

Міністерство освіти і науки України  
Національний технічний університет  
«Дніпровська політехніка»

**Природокористування**  
(інститут)

Кафедра транспортних систем і технологій  
(повна назва)

**ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА**

кваліфікаційної роботи ступеню магістра  
(бакалавра, магістра)

студента Чернишова Євгена Сергійовича  
(ПІБ)

академічної групи 184М-18-1 ГФ  
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво  
(код і назва спеціальності)

спеціалізації \_\_\_\_\_

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»  
(офіційна назва)

на тему Проект локомотивної відкатки при інтенсифікації гірничих робіт під час  
відпрацювання запасів вугілля шахти «Центральна» ДП «Торецьквугілля»  
(назва за наказом ректора)

| Керівники              | Прізвище, ініціали | Оцінка за шкалою |               | Підпис |
|------------------------|--------------------|------------------|---------------|--------|
|                        |                    | рейтинговою      | інституційною |        |
| кваліфікаційної роботи | Барташевський С.Є. |                  |               |        |
| розділів:              |                    |                  |               |        |
| Технологічний          | Медяник В.Ю.       |                  |               |        |
| Транспорт              | Барташевський С.Є. |                  |               |        |
| Охорона праці          | Радчук Д.І.        |                  |               |        |
| Рецензент              |                    |                  |               |        |
| Нормоконтролер         | Барташевський С.Є. |                  |               |        |

Дніпро  
2019

**ЗАТВЕРДЖЕНО:**

завідувач кафедри

транспортних систем і технологій

(повна назва)

Барташевський С.Є.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«\_\_\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2019 року

**ЗАВДАННЯ**  
**на кваліфікаційну роботу**  
**ступеню магістра**  
(бакалавра, магістра)

студенту Чернишов Євген Сергійович академічної групи 184М-18-1ГФ  
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво

спеціалізації \_\_\_\_\_

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»

на тему Проект локомотивної відкатки при інтенсифікації гірничих робіт під час  
відпрацювання запасів вугілля шахти «Центральна» ДП «Торецьквугілля»

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»

від «\_\_\_\_\_». \_\_\_\_\_ 2019р. № \_\_\_\_\_

| Розділ        | Зміст                                                                                         | Термін виконання |
|---------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------|------------------|
| Технологічний | Характеристика діючої шахти. Обґрунтування параметрів технології очисних та підготовчих робіт | 01.11.2019       |
| Транспорт     | Технологічна схема транспорту                                                                 | 15.11.2019       |
| Охорона праці | Аналіз потенційних шкідливих та небезпечних факторів.                                         | 02.12.2019       |
| Економічний   | Економічна оцінка роботи                                                                      | 10.12.2019       |

**Завдання видано**

\_\_\_\_\_ (підпис керівника)

Барташевський С.Є.

(прізвище, ініціали)

Дата видачі 15.10.2019

Дата подання до екзаменаційної комісії 16.12.2019

**Прийнято до виконання**

\_\_\_\_\_ (підпис)

Чернишов Є.С.

(прізвище, ініціали)

## РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота містить: 92 с., 5 рис., 30 табл., 4 аркушів граф. частини.

**Об'єкт розроблення:** гірничі роботи в умовах шахти «Центральна» ДП «Торецьквугілля».

**Мета роботи** — розробка заходів щодо відробки запавсів вугілля гор.1146 м.

Методи — розрахунок, техніко-економічне обґрунтування.

У кваліфікаційній роботі описана геологічна будівля шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішено питання розкриття і підготовки, вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Розроблено паспорт видобувної ділянки. Зроблено розрахунки параметрів провітрювання шахти, магістрального транспорту.

Транспорт електровозами залишається провідним на гірничих підприємствах. Основний параметр електровоза, від якого залежить його продуктивність - тягова здатність.

Продуктивність локомотивного транспорту пропорційна швидкості руху і ваги поїзда. Для шахтного транспорту, через малі довжин відкатки і значних витрат часу на операції в кінцевих пунктах, збільшення швидкості руху не дає зростання продуктивності. Крім цього, швидкість руху обмежується недосконалістю рейкового шляху. Основним резервом підвищення продуктивності є збільшення ваги поїзда, що пов'язане з підвищенням тягово-гальмівних якостей локомотивів.

Проблема підвищення тягової здатності самохідних машин є одним із питань, що розглянуті в роботі, так як навіть незначне збільшення сили тяги трансформується в економічний ефект.

В основній частині здійснено вибір технологічної схеми ведення очисних робіт по пл.1/3 та обґрунтування її параметрів.

У роботі зроблена оцінка економічної ефективності запропонованих заходів.

ШАХТА, ВАРІАНТИ РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ЕЛЕКТРОВОЗ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ

