n – показник ступеня, що залежить від швидкості посування очисного вибою, виходу летючих речовин з вугілля та глибини розробки;

$$n = a_1 \cdot V_{оч} \cdot \exp(-0,001 \cdot H + b_1 \cdot V^{daf}), \quad (2.91)$$

де a_1, b_1 – коефіцієнти, значення яких приймаються в залежності від V^{daf} ;

$$n = 0,152 \cdot 3,2 \cdot \exp(-0,001 \cdot 700 + 0,051 \cdot 6,9) = 1,1;$$

$q_{o.y}$ – відносне метановиділення з відбитого вугілля, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q_{o.y} = q_{o.y}^l + q_{o.y}^{ll}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.92)$$

де $q_{o.y}^l, q_{o.y}^{ll}$ – відносне метановиділення з відбитого вугілля в лаві та в уклоні відповідно, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q_{o.y}^l = X \cdot k_{пл} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] (b_2 \cdot k_{т,y} + b_3 \cdot k_{т,y}^l), \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.93)$$

$$q_{o.y}^{ll} = X \cdot k_{пл} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] b_2 \cdot k_{т,y}^{ll}, \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.94)$$

де b_2, b_3 – коефіцієнти, що враховують частку відбитого вугілля, що знаходиться відповідно на конвеєрі і залишається на ґрунті в лаві, частки од.;

$k_{т,y}, k_{т,y}^l, k_{т,y}^{ll}$ – коефіцієнти, що враховують ступінь дегазації відбитого

від масиву вугілля відповідно в очисній виробці на конвеєрі, на ґрунті в лаві і на конвеєрі у виробці виймальної ділянки, частки од.;

$$k_{т,y} = a \cdot T_{т,л}^b; \quad (2.95)$$

$$k_{т,y}^l = a \cdot T_{т,л}^b; \quad (2.96)$$

$$k_{т,y}^{ll} = a \cdot T_{т,к}^b - a \cdot T_{т,л}^b; \quad (2.97)$$

де a, b – коефіцієнти, що характеризують газовітдачу з відбитого вугілля;
 $T_{т,л}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля на конвеєрі в лаві, хв.;

$$T_{т,л} = \frac{l_{оч}}{60 \cdot V_{к,л}}, \text{ хв}, \quad (2.98)$$

де $V_{к,л}$ – швидкість транспортування вугілля в лаві, м/с;

$T_{т,л}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля на підшві в лаві при однобічній виїмці вугілля, хв.;

$T_{т,к}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля у транспортній виробці в межах виймальної ділянки, хв.;

$$T_{т,к} = \frac{\sum_{i=1}^{n_i} l_{п_i}}{60 \cdot V_{п_i}}, \text{ хв}, \quad (2.99)$$

де n_i – кількість ділянок довжиною $l_{п_i}$ з різною швидкістю руху вугілля;

$l_{п_i}$ – довжина виробки з i -м видом транспорту, м;

$V_{п_i}$ – швидкість транспортування вугілля на ділянці $l_{п_i}$, м/с;

$$T_{т,к} = \frac{1050}{60 \cdot 2,5} = 7 \text{ хв};$$

$$T_{т,л} = \frac{200}{60 \cdot 1,4} = 2,4 \text{ хв};$$

$$k_{т,y} = 0,052 \cdot 2,4^{0,71} = 0,097;$$

$$k_{т,y}^l = 0;$$

$$k_{т,y}^{ll} = 0,118 \cdot 7^{25} - 0,052 \cdot 2,4^{0,71} = 0,103;$$

$$k_{пл} = \frac{200 - 2 \cdot 8}{200} = 0,92;$$

$$q_{o,п} = 0,85 \cdot 13,1 \cdot 0,92 \cdot \exp(-1,48) = 1,2 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{o,y}^I = 29,5 \cdot 0,92 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,48)] (1 \cdot 0,097 + 0) = 0,7 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{o,y}^{II} = 29,5 \cdot 0,92 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,48)] 1 \cdot 0,103 = 0,9 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{o,y} = 0,7 + 0,9 = 1,6 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{пл} = 1,2 + 1,6 + 0,03 \cdot (13,1 - 4,7) = 3,1 \text{ м}^3/\text{т};$$

Відносне метановиділення із супутників:

$$q_{сп} = \Sigma q_{сп,п} + \Sigma q_{сп,н} \text{ м}^3/\text{т}. \quad (2.100)$$

Відносне метановиділення як з пласта (супутника), що підроблюється $q_{сп,п}$, так і з пласта (супутника), що надроблюється $q_{сп,н}$, визначається по формулі:

$$q_{сп} = 1,14 \cdot V_{оч}^{-0,4} \cdot \frac{m_{сп}}{m_{в}} \cdot (X_{сп} - X_o) \cdot \left(1 - \frac{M_{сп}}{M_p}\right), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.101)$$

де $m_{сп,i}$ – сумарна потужність вугільних пачок окремого і-го супутника, м;

$X_{сп,i}$ – природна метаносність і-го супутника, $\text{м}^3/\text{т}$;

$X_{o,i}$ – природна метаносність і-го супутника, $\text{м}^3/\text{т}$;

$m_{в}$ – виймальна корисна потужність розроблюємого пласту, м;

$M_{сп}$ – відстань по нормалі між покрівлею розроблюємого і підошвою зближеного (при підробітці) пластів і між підошвою розроблюємого і покрівлею зближеного (при надробітці) пластів, м;

M_p – відстань по нормалі між розроблюємым і зближеним пластами, при якому метановиділення з останнього практично дорівнює нулю, м.

При надробітці пологих і похилих вугільних пластів зачення $M_p = 60$ м, а при підробітці пологих і похилих пластів визначається по формулі:

$$M_p = 1,3 \cdot l_{оч} \cdot k_{y,к} \cdot k_{л} \cdot \sqrt{m_{в,пр}} \cdot (\cos \alpha_{пл} + 0,05 \cdot k_{л}), \text{ м}, \quad (2.102)$$

де $m_{в,пр}$ – потужність пласта, що виймається, з урахуванням породних пропластків, м;

$k_{y,к}$ – коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею;

$k_{л}$ – коефіцієнт, що враховує вплив ступеня метаморфізму на величину зводу розвантаження;

$$k_{л} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot V^{daf}), \quad (2.103)$$

де $\alpha_{пл}$ – кут падіння пласта, град.

$$k_{л} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot 6,9) = 0,34;$$

$$M_p = 1,3 \cdot 200 \cdot 1 \cdot 0,34 \cdot \sqrt{1,4} \cdot (\cos 16 + 0,05 \cdot 0,34) = 94 \text{ м};$$

$$q_{\text{сп } k_9} = 1,14 \cdot 3,2^{-0,4} \cdot \frac{0,5}{1,4} \cdot (13,1 - 4,7) \cdot \left(1 - \frac{30}{94}\right) = 0,95 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{\text{сп } k_7} = 1,14 \cdot 3,2^{-0,4} \cdot \frac{0,59}{1,4} \cdot (13,1 - 4,7) \cdot \left(1 - \frac{30}{60}\right) = 1,03 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{\text{сп}} = 0,95 + 1,03 = 1,98 \text{ м}^3/\text{т}.$$

У зв'язку з відсутністю даних з метаноносності вміщуючих порід метановиділення визначаємо по формулі:

$$q_{\text{пор}} = 1,14 \cdot V_{\text{оч}}^{-0,4} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{сп}} \cdot (H - H_0), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.104)$$

де $k_{\text{сп}}$ коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею і літологічний склад порід, частки од;

H – глибина розробки, м;

H_0 – глибина верхньої границі зони метанових газів, м;

$$q_{\text{пор}} = 1,14 \cdot 3,2^{-0,4} \cdot (13,1 - 4,7) \cdot 0,00106 \cdot (700 - 120) = 1,6 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{\text{діл}} = 3,1 + 1,98 + 1,6 = 6,68 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Визначимо очікуване метановиділення з очисної виробки і виймальної ділянки:

$$q_{\text{оч}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}^1) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + k_{\text{в.п}} \cdot q_{\text{в.п}}^1, \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.105)$$

$$q_{\text{уч}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + q_{\text{в.п}}^1, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.106)$$

де $k_{\text{д.пл}}$ – коефіцієнт ефективності дегазації розроблюємого пласта, частки од;

$k_{\text{в.п}}$ – коефіцієнт, що враховує метановиділення з виробленого простору в привибійній, частки од;

$q_{\text{в.п}}^1$ – очікуване метановиділення з виробленого простору на виймальній ділянці, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q_{\text{в.п}}^1 = [k_{\text{е.п}} (X - X_0) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + (\sum q_{\text{сп.п}i} + q_{\text{пор}}) \cdot (1 - k_{\text{д.сп}}) + \sum q_{\text{сп.н}i} (1 - k_{\text{д.сн}})] \cdot (1 - k_{\text{д.вп}}^1) \cdot (1 - k_{\text{д.в.о}}), \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.107)$$

де $k_{\text{д.сп}}$, $k_{\text{д.сн}}$, $k_{\text{д.в.о}}$, $k_{\text{д.вп}}^1$ – коефіцієнти, що враховують ефективність дегазації зближених пластів і порід, що нароблюються; зближених пластів, що підроблюються; виробленого простору та ефективність ізольованого відвіду метану відповідно, частки од;

$$q_{в.п}^I = [0,03 \cdot (13,1 - 4,7) \cdot (1 - 0) + (0,95 + 2,6) \cdot (1 - 0) + 1,03 (1 - 0)] \cdot (1 - 0) \cdot (1 - 0) = 2,5 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{оч} = (0,8 + 0,9) \cdot (1 - 0) + 0 \cdot 2,5 = 2,7 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{дйл} = (0,8 + 1,6) \cdot (1 - 0) + 2,5 = 4,9 \text{ м}^3/\text{т}.$$

2.4.4.3 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою по пласту k_8 :

Визначимо очікуване метановиділення очисної виробки:

$$I_{оч} = \frac{A_{оч} \cdot q_{оч}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.108)$$

де $A_{оч}$ – середньодобовий видобуток з очисної виробки, т/добу;
 $q_{оч}$ – очікуване метановиділення з очисної виробки, $\text{м}^3/\text{т}$.

$$I_{оч} = \frac{1150 \cdot 2,7}{1440} = 1,7 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Очікуване метановиділення очисної ділянки:

$$I_{дйл} = \frac{1150 \cdot 4,9}{1440} = 3,1 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо необхідність проведення дегазації. Критерієм, що визначає необхідність проведення дегазації, є підвищення метанообільності виробок понад припустиму по фактору вентиляції I_p :

$$I_{оч} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{max} \cdot S_{min} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.109)$$

де V_{max} – максимально припустима по ПБ швидкість руху повітря в лаві, м/с;
 k – коефіцієнт нерівномірності метановиділення в лаві (з табл. 6.3 [21]);
 c – припустима по ПБ максимальна концентрація метану у вихідному з лави струмені повітря, %;
 S_{min} – мінімальна площа перетину лави, м^2 ;

$$S_{min} = k_{O_3} \cdot S_{оч.min}, \text{ м}^2, \quad (2.110)$$

де k_{O_3} – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до при вибійного (з табл. 6.4 [21]).

$$S_{\min} = 1,25 \cdot 3,2 = 4 \text{ м}^2;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 4 \cdot 1}{1,28} = 7,5 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{оч}} = 1,7 \text{ м}^3/\text{хв}. < I_p = 7,5 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, немає необхідності проводити дегазацію.

2.4.4.4 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки

2.4.4.4.1 Розрахунок витрати повітря для пласта k_8

Розрахунок витрат повітря, необхідного для провітрювання очисної виробки по виділенню метану:

$$Q_{\text{оч}} = \frac{Q_{\text{дл}} \cdot k_{\text{оз}}}{k_{\text{ут.в}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.112)$$

де $Q_{\text{дл}}$ – витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$k_{\text{оз}}$ – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного простору (приймаємо по табл. 6.4 [21]);

$k_{\text{ут.в}}$ – коефіцієнт, який враховує втрати повітря через вироблений простір в межах виймальної ділянки, (приймаємо по монограмі 6.13 [21]);

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{дл}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.113)$$

де $I_{\text{дл}}$ – середнє виділення вуглекислого газу в межах виймальної ділянки, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$k_{\text{н}}$ – коефіцієнт нерівномірності виділення метану, частки од.;

C – припустима згідно ПБ концентрація метану у вихідному з очисної виробки вентиляційному струмені, %;

C_0 – концентрація газу у вентиляційному струмені, що надходить на виймальну ділянку, %;

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot 3,1 \cdot 1,28}{1 - 0,05} = 418 \text{ м}^3 / \text{хв};$$

$$Q_{\text{оч}} = \frac{418 \cdot 1,25}{1,5} = 348 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по газах, що утворюються при вибухових роботах, не виконуємо через їх відсутність.

Розрахунок кількості повітря по числу людей:

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot n_{\text{чол}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.114)$$

де $n_{\text{чол}}$ – найбільша кількість людей, що одночасно працюють у очисній виробці, чол.;

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot 15 \cdot 1,25 = 112 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря з умови оптимальної швидкості повітря по пиловому фактору:

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{оч}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.115)$$

де $S_{\text{оч min}}$ – мінімальна площа поперечного перерізу привибійного простору очисної виробки у світлі, м^2 (приймаємо по табл. 6.5 [21]);

$V_{\text{оч}}$ – оптимальна швидкість повітря в при вибійному просторі лави, м/с;

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot 4 \cdot 1,6 \cdot 1,25 = 340 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Перевірка витрат повітря по швидкості здійснюється по наступним факторам:
- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \geq Q_{\text{оч min}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч max}} \cdot V_{\text{min}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.116)$$

де V_{min} – мінімально припустима швидкість повітря в очисній виробці згідно ПБ, м/с;

$S_{\text{оч max}}$ – максимальна площа поперечного перерізу привибійного простору очисної виробки у світлі, м^2 (приймаємо по табл. 6.5 [21]);

$$348 > 60 \cdot 4,0 \cdot 0,25 \cdot 1,25 = 75 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.117)$$

де V_{max} – максимально припустима швидкість повітря в очисній виробці згідно ПБ, м/с;

$$348 < 60 \cdot 4,0 \cdot 4 \cdot 1,25 = 1200 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

Остаточо приймаємо $Q_{\text{оч}} = 348 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Перевіримо витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки по максимальній швидкості повітря:

$$Q_{\text{діл}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{ут.в}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{ут.в}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.118)$$

$$Q_{\text{діл}} = 418 \leq 60 \cdot 4,0 \cdot 4 \cdot 1,5 = 1440 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

Витрати повітря, що перевіряється по кількості людей, повинна задовольняти умові:

$$Q_{\text{діл}} \geq 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.119)$$

де $n_{\text{чол}}$ – максимальна кількість людей, що одночасно працюють на виймальній ділянці, чол.;

$$418 > 6 \cdot 30 = 180 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова виконується.

Остаточо приймаємо $Q_{\text{діл}} = 418 \text{ м}^3/\text{хв}$.

2.4.4.5 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору:

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.120)$$

де I_p – середня абсолютна метанообільність очисної виробки (приймаємо по табл. 7.1 [21]);

Q_p – максимальна витрата повітря в очисній виробці, що може бути використане для розведення метану до припустимих ПБ норм, $\text{м}^3/\text{хв}$. (приймаємо по табл. 7.1 [21]);

$$A_{\text{max}} = 1150 \cdot 5,15^{-1,67} \cdot \left[\frac{660 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 1340 \text{ т/добу}.$$

2.4.4.6 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання для тупикових виробок

2.4.4.6.1 Розрахунок метанообільності штреку, проведеного по пласту k_8 Метановиділення в виробку, проведеному по пласту:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов 1}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.121)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов 2}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.122)$$

де $I_{\text{пов}}$ – метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пласта, $\text{м}^3/\text{хв.}$;

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.123)$$

де $V_{\text{п}}$ – проектна швидкість посування вибою тупикової виробки, м/добу;
 $k_{\text{т}}$ – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення в часі, частки од.
(приймаємо по табл. 3.2 [22]).

$I_{\text{о.у.п}}$ – метановиділення з відбитого вугілля, м³/хв.;

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{гy}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.124)$$

де j – технічна продуктивність комбайну, т/хв. (приймаємо по табл. 3.3 [22]);
 $k_{\text{гy}}$ – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації відбитого вугілля, дол. од.;

$$k_{\text{гy}} = a \cdot T_{\text{y}}^b, \quad (2.125)$$

де a , b – коефіцієнти, що характеризують газовіддачу з відбитого вугілля
(при $T_{\text{y}} \leq 6$ хв $a = 0,052$, $b = 0,71$, при $T_{\text{y}} \geq 6$ хв $a = 0,118$, $b = 0,25$);

T_{y} – час знаходження вугілля в привибійному просторі, хв.;

$$T_{\text{y}} = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв}; \quad (2.126)$$

де $S_{\text{вуг}}$ – площа перетину виробки по вугіллю в проходці, м²;

$l_{\text{ц}}$ – посування вибою за цикл безперервної роботи комбайну, м;

$$T_{\text{y}} = \frac{4,5 \cdot 0,8 \cdot 1,5}{1,0} = 5,4 \text{ хв};$$

$$k_{\text{гy}} = 0,118 \cdot 5,4^{0,25} = 0,2;$$

$$I_{\text{о.у.п}} = 1,0 \cdot 0,2 \cdot (9,8 - 4,5) = 1,1 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов}1} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,4 \cdot 6 \cdot (9,8 - 4,5) \cdot 0,98 = 1,4 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов}2} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,4 \cdot 6 \cdot (9,8 - 4,5) \cdot 0,13 = 0,6 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{п}} = 1,4 + 1,1 = 2,5 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{3,\text{п}} = 0,6 + 1,1 = 1,7 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.4.6.2 Розрахунок кількості повітря для провітрювання штрека пл. k_8

Розрахунок витрати повітря для виробки, яка проводиться комбайном:

$$Q_{3,\text{п}} = \frac{100 \cdot I_{3,\text{п}}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.127)$$

$$Q_{з.п} = \frac{100 \cdot 1,7}{1 - 0,05} = 179 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{з.п} = 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3 / \text{хв}; \quad (2.128)$$

$$Q_{з.п} = 6 \cdot 6 = 36 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{\text{п min}} \cdot S, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.129)$$

де $V_{\text{п min}}$ – мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря в тупиковій виробці, м/с;

$$Q_{з.п} = 60 \cdot 0,25 \cdot 12,5 = 187 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря в привибійному просторі тупикової виробки:

$$Q_{з.п} = 20 \cdot V_{\text{прив min}} \cdot S, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.130)$$

де $V_{\text{прив min}}$ – мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря в привибійному просторі, м/с (при температурі 26°C та вологості 70 % $V_{\text{прив min}} = 1$ м/с);

$$Q_{з.п} = 20 \cdot 1,0 \cdot 12,5 = 250 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Приймаємо $Q_{з.п} = 250 \text{ м}^3 / \text{хв.}$

Витрати повітря для провітрювання усєї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{\text{п}} = \frac{100 \cdot I_{\text{п}} \cdot k_{\text{н.п}}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.131)$$

де $k_{\text{н.п}}$ – коефіцієнт нерівномірності газовиділення у тупиковій виробці;

$$Q_{\text{п}} = \frac{100 \cdot 2,5 \cdot 1}{1,0 - 0,05} = 263 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{\text{п}} = 6 \cdot n_{\text{чол.н}}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.132)$$

де $n_{\text{чол.н}}$ – найбільша кількість людей, що одночасно працюють у виробці, чол.;

$$Q_{\text{п}} = 6 \cdot 8 = 48 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{\text{п}} \geq Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.133)$$

де $k_{\text{ут.тр}}$ – коефіцієнт витоків повітря у вентиляційних трубопроводах.

При проведенні виробки будемо застосовувати нагнітальний спосіб провітрювання. Для зменшення коефіцієнта витоків повітря та аеродинамічного опору гнучких трубопроводів застосовуємо комбінований трубопровід із гнучких труб типів 1А та 1Б та введеного усередину їх поліетиленового рукава і кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава.

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр 1}} \cdot k_{\text{ут.тр 2}}, \quad (2.134)$$

де $k_{\text{ут.тр 1}}$ – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [21]); довжина ділянки трубопроводу $l_{\text{тр 1}} = 500$ м, діаметр $d_{\text{тр}} = 0,8$ м, $k_{\text{ут.тр 1}} = 1,19$;

$k_{\text{ут.тр 2}}$ – коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [21]); довжина ділянки трубопроводу $l_{\text{тр 2}} = 600$ м, діаметр $d_{\text{тр}} = 0,8$ м, $k_{\text{ут.тр 2}} = 1,03$;

$$k_{\text{ут.тр}} = 1,19 \cdot 1,03 = 1,22;$$

$$Q_{\text{п}} = 263 \geq 250 \cdot 1,22 = 305 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова не дотримується, тому приймаємо $Q_{\text{п}} = 305 \text{ м}^3/\text{хв.}$

2.4.4.6.3 Вибір засобів провітрювання штреку пл. k_8

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (l_{\text{тр 1}} + 20 \cdot d_{\text{тр 1}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр 1}} \cdot n_2) + \\ + r_{\text{тр к}} \cdot (l_{\text{тр 2}} + 20 \cdot d_{\text{тр 2}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр 2}} \cdot n_2), \text{ к}\mu, \quad (2.135)$$

де $r_{\text{тр}}$ – питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря, кμ/м;

$l_{\text{тр 1}}$ – довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

$d_{\text{тр 1}}$ – діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

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

$r_{\text{тр к}}$ – аеродинамічний опір 1 м трубопроводу з поліетиленовим рукавом, кμ/м;

$l_{\text{тр 2}}$ – довжина ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$d_{\text{тр}2}$ – діаметр ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0161 \cdot (500 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + \\ + 0,0046 \cdot (600 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 9,3 \text{ кц.}$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.136)$$

$$Q_p = 250 \cdot 1,22 = 305 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.137)$$

$$h_p = 5,1^2 \cdot 9,3 \cdot \left(\frac{0,59}{1,22} + 0,41 \right)^2 = 202 \text{ даПа.}$$

По додатку 1 [21] і розрахунковим значенням Q_p і h_p вибираємо вентилятор типу ВМ-6.

Визначимо режим роботи вентилятора, для чого нанесемо аеродинамічну характеристику трубопроводу на аеродинамічну характеристику вентилятора.

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.16.

Таблиця 2.16 – Вихідні дані для розрахунку режиму роботи вентилятора

| $Q_{\text{з.п}}, \text{ м}^3/\text{с}$ | 2 | 3 | 4 | 5 |
|--|-----|------|------|-----|
| $k_{\text{ут.тр}}$ | 1,1 | 1,14 | 1,17 | 1,2 |
| $Q_p, \text{ м}^3/\text{с}$ | 2,2 | 3,4 | 4,7 | 6,0 |
| $h_p, \text{ даПа}$ | 63 | 113 | 184 | 260 |

Побудуємо характеристику трубопроводу на аеродинамічній характеристиці вентилятора (рис. 2.8).

З побудови видно що $Q_{\phi} = 5,3 \text{ м}^3/\text{с} = 318 \text{ м}^3/\text{хв}$; $h_{\phi} = 215 \text{ даПа}$.

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{\text{з.п.}\phi} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{\phi}}{R_{\text{тр.г}}}} - 0,69 \cdot Q_{\phi}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.138)$$

$$Q_{\text{з.п.}\phi} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{215}{9,3}} - 0,69 \cdot 5,3 = 4,3 \text{ м}^3/\text{с} = 258 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

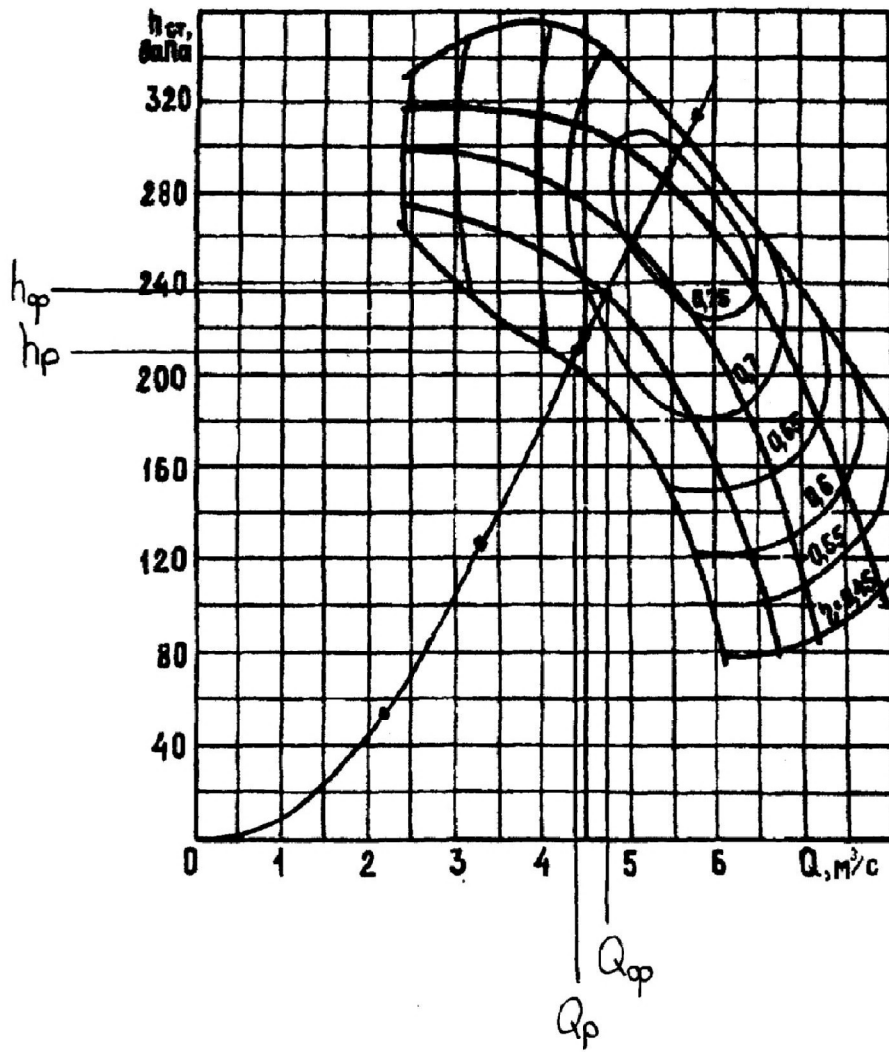


Рисунок 2.8 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМ-6 та вентиляційного трубопроводу

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot Q_{\text{ф}} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.139)$$

де $Q_{\text{ф}}$ – подача вентилятора, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot 318 \cdot 1,1 = 500 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.5 Енергопостачання дільниці

Для живлення усіх видів машин і механізмів на дільниці використовується тільки електрична енергія. Напруга в електромережі ділянки складає 660 В.

Вибір трансформаторної підстанції робимо на ПЕОМ (див. листинг 2.5).

Згідно з отриманими даними приймаємо трансформаторну підстанцію КТПВ-630/6-0,69.

Для місцевого та дистанційного керування електроспоживачів дільниці і для захисту їх від струмів короткого замикання, а також безупинного контролю за заземленням обираємо пересувну станцію керування вибухобезпечну СУВ 350-660, яка має у своєму складі 4 виводи на 63 А (контактор КТУ 2А) та 3 виводи на 250 А (контактор КТУ 4А).

Живлення трансформаторної підстанції здійснюється за допомогою кабелю типу СБН. У якості силових гнучких кабелів приймаємо кабелі марки КГЕШ.

У якості світильників приймаємо світильник РВЛ-20.

Перелік застосовуваного обладнання представлений в табл. 2.19.

Таблиця 2.19 – Перелік застосовуваного обладнання

| № | Вид обладнання | Тип електродвигуна | Кількість електродвигунів | Потужність, кВт | |
|--------|----------------------------|--------------------|---------------------------|----------------------|------|
| 1 | Комбайн КДК 500 | ЕКВЕ 4-200 | 2 | $2 \times 200 = 400$ | |
| 2 | Скребокний конвеєр СПЦ 151 | 2ЕДКОФВ250В4 | 2 | $2 \times 110 = 220$ | |
| 3 | Перевантажувач ПС | 2ЕДКОФВ250В4 | 2 | $2 \times 55 = 110$ | |
| 4 | Насосна станції СНТ-32 | АІУМ.225.М4 | 1 | 55 | = 58 |
| | | АІУМ.112.М2 | 1 | 3 | |
| 5 | Насосна станції СНТ-32 | АІУМ.225.М4 | 1 | 55 | = 58 |
| | | АІУМ.112.М2 | 1 | 3 | |
| 6 | Установка насосна НУМС 30 | ВРП200М2 | 1 | 25,2 | |
| 7 | Лебідка ЛВД 24 | АІУМ.225.М4 | 1 | 55 | |
| 8 | Компресор | АІУМ.225.М4 | 1 | 55 | |
| Усього | | | | 981,2 | |

Схема електропостачання дільниці представлена на рис. 2.10.

В конвеєрному штреку улаштована місцева мережа заземлення, до якої приєднані всі об'єкти, які підлягають заземленню (металеві частини електротехнічних пристроїв, які нормально не знаходяться під напругою, але можуть опинитися під напругою у випадку ушкодження ізоляції; трубопроводи, сигнальні троси і інше обладнання, розташоване у виробках).

Для заземлення КТПВ-630/6-0,69 та СУВ 350 використовуємо сталеву смугу товщиною 3 мм, шириною 20 см, довжиною 3 м, площею 0,6 м². Місцеве заземлення розташовуємо у стічній канавці. На дно канавки кладемо шар піску товщиною 50 мм. Потім укладаємо сталеву смугу і засипаємо зверху шаром суміші з піску і дрібної породи. Товщина верхнього шару 150 мм. Параметри місцевого заземлення задовольняють вимогам ПБ.

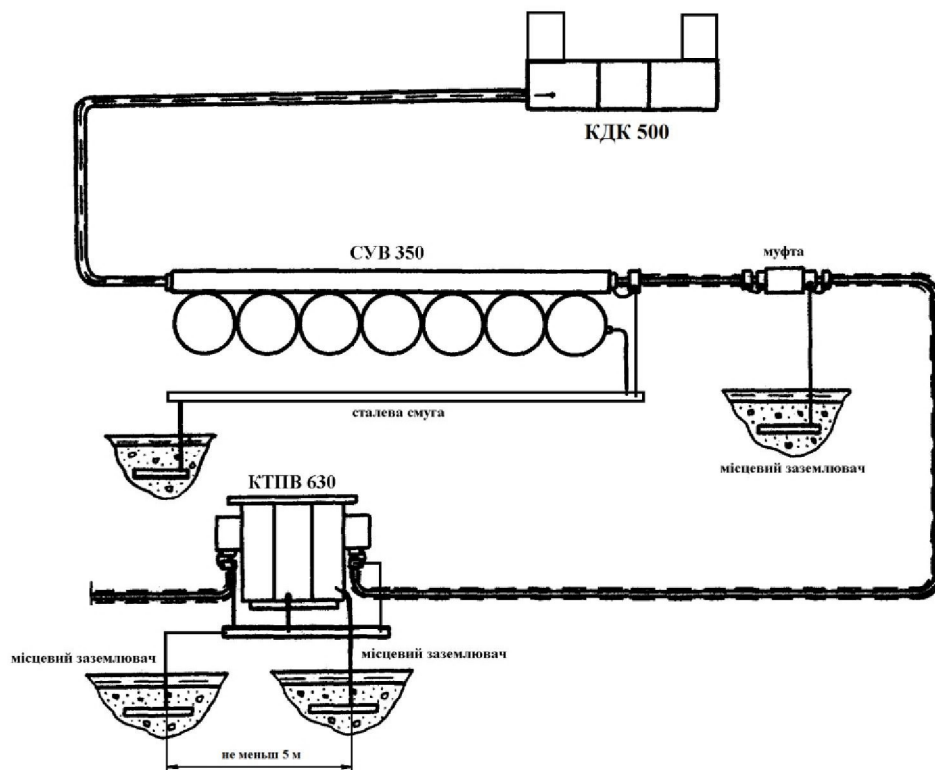


Рисунок 2.9 – Схема заземлення ділянки

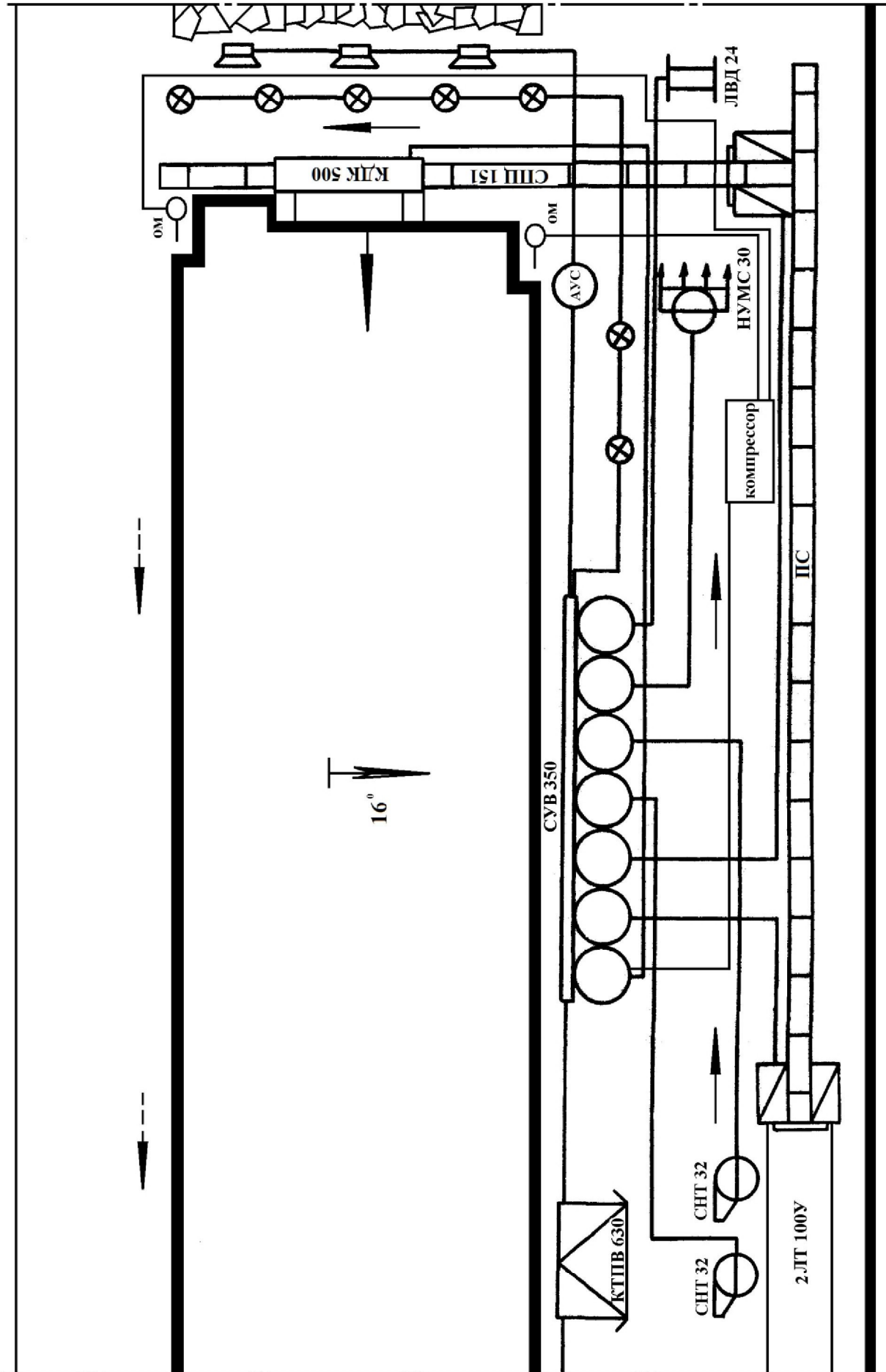


Рисунок 2.10 – Схема електропостачання діляниці

Місцеві заземлювачі улаштовуємо у кожного розподільчого пункту, окремо встановленого електроприймача і кабельної муфти. В мережах стаціонарного освітлення місцевий заземлювач улаштовуємо не для кожної муфти або світильника, а через кожні 100 м мережі. Заземлення муфт гнучких кабелів, а також корпус комбайну КДК 500, конвеєру СПЦ 151, перевантажувача ПС, лебідки ЛВД 24, світильників здійснюємо з'єднанням із загальною мережею заземлення за допомогою заземлюючих жил живильних кабелів. Заземлюючу жилу з обох боків приєднуємо до внутрішніх заземлюючих затискачів у кабельних муфтах та ввідних пристроях.

Для комбайну КДК 500 і забійного конвеєру СПЦ 151 передбачаємо іскробезпечну схему безперервного контролю заземлення. Крім цього, допускається застосування схем управління з використанням заземлюючої жили силового кабелю, попередній контроль цілісності якої здійснюється по іскробезпечному ланцюгу перед подачею напруги на машину.

Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом.

Схема заземлення дільниці представлена на рис. 2.9.

Головний заземлювач у шахті влаштований у водозбірнику, який знаходиться в зумпфі допоміжного стовбура. В якості заземлювача використовуємо сталеву смугу шириною 40 см та довжиною 2,5 м. На випадок огляду, чищення або ремонту головного заземлювача передбачаємо влаштування резервного заземлювача в східному водозбірнику. Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом.

Крім заземлення захист людей від поразки електричним струмом здійснюється з застосуванням реле витоку струму з автоматичним відключенням ушкодженої мережі. Загальний час відключення мережі напругою 660 В складає не більш 0,2 с.

Захист від витікання струменя на стороні 6 кВ передбачається блокуючим реле витікання БРУ, які вмонтовано у розподільчий пристрій. Захист від витікання у мережі напругою 660 В передбачається за допомогою апарату АЗУР. Він вмонтований в блок захисту підстанції КТПВ-630/6-0.69. Реле витікання БРУ встановлені також в станції управління СУВ-350. Величина уставки БРУ при 660 В не менш 30 кОм.

2.4.6 Заходи щодо охорони праці і безпеки робіт

Для забезпечення безпеки при веденні очисних робіт необхідно:

- виїмку вугілля в очисному вибої здійснювати відповідно до паспорта виїмки вугілля, кріплення та управління покрівлею із застосуванням комплексу заходів для запобігання всіх небезпечних і шкідливих виробничих факторів;

- ведення очисних робіт до первинного осаду основної покрівлі, первинний осад основної покрівлі, а також підхід вибою до технічних границь виймальної ділянки проводити по заходах, передбачених паспортом виїмки вугілля, кріплення та управління покрівлею;

- у випадку зупинки робіт в очисному вибої на час понад добу вживати заходи по попередженню обвалення покрівлі в привибійний простір, загазуванню та затопленню;

- у процесі роботи здійснити перевірку стійкості покрівлі і вибою шляхом огляду й остукуванню;

- лаву, обладнану механізованим комплексом, оснащувати гучномовним зв'язком із прийомопередаючими пристроями, встановленими через кожні 10 м, а також на сполученнях;

- первинний осад основної покрівлі робити під керівництвом начальника ділянки чи його заступника;

- у випадку затримки обвалення покрівлі понад встановлений паспортом крок посадки необхідно застосовувати штучне обвалення, при цьому забороняється здійснювати роботи в лаві по видобутку вугілля до обвалення покрівлі;

- сполучення очисних виробок із транспортними і вентиляційними виробками повинні бути закріплені механізованим пересувним кріпленням.

При монтажно-демонтажних роботах необхідно:

- закріпити монтажну камеру відповідно до паспорту кріплення;

- усі дії по веденню робіт здійснити по умовних сигналах;

- при веденні будь-яких робіт робітником знаходитися тільки в закріплених місцях;

- при транспортуванні устаткування по монтажній камері забороняється знаходитися перед устаткуванням, що рухається;

- використовувати доставочне відділення для проходу людей заборонено.

Заходи щодо забезпечення безпеки робіт при веденні прохідницьких робіт:

- способи і прийоми ведення гірничих робіт і підтримки виробок повинні виключати обвали гірничих порід у робочий простір. Проведені гірничі виробки повинні бути вчасно закріплені і утримуватися весь термін експлуатації відповідно до вимог проектів і паспортів. Матеріали, застосовувані для кріплення виробок, повинні відповідати вимогам стандартів, затверджених технічних умов і паспортів. Забороняється ведення гірничих робіт без затвердженого паспорта, а також відступу від нього;

- відставання постійного кріплення від вибоїв підготовчих виробок визначається паспортом, але не повинно бути більш 3 м. На початок нового циклу відставання постійного кріплення від вибою не повинне перевищувати кроку її установки. Усі порожнечі за кріпленням повинні бути закладені, забучені чи затампоновані;

- відстань від кінця чи перегоронок вентиляційних труб до вибою не повинна перевищувати 12 м. Наприкінці гнучких повітропроводів повинна навішуватися труба з твердого матеріалу довжиною не менш 2,0 м, що забезпечує нормальний перетин вихідного отвору труби.

Вимоги, пропоновані до дільничного транспорту:

- стрічкові конвеєри повинні обладнуватися:

- а) датчиками бічного сходу стрічки, що відключають привід конвеєра при сході стрічки убік більш 10% її ширини;

- б) засобами пилопридушення в місцях перевантажень, якщо запиленість повітря в цих місцях перевищує гранично допустимі концентрації;

- в) пристроями по очищенню стрічок і барабанів.

2.5 Магістральний транспорт

До комплексу магістрального транспорту входять:

- стрічкові конвеєри;
- локомотивний та канатний транспорт – для доставки допоміжних вантажів (ВМ, матеріали, устаткування та ін.) і перевезення людей.

Характеристика стрічкових конвеєрів, що входять у комплекс магістрального транспорту, приведена в таблиці 2.17.

Продуктивність кожного конвеєра визначаємо в залежності від його довжини і кута нахилу, а також величини максимального вантажопотоку. При цьому вона повинна бути не менш сумарного розрахункового вантажопотоку, тобто:

$$Q_k = \Sigma Q_{pi} , \quad (2.140)$$

де Q_k – максимально можлива продуктивність конвеєра, т/год.;

Q_{pi} – розрахунковий вантажопотік і-го пункту завантаження, т/год.;

$$Q_{pi} = \frac{Q_{зм} \cdot k_{ні}}{t_{зм} \cdot k_m} , \text{ т/год.} , \quad (2.141)$$

де $Q_{зм}$ – змінна продуктивність і-го пункту завантаження, т/зм.;

$k_{ні}$ – коефіцієнт нерівномірності і-го вантажопопіку ($k_n = 1,5$ [20]);

$t_{зм}$ – тривалість зміни, год.;

k_m – коефіцієнт машинного часу ($k_m = 0,9$ [20]).

Результати зроблених розрахунків заносимо в таблицю 2.16.

З таблиці видно, що всі використовувані конвеєра підходять для експлуатації в даних умовах.

Таблиця 2.17 – Оцінка можливості експлуатації стрічкових конвеєрів

| Місто установки | Тип конвеєра | Довжина, м | Кут нахилу, град | Швидкість руху стрічки, м/с | Продуктивність, т/год | Сумарний розрахунковий вантажопотік, т/год | Оцінка можливості експлуатації |
|--|--------------|------------|------------------|-----------------------------|-----------------------|--|--------------------------------|
| 8 західний польовий штрек гор. 840 м | 2ЛТ 100У | 1050 | 0 | 2,5 | 550 | 115 | можлива |
| Квершлаг на вантажний уклон гор. 840 м | 2Л 300 | 1200 | + 15 | 2,5 | 850 | 514 | можлива |

Згідно з [2, 20] для доставки допоміжних вантажів приймаємо:

- дорогу напідшвенна канатну ДКН 4-2;
- електровози акумуляторні АМ 8Д;
- вагонетки типу ВГ 3,3-900;
- платформи шахтні ПТК 1,6, ПТО 900-20, П 2,5;
- контейнери шахтні типу 2К4-Б
- візки типу ТДК-900.

для доставки людей:

- вагонетки пасажирські типу ВПГ-18;
- вагонетки пасажирські наклонні типу ВЛНГ-10Г;

2.6 Провітрювання шахти

Витрати повітря для шахти в цілому:

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot (\Sigma Q_{\text{діл}} + \Sigma Q_{\text{т.в}} + \Sigma Q_{\text{пог.в}} + \Sigma Q_{\text{під.в}} + \Sigma Q_{\text{к}} + \Sigma Q_{\text{вит}}), \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.142)$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує нерівномірність розподілу повітря по мережі гірничих виробок;

$\Sigma Q_{\text{діл}}$ – витрати повітря для провітрювання виймальних ділянок, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{т.в}}$ – витрати повітря, що подається до всасів ВМП для відособленого провітрювання тупикових виробок, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{пог.в}}$ – витрати повітря для провітрювання виробок, що погашаються, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{під.в}}$ – витрати повітря для відособленого провітрювання підтримуваних виробок, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{к}}$ – витрати повітря для відособленого провітрювання камер, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{вит}}$ – витоки повітря через вентиляційні спорудження, розташовані за межами виймальних ділянок, $\text{м}^3/\text{хв}$.

Визначимо витрати повітря для провітрювання камер.

Витрати повітря для провітрювання камер складу ВМ:

$$Q_{\text{к}} = 0,07 \cdot V_{\text{к}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.143)$$

де $V_{\text{к}}$ – сумарний обсяг виробок, м^3 ;

$$Q_{\text{к}} = 0,07 \cdot 2000 = 140 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо витрати повітря для провітрювання гаража-зарядної:

$$Q_{\text{к}} = 30 \cdot n_{\text{б}} \cdot k_{\text{е}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.144)$$

де $n_{\text{б}}$ – кількість одночасно заряджаємих батарей, шт.;

$k_{\text{е}}$ – коефіцієнт, що враховує тип заряджаємої батареї;

$$Q_{\text{к}} = 30 \cdot 25 \cdot 0,7 = 550 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря для провітрювання підйомної камери:

$$Q_{\text{к.п}} = \frac{16,7 \cdot N_{\text{у}} \cdot (1 - \eta) \cdot k_{\text{з}} + 0,8 \cdot N_{\text{м}}}{26 - t_{\text{вх}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.145)$$

де $N_{\text{у}}$ – потужність електроустановки у камері, кВт;

η – кпд електроустановки;

$k_{\text{з}}$ – коефіцієнт, що враховує час роботи електроустановки за добу ($k_{\text{з}} = 1$ [21]);

$N_{\text{м}}$ – потужність трансформатора, встановленого в камері, $\text{кВ} \cdot \text{А}$;

$t_{\text{вх}}$ – температура повітря перед камерою в найбільш теплий місяць року, $^{\circ}\text{C}$;

$$Q_{к.п} = \frac{16,7 \cdot 300 \cdot (1 - 0,85) \cdot 1 + 0,8 \cdot 250}{26 - 20} = 220 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Величина витоків повітря через вентиляційні спорудження, встановлені у виробках за межами виймальних дільниць:

$$\Sigma Q_{\text{вит.ш}} = \Sigma Q_{\text{вит.г}} + \Sigma Q_{\text{вит.шл}} + \Sigma Q_{\text{вит.кр}} + \Sigma Q_{\text{вит.зав}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.146)$$

де $\Sigma Q_{\text{вит.г}}$ – витоти повітря в межах шахти через глухі вентиляційні перемички (2 перемички з нормою витоків $22 \text{ м}^3/\text{хв.}$);

$\Sigma Q_{\text{вит.шл}}$ – витоти повітря через перемички з дверима (15 перемичок з нормою витоків $114 \text{ м}^3/\text{хв.}$);

$\Sigma Q_{\text{вит.кр}}$ – витоти повітря через кросинги, $\text{м}^3/\text{хв.}$ (5 кросингів з нормою витоків $114 \times 1,25 \text{ м}^3/\text{хв.}$);

$\Sigma Q_{\text{вит.зав}}$ – витоти повітря через завантажувальні пристрої (завантажувальні пристрої відсутні).

Визначимо витоти повітря:

$$\Sigma Q_{\text{вит.ш}} = 2 \cdot 22 + 15 \cdot 114 + 5 \cdot 114 \cdot 1,25 + 0 = 2464 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо витрати повітря:

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot (2 \cdot 418 + 2 \cdot 500 + 0 + 0 + 880 + 2464) = 5698 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо подачу вентиляційної установки:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{ш}} \cdot k_{\text{вит.з}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.147)$$

де $k_{\text{вит.з}}$ – коефіцієнт зовнішніх витоків повітря;

$$Q_{\text{в}} = 5698 \cdot 1,1 = 6268 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо депресію шахти:

$$h_{\text{н}} = h_{\text{к.в}} + h_{\text{п.в}} + h_{\text{к}} + h_{\text{к.к}}, \text{ даПа}, \quad (2.148)$$

де $h_{\text{к.в}}$ – депресія каналу вентиляційної установки, даПа;

$$h_{\text{к.в}} = 0,11 \cdot h_{\text{п.в}}, \text{ даПа}, \quad (2.149)$$

де $h_{\text{п.в}}$ – депресія підземних виробок напрямку, даПа;

$$h_{\text{п.в}} = 1,1 \cdot (h_1 + h_2 + \dots + h_n), \text{ даПа}, \quad (2.150)$$

$h_{\text{к}}$ – депресія повітрянагрівачів, даПа;

$h_{к.к}$ – депресія каналу повітронагрівальної установки, даПа.
Визначимо депресію лави:

$$h_{оч} = R_{оч} \cdot Q_{оч}^2, \text{ даПа}, \quad (2.151)$$

де $R_{оч}$ – загальний аеродинамічний опір лави, кц;

$$R_{оч} = \frac{0,0612 \cdot (\xi_{вх} + \xi_{вих})}{S_{оч}^2} + 0,01 \cdot r_{100} \cdot l_{оч}, \text{ кц}, \quad (2.152)$$

де $\xi_{вх}$, $\xi_{вих}$ – коефіцієнти місцевого опору входу і виходу лави (визначається по табл. 9.1 [20]);

r_{100} – питомий аеродинамічний опір лав з мехкріпленням, кц (визначається по табл. 6.5 [20]);

$l_{оч}$ – довжина лави, м;

$$R_{оч} = \frac{0,0612 \cdot (10 + 1,5)}{4,0^2} + 0,01 \cdot 0,3 \cdot 200 = 0,61 \text{ кц};$$

$$h_{оч} = 0,61 \cdot 3,8^2 = 8,8 \text{ даПа}.$$

Депресія капітальних і підготовчих виробок:

$$h = \frac{k_{н.р.в} \cdot a \cdot P_{в} \cdot l_{в} \cdot Q_{п}^2}{S^3}, \text{ даПа}, \quad (2.153)$$

де $k_{н.р.в}$ – коефіцієнт, що враховує нерівномірність розподілу повітря по мережі гірничих виробок, резерв вентиляційної мережі і резерв вентиляційних установок;

a – коефіцієнт аеродинамічного опору, даПа \cdot с² \cdot м²;

$P_{в}$ – периметр виробки, м;

- для виробок круглого перетину:

$$P_{в} = 3,54 \cdot \sqrt{S}, \text{ м}; \quad (2.154)$$

- для виробок аркового перетину:

$$P_{в} = 3,8 \cdot \sqrt{S}, \text{ м}, \quad (2.155)$$

$l_{в}$ – довжина виробки, м;

S – перетин виробки, м²;

$Q_{п}$ – розрахункові витрати повітря по виробках напрямку, м³/с.

Зробимо розрахунок депресії виробок. Результати розрахунків зведемо в табл. 2.16.

Таблиця 2.16 –Розрахунок депресії

| № ділянки | Найменування ділянки | Параметри розрахунків | | | | | | | | | |
|--------------------|---|-----------------------|---|------|--------------------|------------------|------------------------------------|-------------------|------------------------|------|--------|
| | | Кн.р.в. | $\alpha \cdot 10^{-4}$, даПа \cdot с ² \cdot м ² | P, м | Довжина виробки, м | | Q _p , м ³ /с | S, м ² | Депресія виробки, даПа | | V, м/с |
| | | | | | L _{min} | L _{max} | | h _{min} | h _{max} | | |
| 1-2 | Клітвовий ствол № 2 | 1,563 | 25,2 | 34,5 | 220 | 220 | 50,3 | 23,7 | 15,9 | 15,9 | 1,1 |
| 2-3 | Клітвовий ствол № 2 | 1,563 | 25,2 | 34,5 | 470 | 470 | 36,8 | 23,7 | 18,5 | 18,5 | 0,9 |
| 3-4 | Центральний квершлаг гор. 680 м | 1 | 20 | 11,9 | 200 | 200 | 36,8 | 12,5 | 5,2 | 5,2 | 3,6 |
| 4-5 | Квершлаг на людський уклон гор. 680 м | 1 | 20 | 11,9 | 150 | 150 | 19,9 | 11,2 | 4,1 | 4,1 | 1,8 |
| 5-6 | Хідник | 1 | 20 | 11,9 | 50 | 50 | 19,9 | 11,2 | 1,8 | 1,8 | 1,8 |
| 6-7 | Людський уклон гор. 680-760 м | 1 | 20 | 11,9 | 400 | 400 | 19,9 | 11,2 | 4,9 | 4,9 | 1,8 |
| 7-8 | Людський уклон гор. 680-760 м | 1 | 20 | 11,9 | 100 | 100 | 19,9 | 11,2 | 1,2 | 1,2 | 1,8 |
| 8-9 | Хідник | 1 | 20 | 11,9 | 50 | 50 | 19,9 | 11,2 | 1,8 | 1,8 | 1,8 |
| 9-10 | 8 західний польовий штрек гор. 840 м | 1 | 20 | 11,9 | 1500 | 1500 | 59,3 | 12,5 | 9,5 | 9,5 | 4,7 |
| 10-11 | Західний вантажний хідник пл. к ₈ | 1 | 20 | 11,9 | 20 | 20 | 21,8 | 12,5 | 0,6 | 0,6 | 1,7 |
| 11-12 | Західний вантажний хідник пл. к ₈ | 1 | 20 | 11,9 | 20 | 20 | 19,9 | 12,5 | 0,5 | 0,5 | 1,6 |
| 12-13 | Західний конвеєрний штрек пл. к ₈ | 1 | 20 | 11,9 | 20 | 1500 | 4,0 | 12,5 | 0,2 | 0,2 | 0,3 |
| 13-14 | Лава | | | | 200 | 200 | 3,8 | 1,9 | 8,8 | 8,8 | 2,0 |
| 14-15 | Західний вентиляційний штрек пл. к ₈ | 1 | 20 | 11,9 | 20 | 1500 | 4,0 | 12,5 | 0,2 | 0,2 | 0,3 |
| 15-16 | Обхідна | 1 | 20 | 11,9 | 80 | 80 | 7,8 | 12,5 | 0,7 | 0,7 | 0,6 |
| 16-17 | Західний вентиляційний штрек пл. к ₈ | 1 | 20 | 11,9 | 10 | 10 | 13,7 | 12,5 | 0,2 | 0,2 | 1,1 |
| 17-18 | Західний вентиляційний штрек пл. к ₈ | 1 | 20 | 11,9 | 30 | 30 | 16,1 | 12,5 | 0,8 | 0,8 | 1,3 |
| 18-19 | Західний конвеєрний уклон пл. к ₈ | 1 | 20 | 11,9 | 20 | 620 | 38,4 | 12,5 | 1,1 | 17,4 | 3,1 |
| 19-20 | 8 західний польовий штрек гор. 840 м | 1 | 20 | 11,9 | 20 | 20 | 38,4 | 12,5 | 1,2 | 1,2 | 4,7 |
| 20-21 | 8 західний польовий штрек гор. 840 м | 1 | 20 | 11,9 | 100 | 100 | 59,3 | 12,5 | 9,5 | 9,5 | 4,7 |
| 21-22 | Західний вент. уклон гор 760-840 м | 1 | 20 | 13,9 | 200 | 200 | 78,3 | 12,5 | 1,2 | 1,2 | 4,7 |
| 22-23 | 7 західний польовий штрек гор 760 м | 1 | 20 | 13,9 | 200 | 200 | 78,3 | 12,5 | 1,2 | 1,2 | 5,9 |
| 23-24 | Західний похилий ствол пл. к ₈ | 1 | 20 | 13,9 | 1600 | 1600 | 78,3 | 12,5 | 11,2 | 11,2 | 6,2 |
| Усього по напрямку | | | | | | | | | 106 | 162 | |

Депресія виробок у напрямку вентиляційного стовбура:

$$h_{\text{п}}^{\text{min}} = 1,1 \cdot 106 = 117 \text{ даПа};$$

$$h_{\text{п}}^{\text{max}} = 1,1 \cdot 162 = 178 \text{ даПа}.$$

Депресія каналу вентиляційної установки:

$$h_{\text{к}}^{\text{min}} = 0,11 \cdot 117 = 13 \text{ даПа};$$

$$h_{\text{к}}^{\text{max}} = 0,11 \cdot 178 = 19 \text{ даПа}.$$

Депресія напрямку

$$h_{\text{н}}^{\text{min}} = 117 + 13 = 130 \text{ даПа};$$

$$h_{\text{н}}^{\text{max}} = 178 + 19 = 197 \text{ даПа}.$$

Величина депресії природної тяги:

$$h_{\text{ГП}} = \frac{P_0 \cdot H}{100} \cdot (a_1 - a_2), \text{ даПа}, \quad (2.156)$$

де P_0 – барометричний тиск, мм рт.ст. ($P_0 = 760$ мм рт.ст.);

H – глибина ведення робіт, м;

a_1, a_2 – коефіцієнти;

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T_{\text{CP}}^{\text{I}}}; \quad (2.157)$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T_{\text{CP}}^{\text{II}}}, \quad (2.158)$$

де R – газова постійна ($R = 29,27$);

T_{CP}^{I} – середня температура повітря за місяць у повітроподавальному стовбурі, °К;

$$T_{\text{CP}}^{\text{I}} = \frac{t_1 + t_2}{2} + 273, \text{ °К}, \quad (2.159)$$

де t_1 – температура на вході у повітроподавальний стовбур, °С (у зимовий час $t_1 = 2$ °С; у літню пору $t_1 = 25$ °С);

t_2 – температура на виході з повітроподавального стовбура, °С;

$$t_2 = \sqrt{A + \frac{H}{3,42}} - 19,6, \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (2.160)$$

де A – коефіцієнт, що змінюється в залежності від того, для якого періоду часу робиться розрахунок (узимку $A = 432$; влітку $= 1470$);

$T_{\text{CP}}^{\parallel}$ – середня температура повітря за місяць у повітроподавальному стовбурі;

$$T_{\text{CP}}^{\parallel} = \frac{t_3 + t_4}{2} + 273, \text{ } ^\circ\text{K}, \quad (2.161)$$

де t_3 – температура повітря в пристовбурному дворі повітроподавального стовбура, $^\circ\text{C}$;

$$t_3 = 10 + \frac{H - h_{\text{ПОСТ.В}}}{30} - t_0, \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (2.162)$$

де t_0 – різниця між температурою повітря і порід (узимку $t_0 = 5-10$ $^\circ\text{C}$; улітку $t_0 = 3-5$ $^\circ\text{C}$);

$h_{\text{ПОСТ.В}}$ – глибина залягання зони з постійною температурою порід, м; і

t_4 – температура повітря на виході з повітроподавального стовбура, $^\circ\text{C}$;

$$t_4 = t_3 - 0,5 \cdot \frac{H}{100}, \text{ } ^\circ\text{C}. \quad (2.163)$$

Зробимо розрахунок природної тяги для літніх умов:

$$t_2 = \sqrt{1470 + \frac{520}{3,42}} - 19,6 = 21 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T_{\text{CP}}^{\parallel} = \frac{25 + 21}{2} + 273 = 296,2 \text{ } ^\circ\text{K};$$

$$t_3 = 10 + \frac{520 - 40}{30} - 5 = 27,3 \text{ } ^\circ\text{C}, \text{ охолоджуємо до } 26^\circ \text{C};$$

$$t_4 = 26 - 0,5 \cdot \frac{520}{100} = 24,5 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T_{\text{CP}}^{\parallel} = \frac{26 + 24,5}{2} + 273 = 299 \text{ } ^\circ\text{K};$$

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 286,2} = 0,159;$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 298} = 0,156;$$

$$h_{\text{пр.л}} = \frac{760 \cdot 520}{100} \cdot (0,159 - 0,156) = 11 \text{ даПа.}$$

Зробимо розрахунок природної тяги для зимових умов:

$$t_2 = \sqrt{432 + \frac{520}{3,42}} - 19,6 = 5,6 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T_{\text{CP}}^{\text{I}} = \frac{2 + 5,6}{2} + 273 = 276,8 \text{ } ^\circ\text{K};$$

$$t_3 = 10 + \frac{520 - 40}{30} - 10 = 22 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$t_4 = 22 - 0,5 \cdot \frac{520}{100} = 19 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T_{\text{CP}}^{\text{II}} = \frac{22 + 19}{2} + 273 = 294,9 \text{ } ^\circ\text{K};$$

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 276,8} = 0,166;$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 294,9} = 0,160;$$

$$h_{\text{пр.з}} = \frac{760 \cdot 520}{100} \cdot (0,166 - 0,160) = 35 \text{ даПа.}$$

Визначимо максимальну і мінімальну депресії напрямків з урахуванням депресії природної тяги:

$$H_{\text{в.маx}} = h_{\text{ш.маx}} \pm h_{\text{пр.л}}, \text{ даПа}; \quad (2.164)$$

$$H_{\text{в.миn}} = h_{\text{ш.миn}} - h_{\text{пр.з}}, \text{ даПа}; \quad (2.165)$$

$$H_{\text{в.маx}} = 197 - 11 = 186 \text{ даПа};$$

$$H_{\text{в.миn}} = 130 - 35 = 95 \text{ даПа};$$

Вибір вентилятора проводимо виходячі з:

- необхідної подачі $Q = 127 \text{ м}^3/\text{с}$;
- мінімальної депресії шахти $H_{в.мин} = 95 \text{ даПа}$;
- максимальної депресії шахти $H_{в.маx} = 186 \text{ даПа}$.

Виходячи з цього, приймаємо вентилятор типу ВОД-30 [21].

Побудуємо характеристику мережі виробок на характеристиці вентилятора для максимальної і мінімальної депресії, для чого знайдемо аеродинамічний опір мережі виробок:

$$R = \frac{H}{Q^2}, \text{ км.} \quad (2.166)$$

$$R_{\text{маx}} = \frac{186}{127^2} = 0,01 \text{ км};$$

$$R_{\text{мин}} = \frac{95}{127^2} = 0,006 \text{ км.}$$

Задамося довільною витратою повітря і визначимо депресії:

$$H_{\text{маx}} = R_{\text{маx}} \cdot Q^2, \text{ даПа}; \quad (2.167)$$

$$H_{\text{мин}} = R_{\text{мин}} \cdot Q^2, \text{ даПа}; \quad (2.168)$$

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.17.

Таблиця 2.17 – Результати розрахунків

| | | | | |
|--------------------------------|----|-----|-----|-----|
| $Q, \text{ м}^3/\text{с}$ | 50 | 100 | 150 | 200 |
| $H_{\text{маx}}, \text{ даПа}$ | 81 | 143 | 224 | 336 |

За отриманими результатами будуємо криву характеристику шахти і накладемо її на характеристику ВГП (рис. 2.13).

Режим роботи вентилятора при максимальному опорі: $Q_{\phi, \text{маx}} = 140 \text{ м}^3/\text{с}$, $H_{\phi, \text{маx}} = 206 \text{ даПа}$.

Резерв вентилятора по продуктивності:

$$k_p = \frac{Q_{\text{MAX}}}{Q_B} \geq 1,15, \quad (2.169)$$

де $Q_{\text{маx}}$ – максимально можлива продуктивність вентилятора при його роботі на мережу з максимальним опором.

$$k_p = \frac{190}{127} = 1,5 > 1,15.$$

Умова дотримується.

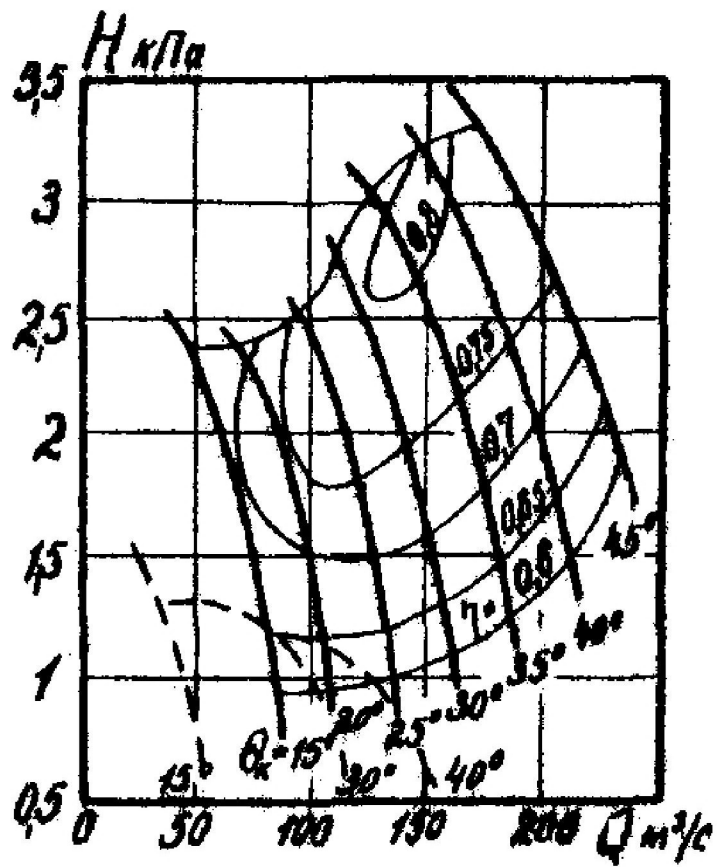


Рисунок 2.11 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВОД-30 і режим його роботи на вентиляційну мережу

2.7 Технологічний комплекс поверхні шахти

Дійсним проектом технологічний комплекс поверхні, допоміжні цехи і ремонтно-складський комплекс зберігаються без змін. Генеральний план поверхні зображений на рисунку 2.12.

Технологічний комплекс поверхні складається з надшахтної будівлі ствола з опрокідувачем, вугільної галереї до з/д бункерів та породної до породного відвалу.

Провітрювання шахти здійснюється вентиляційними установками ВЦ-32, розташованої на стволі №1, та ВОД-30 на західному похилому вентиляційному стволі.

Подача в шахту електроенергії здійснюється по двом незалежним вводам. Тепло подається в шахту з калориферної установки вантажо-людського ствола №2.

Спуск обладнання та матеріалів, спуск – підйом людей, видача породи та гірничої маси здійснюється по вантажно-людському стволу №2. Тимчасове зберігання видобутого вугілля відбувається на аварійному складі. Ремонт гірничого обладнання та механізмів відбувається на дільницях УМДР та мехцех. Складування матеріалів відбувається на матеріальному складі. Для обслуговування працівників шахти та забезпечення роботи адміністративно – управлінського персоналу та інженерно – технічних служб є адміністративно – побутовий комбінат.

Основні заходи щодо благоустрою і обслуговуванню території, рішення по розташуванню основних інженерних мереж і комунікацій зберігаються по раніше виконаному і затвердженому техніко – економічному розрахунку (ТЕР).

Транспорт вугілля на поверхні здійснюється по існуючій на шахті схемі.

Транспорт породи на поверхні здійснюється також по існуючій на шахті схемі на діючий породний терикон.

2.8 Охорона праці

2.8.1 Санітарно-гігієнічні заходи

Згідно з [1] для всіх технологічних процесів передбачаємо застосування засобів механізації не тільки основних, але і допоміжних робіт, що виключають або зводять до мінімуму важку ручну працю.

Перевезення людей здійснюємо при відстані до місця роботи 1 км і більше по горизонтальних, а по вертикальних і похилих підготовчих виробках – якщо різниця між відмітками кінцевих пунктів виробки перевищує 25 м.

У клітьового стовбура влаштовуємо камеру очікування, а на приймальних майданчиках похилих виробок, обладнаних засобами перевезення людей в пасажирських вагонетках – спеціальні місця очікування. Приміщення, камери і місця очікування утеплюємо, освітлюємо і обладнуємо сидіннями, телефонним зв'язком і сигналізацією про дозвіл посадки в транспорт. Температура в них повинна бути не нижче + 16°C.

Для пересування людей мінімальна ширина проходу повинна бути не менше 0,7 м. У виробках вказана ширина повинна зберігатися на висоті 1,8 м від підшви. В очисних вибоях при робочому стані кріплення висота проходу повинна бути не менше 0,5 м.

Шляхи пересування і доставки людей по виробкам повинні бути зручні і безпечні, а водостічні канавки перекриті.

Стан гірничих виробок, робочих місць і приміщень повинен відповідати санітарним нормам і правилам.

Приствольні, головні відкотні і вентиляційні виробки, машинні і трансформаторні камери білимо по мірі їх забруднення, але не рідше за один раз в півроку. Білення даних виробок проводимо по графіках згідно вимогам пилегазового режиму.

В стволах влаштовуємо водоуловлювачі, в клітках – пристосування для захисту від капежа, а в місцях посадки і виходу людей з кліті здійснюємо заходи, що забезпечують запобігання попаданню води на людей.

У вибоях з інтенсивним капежом і притоком води працівники забезпечуються водозахисним спецодягом і спецвзуттям.

Для цілей пилопридушення використовуємо воду, що відповідає вимогам державного стандарту. Допускається, за узгодженням з органами санітарно-епідеміологічного нагляду, використання шахтної води після очищення від механічних домішок і бактерійного знезараження.

У проектах і паспортах передбачений шумовіброзахист працівників. Контроль дотримання допустимих рівнів і тривалості дії шуму і вібрації здійснюється установами Держсанепідемслужби у відповідності вимогами Державних санітарних правил і норм «Підприємства вугільної промисловості».

2.8.2 Медичне і гігієнічне забезпечення

На шахті обладнані підземні і поверхневі медпункти.

Підземний медпункт розташований в приствольному дворі в спеціальній камері на свіжому струмені повітря по шляху проходження основної маси робочих.

Всі працівники шахти навчені наданню першої допомоги постраждалим і мають при собі індивідуальні перев'язувальні пакети в міцній водонепроникній оболонці.

У всіх цехах поверхні шахти, вбиральнях, в надшахтних будівлях, пристовбурних дворах, на підземних ділянках, у виходів з очисних забоїв і в забоях підготовчих виробок, а також в машинних камерах є укомплектовані аптечки для надання першої допомоги і носилки з твердим ложем. Носилки пристосовані для установки їх в санітарному транспорті без перевантаження потерпілого.

Адміністративно-побутовий комбінат шахти розташований поблизу надшахтної будівлі і з'єднаний з нею утепленим переходом.

В надшахтній будівлі в місцях очікування людей в зимовий період температура складає не менше + 16°C.

Для тих, що працює на відкритому повітрі шахтній поверхні, коли температура нижча +10°C, передбачено приміщення для обігріву з температурою не нижче + 22°C і рухливістю повітря до 0,2 м/с. Приміщення забезпечені питною водою і кип'ятком.

Для питних потреб і прання одягу шахта забезпечена питною водою, якість якої відповідає вимогам державного стандарту. В аварійних випадках допускається використання очищеної і знезараженої шахтної води в душових за узгодженням з установами Госсанепідемслужби.

Роздягальні і душові мають 45-хвилинну пропускну спроможність. Душові забезпечені гарячою і холодною водою з розрахунку 60 л на кожного миючого і мають пристрої змішувачів з регулюючими кранами.

2.8.3 Заходи по боротьбі з пилом

На шахті здійснюються заходи щодо знепилення повітря відповідно до Інструкції з комплексного знепилення повітря.

Гірничі машини, під час роботи яких утворюється пил, оснащені засобами пилопридушення. Забороняється експлуатація таких машин без засобів пилопридушення, а також тоді, коли конструкція та параметри роботи цих засобів не відповідають вимогам посібників з експлуатації відповідних машин, або в разі несправності блокувального пристрою, що перешкоджає запускові машини в разі порушення пилопридушення.

Розпилювання (диспергування) зрошувальної рідини проводиться форсунками (зрошувачами) під тиском не менше за 0,5 МПа, а на виїмкових та прохідницьких комбайнах – не менше за 1,2 МПа.

Під час проведення очисних робіт, а також під час проведення виробок комбайнами вибіркової дії застосовується попереднє зволоження вугілля у масиві.

Якщо засоби боротьби з пилом у діючих вибоях не забезпечують зниження за-

пилення повітря до гранично допустимих концентрацій, розробляються заходи, що забезпечують виключення перебування людей у запиленій зоні, і проводиться знепилення повітря, що виходить із цих вибоїв.

Приймальні бункери, перекидачі, пристрої для завантаження і розвантаження скипів обладнані засобами аспірації та очищення повітря, а також пристроями для запобігання просипання гірничої маси та пилоутворенню.

Забороняється на діючих шахтах подавання свіжого струменя повітря на стволах, обладнаних підйомами зі скіпами або перекидними клітьми, які не мають засобів пилопридушення.

Під час виробничих процесів, що супроводжуються утворенням або виділенням пилу повинен здійснюватися контроль його концентрації відповідно до Інструкції з виміру концентрації пилу в шахтах та обліку пилових навантажень.

2.8.4 Заходи техніки безпеки для шахт, небезпечних по газу

При розрахунках провітрювання максимально допустима концентрація метану у витікаючому струмені повітря з очисної виробки і виймальної ділянки повинна прийматися рівною 1 % незалежно від наявності апаратури АКМ.

При виявленні у виробках концентрацій метану (окрім місцевих скупчень у бурових станків, комбайнів і врубових машин), люди повинні бути негайно виведені на свіжий струмінь, виробки захищені заборонними знаками, а з електроустаткування, виключаючи електроустаткування у виконанні особовибухобезпечному, повинна бути знята напруга. Про це негайно повідомляється гірничому диспетчерові і приймаються заходи по зниженню концентрації газу до встановленої норми. Разгазування виробок повинне проводитися відповідно до заходів, узгоджених з командиром загону ГВГСС і затверджених головним інженером шахти.

При контролі змісту метану у витікаючих вентиляційних струменях очисних виробок і виймальних ділянок стаціонарною апаратурою датчики можуть настроюватися на автоматичне відключення електроенергії при концентрації метану 1,3 %. При цьому припинення робіт і виведення людей повинно проводитися при концентрації метану у витікаючих струменях ділянок і очисних виробок 1,3 % і більше. Якщо протягом зміни відбувається три і більш автоматичних відключення, повинні бути виявлені причини і прийняті відповідні заходи.

У разі зупинки головної або допоміжної вентиляційної установки або порушення вентиляції необхідно припинити роботи на виймальних ділянках і в тупикових виробках, негайно вивести людей на свіжий струмінь, зняти напругу з електроустаткування. Якщо зупинка вентиляційної установки продовжується більше 30 хвилин, то люди повинні вийти до ствола, що подає свіже повітря, або піднятися на поверхню. Подальші дії повинні визначатися планом ліквідації аварій.

Після кожної зупинки вентиляційних установок (головних, допоміжних або місцевого провітрювання), а також порушення вентиляції включення електричних машин, апаратів і відновлення робіт вирішується тільки після відновлення нормального режиму вентиляції і попереднього виміру змісту метану керівниками робіт в зміні в місцях виробництва робіт, у електричних машин, апаратів і на відстані не

меншого 20 м від місць їх установки у всіх прилеглих виробках. Вказані вимоги розповсюджуються і на випадки відновлення робіт після їх зупинки на одну зміну і більш, а також на випадки разгазування виробок.

2.8.5 Протипожежний захист на шахті

Протипожежний захист шахти спроектований і виконаний так, щоб запобігти можливості пожежі, а у разі його виникнення в будь-якому місці і з будь-якої причини забезпечується його ефективна локалізація і гасіння в початковій стадії.

В проекті протипожежного захисту шахти і в планах розвитку гірничих робіт передбачено:

а) застосування схем і способів провітрювання, що забезпечують запобігання утворенню вибухопожежонебезпечного середовища, надійне управління вентиляційними струменями в аварійній обстановці і безпеку виходу людей з шахти або на свіжий струмінь повітря;

б) застосування безпечних в пожежному відношенні способів розтину і підготовки шахтних полів, можливість забезпечення надійної ізоляції виймальних ділянок (очисних виробок) після їх відробки, а також можливість швидкої локалізації і активного гасіння пожеж;

в) застосування безпечних в пожежному відношенні машин і механізмів, устаткування, пристроїв і схем енергопостачання;

г) застосування негорючих і важкогорючих речовин і матеріалів, зокрема робочих рідин;

д) скорочення об'ємів буропідривних робіт;

е) застосування автоматичних засобів виявлення пожеж, установок пожежегасіння, пристроїв, що не допускають роботу виймальних машин і стрічкових конвеєрів при невідповідності тиску води в пожежному трубопроводі нормативним вимогам;

ж) застосування засобів колективного і індивідуального захисту людей, що забезпечують безпеку під час евакуації або відсиджуванні при пожежі.

Проект протипожежного захисту шахти коректується і узгоджується з територіальним органом Держнаглядодохоронпраці України і загоном ГВГСС двічі в рік спільно з Планом ліквідації аварій.

Кількість і вид технічних засобів протипожежного захисту, вживані вогнегасні засоби, джерела і засоби подачі води для пожежегасіння, запас спеціальних вогнегасних речовин (порошкових, пінних, газових і ін.) визначаються в заходах до проекту протипожежного захисту шахти.

При розробці планів ліквідації аварій повинен бути проведений розрахунок і прийнятий режим вентиляції, сприяючий, у разі виникнення пожежі, запобігання мимовільному перекиданню вентиляційного струменя, розповсюдження газоподібних продуктів горіння по виробленнях, в яких знаходяться люди, зниженні активності пожежі, створенні найбільш сприятливих умов для його гасіння і попередженні вибухів горючих газів. Прийнятий вентиляційний режим повинен бути керованим і стійким.

У підземних виробках і надшахтних будівлях використовуються технологічні процеси і устаткування, що забезпечують пожежобезпеку.

2.8.6 Розробка плану ліквідації аварії

На ш. "Новодружеська" можливі наступні надзвичайні ситуації: пожежі, завали, затоплення гірничих виробок та інші.

Для кожної шахти, що діє, реконструюється або будується, повинен бути складений план ліквідації аварій (ПЛА).

Загальні положення:

ПЛА розробляється на кожні 6 місяців головним інженером шахти та командиром обслуговуючого шахту гірничорятувального взводу, узгоджується з командиром воєнізованого гірничорятувального загону ДВГРС і затверджується технічним керівником об'єднання за 15 днів до введення в дію.

ПЛА повинен мати титульний лист із підписами осіб, які розробляють, погоджують і затверджують план, зміст та містити: оперативну частину; обов'язки осіб, що беруть участь у ліквідації аварій і порядок їх дій; список посадових осіб і установ, які повинні бути негайно сповіщені про аварію; основні правила поведінки (дій) працівників шахти під час аварій; вказівки з ліквідації наслідків аварійних ситуацій (загазування, обрив кліті, ураження електричним струмом та ін.), що розробляються відповідно до типових вказівок з ліквідації наслідків аварійних ситуацій.

До оперативної частини плану ліквідації аварій повинні бути додані такі документи: схема вентиляції шахти, складена відповідно до вимог «Інструкції зі складання вентиляційних планів»; схема (план) гірничих виробок і план поверхні з нанесенням засобів пожежегасіння, засобів сповіщення про аварію, засобів групового рятування робітників у разі аварій, принципової схеми подавання води в шахту з водоймищ, резервуарів та інших джерел, під'їзних шляхів до стволів, шурфів; плани гірничих робіт по пластах або горизонтах з нанесенням напрямку руху повітря, місць установлення телефонів та їх номерів; мікросхеми гірничих виробок шахти (додаються тільки до екземпляра плану, що зберігається у ДВГРС) з нанесенням напрямку руху повітря, місць установлення телефонів і їх номерів, номерів телефонів диспетчера й головного інженера, довжини і кутів нахилу основних гірничих виробок.

В якості приклада оперативної частини плану розглянемо пожежу.

План ліквідації аварії (пожежа в лаві) розроблений для 1 західної лави пл. k₈ (табл. 2.20).

Таблиця 2.20 – Позиція № 1 – пожежа в 1 західній лаві пл. К8

| № п/п | Заходи щодо порятунку людей і ліквідації аварії | Відповідальний за виконання заходів | Шляхи і час виходу людей з шахти | Шляхи руху і завдання відділенням ГВГРЧ |
|-------|--|--|--|--|
| 1 | Викликати взвод ВГРО і посадкових осіб за списком № 1 | Гірничий диспетчер Телефоністка | Робітники, що знаходяться в 1 західній лаві пл. К8 на свіжому струмені повітря йдуть по західному конвеєрному штреку № 2 до західного людського хідника пл. К8, по якому піднімаються до 8 західного польового штреку гор. 840 м і далі по свіжому струменю до поверхні. | 1-е відділення ГВГРЧ по клітьовому стволу № 2 спускаються до гор. 680 м, далі йдуть до 8 західного польового штреку гор. 840 м, спускаються по західному людському хіднику пл. К8, західному вентиляційному штреку № 1 слідує до 1 західної лави пл. К8 для виводу людей зворотнім шляхом на поверхню. |
| 2 | Забезпечити прибуття на шахту 3 відділень ВГРЧ і 3 автомобілів з технікою гасіння пожеж водою та піною згідно з диспозицією | Командир взводу Черговий у телефону ВГРЧ | Робітники, що знаходяться в 1 західній лаві пл. К8 вище місця пожежі, включившись в саморятувальник виходять по західному вентиляційному штреку № 1 на свіжий струмінь повітря і далі по тому ж шляху, як і попередні робітники піднімаються на поверхню. | 2-е відділення ГВГРЧ по клітьовому стволу № 2 спускаються до гор. 680 м, далі йдуть до 8 західного польового штреку гор. 840 м, спускаються по західному людському хіднику пл. К8, західному конвеєрному штреку № 2 слідує до місця пожежі для її ліквідації. |
| 3 | Провести реверсування вентиляційного струменя і збільшити продуктивність ВГП за рахунок повного відкриття лопаток направляючого апарату | Головний механік Гірничий диспетчер, черговий слюсар ЕМО | Час виходу людей 1 год. | 3-є відділення ГВГРЧ по розсуду відповідає льного керівника робіт з ліквідації аварії на-правляється в шахту в залежності від аварійної обстановки |
| 4 | Відключити електросмертню в лаві і на шляху відробленого струменя повітря | Головний енергетик Черговий поверхності підстанції | | |
| 5 | Сповістити про аварію системою ІГАС-3 і телефонами і вивести всіх людей із шахти. Виставити пости оцілення, які виключають прохід людей в лаву | Гірничий диспетчер Телефоністка Змінний ІТР ділянок, члени ВГР | | |
| 6 | Провести р азгазування виробки згідно з "Інструкцією по разгазуванню гірничих виробок" | Гірничий диспетчер Начальник ВГБ Члени ВГР | | |

2.9 Охорона навколишнього середовища

2.9.1 Охорона атмосфери

На шахті "Новодружеська" ПАТ "Лисичанськвугілля" типовими забруднювачами навколишнього середовища є породний відвал, вихідний струмінь повітря з шахти, котельня, яка працює на твердому паливі (вугіллі) і оснащена котельними установками – "Ланкаширськими" (9 шт), Е 1/9 (4 шт), НТКС (2 шт), тому розраховуємо максимальні концентрації шкідливих речовин, які викидаються нею в атмосферу.

Відповідно з цим проводимо розрахунок шкідливих речовин у приземному шарі атмосфери. Кількість викидів шкідливих речовин в атмосферу з джерела представлена в таблиці 2.21.

Таблиця 2.21 – Викиди шкідливих речовин в атмосферу від котельні

| Шкідливі речовини | г/с | т/рік |
|----------------------------------|------|-------|
| Окис вуглецю (CO) | 13,2 | 468,6 |
| Діоксид сірки (SO ₂) | 9,8 | 347,9 |
| Діоксид азоту (NO ₂) | 3,9 | 138,4 |
| Пил | 8,1 | 287,5 |

Котельня має одну трубу діаметром 1,5 м, висотаю 25 м, середня швидкість виходу газоповітряної суміші із устя джерела викиду складає 4,1 м/с.

Максимальна можлива фактична концентрація шкідливих речовин:

$$C_M = \frac{A \cdot M \cdot F \cdot m \cdot n}{H^2 \cdot \sqrt[3]{V_1 \cdot \Delta T}} \cdot \eta, \text{ мг/м}^3, \quad (2.168)$$

де А – коефіцієнт, що залежить від температури стратифікації атмосфери;

М – маса шкідливої речовини (максимальний викид), що викидається в атмосферу в од. часу, г/с;

F – безрозмірний коефіцієнт, що враховує швидкість осідання шкідливих речовин в атмосферному повітрі;

H – висота джерела викиду над рівнем землі, м;

V₁ – витрата газоповітряної суміші, м³/с;

$$V_1 = \frac{\pi}{4} \cdot D^2 \cdot \omega, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.169)$$

де D – діаметр устя джерела викиду, м;

ω – середня швидкість виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду, м/с;

Δ T – різниця між температурою газоповітряної суміші T_г і температурою навколишнього повітря, T_в, °C;

η – безрозмірний коефіцієнт, що враховує вплив рельєфу місцевості;
 m і n – коефіцієнти, що враховують умови виходу газоповітряної суміші
 устя джерела викиду (визначаються в залежності від параметрів f , V_m^1 , V_m , f_c).

$$V_1 = \frac{3,14}{4} \cdot 1,5^2 \cdot 4,1 = 7,2 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$\Delta T = 114 - 27 = 87^\circ\text{C}.$$

Параметри f , f_c визначаються з виражень:

$$f_c = 800 \cdot (V_m^1)^3; \quad (2.170)$$

$$f = 1000 \cdot \frac{\omega^2 \cdot D}{H^2 \cdot \Delta T}. \quad (2.171)$$

Визначимо параметри V_m , V_m^1 :

$$V_m = 0,65 \cdot \sqrt[3]{\frac{V_1 \cdot \Delta T}{H}}, \text{ м/с}; \quad (2.172)$$

$$V_m^1 = 1,3 \cdot \frac{\omega \cdot D}{H}, \text{ м/с}; \quad (2.173)$$

$$V_m = 0,65 \cdot \sqrt[3]{\frac{4,1 \cdot 87}{25}} = 1,57 \text{ м/с};$$

$$V_m^1 = 1,3 \cdot \frac{4,1 \cdot 1,5}{25} = 0,32 \text{ м/с};$$

$$f_c = 800 \cdot (0,32)^3 = 26,2;$$

$$f = 1000 \cdot \frac{4,1^2 \cdot 1,5}{25^2 \cdot 87} = 0,46.$$

Так як $f < 100$, то m визначається по формулі:

$$m = \frac{1}{0,67 \cdot 0,1 \cdot \sqrt{f} + 0,34 \cdot \sqrt[3]{f}}. \quad (2.174)$$

$$m = \frac{1}{0,67 \cdot 0,1 \cdot \sqrt{0,46} + 0,34 \cdot \sqrt[3]{0,075}} = 0,9.$$

Так як $0,5 \leq V_m < 2$, то n визначається по формулі:

$$n = 0,532 \cdot V_m^2 - 2,13 \cdot V_m + 3,13; \quad (2.175)$$

$$n = 0,532 \cdot 0,7^2 - 2,13 \cdot 0,7 + 3,13 = 1,9.$$

Визначимо максимальні приземні концентрації шкідливих речовин:

$$C_{MCO} = \frac{200 \cdot 9,9 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1,9}{25^2 \cdot \sqrt[3]{7,2 \cdot 87}} \cdot 1 = 0,63 \text{ мг/м}^3;$$

$$C_{MNO_2} = \frac{200 \cdot 1,7 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1,9}{25^2 \cdot \sqrt[3]{7,2 \cdot 87}} \cdot 1 = 0,1 \text{ мг/м}^3;$$

$$C_{MSO_2} = \frac{200 \cdot 5,8 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1,9}{25^2 \cdot \sqrt[3]{7,2 \cdot 87}} \cdot 1 = 0,37 \text{ мг/м}^3;$$

$$C_{M\text{пил}} = \frac{200 \cdot 4,2 \cdot 3 \cdot 0,9 \cdot 1,9}{25^2 \cdot \sqrt[3]{7,2 \cdot 87}} \cdot 1 = 0,48 \text{ мг/м}^3.$$

Отримані значення C_M порівнюємо з ГДК.

Таблиця 2.22 – Порівняння результатів з ГДК

| Шкідливі речовини | ГДК, мг/м ³ | Отримані результати, мг/м ³ |
|-------------------|------------------------|--|
| CO | 5,0 | 0,63 |
| NO ₂ | 0,085 | 0,1 |
| SO ₂ | 0,5 | 0,37 |
| Пил | 0,5 | 0,48 |

Отримані результати по NO₂ перевищують ГДК, тому для нормалізації становища пропонуємо для зниження концентрацій діоксиду азоту встановити адсорбційні установки з ефективністю газоочищення 90 %.

Таким чином викиди шкідливих речовин по діоксиду азоту зменшаться з 0,1 г/с до 0,01 г/с.

Згідно з рекомендаціями по впровадженню заходів по газоочистці проведемо повторний розрахунок C_M :

$$C_{MNO_2} = \frac{200 \cdot 0,01 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1,9}{25^2 \cdot \sqrt[3]{7,2 \cdot 87}} \cdot 1 = 0,001 \text{ мг/м}^3.$$

Отримане значення C_M не перевищує ГДК.

2.9.2 Охорона гідросфери

По хімічному складу шахтні води відносяться до хлоридно-сульфатно-гідрокарбонатно-натрієвим з мінералізацією 2,1 г/дм³.

В технічному відношенні шахтні води характеризуються як помірно жорсткі.

По відношенню до металевих конструкцій води середньоагресивні, до бетонів – слабоагресивні.

Води слаболужні (рН до 8).

Вміст токсичних елементів в шахтній воді в основному не перевищує ГДК за виключенням трьохвалентного хрому, вміст якого перевищує ГДК в 10 разів.

Фактичні водопритоки в шахту складають:

$$Q_{\text{норм}} = 40 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$Q_{\text{макс}} = 69 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Побутові стоки скидаються на очисні спорудження м. Новодружеськ. Шахтні води скидаються в балку басейну ріки Сіверський Донець.

Для запобігання надходження забруднюючих речовин у гідрографічну мережу на шахті передбачено:

- обеззаражування шахтних вод хлоруванням;
- використання прудів-відстійників для освітлення води;
- зменшення скидання шахтних вод за рахунок використання очищених вод на виробничі потреби шахти, зрошення і пожежогасіння в гірничих виробках.

Таблиця 2.23 – Хімічний склад шахтної води

| Речовина | Концентрація шкідливих речовин до очисних споруд, мг/л | Концентрація шкідливих речовин після очисних споруд, мг/л | ГДК, мг/л |
|------------------|--|---|-----------|
| зважені речовини | 129,7 | 5,2 | 10 |
| сульфати | 262 | 170 | 180 |
| хлориди | 328 | 280 | 290 |
| азот амонійний | 0,42 | 0,25 | 0,25 |

Як видно з таблиці 2.23, концентрація шкідливих речовин після очисних споруд не перевищує ГДК, тому додаткових заходів по очищенню шахтної води не передбачаємо.

2.9.3 Охорона літосфери

Породне господарство шахти представлено двома породними відвалами: недіючим та діючим. Параметри відвалів представлені в таблиці 2.24.

Для ефективної охорони літосфери пропонується проводити розробку усіх породних відвалів по методиці ВНДІОСвугілля.

Таблиця 2.24 – Параметри породних відвалів

| Відвал | Висота, м | Діаметр, м | Об'єм, м ³ | Об'єм, тис. т |
|----------|-----------|------------|-----------------------|---------------|
| Діючий | 30 | 250 | 500000 | 1000 |
| Недіючий | 20 | 300 | 470000 | 940 |
| Усього | | | | 1940 |

Порода по вмісту в ній цінних мінералів, речовин та металів промислового значення не має, тому порода буде використовуватися як баласт при проведенні автодоріг – 60 % (1164 тис. т), для виготовлення цементу М 50 – 10 % (194 тис. т), для виробництва шлакоблоку – 10 % (194 тис. т), для рекультивації яробалочної системи – 20 % (388 тис. т).

За рік на баласт при будівництві автодоріг використовується 145 тис. т породи; на виготовлення цементу – 24 тис. т породи; на виготовлення шлакоблоку – 24 тис.т породи, на рекультивації яробалочної системи – 48 тис. т.

Річний видобуток складе:

$$Q_p = Q_b + Q_c + Q_{шл} + Q_{яр}, \text{ тис.т,} \quad (2.176)$$

де Q_b – річний видобуток породи на будівництво автошляхів, т;

Q_c – річний видобуток породи на виробництво цементу, т;

$Q_{шл}$ – річний видобуток породи на виробництво шлакоблоку, т;

$Q_{яр}$ – річний видобуток породи на рекультивацію ярів, т;

$$Q_p = 145 + 24 + 24 + 48 = 241 \text{ тис. т.}$$

Строк розробки відвалу складе:

$$T = \frac{Q_b}{Q_p}, \text{ років;} \quad (2.177)$$

$$T = \frac{1940}{241} = 8 \text{ років.}$$

Крім породних відвалів за добу з шахти видається 500 т породи (за рік це складає 120000 т). Ця порода використовується як баласт при проведенні автодоріг.

Після завершення розробки відвалу необхідно провести рекультивацію земель. Рекультивація – це комплекс гірничотехнічних, інженерно-господарських та лісових робіт, спрямованих на встановлення родючості поверхневого шару землі після завершення гірничих робіт. Рекультивация проводиться у два етапи: гірничотехнічний та біологічний.

Технічний етап включає підготовку порушених земель для подальшого цільового використання в народному господарстві. При цьому виконуються: планування, формування укосів, зняття, транспортування та нанесення родючого

шару ґрунту на землі, які рекультивуються, устрій дренажної сіті і т.д. Роботи на даному етапі рекультивації виконують гірничі підприємства або інші спеціалізовані організації.

Біологічний етап включає заходи щодо відновлення родючості земель. До цих заходів відносяться: посів трав-меліораторів, сидерація, внесення органічних і мінеральних добрив. Роботи біологічного етапу виконуються сільськогосподарськими або лісогосподарськими організаціями.

Після відновлення родючості земель вони можуть бути використані у сільськогосподарському напрямку та для створення дачних та садово-огородних товариств, а також паркових та рекреаційних зон відпочинку.

2.10 Цивільна оборона

Найбільш вірогідними аваріями, катастрофами та стихійними лихами для шахти являються:

1. Завали, вибухи, пожежі, аварії обладнання в шахті.
2. Аварії з вибухами, пожежами та руйнуваннями на проммайданчику шахти.
3. Снігові заноси, пильні бурі, смерчі, обмерзання і обрив ліній електропередач і зв'язку.
4. Виникнення масових інфекційних захворювань людей.

Причини та наслідки виробничих аварій, катастроф та стихійних лих.

1. Завали, вибухи, пожежі, аварії обладнання в шахті.

Причинами виробничих аварій в шахті можуть бути в першу чергу складні гірничо-геологічні умови, порушення технологічної дисципліни, невиконання правил техніки безпеки, які можуть привести до:

- вибухів газу або вугільного пилу;
- вибуху в роздаточній камері ВВ;
- пожеж в підземних виробках, надшахтних спорудах;
- обрушення в стовбурах, очисних і підготовчих виробках;
- завалів підготовчих виробок;
- аварій підйомних і вентиляційних установок;
- затоплення гірничих виробок.

Виробничі аварії в шахті призводять до ураження людей, порушенню виробничого процесу на довгий період і наносять великий матеріальний збиток.

2. Аварії з вибухами, пожежами і руйнуваннями на проммайданчику шахти.

Найбільш небезпечними поверхневими виробничими об'єктами шахти, розташованим на проммайданчику шахти, являються: адміністративно-побутовий комбінат, надшахтна споруда стовбурів, будівлі підйомних машин, вентиляторів, електростанцій, насосних станцій, котельних з мережами теплотрас, лісний склад, будівельний цех, склад матеріалів та обладнання.

Причинами виробничих аварій на проммайданчику шахти можуть бути в першу чергу порушення технологічної дисципліни, невиконання правил техніки безпеки, погане оснащення захисної і контрольно-вимірювальної апаратури, відсутність необхідного нагляду за станом обладнання, будівель та споруд, які можуть привести до:

- вибухів і утворенню пожеж;
- утворенню зон ураження і виникненню інших ситуацій, що створюють загрозу життю людини, руйнуванню виробничих будівель та споруд, техніки та обладнання.

3. Снігові заноси, пильні бурі, смерчі, обмерзання і обрив ліній електропередач і зв'язку.

При хуртовинах і снігових заносах порушується рух авто і залізничного транспорту.

Обрив ліній електропередач і зв'язку, їх обмерзання, що приводить до поривів, виходу зі строю трансформаторів на підстанціях, руйнування залізобетонних,

металевих і дерев'яних опір ЛЕП, зв'язку може привести до порушення електропостачання і зв'язку.

В безсніговий час року іноді сильні вітри супроводжуються пильними бурями.

Великі збитки (в основному в літній час) можуть принести смерчі.

4. Виникнення масових інфекційних захворювань людей.

Природних епідеміологічних очагів на території шахти немає, але з багаторічних спостережень в районі є екзотична і умовно екзотична очагованість з сибірської виразки, туляреми, бруцельозу, лептоспірозу і холері, які при порушеннях водопостачання і очистки, неутриманні особової гігієни можуть привести до виникнення інфекційних захворювань.

Найбільш вірогідними надзвичайними ситуаціями на ш. № 22 "Комунарська" можуть бути виробничі аварії і катастрофи в шахті та аварії з вибухами, пожежами і руйнуваннями на проммайданчику шахти. Заходи щодо ліквідації цих надзвичайних ситуацій наведені в таблиці 2.25.

Таблиця 2.25 – Календарний план основних заходів ЦО при загрозі і виникненні аварій і катастроф

| № п/п | Найменування заходу | Строк виконання заходу | Відповідальні виконавці |
|---|---|------------------------|--|
| Дії оперативної групи, штаба ЦО шахти | | | |
| 1. При виникненні виробничих аварій і катастроф в шахті | | | |
| 1 | Сповістити головного інженера шахти – керівника робіт з ліквідації аварії, катастрофи і членів оперативної групи, підрозділ ВГРЧ, пожежну команду об аварії, катастрофі в шахті | година + 10 хв. | гірничий диспетчер шахти |
| 2 | Ввести в дію оперативний план ліквідації аварії, катастрофи на шахті | негайно | гірничий диспетчер шахти, головний інженер шахти |
| 3 | Перевірити виклик підрозділу ВГРЧ і пожежної команди | негайно | оперативна група |
| 4 | Уточнити стан робіт по ліквідації аварії, катастрофи, обстановку на шахті | постійно | головний інженер шахти |
| 5 | Організувати виявлення кількості числа робочих, застигнутих аварією і їх місцезнаходження в шахті | година + 30 хв. | оперативна група |
| 6 | Сумісно з командиром ВГРЧ уточнити план робіт з рятування людей і ліквідації аварії, катастрофи | година + 30 хв. | головний інженер шахти, командир ВГРЧ |
| 7 | Організувати: | | |
| | цілодобову роботу оперативної групи | година + 30 хв. | оперативна група |
| | чергування в пристовбурних дворах і надшахтних будівлях, на телефонах для зв'язку з місцем аварії, катастрофи | година + 30 хв. | оперативна група |
| | пропускну систему у стовбурів для перевірки | година + 30 хв. | оперативна група |

| | | | |
|--|---|--------------------------|--|
| | пропусків у осіб, що спускаються в шахту | | |
| | медичну допомогу постраждалим | година + 30 хв. | медична служба |
| | поставку матеріалів, обладнання та інших засобів в шахту для ліквідації аварії | година + 30 хв. | оперативна група |
| | годування і відпочинок гірничорятувальників | година + 30 хв. | оперативна група |
| | базу гірничорятувального забезпечення | година + 30 хв. | оперативна група |
| | безперебійну роботу лампової | постійно | оперативна група |
| | постійне чергування електриків, слюсарів | постійно | оперативна група |
| 8 | Скласти графік робіт адміністративно-технічного персоналу і робочих шахти | година + 2 години | оперативна група |
| 9 | Доповісти в ПЧК району, оперативну групу об обстановці і прийнятих мірах, ході ліквідації аварії в шахті | після локалізації аварії | головний інженер шахти |
| 2. При виникненні аварії з вибухами, пожежами і руйнуваннями на проммайданчику шахти | | | |
| 1 | Сповістити і зібрати керівний склад оперативної групи і штаба ЦО | 10 хв. | гірничий диспетчер шахти, керівник служби зв'язку і сповіщення |
| 2 | Сповістити робочих і службовців, формування ЦО о виниклих небезпечних наслідках аварії | 10 хв. | керівник служби зв'язку і сповіщення |
| 3 | Уточнити обстановку і масштаби аварії | 10 хв. | головний інженер шахти |
| 4 | Поставити задачу оперативній групі і штабу ЦО по ліквідації аварії | 10 хв. | головний інженер шахти |
| 5 | Організувати цілодобову роботу оперативної групи і штабу ЦО | 10 хв. | керівник штабу ЦО шахти |
| 6 | Організувати роботи по спасінню людей, оказанню медичної допомоги і евакуації їх в медичні установи | 10 хв. | оперативна група, штаб ЦО, медична служба |
| 7 | Організувати гасіння і локалізацію пожеж, аварій на комуненергетичних сітях, устрій проїздів і проходів до місць аварій, пошкодженим і зруйнованим будівлям і спорудженням, підготовку майданчиків для роботи засобів механізації | 10 хв. | оперативна група, штаб ЦО |
| 8 | Виставити оточення, забезпечити охорону і підтримання громадського порядку | 10 хв. | штаб ЦО |
| 9 | Виявити технічні причини аварії і визначити шляхи її ліквідації | після локалізації пожежі | головний інженер шахти |
| 10 | Прийняти остаточне рішення на ведення аварійно-востановчих робіт | після локалізації пожежі | головний інженер шахти |
| 11 | Доповісти в ЧПК району, оперативну групу об обстановці, прийнятих мірах і ході ліквідації аварії | після локалізації пожежі | головний інженер шахти |

При виникненні аварії на шахту притягуються сили та засоби, кількість яких представлена в таблиці 2.26.

Таблиця 2.26 – Сили та засоби, що притягуються на шахту у разі виникнення аварії

| Спеціальні формування | шт/чол | Невоєнізовані формування | шт/чол |
|---|--------|----------------------------|--------|
| Взводи воєнізованої гірничорятувальної частини (ВГРЧ) | | Ланка зв'язку | 1/7 |
| Допоміжна гірничорятувальна команда (ДГК) | 1/100 | Санітарна дружина | 1/24 |
| Пожежна команда м. Жданівка | | Санпост | 1/4 |
| | | Група ООП | 1/16 |
| | | Відділ пожежегасіння | 1/6 |
| | | Санітарно-обмивочний пункт | 1/20 |

Допоміжна гірничорятувальна команда (ДГК) та невоєнізовані формування оснащені наступною технікою:

| | |
|-----------------------|-------|
| автобуси | 5 шт; |
| вантажні автомобілі | 4 шт; |
| з яких самоскидів | 2шт; |
| спеціальні автомобілі | 4 шт; |
| з яких бульдозерів | 2шт; |
| тракторів | 2 шт. |

Медичний персонал шахти, санітарна дружина та санпост оснащені аптечками АІ-2 у кількості 218 шт.

3 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Розробка заходів щодо запобігання підняття підшви у підготовчих виробках

3.1 Загальні відомості про здимання підшви

Після проведення гірничих виробок в масиві відбувається перерозподіл напружень, при цьому навколо неї утворюється зона непружних деформацій. Така зона утворюється і в ґрунті гірського вироблення. Характер механічних процесів в зоні не пружних деформацій залежить від співвідношення виникаючих напруг і міцності порід. При напругах нижче за граничну міцність, породи деформуються без порушень суцільності масиву, і зсуви є слідством деформацій пружності і повзучості, запобігти якому практично неможливо. При напругах вище за межу тривалої міцності, по менше миттєвої міцності, породи деформуються пружно – пружно – в'язко пластично, причому без порушення суцільності і збільшення об'єму, деформуються лише вологі глини. Інші породи(глинисті і піщані сланці, пісковики і вапняки) деформуються з утворенням мікротріщин, які з часом утворюють макротріщини. Приймаючи все це до уваги в цьому випадку основна частка зсувів порід є слідством збільшення об'єму порід при їх руйнуванні.

Концентрація напруг, а також розмір зони опорного тиску залежить від складу порід кривлі.

У зоні сталого опорного тиску зростання розмірів зон деформації припиняється, швидкість зсувів ґрунту знижується або стає рівна нулю.

Для оцінки стійкості в підготовчих виробках використовують дві ознаки: інтенсивність пучення і характер напружено – деформованого стану порід. Як критерій для віднесення до тієї або іншої групи ґрунтів приймають швидкість пучення, при чому границі її фізично не забезпечуються.

Заходи боротьби з проявами пучення можна підрозділити на заходи по запобіганню пучення або зниження до допустимого мінімуму його шкідливих проявів і заходи по ліквідації наслідків пучення.

Аналіз причин пучення і супутніх йому чинників показує, що пучення або зниження його інтенсивності може проводитися по двох напрямках:

- 1) зниження напруг в навколишньому вироблення масиві порід;
- 2) зміцнення порід, або збереження їх міцності.

Непрямыми заходами попередження пучення ґрунту є наступні:

розташування вироблень в розвантажених від гірського тиску зонах;

захист ґрунту вироблень від зволоження;

проведення вироблень в міцних породах або по виробленому простору (закладному масиву);

заглиблення ґрунту виробок з підриванням схильного до здимання порідного шару;

ретельне заповнення закріпленого простору за рамами кріплення;

викладення вузької або достатньо податливої біля штрекової смуги для за-

побігання вдавлюванню її в ґрунт;

До прямих заходів боротьби зі здиманням підосви відносять:
анкерування ґрунту;
зміцнення порід ґрунту тампонуванням терпкими складами;
пристрій зворотного зведення, із заповненням його бетоном;
пристрій подушки з цементованих мілкокусковатих порід;
прорізка в ґрунті розвантажувальних щілин.

Питання про доцільність вживання яких або заходів для боротьби з пученням ґрунту слід приймати з обліком гірничо – геологічних і експлуатаційних умов.

Важливою умовою ефективного вживання анкерів для зміцнення ґрунту є ненарушеність порідного масиву. Анкер не діятиме ефективно, якщо він встановлений у вузькій розвантаженому порідному масиві. Не підлягає анкетуванню також ґрунт, що складається з порідних шарів з невеликою межею міцності (нижче 25 МПа). При дії тиску вони схильні до руйнування на дрібні шматки. Зміцнююча дія анкера обмежується невеликим об'ємом. Порода між анкерами зламуються і видавлюються вгору.

Крім того, малою міцністю характеризуються розділені площинами ослаблення порідних шарів, які також не можуть бути зміцнені анкерами.

Також по боротьбі з пученням служить метод залишення великих целіків вугілля. Але це не перспективно, зважаючи на великі втрати вугілля, особливо із збільшенням глибини розробки. При цьому слід зазначити, що залишення целіків великих розмірів також не завжди дає необхідний ефект зниження пучення.

Перспективним способом є проведення вироблень в той, що притне до виробленого простору. В цьому випадку вироблення проводиться в наперед ослабленому масиві, в умовах обвалення консолей порід безпосередньої і основної кривлі. Основними причинами, стримуючими в даний час вживання цього способу, є необхідністю зміни порядку полів і труднощі збереження притне при складній, що готуються, гіпсометрії пласта.

Передумовою успішного зміцнення ґрунту тампонуванням є попереднє розпушування масиву на глибину 5-7 метрів. Тому область вживання вказаного способу обмежується основними виробленнями, в яких ґрунт хоча і піддався вже деформації, але при подальшому напрацюванні або підробці слід чекати повторного видавлювання порід. У виїмочному штреку тампонування ґрунту довелося б проводити з випередженням перед лавою. В таких умовах верхні шари ґрунту вже піддалися складкообразованію, але нижні ще не торкнуться або не мають пусток, що вимагаються, для ефективного тампонування. В результаті цього вони залишаються не зміцненими, і після проходу лави можуть підійматися і зламуватися, навіть якщо верхні шари ґрунту зміцнені тампонуванням. У зв'язку з цими причинами тампонування малоефективне.

Одним із заходів боротьби з пученням ґрунту є споруда так званого ліжка з раніше зруйнованих порід вибухом невеликих зарядів ВВ порід ґрунту з подальшим зміцненням їх цементуванням. Вживання цього способу можливе лише у виробленнях з тривалим терміном служби, через дорожнечу і трудомісткість робіт вживання цього способу обмежено.

Спосіб запобігання пучення породам ґрунту у виробленні включає проведення вироблення і подальше просочення під тиском порід ґрунту розчином хім. речовин, з метою зниження інтенсивності пучення порід ґрунту шляхом зменшення разрихленності їх з поверхневого шару, до проведення вироблення з її забою бурять до водоносного горизонту свердловину, а потім проводять періодичне зволоження поверхневого шару порід ґрунту вироблення шляхом відведення з пробурених свердловин. Переодичеське зволоження поверхні проводять шляхом поливу. Спосіб не можливо застосувати на практики через трудомісткість складності проведення і великих витрат часу [26].

3.2 Причини, що спричиняють здимання підосви в підготовчих виробках

Велика різноманітність гірничо-геологічних умов і гірських порід з неоднаковими властивостями значно ускладнює визначення причин, які спричиняють підняття підосви, але можна припустити, що підняття є наслідком наступних причин:

- 1) наслідком здібності глинястих порід поглинати вологу повітря і збільшувати свій об'єм;
- 2) наслідком порушення природного напруженого стану порід; що у слабких породах спричиняє пластична течія;
- 3) наслідком виникнення фільтраційних потоків води і розбухання стінок виробки;
- 4) наслідком видавлювання порід з під ціликів, що являють собою штампи;
- 5) наслідком збільшення об'єму при хімічних реакціях, внутрішнім тиском газів і термічного розширювання;
- 6) наслідком спільної дії зазначених вище причин.

Найбільш часто у гірничій практиці спостерігається підняття підосви, що пов'язане з дією гравітаційних сил, - видавлювання порід з під ціликів, що являють собою штампи і напружене розширення.

Набухання порід сприяє зменшенню їх міцності і як наслідок – збільшування інтенсивності підняття підосви.

При набуханні об'єм порід збільшується незначно. набухання порід відбувається одночасно з видавлюванням їх з під ціликів.

Таким чином, виходячи з причин, що сприяють підняттю підосви порід можна розрізняти:

- 1) підняття підосви, що відбувається під впливом внутрішніх сил, що діють у породі;
- 2) підняття підосви, що спричиняється зовнішніми силами, які діють на породу;
- 3) підняття підосви, що спричиняється одночасною дією внутрішніх і зовнішніх сил.

3.3 Існуючі способи боротьби зі здиманням підшви в підготовчих виробках

У даному пункті розглядаються найбільш прийнятні і ефективні заходи щодо боротьби з підняттям підшви [26-29].

3.3.1 Анкерне кріплення

Робота анкерного кріплення при проявленні підняття підшви характеризується наступними ознаками:

- 1) шари малостійких порід "пришиваються" до нижче лежачих порідних шарів;
- 2) декілька порідних шарів, що скріплюються між собою протидіють згинаючому моменту сил, як єдина складова балка, яка має значно більший граничний опір на вигін, ніж сума опорів окремих шарів;
- 3) "зшита" анкерами товща порід краще протидіє тангенціальним напруженням, що виникають у ній.

Дослідження роботи анкерного кріплення у підшві виробки підтвердили правомірність цих теоретичних передумов. Але випробування у різних гірничо-геологічних умовах (у Донецькому, Підмосковному та Карагандинському басейнах) дають різні результати. Позитивний ефект застосування анкерного кріплення був отриманий лише у сприятливих гірничо-геологічних умовах, у нестійких породах невеликої потужності, при наявності міцних порід підшви у яких можна закріпити замки анкерів, при незначному впливі очисних робіт. У більшості випадків застосування анкерного кріплення приводило к зниженню швидкості підняття підшви у 1,5-2,0 рази лише у початковий період після його установаження внаслідок чого строк першопочаткової підривки підшви відсовувався, а надалі закріплені та не закріплені анкерами ділянки порід поводили себе однаково, причому анкерне кріплення заважало роботі по підривці підшви у виробці.

У гірничо-геологічних умовах Донбасу при роботі на великих глибинах і при наявності у підшві пласта потужних нестійких порід, застосування анкерного кріплення є не ефективним, підняття підшви майже не зменшується у зрівнянні з незакріпленими ділянками і відбувається з такою ж швидкістю.

3.3.2 Активне розвантаження з подальшим зміцненням

Цей спосіб призначений для запобігання підняттю підшви внаслідок втручання у природний деформаційний процес і спрямований на усунення поперечного вигину і подальшого видавлювання порід у виробку. Розвантаження порід у підшві виробки здійснюється вибухом у шпурі зарядів ВР, які розраховані на утворення зони інтенсивної тріщинуватості. Це дозволяє зняти підвищені напруження і забезпечує проникнення скріплюючого розчину в утворені тріщини. Після виконання зазначених робіт у підшві виробки утворюється захищена товща зміцнених порід, несуча здібність якої досягає від $2 \cdot 10^3$ Н до $6 \cdot 10^3$

Н на 1 м³ підосви виробки. Кількість шпурів для розвантаження визначається міцністю вміщуючих порід і приймається для міцних порід на 1 м² площини виробки – 1 шпур; для слабких і середньої міцності порід – 0,8 шпурів. Глибина шпуру визначається необхідною товщиною захисної товщі, яка повинна виходити за контур виробки. Для цього бокові шпури буряться під кутом 55-60° до горизонтальної площини, центральні шпури мають довжину на 20-25 % більше товщини захисного шару. Після проведення розвантаження починається виробництво робіт по зміцненню підосви. Для цього бурять і обладнують ін'єкційні свердловини, у які нагнітають скріплюючі розчини. Кількість ін'єкційних свердловин приймають у межах 75 % від числа шпурів для утворення зони інтенсивної тріщинуватості. Роботи по зміцненню для виключення завад прохідницькими роботами проводяться на відстані 10 – 20 м і більше від вибою виробки. Питома вартість цього способу на 1 м довжини виробки у середньому дорівнює 300-350 грн. Застосування цього способу підвищує стійкість виробки, ліквідує підняття підосви виробки без суттєвого ремонту і пере кріплення. Цей спосіб має великі перспективи для подальшого ефективного застосування.

3.3.3 Вибухоукріплення

Цей спосіб передбачає одночасне виконання робіт по розвантаженню породного масиву і його укріпленню. Сутність способу полягає у тому, що на ділянці охорони виробки бурять шпури, кількість і глибина яких визначається згідно рекомендацій по способу активного розвантаження. Шпури заповнюються ампулами з скріплюючим розчином і зарядом ВР. При вибуху зарядів здійснюється розпушування контурного масиву по довжині шпуру, руйнування оболонки ампул і проникання укріплюючого розчину в утворені у породному масиві тріщини. Промислові дослідження способу, що проводилися в умовах шахти "Красный Октябрь", показують, що найкращі результати у наданих умовах досягаються при глибині розвантажувальних шпурів 2 м, відстань між ними по ширині виробки 0,8 м, між рядами 0,5 м. У шпурах розміщали дві ампули з пінополіуретаном і один патрон ВР. Додаткові трудові витрати на проведення 1 м виробки дорівнює 0,5 чол/змін і вартістю до 200-300 грн. На ділянці застосування способу вибухоукріплення порід їх зміщень не перевищували 60 мм (в подальшому не спостерігалось) на звичайних ділянках за цей період (60 діб) зміщення дорівнювало 350 мм і продовжувало розвиватися.

Спосіб ефективний у породах слабкої і середньої стійкості, у яких при вибуху утворюються велика зона тріщинуватості. В еластичних породах його ефект не дуже сильний. Вартість цього способу з урахуванням застосування скріплюючого складу (пінополіуретану) у теперішній час достатньо висока і складає до 4000-5500 грн на 1 м виробки, що ускладнює його застосування.

3.3.4 Проведення виробок збільшеним перерізом

Його застосовують для збереження проектних розмірів виробки після закінчення процесу зміщень породного контуру. Спосіб передбачає боротьбу з підняттям і можливий тільки при податливому постійному кріпленні. Використання розрахункового перерізу у зрівнянні з перерізом дає загальну оцінку необхідності збільшення початкового перерізу, що дозволяє оцінити очікуємі при цьому початкові витрати, які пов'язані з збільшенням об'єму породи, що виймається.

З урахуванням нерівномірності зміщень особливо у початковий період підтримування виробки. Спосіб не виключає ремонтні роботи, які пов'язані з можливою деформацією кріплення, яка може бути пов'язана і викликана нерівномірністю зміщень порід по периметру виробки. Застосування цього способу викликає збільшення об'ємів породи, що виймається, збільшення об'єму матеріалів і витрат на їх споживання та ін. Вартість цього способу достатньо велика, що робить його застосування не раціональним і економічно не вигідним.

3.3.5 Вибухощілинне розвантаження породного масиву

Сутність способу полягає у штучному утворенні навколо виробки у законтурному породному масиві податливих порожнин, які утворюються вибухом серії шпурів одночасно (у передостанній серії затримання), з вибійними шпурами при проведенні виробки з застосуванням БВР. При проведенні виробки прохідницькими комбайнами буріння і вибух шпурів здійснюється з відставанням від вибою на 10-20 м, за спеціально складеним паспортом БВР.

Спосіб знижує діючі на контурі виробки напруження, ускорює процес утворення зони непружних деформацій, забезпечує практичну можливість керування цим процесом.

Дослідження способу на моделях з еквівалентних матеріалів показують, що застосування способу зменшує напруження у подошві виробки в середньому у 2,5-4 рази, сприяє перенесенню максимальних напружень у глиб масиву і знижує величину підняття у 2,5-3 рази.

3.4 Аналіз фактичного стану підготовчих виробок на шахті

На досягнутих за нашого часу глибинах (800-1200 м) при бокових породах середньої міцності спостерігаються такі явища:

1) опорний тиск, що випереджає лаву, утворює систему розломів, що розповсюджується в обидві сторони від виробки на 15-20 м. З боку вугільного масиву ці розломи орієнтовані під кутом 25-35° до виробки. У подошві здійснюється розшарування порід;

2) при вийманні вугілля у першій лаві монолітний блок порід покрівлі опускається вертикально, як одне ціле, причому він розгортається приблизно на 20°;

3) одночасно здійснюється видавлювання вугілля у порожнину виробки, від

чого у покрівлі пласта утворюються розлами з тріщинами. Породні блоки, які розчленуються цими розламами, зміщаються відносно один одного. Утворюються зони сколювання з S- подібними вторинними розламами;

4) у породах підосви утворюються тріщини скидання;

5) підосва виробки вже сильно послаблена розшаруванням порід, під дією насуву руйнується;

6) по формі шарів можна робити висновок, що найбільш сильно руйнуються породи з боку вугільного масиву;

7) з боку підосви кріплення не чинить опір, тому породні шари під виробкою зазнають змінання на велику глибину.

Підняття порід підосви у виробці є результатом змінання і утворення складок у породних шарах підосви. Перші підняття шарів підосви спричиняється паралельним нашаруванню тиском. Потім, зім'яті у складку і розвантажені від горизонтальних напружень, породні шари починають видавлюватися у виробку під дією вертикального тиску. При цьому змінання шарів і величина складок збільшується. Наявність води знижує тертя на поверхні контакту шарів і плоскості тріщин і зменшує, таким чином, опір шарів зім'яттю у складки. Особливо сильно складкоутворення і підняття складок спостерігається при наявності у підосві порід пониженої міцності ($f = 3-4$). У таких умовах породами підосви, що видавлюються, може бути заповнено увесь поперечний переріз виробки.

Отже, виробки на шахті знаходяться у дуже незадовільному стані. У обстежених виробках (до 65 %) їх стан показує, що у 35-40 % випадків ремонтні роботи пов'язані з підриркою порід підосви. Підрирка підосви виконується вручну, без застосування механізмів. У зв'язку з цим необхідно розробити більш ефективні заходи щодо боротьби з підняттям підосви у підготовчих виробках.

3.5 Вибір раціонального способу боротьби зі здиманням підосви у підготовчих виробках

3.5.1 Розрахунок параметрів і техніко-економічних показників активного розвантаження з подальшим зміцненням

3.5.1.1 Геомеханічні і технологічні параметри способу

Геомеханічні параметри способу: прогнозуємі зміщення порід підосви виробки; розрахункове навантаження з боку гірничого масиву на зворотне склепіння; розміри області розвантаження і зміцнення порід; вантажонесуча здібність зворотного зводу.

Розрахунковий опір масиву:

$$R_c = R \cdot k_c \cdot k_b, \text{ МПа}, \quad (3.1)$$

де R - міцність порід одновісному стісненню, МПа;

k_c, k_b - коефіцієнти, що враховують відповідно зниження міцності порід за рахунок порушення і обводнювальності масиву [27].

$$R_c = 40 \cdot 0,8 \cdot 0,65 = 27,2 \text{ МПа.}$$

Розрахункове навантаження на зворотній звід:

$$P = k_n \cdot k_p \cdot t_b \cdot P^H, \text{ МПа,} \quad (3.2)$$

де k_n – коефіцієнт перевантаження;

k_p – коефіцієнт, що приймається для усіх виробок, крім головних розкриваючи виробок;

t_b – коефіцієнт проведення виробок;

P^H – нормативне навантаження на кріплення, МПа;

$$P = 1 \cdot 1,1 \cdot 1,5 = 1,65 \text{ МПа.}$$

Мінімальна вантажонесуча здібність зворотнього зводу:

$$P_{\min} = m \cdot P, \text{ МПа,} \quad (3.3)$$

де m - коефіцієнт умов роботи;

$$P_{\min} = 1,1 \cdot 1,65 = 1,82 \text{ МПа.}$$

Визначаємо необхідну глибину зміцнення порід у виробці за допомогою монограми [28]. По монограмі знаходимо, що $h_y = 1,7$ м. Також приймаємо масу заряду по монограмі, рівною 0,25 кг. Визначаємо технологічні параметри буровибухових робіт. До них відноситься: кількість, глибина і схема розташування шпурів. На початку визначаємо параметри буровибухових робіт для розвантаження порід підшви від напружень.

Радіус зони потребуемого дрібнення:

$$r_d = 2,5 \cdot \sqrt{\frac{q^3}{R_c}}, \text{ м,} \quad (3.4)$$

$$r_d = 2,5 \cdot \sqrt{\frac{0,25^3}{27,2}} = 0,52 \text{ м.}$$

Радіус зони потребуємої тріщинуватості:

$$r_{\text{тр}} = r \cdot \sqrt{\frac{q^3}{R_c}}, \text{ м}; \quad (3.5)$$

$$r_d = r \cdot \sqrt{\frac{0,25^3}{27,2}} = 1,47 \text{ м.}$$

Глибина шпурів для розвантаження:

$$l_{\text{ш}} = h_y - \sqrt{\beta_d} \cdot r_d, \text{ м}, \quad (3.6)$$

де h_y – глибина зміцнення, м;

β_d - коефіцієнт, що враховує анізотропію міцних властивостей порід – таблиця 3.1 [28]

$$l_{\text{ш}} = 1,7 - \sqrt{0,6} \cdot 0,52 = 1,3 \text{ м.}$$

Відстані між зарядами:

$$d_p = \frac{\omega \cdot r_{\text{тр}}}{\sqrt{2 \cdot \beta_{\text{тр}}}}, \text{ м}, \quad (3.7)$$

де ω – коефіцієнт, що враховує анізотропію міцних властивостей порід;

$\beta_{\text{тр}}$ - коефіцієнт, що враховує відхилення зон тріщиноутворення [28]

$$d_p = \frac{1,5 \cdot 1,47}{\sqrt{2 \cdot 0,8}} = 1,7 \text{ м.}$$

Кількість шпурів у перерізу виробки по підосві для розвантаження:

$$P_p = \frac{2 \cdot a}{d_p} + 1, \text{ шпурів}, \quad (3.8)$$

де a – половина ширини виробки, м

$$P_p = \frac{2 \cdot 2,6}{1,7} + 1 = 4,0 \text{ шпура.}$$

Глибина зони розвантаження

$$h_p = 1,2 \cdot l_{ш} + \sqrt{\beta_{тр}} \cdot r_{тр}, \text{ м}; \quad (3.9)$$

$$h_p = 1,2 \cdot 1,3 + \sqrt{0,7} \cdot 1,47 = 2,8 \text{ м.}$$

Глибина середніх шарів для розвантаження приймається на 20 % більш $l_{ш}$:

$$l_{с.ш} = l_{ш} + 0,2 \cdot l_{ш}, \text{ м}; \quad (3.10)$$

$$l_{с.ш} = 1,3 + 0,2 \cdot 1,3 = 1,6 \text{ м.}$$

Величина підняття підшви лави виробки після вибуху зарядів приймається за табл. 3.2 [28] і дорівнює $\delta = 7$ см.

Технологічні параметри зміцнення визначаються нижче:

Глибина тампонажних шпурів:

$$l_{г.ш} \geq 0,8 \cdot h_y, \text{ м}; \quad (3.11)$$

$$l_{г.ш} = 0,8 \cdot 1,7 = 1,4 \text{ м.}$$

Горизонтальна відстань між стінкою виробки і контуром зони зміцнення:

$$C_y = \frac{r_d}{\sqrt{\beta_d}}, \text{ м}; \quad (3.12)$$

$$C_y = \frac{0,52}{\sqrt{0,6}} = 0,7 \text{ м.}$$

Відстань між тампонажними шпурами до довжині виробки:

$$d_y = \frac{\eta \cdot 2 \cdot (a + C_y)}{\pi_y}, \text{ м}, \quad (3.13)$$

де η – коефіцієнт, що враховує розтікання розтину по тріщинам;

π_y – кількість тампонажних шпурів у перерізу виробки по підшві. Визначається за табл. 3.3 [28] в залежності від відносної глибини зони зміцнення:

$$h = \frac{h_y}{2 \cdot a}; \quad (3.14)$$

$$h = \frac{1,7}{2 \cdot 2,6} = 0,336.$$

При $h = 0,336$, число тампонажних шпурів у перерізу виробки по підшві дорівнює 3. Отже:

$$d_y = \frac{1 \cdot 2 \cdot (2,6 + 0,7)}{3} = 2,2, \text{ м.}$$

Витрати тампонажного розчину на 1 м виробки:

$$V_{\text{тр}} = 3 \cdot \delta \cdot 2 \cdot a, \text{ м}^3, \quad (3.15)$$

де δ – величина підняття підшви після вибуху

$$V_{\text{тр}} = 3 \cdot 0,07 \cdot 2 \cdot 2,6 = 1,1 \text{ м}^3.$$

Для зміцнення порід приймається портландцемент марки 500 у суміші з піском з модулем з крупністю 1 мм, що містить 1,5% глинопилових фракцій. Розчин буде виготовлятися на місці робіт. Потім переливається у вагонетку, звідкіля за допомогою ін'єкційної установки під тиском буде нагнітатися по нагнітаючому рукаву у підшву виробки через шпури, що пробурені і підшві виробки.

3.5.1.2 Економічні параметри способу

Процеси даного способу складаються з нормованих та ненормованих операцій:

до нормованих відносяться:

- 1) буріння шпурів під розвантаження;
- 2) буріння шпурів під нагнітання розчину;
- 3) приготування розчину;
- 4) нагнітання розчину;

до ненормованих відносяться:

- 1) прийом та здача зміни, хв. – 15;
- 2) підготовка обладнання, хв. – 20;
- 3) заряджання та підривання, хв. – 12;
- 4) провітрювання, хв. – 20;
- 5) огляд місця вибуху, хв. – 10.

Тривалість заряджання:

$$t_{\text{зар}} = \frac{N_{\text{ш}} \cdot 3}{N_{\text{зар}}}, \text{ хв}, \quad (3.16)$$

де $N_{\text{ш}}$ – кількість шпурів;

$N_{\text{зар}}$ – кількість людей на зарядження

$$t_{\text{зар}} = \frac{8 \cdot 3}{2} = 12 \text{ хв.}$$

Сумарний час ненормованих процесів:

$$t_{\text{шп}} = 15 + 20 + 12 + 20 + 10 = 77 \text{ хв.}$$

Об'єм робіт по бурінню шпурів під розвантаження на зміну:

$$V_{\text{б.ш.р.}} = 8 \text{ шпурів.}$$

Об'єм робіт по бурінню шпурів під нагнітання розчину на зміну:

$$V_{\text{б.ш.н.}} = 6 \text{ шпурів.}$$

Об'єм робіт по нагнітання розчину на зміну:

$$V_{\text{н.р.}} = 4,84 \text{ м}^3.$$

Об'єм робіт по приготуванні розчину на зміну:

$$V_{\text{т.р.}} = 4,84 \text{ м}^3.$$

Розрахунок витрат на заробітну плату робочим, що займаються зміцненням наведений у табл. 3.1.

Кількість людей у зоні приймається рівним 4. Тоді коефіцієнт перевиконання робіт:

$$K_{\text{пер}} = \frac{4,12}{4,00} = 1,03.$$

Тривалість основних нормованих процесів:

$$t_i = \frac{N_i \cdot L \cdot T_{\text{зм}}}{n_{\text{зв}} \cdot K_{\text{пер}}}, \text{ ГОДИН}, \quad (3.17)$$

Таблиця 3.1 – Витрати на заробітну платню робочим, що займаються зміцненням

| Найменування робіт | | Одиниця виміру | Обсяг робіт на зміну | Норма виробки | Трудо-міскість, чол.-зм. | Тарифна ставка, грн | Пряма зарплата, грн. | Основа для встановлення норми виробки |
|----------------------------------|-----|----------------|----------------------|---------------|--------------------------|---------------------|----------------------|---------------------------------------|
| Буріння шпурів під розвантаження | 1,3 | м | 5,2 | 37,7 | 0,14 | 176,76 | 33,00 | [26] |
| | 1,6 | м | 6,4 | 37,7 | 0,17 | 176,76 | 45,79 | |
| Буріння шпурів під нагнітання | | м | 8,4 | 37,7 | 0,22 | 176,76 | 40,43 | [26] |
| Приготування розчину | | м ³ | 4,84 | 3,24 | 1,49 | 176,76 | 238,39 | [26] |
| Нагнітання розчину | | м ³ | 4,84 | 2,3 | 2,10 | 176,76 | 395,05 | [26] |
| Разом | | | | | 4,12 | | 882 | |

де N_i – трудоміскість i -го процесу, чол.-год;

L – коефіцієнт, що враховує витрати часу на ненормовані процеси;

$T_{зм}$ – тривалість зміни, год.

$$\alpha = \frac{T_{ц} - \sum t_n}{T_{ц}}, \quad (3.18)$$

де $T_{ц}$ – тривалість циклу виконання робіт.

$T_{ц}$ – приймається рівним $T_{зм}$.

$$\alpha = \frac{6 - 1,3}{6} = 0,78.$$

Тривалість буріння шпурів під розвантаження довжиною 1,3 м:

$$t_{б.р}^{1,3} = \frac{0,14 \cdot 0,78 \cdot 6}{4 \cdot 1,03} = 0,17 \text{ годин.}$$

Тривалість буріння шпурів під розвантаження довжиною 1,6 м:

$$t_{б.р}^{1,6} = \frac{0,17 \cdot 0,78 \cdot 6}{4 \cdot 1,03} = 0,20 \text{ годин.}$$

Тривалість буріння шпурів під нагнітання

$$t_{б.н} = \frac{0,22 \cdot 0,78 \cdot 6}{4 \cdot 1,03} = 0,25 \text{ годин.}$$

Тривалість приготування розчину:

$$t_{п.р} = \frac{1,49 \cdot 0,78 \cdot 6}{4 \cdot 1,03} = 1,7 \text{ години.}$$

Тривалість нагнітання розчину:

$$t_{н.р} = \frac{2,10 \cdot 0,78 \cdot 6}{4 \cdot 1,03} = 2,4 \text{ години.}$$

Вартість і витрати матеріалів на зміну наведені у табл. 3.2.

Таблиця 3.2 – Вартість і витрати матеріалів

| Матеріал | Одиниці вимірювання | Витрати на зміну | Вартість одиниці матеріалу, грн. | Загальна вартість на зміну, грн. |
|--------------------|---------------------|------------------|----------------------------------|----------------------------------|
| Вибухові речовини | кг | 4 | 143,1 | 212,4 |
| Детонатор | шт. | 8 | 52,2 | 197,6 |
| Провід | м | 120 | 22,6 | 72,0 |
| Коронки | шт. | 7 | 45,5 | 178,5 |
| Нагнітаючий розчин | м ³ | 4,84 | 822,6 | 1560,3 |
| Машинне буріння | маш.-зм. | 0,62 | 158,3 | 398,15 |
| РАЗОМ | | | | 2558 |

Собівартість одного метра виробки:

$$C_{1м} = \frac{C_{з.п} + C_{м}}{l_{в}}, \text{ грн/м,} \quad (3.19)$$

де $C_{з.п}$ – витрати заробітної плати на зміну, грн.;

$C_{м}$ – витрати матеріалів на зміну, грн.;

$l_{в}$ – довжина виробки, що зміцнюється за зміну, м

$$C_{1м} = \frac{882 + 7558}{3,6} = 7255 \text{ грн/м.}$$

3.5.2 Розрахунок параметрів і техніко-економічних показників вибухо-щільного розвантаження породного масиву

3.5.2.1 Геомеханічні і технологічні параметри способу

Радіус розвантаженої зони, виходячи з умови, що зміщення порід підшоши після вибуху не перевищують 0,2 м:

$$R_{з.т.р} = R_{в} \cdot \exp \left\{ \frac{\left[\frac{2 \cdot U_{\text{под}}}{R_{в} (K_p - 1)} - 1 \right]^A - 1}{2 \cdot A} \right\}, \text{ м}, \quad (3.20)$$

де $R_{в}$ – радіус виробки, м;

K_p – коефіцієнт розпушення порід;

$U_{\text{под}}$ – припустні зміщення порід підшоши у виробці, м;

A – умовна характеристика середовища

$$A = \sin \varphi \cdot (1 - \sin \varphi), \quad (3.21)$$

де φ – кут внутрішнього тертя порід, град.

$$A = \sin 30^{\circ} \cdot (1 - \sin 30^{\circ}) = 0,25.$$

$$R_{з.т.р} = 2,98 \cdot \exp \left\{ \frac{\left[\frac{2 \cdot 0,2}{2,98(1,1-1)} - 1 \right]^{0,25} - 1}{2 \cdot 0,25} \right\} = 1,89 \text{ м} \approx 2,0 \text{ м}.$$

Довжина розвантажувальних шпурів при горизонтальному їх розташуванні у боках виробки:

$$l_{ш} = \left(0,15 + \frac{\gamma \cdot H}{\sigma_{сж}} \right)^{2 \cdot A} \cdot B, \text{ м}, \quad (3.22)$$

де γ – об'ємна вага порід, МН/м³;

H – глибина закладення виробки, м;

$\sigma_{сж}$ – міцність порід безпосередньої почви, МПа;

B – ширина виробки начорно, м;

$$l_{\text{ш}} = \left(0,15 + \frac{0,25 \cdot 718}{27,2} \right)^{2,0,25} \cdot 5,68 = 3,95 \approx 4,0 \text{ м.}$$

Довжина розвантажувальних шпурів з урахуванням кута нахилу:

$$l'_{\text{ш}} = \frac{l_{\text{ш}}}{\cos \beta}, \text{ м;} \quad (3.23)$$

де β – кут нахилу шпуру, град.

$$l'_{\text{ш}} = \frac{4,0}{\cos 25} = 4,4 \text{ м.}$$

Розміри зони дроблення при камуфлетному вибуху визначається в залежності від міцності порід на одновісний стиск та енергії вибуху:

$$R_3 = (0,66 - 9,2 \cdot 10^{-3} \cdot \sigma_{\text{сж}} + 0,33 \cdot 10^4 \cdot E_{\text{в}}) \cdot \sqrt{Q}, \text{ м,} \quad (3.24)$$

де $E_{\text{в}}$ – енергія вибуху, кДж;

Q – маса одного заряду ВР, кг

$$Q = \frac{l_{\text{ш}} \cdot K \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \Delta}{4}, \text{ кг,} \quad (3.25)$$

де K - коефіцієнт заповнення шпура;

d – діаметр патрона ВР, м;

Δ - щільність патронування, кг/м²

$$Q = \frac{4,4 \cdot 0,4 \cdot 3,14 \cdot 0,036^2 \cdot 1000}{4} = 1,5 \text{ кг;}$$

$$R_3 = (0,66 - 9,2 \cdot 10^{-3} \cdot 27,2 + 0,33 \cdot 10^4 \cdot 400) \cdot \sqrt{1,5} = 0,6 \text{ м.}$$

Відстань між розвантажувальними шпурами при вибуху окремих зарядів по периметру виробки визначається з умови стикання зон дроблення:

$$l_0 = 2 \cdot R_3, \text{ м;} \quad (3.26)$$

$$l_0 = 2 \cdot 0,6 = 1,2 \text{ м.}$$

Відстань між розвантажувальними шпурами по довжині виробки:

$$l'_0 = 2 \cdot a \cdot R_3, \text{ м}, \quad (3.27)$$

де a – безрозмірний коефіцієнт, що враховує кількість одночасно підриваних зарядів ВР [26].

$$l'_0 = 2 \cdot 2 \cdot 0,5 = 2,4 \text{ м.}$$

3.5.2.2 Економічні параметри способу

Процеси даного способу складаються з нормованих та ненормованих операцій.

До нормованих відносяться:

1) буріння шпурів під розвантаження.

До ненормованих відносяться:

1) прийом та здача зміни, хв. – 15;

2) підготовка обладнання, хв. – 20;

3) заряджання та підривання, хв. – 20;

4) провітрювання, хв. – 20;

5) огляд місця вибуху, хв. – 10.

Тривалість заряджання:

$$t_{\text{зар}} = \frac{26 \cdot 3}{2} = 20 \text{ хв.}$$

Сумарний час ненормованих процесів:

$$t_{\text{н.п}} = 15 + 20 + 20 + 20 + 10 = 85 \text{ хв.}$$

Обсяг робіт по бурінню шпурів у покрівлю на зміну:

$$V_{\text{ш}}^{\text{пок}} = 2 \cdot R_{3.\text{тр}} + 2 \cdot \frac{R_{3.\text{тр}}}{\sin 60}, \text{ м}; \quad (3.28)$$

$$V_{\text{ш}}^{\text{пок}} = 2 \cdot 2,0 + 2 \cdot \frac{2,0}{\sin 60} = 8,6 \text{ м.}$$

Обсяг робіт по бурінню шпурів у бока виробки на зміну:

$$V_{\text{ш}}^{\text{б}} = 4 \cdot l_{\text{ш}}, \text{ м}; \quad (3.29)$$

$$V_{\text{ш}}^{\text{б}} = 4 \cdot 4 = 16 \text{ м.}$$

Обсяг робіт по бурінню шпурів у підшву виробки на зміну:

$$V_{\text{ш}}^{\text{поч}} = 3 \cdot l_{\text{ш}} + 2 \cdot l'_{\text{ш}}, \text{ м}; \quad (3.30)$$

$$V_{\text{ш}}^{\text{поч}} = 3 \cdot 4 + 2 \cdot 4,4 = 20,8 \text{ м.}$$

Розрахунок витрат на заробітну платню робочим, що займаються вибуховими роботами наведений у табл. 3.3.

Таблиця 3.3 – Розрахунок витрат на заробітну платню робочим

| Найменування робіт | | Одиниця виміру | Обсяг робіт на зміну | Норма виробки | Трудо-міскість, чол.-зм. | Тарифна ставка, грн | Пряма зарплата, грн. | Основа для встановлення |
|---------------------------|-----|----------------|----------------------|---------------|--------------------------|---------------------|----------------------|-------------------------|
| Буріння шпурів у покрівлю | 2,0 | м шп. | 4,0 | 22,3 | 0,195 | 476,76 | 38,11 | [26] |
| | 2,3 | м шп. | 4,6 | 20,5 | 0,324 | 476,76 | 50,09 | |
| Буріння шпурів у бока | 4,0 | м шп. | 16 | 39,1 | 0,480 | 476,76 | 64,58 | [26] |
| Буріння шпурів у підшву | 4,0 | м шп. | 12 | 21,6 | 0,586 | 476,76 | 154,4 | [26] |
| | 4,4 | м шп. | 8,8 | 20,9 | 0,471 | | 293,7 | |
| Разом | | | | | 2,101 | 476,76 | 920 | |

Кількість людей у ланці приймається рівним 2. Тоді коефіцієнт перевиконання робіт:

$$K_{\text{пер}} = \frac{2,1}{2} = 1,05.$$

Тривалість буріння шпурів у покрівлю довжиною 2,0 м:

$$t_{\text{з.пок}}^{2,0} = \frac{0,195 \cdot 0,77 \cdot 6}{2 \cdot 1,05} = 0,44 \text{ години.}$$

Тривалість буріння шпурів у покрівлю довжиною 2,3 м:

$$t_{\text{б.пок}}^{2,3} = \frac{0,324 \cdot 0,77 \cdot 6}{2 \cdot 1,05} = 0,72 \text{ години.}$$

Тривалість буріння шпурів у боки виробки довжиною 4,0 м:

$$t_{\text{б.б}}^{4,0} = \frac{0,480 \cdot 0,77 \cdot 6}{2 \cdot 1,05} = 1,08 \text{ години.}$$

Тривалість буріння шпурів у підшову виробки довжиною 4,0 м:

$$t_{б.пож}^{4,0} = \frac{0,586 \cdot 0,77 \cdot 6}{2 \cdot 1,05} = 1,29 \text{ години.}$$

Тривалість буріння шпурів у підшову виробки довжиною 4,4 м:

$$t_{б.поч}^{4,0} = \frac{0,471 \cdot 0,77 \cdot 6}{2 \cdot 1,05} = 1,05 \text{ години.}$$

Вартість і витрати матеріалів на зміну наведені у табл. 3.4.

Таблиця 3.4 – Вартість і витрати матеріалів

| Матеріал | Одиниці вимірювання | Витрати на зміну | Вартість одиниці матеріалу, грн. | Загальна вартість на зміну, грн. |
|-------------------|---------------------|------------------|----------------------------------|----------------------------------|
| Вибухові речовини | кг | 15 | 843,1 | 612,4 |
| Детонатор | шт. | 13 | 252,2 | 408,6 |
| Провід | м | 200 | 56,6 | 1020,0 |
| Коронки | шт. | 12 | 425,5 | 606,0 |
| Машинне буріння | маш.-зм. | 0,76 | 558,3 | 520,3 |
| РАЗОМ | | | | 2801 |

Собівартість одного метра виробки:

$$C_{1м} = \frac{920 + 2801}{2,4} = 8416 \text{ грн/м.}$$

3.6 Техніко-економічне порівняння способів боротьби зі здиманням підшови

Порівняння варіантів наведено в табл. 3.5.

Як видно з таблиці з економічної точки зору у наданих умовах найбільш економічно доцільним є спосіб № 1. Спосіб № 2 є найбільш дорожчим. Це пов'язано з більшою кількістю шпурів, що необхідно пробурити на 1 м виробки, що у свою чергу пов'язано з глибиною робіт.

Таблиця 3.5 – Порівняння способів

| № способу | Найменування способу | Вартість грн./м | % |
|-----------|---|-----------------|-----|
| 1 | Активне розвантаження з подальшим зміщенням | 7255 | 100 |
| 2 | Вибухощільне розвантаження | 8416 | 116 |
| 3 | Підривання підшви на шахті | 8053 | 111 |

3.7 Обладнання для здійснювання робіт

Буріння шпурів здійснюється перфоратором типу ПП-36 В. У якості бурових коронок приймаються хрестоподібні штиреві коронки. Зовнішній діаметр коронок 40 мм. Приготування зміцнюючої розчину здійснюється за допомогою бетономішалки типу КГЛ 150. Доставка необхідних матеріалів здійснюється у вагонетках типу ВГ-1,6 за допомогою канатної дороги типу ДКНЛ.

4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

4.1 Підрахунок інвестиційних витрат

Дійсним проектом передбачається технічне переоснащення шахти. Для здійснення проекту необхідно придбати 2 очисні комплекси та 2 прохідницькі комбайни. Вартість обладнання наведена в "Локальному кошторисі" (листинг 4.1).

Повна вартість обладнання:

$$V_{\text{повн}} = V_{\text{обл}} + V_{\text{монт}}, \text{ тис. грн.} \quad (4.1)$$

де $V_{\text{обл}}$ – вартість обладнання згідно з локальним кошторисом, тис. грн;

$V_{\text{монт}}$ – вартість монтажу обладнання, 15 % від вартості обладнання.

$$V_{\text{повн}} = 267582 + 40137 = 307719 \text{ тис. грн.}$$

Фінансування проекту здійснюється за рахунок державного бюджету.

4.2 Ефективність використання основних фондів підприємства

До показників, що характеризують ефективність використання основних фондів підприємства належать фондодіддача, фондомісткість та фондооснащеність.

Фондодіддача показує випуск продукції з розрахунку на 1 грн. основних виробничих фондів (ОВФ). Чим вище фондодіддача, тим краще використовуються ОВФ:

$$\Phi_{\text{від}} = \frac{Q}{\text{ОВФ}_{\text{с.р}}}, \text{ т/грн,} \quad (4.2)$$

де Q – річний видобуток вугілля, т;

$\text{ОВФ}_{\text{с.р}}$ – середньорічна вартість основних фондів шахти, тис. грн.

Вартість основних фондів після здійснення проекту розраховуємо в табл. 4.1.

Шахта "Новодружеська"

Локальний кошторис
на придбання обладнання

Кошторисна вартість 307719

Складений за цінами станом на 01.01.21

| № п/п | Найменування обладнання | Кількість | Вартість одиниці, тис. грн | Загальна вартість, тис. грн |
|----------|-------------------------------|-----------|----------------------------------|-----------------------------------|
| 1 | Очисний комбайн КДК 5800 | 2 | 8126 | 32504 |
| 2 | Механізоване кріплення 1КД 90 | 266 | 326 | 173432 |
| 3 | Маслостанція СНТ 32 | 2 | 400 | 1599 |
| 4 | Скребокний конвеєр СПЦ 162 | 2 | 6177 | 24708 |
| 5 | Стрічковий конвеєр 2ЛТ 100У | 2 | 2144 | 8574 |
| 6 | Автомат АВ-400 | 2 | 26 | 104 |
| 7 | Пускач ПВІ 250 | 10 | 26 | 524 |
| 8 | Прохідницький комбайн 4ПП 5 | 2 | 3260 | 13040 |
| 9 | Скребокний перевантажувач | 2 | 1000 | 4000 |
| 10 | Стрічковий конвеєр 2ЛТ 100У | 2 | 2144 | 8574 |
| 11 | Автомат АВ-400 | 2 | 25,9 | 104 |
| 12 | Пускач ПВІ 250 | 8 | 26,2 | 419 |
| 13 | Усього | | | 267582 |

Інші витрати, пов'язані з монтажем – 40137 тис. грн. Разом кошторисна вартість складає 307719 тис. грн.

Таблиця 4.1 – Розрахунок вартості основних фондів шахти по проекту

| Фактична вартість ОВФ, тис. грн | Вартість основних фондів, тис. грн | | Проектна вартість основних фондів, тис. грн | Індекс зміни вартості основних фондів ($I_{оф}$) |
|---------------------------------|------------------------------------|----------------------------|---|--|
| | введених за проектом | виведених зі складу діючих | | |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| 298145 | 307719 | 62147 | 543717 | 1,8 |

Фондомісткість – величина, зворотна до фондівіддачі, показує величину ОВФ, що доводиться на одиницю виробленої продукції:

$$\Phi_{\text{міст}} = \frac{ОФ_{\text{с.р}}}{Q} = \frac{1}{\Phi_{\text{від}}}, \text{ грн/т}, \quad (4.3)$$

Фондооснащеність відображає рівень оснащення персоналу підприємства основними виробничими фондами:

$$\Phi_o = \frac{ОФ_{\text{с.р}}}{Ч}, \text{ грн/чол}, \quad (4.4)$$

де Ч – середньорічна облікова чисельність промислово-виробничого персоналу, чол.

Чисельність працівників по проекту розраховуємо в табл. 4.2.

Таблиця 4.2– Розрахунок чисельності працівників шахти

| Категорія трудящих | Базова чисельність, чол | Питома вага, % | | Проектна чисельність, чол |
|---------------------------|-------------------------|------------------------|--------------------------|---------------------------|
| | | умовно-змінного складу | умовно-постійного складу | |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| ГРОВ | 56 | - | - | 140 |
| Прохідники | 53 | - | - | 80 |
| Інші підземні | 357 | 15 | 85 | 2031 |
| Разом робочих з видобутку | 466 | - | - | 2151 |
| Робітники на поверхні | 120 | 0 | 100 | 120 |
| Всього ПВП | 586 | - | - | 2271 |

Загальне змінення чисельності персоналу під впливом змін обсягів виробництва в одиницю часу визначається по формулі:

$$Ч_2 = Ч_1 \cdot \frac{a \cdot k + b}{100}, \text{ чол.} \quad (4.5)$$

де $Ч_1$ та $Ч_2$ – чисельність персоналу відповідно при базовому та плановому обсязі виробництва;

a – питома вага чисельності умовно-змінного складу, %;

b – питома вага умовно-постійного складу, %;

k – коефіцієнт зміни обсягів виробництва.

Чисельність інших підземних трудящих:

$$Ч_2 = 586 \cdot \frac{15 \cdot 32,2 + 85}{100} = 2031 \text{ чол.}$$

Чисельність робітників на поверхні:

$$Ч_2 = 120 \cdot \frac{0 + 100}{100} = 120 \text{ чол.}$$

Таблиця 4.3 – Розрахунок показників ефективності використання основних фондів

| Показник ефективності | Обсяг річного видобутку, т | | Вартість ОФ, тис. грн | | Значення показника | |
|-----------------------|----------------------------|--------|-----------------------|--------|--------------------|--------|
| | факт | проект | факт | проект | факт | проект |
| Фондовіддача, т/грн | 18600 | 600000 | 298145 | 543717 | 0,06 | 1,10 |
| Фондомісткість, грн/т | | | | | 16,03 | 0,91 |

Таблиця 4.4 – Розрахунок фондооснащеності працівників

| Показники | Факт | Проект |
|------------------------------------|--------|--------|
| Вартість основних фондів, тис. грн | 298145 | 543717 |
| Чисельність ПВП, чол | 586 | 2271 |
| Фондооснащеність, тис. грн/чол | 508,8 | 239,4 |

4.3 Соціальні показники ефективності проекту

Продуктивність праці на місяць розраховується по формулі:

$$\Pi_{\text{пр}}^{\text{міс}} = \frac{D_{\text{міс}}}{\text{Ч}_{\text{обл}}}, \text{ т/чол}, \quad (4.6)$$

де $D_{\text{міс}}$ – обсяг видобутого вугілля за місяць, т;

$\text{Ч}_{\text{обл}}$ – облікова чисельність робітників, чол.

Продуктивність праці на вихід дорівнює:

$$\Pi_{\text{пр}}^{\text{вих}} = \frac{D_{\text{міс}}}{\text{Ч}_{\text{обл}} \cdot n}, \text{ т/вих}, \quad (4.7)$$

де n – середня кількість виходів одного робочого в місяць, вих.

Розрахуємо місячну продуктивність праці та продуктивність праці на вихід та зведемо результати в табл. 4.5.

Таблиця 4.5 – Розрахунок продуктивності праці робітників шахти

| Категорія робітників | Обсяг видобутку, т/міс | | Чисельність облікова, чол | | Продуктивність праці | | | | Індекс зміни продуктивності праці ($I_{\text{п.п}}$) |
|----------------------|------------------------|-------|---------------------------|------|----------------------|-------|-------|------|--|
| | | | | | т/міс | | т/вих | | |
| | факт | план | факт | план | факт | план | факт | план | |
| ГРОВ | | | 56 | 140 | 27,7 | 357,1 | 1,3 | 16,2 | 12,9 |
| Робочі з видобутку | 1550 | 50000 | 466 | 2151 | 3,3 | 23,2 | 0,2 | 1,1 | 7,0 |
| ПВП | | | 586 | 2271 | 2,6 | 22,0 | 0,1 | 1,0 | 8,3 |

Середню заробітну плату розрахуємо в табл. 4.6.

Таблиця 4.6 – Розрахунок середньої заробітної плати ПВП

| Показники | Розмір місячного фонду оплати праці, грн | Облікова чисельність ПВП, чол. | Середня заробітна плата ПВП, грн | Індекс росту середньої заробітної плати ($I_{\text{зп}}$) |
|-----------|--|--------------------------------|----------------------------------|---|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| Факт | 4461394 | 586 | 7613,3 | 1,6 |
| План | 28372374 | 2271 | 12494 | |

Проектна середня заробітна плата:

$$\overline{ЗП}_{пр} = \overline{ЗП}_{ф} \cdot \left(\frac{I_{п.п} - 1}{2} + 1 \right), \text{ грн}, \quad (4.8)$$

де $\overline{ЗП}_{ф}$ – фактична середня заробітна плата ПВП, грн;

$I_{п.п}$ – темп росту продуктивності праці;

$$\overline{ЗП}_{пр} = 7613,3 \cdot \left(\frac{9,2 - 1}{2} + 1 \right) = 12494 \text{ грн.}$$

Тоді розмір проектного фонду оплати праці складе:

$$\text{ФОТ}_{пр} = \overline{ЗП}_{пр} \cdot Ч_{пр}^{\text{ПВП}}, \text{ грн}, \quad (4.9)$$

де $Ч_{пр}^{\text{ПВП}}$ – проектна чисельність промислово-виробничого персоналу, чол.

4.4 Визначення повної собівартості 1 т вугілля

Розрахунок проектної повної собівартості 1 т вугілля виконуємо пофакторним методом.

Проектна собівартість видобутку 1 т вугілля:

$$C_{пр} = C_{баз} - \sum_1^n \Delta C_i, \text{ грн}, \quad (4.10)$$

де $C_{пр}$, $C_{баз}$ – відповідно проектна та базова повна собівартість 1 т вугілля, грн;

I_d – проектний індекс зміни обсягів видобутку вугілля. Визначається як відношення проектного обсягу видобутку до базового;

$\Sigma \Delta C_i$ – зміна собівартості видобутку вугілля відповідно до зміни і-ого фактору, грн;

n – кількість факторів, що впливають на зміну собівартості.

Зміна собівартості у відсотках під впливом зміни обсягів виробництва:

$$\pm \Delta C_d = 100 - \left(\frac{d_{\text{пост}}}{I_d} + d_{\text{змін}} \right) \cdot 100, \%, \quad (4.11)$$

де $d_{\text{пост}}$, $d_{\text{змін}}$ – відповідно частка умовно-постійних та умовно-змінних витрат у собівартості вугілля, %. Умовно-постійні витрати у собівартості вугільної продукції складають близько 70 %.

$$\pm \Delta C_{\text{д}} = 100 - \left(\frac{0,7}{1,26} + 0,3 \right) \cdot 100 = 8,3 \%$$

Зміна собівартості у відсотках у разі зміни цін на матеріали:

$$\pm \Delta C_{\text{цм}} = (100 - I_{\text{ц}} \cdot 100) \cdot d_{\text{мат}}, \% \quad (4.12)$$

де $I_{\text{ц}}$ – індекс зміни цін;

$d_{\text{мат}}$ – питома вага елемента «матеріали» в структурі собівартості. Визначається на підставі форми 2 «Звіт про собівартість продукції».

$$\pm \Delta C_{\text{цм}} = (100 - 1,3 \cdot 100) \cdot 0,064 = -1,9 \%$$

Зміна собівартості видобутку вугілля у відсотках під впливом зміни обсягів матеріалів:

$$\pm \Delta C_{\text{ом}} = (100 - I_{\text{мат}} \cdot 100) \cdot d_{\text{мат}}, \% \quad (4.13)$$

де $I_{\text{мат}}$ – індекс зміни витрат матеріалів.

$$\pm \Delta C_{\text{ом}} = (100 - 1,6 \cdot 100) \cdot 0,064 = -4,8 \%$$

Зміна витрат у відсотках під впливом зміни рівня продуктивності праці:

$$\pm \Delta C_{\text{п.п}} = \left(100 - \frac{100}{I_{\text{п.п}}} \right) \cdot d_{\text{зп}}, \% \quad (4.14)$$

де $I_{\text{п.п}}$ – індекс зміни продуктивності праці;

$d_{\text{зп}}$ – фактична питома вага елемента «заробітна плата» в структурі собівартості.

$$\pm \Delta C_{\text{п.п}} = \left(100 - \frac{100}{1,3} \right) \cdot 0,339 = 6,2 \%$$

Зміна собівартості у відсотках під впливом зміни рівня заробітної плати:

$$\pm \Delta C_{\text{зп}} = (100 - I_{\text{зп}} \cdot 100) \cdot d_{\text{зп}}, \% \quad (4.15)$$

де $I_{\text{зп}}$ – індекс зміни заробітної плати.

$$\pm \Delta C_{\text{зп}} = (100 - 1,2 \cdot 100) \cdot 0,339 = -8,2 \%$$

Зміна собівартості видобутку вугілля у відсотках у разі більш ефективного використання основних фондів:

$$\pm \Delta C_{\text{оф}} = 100 - \frac{I_{\text{оф}}}{I_{\text{д}}} \cdot 100, \% \quad (4.16)$$

де $I_{\text{оф}}$ – індекс зміни вартості основних фондів, %.

$$\pm \Delta C_{\text{оф}} = 100 - \frac{1,3}{1,26} \cdot 100 = -2,5 \%$$

Після визначення величин відхилення у відсотках проектної собівартості від базової переведемо їх у грошовий вираз:

$$\pm \Delta C_i = \frac{C_{\text{баз}} \cdot (\pm \Delta C_i^{\text{п}})}{100} \quad (4.17)$$

де $C_i^{\text{п}}$ – величина відхилення проектної собівартості від базової за i -им фактором, %.

$$\pm \Delta C_i = \frac{1416,8 \cdot (-35,7)}{100} = -8183,2 \text{ грн}$$

$$C_{\text{пр}} = 10403,64 - 8198,84 = 2204,8 \text{ грн}$$

4.5 Планування прибутку підприємства

Реалізаційна ціна вугілля:

$$Ц_{\text{р}} = Ц_{\text{ш}} + (З_{\text{ш}} - З_{\text{пр}}) \cdot с, \text{ грн/т} \quad (4.18)$$

де $Ц_{\text{ш}}$ – ціна реалізуємого вугілля на шахті, грн/т;

$З_{\text{ш}}$ – зольність вугілля на шахті, %

$З_{\text{пр}}$ – зольність вугілля по проекту, %;

$с$ – надбавка (знижка) за кожний відсоток відхилення зольності, %;

$$Ц_{\text{р}} = 3150,0 + (37,2 - 30,2) \cdot 2,5 = 3172,60 \text{ грн/т}$$

Розрахунок прибутку проводимо на 5 років, тому що очисне та прохідницьке устаткування плануємо експлуатувати без капітального ремонту 5 років. Розрахунок середньорічного прибутку проводимо в табл. 4.7.

Таблиця 4.7 – Розрахунок середньорічного прибутку

| Показники | Роки | | | | |
|---|--------|--------|--------|--------|--------|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| 1. Виручка від реалізації продукції, тис. грн. | 532980 | 532980 | 532980 | 532980 | 532980 |
| 2. Податок на додану вартість (ПДВ) - 20%, тис. грн. | 106596 | 106596 | 106596 | 106596 | 106596 |
| 3. Чистий дохід, тис. грн. | 426384 | 426384 | 426384 | 426384 | 426384 |
| 4. Собівартість реалізованої продукції, тис. грн. | 304776 | 304776 | 304776 | 304776 | 304776 |
| 5. Прибуток від основної діяльності, тис. грн. | 121608 | 121608 | 121608 | 121608 | 121608 |
| 6. Фінансові витрати (виплата відсотків по кредиту, виплата відсотків по облігаціям, виплата дивідендів по акціям та інші витрати, пов'язані з залученням позикового капіталу), тис. грн. | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 7. Чистий прибуток підприємства, тис. грн. | 121608 | 121608 | 121608 | 121608 | 121608 |
| 8. Сума податку на прибуток, 25 % тис. грн. | 30402 | 30402 | 30402 | 30402 | 30402 |
| 9. Прибуток, що залишається в розпорядженні підприємства, тис. грн. | 91206 | 91206 | 91206 | 91206 | 91206 |

4.6 Ефективність інвестиційного проекту

4.6.1 Статичні показники ефективності проекту

Середньорічний прибуток дорівнює:

$$\Pi_{\text{cp}} = \frac{\sum_{i=1}^n \Pi_i}{n}, \text{ тис. грн.} \quad (4.19)$$

$$\Pi_{\text{cp}} = \frac{456030}{5} = 91206 \text{ тис. грн.}$$

Рентабельність продукції:

$$R_{\text{п}} = \frac{\Pi_{\text{cp}}}{C_{\text{пр}}} \cdot 100, \% \quad (4.20)$$

де $C_{\text{пр}}$ – повна проектна собівартість, грн.

$$R_{\text{п}} = \frac{91206000}{304776000} \cdot 100 = 17,5 \%$$

Рентабельність інвестицій:

$$R_1 = \frac{\Pi_{\text{cp}}}{I} \cdot 100, \%, \quad (4.21)$$

де I – розмір інвестиційних витрат на реалізацію проекту, грн.

$$R_1 = \frac{91206000}{307719000} \cdot 100 = 29,3 \%$$

Строк окупності інвестицій складає:

$$t = \frac{I}{\Pi_{\text{cp}}}, \text{ років}; \quad (4.22)$$

$$t = \frac{307719000}{91206000} = 3,4 \text{ року.}$$

4.6.2 Динамічні показники ефективності проекту

Для приведення вартості грошей в порівняння по фактору часу, майбутні грошові надходження слід продисконтувати. Дисконтування здійснюється шляхом множення грошових надходжень на коефіцієнт дисконтування.

Коефіцієнт дисконтування:

$$d = \frac{1}{(1+r)^t}, \quad (4.24)$$

де r – норма дисконту, яку слід прийняти рівної ціні капіталу;

t – порядковий номер року здійснення проекту.

Розрахунки динамічних показників проводити в табл. 4.8.

Таблиця 4.8 – Розрахунок динамічних показників ефективності

| Номер року здійснення проекту | Інвестиції, тис. грн | Чистий прибуток, тис. грн | Коефіцієнт дисконтування $r = 10\%$ | Сучасна вартість річного потоку тис. грн | Накопичена вартість на кінець року тис. грн |
|-------------------------------|----------------------|---------------------------|-------------------------------------|--|---|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| 0 | -307719 | 0 | 1 | -307719 | -307719 |
| 1 | 0 | 91206 | 0,91 | 82914,5 | -224804,3 |
| 2 | 0 | 91206 | 0,83 | 75376,9 | -149427,4 |
| 3 | 0 | 91206 | 0,75 | 68524,4 | -80903,0 |
| 4 | 0 | 91206 | 0,68 | 62294,9 | -18608,1 |
| 5 | 0 | 91206 | 0,62 | 56631,8 | 38024 |
| Разом | -307719 | 456030 | | 38024 | |

Визначимо строк окупності з урахуванням фактору часу графічно.

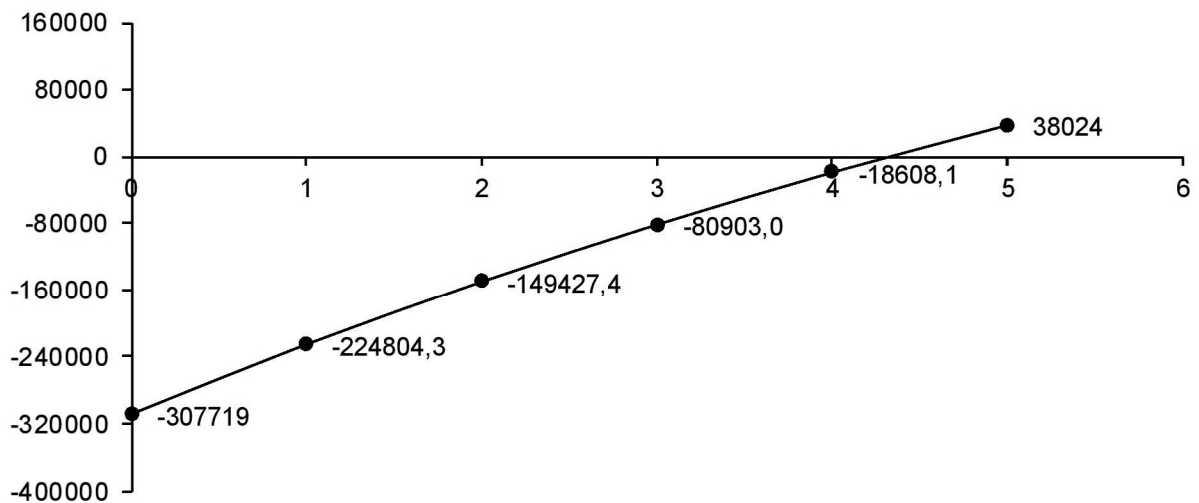


Рисунок 4.1 – Графік визначення строку окупності інвестиційного проекту з урахуванням фактору часу

З графіку видно, що строк окупності проекту з урахуванням фактору часу складає 4,3 року.

Визначимо внутрішню норму рентабельності графічним методом. Визначати її будемо підбором норми дисконту. Для цього побудуємо графік визначення внутрішньої норми рентабельності.

Таблиця 4.9 – Розрахунок динамічних показників ефективності

| Номер року здійснення проекту | Інвестиції, тис. грн | Чистий прибуток, тис. грн | Коефіцієнт дисконтування $r = 20\%$ | Сучасна вартість річного потоку тис. грн | Накопичена вартість на кінець року тис. грн |
|-------------------------------|----------------------|---------------------------|-------------------------------------|--|---|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| 0 | -307719 | 0 | 1 | -307719 | -307719 |
| 1 | 0 | 91206 | 0,83 | 76005,0 | -231713,8 |
| 2 | 0 | 91206 | 0,69 | 63337,5 | -168376,3 |
| 3 | 0 | 91206 | 0,58 | 52781,3 | -115595,1 |
| 4 | 0 | 91206 | 0,48 | 43984,4 | -71610,7 |
| 5 | 0 | 91206 | 0,40 | 36653,6 | -34957,1 |
| Разом | -307719 | 456030 | | -34957,1 | |

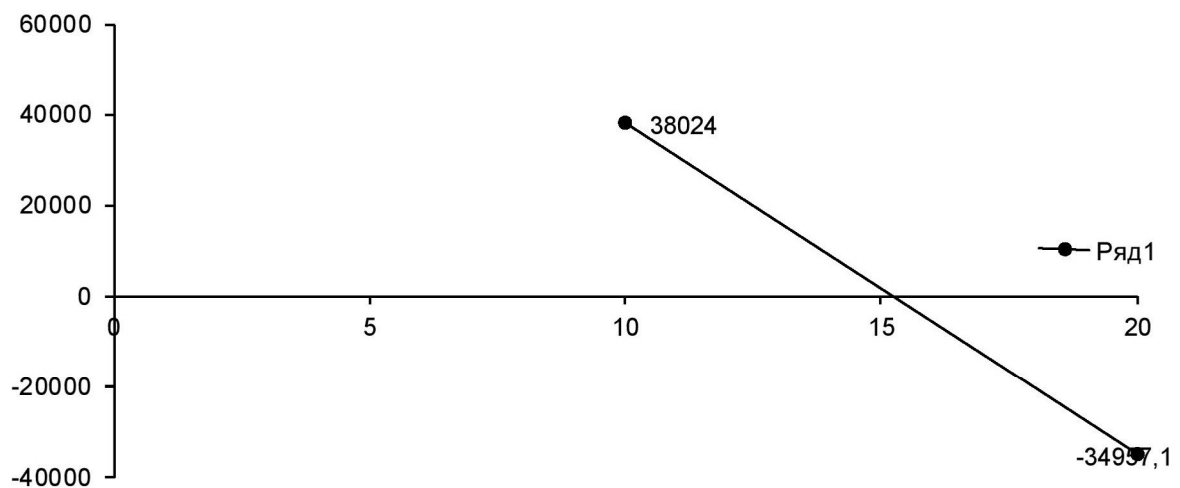


Рисунок 4.2 – Графік визначення внутрішньої норми рентабельності

Індекс доходності:

$$PI = \frac{CIF}{COF}, \quad (4.25)$$

де CIF – прибуток підприємства від операційної діяльності, грн;
COF – розмір інвестиційних витрат на реалізацію проекту, грн.

$$PI = \frac{420795000}{288674000} = 1,36.$$

Так як $PI > 1$, проект являється ефективним.

4.6.3 Соціально-економічні показники ефективності інвестиційного проекту

Соціальні ефекти від інвестиційної діяльності:

- підвищення рівня безпеки на підприємстві та покращення умов виробництва за рахунок застосування механізованих комплексів нового технічного рівня;
- виробнича потужність шахти збільшена за рахунок заміни очисного і транспортного обладнання на більш прогресивне і продуктивне;
- навантаження на лаву збільшено за рахунок заміни очисного обладнання на більш прогресивне;
- швидкість проведення виробок збільшена за рахунок заміни способу проведення виробок з буровибухового на комбайновий;
- собівартість вугілля зменшилась за рахунок заміни способів охорони виробок, кількості проводимих і підтримуємих виробок.

Екологічні ефекти від інвестиційної діяльності:

- зменшення шкідливих викидів в атмосферу за рахунок застосування адсорбційної установки;
- зменшення шкідливих речовин в шахтній воді за рахунок додаткової очистки.

ВИСНОВОК

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання підготовки пласту і вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт по пл. k_8 прийнятий комплекс 2МКДД з комбайном КДК 500 з добовим навантаженням 1150 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пласту k_8 . Для механізації проведення виробок прийнятий прохідницький комбайн 4ПП 5. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання шахти та магістрального транспорту.

В основній частині вирішені питання, пов'язані з обґрунтуванням заходів щодо запобігання підняття підшви у виробках пл. k_8 . Для боротьби зі здиранням підшви запропоноване активне розвантаження порід з наступним їх зміцненням.

У проекті зроблена оцінка економічної ефективності запропонованих заходів. Обсяг необхідних інвестицій складе 308 млн. грн. При цьому виробнича потужність збільшиться з 18 тис. т до 600 тис. т. Щорічний прибуток підприємства складе 91 млн. грн. Строк окупності проекту – 4,3 року.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "Новодружеська" при розробці програми розвитку гірничих робіт та складанні бізнес-планів.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. Нормативно-правовий акт з охорони праці. – К.: 2012. – 398 с.
2. Украинская техника для угольных шахт: Каталог. / В.В. Косарев, Н.И. Стадник, С.С. Гребенкин и др.: Под общей редакцией В.В. Косарева. – Донецк: Астро, 2008. – 321 с.
3. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. Навчальний посібник для вищих навчальних закладів. К.Ф. Сапицький, В.П. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та ін. Донецьк: РВА Донату, 1999.-194с.
4. Правила технической эксплуатации шахт. М.: Недра, 1985.-400с.
5. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981.-60с.
6. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983.-487с.
7. Клишин Н.К. Методические указания к практическим занятиям по курсу УСМГП. Алчевск: ДГМИ, 1995.-168с.
8. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. Е.П. Мухин, Е.П. Захаров, Е.Д. Дубов и др. К.: Тэхника, 1994.-190с.
9. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов КМ 103М, КМК 97М, КД 80, КМ 137, КМТ, КМ 138. Луганск, 1991.
10. Единые нормы выработки на очистные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. Донецк: Донецкий ЦОГ, 1993.-445с.
11. Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. М.: Минуглепром СССР, 1998.-136с.
12. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебное пособие для вузов. М.: Недра, 1989.-240с.
13. Бокий Б.В., Зими́на Е.А., Смирнянов В.В. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М.: Недра, 1972.-336с.
14. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: Недра, 1991.-250с.
15. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Т. 1 Сечения выработок, закреплённых металлической арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного профиля, при откатке грузов в вагонетках ёмкостью 1-4 м³. К.: Будівельник, 1971.-415с.
16. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок / НИИ горной геомеханики и маркшейдерского дела ВНИМИ. – 2-е изд., перераб. и доп. – СПб., 1991. – 123 с.
17. Единые нормы выработки на горно-подготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. Донецк: Донецкий ЦОГ, 1992.-285с.
18. Методические указания к выполнению индивидуальных заданий на практических занятиях по разделу "Комбайновая выемка горных пород" курса

"Процессы горнопроходческих работ" (для студентов специальности 5.090304.01) / Сост. Г.В.Бабиюк, Б.И.Куленич.- Алчевск, ДГМИ, 1995. – 40 с. (№ 117).

19. Типовые агрегатные нормы на проведение подготовительных горных выработок проходческими комбайнами в угольных шахтах. – М.: МУП СССР, 1975. – 136 с.

20. Кузьменко В.И. Горные транспортные машины в примерах и задачах. Учебное пособие. Луганск: Лугань, 1997.-208 с.

21. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 1994.-312с.

22. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992.-400с.

23. Давиденко В.А. Основы экологии: Учебное пособие. – Алчевск: ДГМИ, 2002. – 207 с.

26. Борьба с пучением пород в горных выработках. С.Д.Сонин, М.Н.Шейхет, И.Л.Черняк и др. М.: Недра, 1986 – 152 с.

27. Технологические схемы повышения устойчивости горных выработок активной разгрузкой и последующим упрочнением пород почвы. Г.Г.Литвинский и др. Коммунарск: ДГМИ, 1987. – 47 с.

28. Технология физико-химического упрочнения горных пород / В.В.Васильев, В.И. Левченко. – М.: Недра, 1991. – 267 с.

29. Технологические схемы повышения устойчивости горных выработок активной разгрузкой и последующим упрочнением пород почвы. Г.Г.Литвинский и др. Коммунарск: ДГМИ, 1987. – 47 с.

30. Временные методические рекомендации по оценке экономической эффективности мероприятий научно-технического прогресса в угольной промышленности Украины. - Донецк: ЦБНТИ угольной промышленности, 1994.-280с.