## ЗМІСТ

|                                                                                             |    |
|---------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| Вступ.....                                                                                  | 5  |
| <b>1 ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА</b>                                              |    |
| 1.1 Геологія родовища.....                                                                  | 6  |
| 1.2 Границі і запаси шахтного поля.....                                                     | 8  |
| 1.3 Гірничі характеристики шахти.....                                                       | 11 |
| 1.4 Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт.....                               | 15 |
| 1.5 Висновки.....                                                                           | 15 |
| <b>2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ</b>                                                            |    |
| 2.1 Розробка основних напрямків відробки гор. 1146 м.....                                   | 16 |
| 2.2 Розкриття, підготовка і системи розробки вугільних пластів.....                         | 18 |
| 2.3 Паспорту виймальної ділянки, проведення і кріплення гірських виробок.....               | 18 |
| 2.4 Шахтний транспорт.....                                                                  | 26 |
| 2.5 Вентиляція шахти.....                                                                   | 38 |
| 2.6 Охорона праці.....                                                                      | 57 |
| 2.7 Охорона навколишнього середовища.....                                                   | 63 |
| <b>3 ІНТЕНСИФІКАЦІЯ ПРОВЕДЕННЯ ОЧИСНИХ ВИРОБОК</b>                                          |    |
| 3.1 Актуальність питання вибору раціональної технологічної схеми ведення очисних робіт..... | 67 |
| 3.2 Розробка конкурентоспроможних варіантів технологічних схем.....                         | 68 |
| 3.3 Техніко-економічне порівняння варіантів.....                                            | 71 |
| 3.4 Висновки.....                                                                           | 77 |
| <b>4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ</b>                                                         |    |
| 4.1 Підрахунок інвестиційних витрат.....                                                    | 78 |
| 4.2 Розрахунок основних техніко-економічних показників та витрат на видобуток вугілля.....  | 79 |
| 4.3 Розрахунок річного прибутку.....                                                        | 84 |
| 4.4 Економічна оцінка ефективності проекту.....                                             | 85 |
| Висновок.....                                                                               | 89 |
| Перелік посилань.....                                                                       | 91 |

## ВСТУП

Паливно-енергетичний комплекс відіграє провідну роль в розвитку практично всіх промислово розвинутих країн, оскільки розв'язання найважливіших науково-технічних та соціально-економічних задач потребують збільшення споживання енергетичних ресурсів.

Вугілля і супутній йому газ - це основна сировина в надрах України. Необхідність використання українського вугілля диктується як забезпеченням державної незалежності, так і можливістю щодо швидкого досягнення високого рівня вугільних технологій в енергетиці і промисловості при дотриманні сучасних вимог до охорони навколишнього середовища. Нині собівартість електроенергії, виробленої з вугілля, на 7-20% менше собівартості електроенергії, одержаної на основі природного газу навіть за власними технологіями. При цьому для вугілля паливна складова собівартості на 13% менше, ніж газу.

Стабілізація роботи паливно-енергетичного комплексу України багато в чому залежить від вугільної галузі, оскільки вугілля є єдиною енергетичною сировиною, розвіданих запасів якої достатньо при необхідних обсягах видобутку для забезпечення енергетичних потреб країни.

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.

Кваліфікаційна робота, метою якої є розробка заходів щодо доробки запасів шахти «Центральна» ДП «Торецьквугілля», виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у роботі задач відповідає вимогам виданого завдання.

# 1 ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

## 1.1 Геологія родовища

### 1.1.1 Загальні відомості про шахту

По адміністративному розподілу територія шахти ім. Дзержінського входить до складу міста Дзержінська Донецької області України.

У гірничотехнічному відношенні шахта є відособленим підрозділом державного підприємства Дзержінськуголь міністерства палива і енергетики України. Промисловий майданчик шахти розташований безпосередньо в місті. Найближчими населеними пунктами є місто Горловка і місто Константиновка. Шахта сполучена залізничними вітками з ЦОФ ЇДзержінськаЄ і залізничними станціями Кривий Торець і Магдаліновка.

Асфальтовою дорогою шахта ім. Дзержінського пов'язана з автомагістралями Артемовськ - Донецьк, Константиновка - Донецьк. Найближчими промисловими підприємствами є Дзержінська ЦОФ, шахти Ново-Дзержінська, Торєцька, Північна, Нова, Південна.

Водопостачання питною водою здійснюється від міського водопроводу міста Дзержінська. Постачання технічною водою здійснюється від водовода Донбасводтрест, з водосховища Клепаний Бик.

Електропостачання шахти здійснюється від підстанції 110 кВ, розташованої у промислового майданчика шахти.

### 1.1.2 Геологічна будова шахтного поля.

#### 1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові приймають участь відкладення верхнього й середнього карбону, що представлені світами  $C^5_2$ ,  $C^6_2$ ,  $C^7_2$ . Корінні породи, перекриті четвертинними відкладеннями потужністю от 0,20 до 15,0 м.

Кам'яновугільні відкладення, що складають надра оцінюваної площі, представлені шарами пісковиків, алевролітів і аргілітів з незначними по потужності прошарками вапняків, вугілля і вуглистих аргілітів. Літологічний склад порід приведений в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

| Ін-декс світи | Потужність світи, м | Літологічний склад, м/% |                      |                      |                    |                    | Робочі вугільні пласти      | Маркуючі горизонти                       |
|---------------|---------------------|-------------------------|----------------------|----------------------|--------------------|--------------------|-----------------------------|------------------------------------------|
|               |                     | піско-вики              | сланці піщані        | сланці глинясті      | вапняк             | вугільні пласти    |                             |                                          |
| $C^7_2$       | 565                 | <u>247,5</u><br>43,8    | <u>182,5</u><br>32,3 | <u>111,9</u><br>19,8 | <u>15,3</u><br>2,7 | <u>7,9</u><br>1,4  | $m_5, m_3$                  | $M_9, M_7, M_6,$<br>$M_5, M_3, M_1$      |
| $C^6_2$       | 325                 | <u>201,8</u><br>62,1    | <u>77,4</u><br>23,8  | <u>34,5</u><br>10,6  | <u>5,9</u><br>1,8  | <u>5,5</u><br>1,7  | $l_3$                       | $L_7, L_6, L_1$                          |
| $C^5_2$       | 530                 | <u>244,3</u><br>46,1    | <u>100,7</u><br>19,0 | <u>150</u><br>28,3   | <u>14,8</u><br>2,8 | <u>20,1</u><br>3,8 | $k_1, k^2_5,$<br>$k_6, k_7$ | $K_8, K_6, K_5,$<br>$K_4, K_3, K_2, K_1$ |

### 1.1.2.2 Тектоніка

У тектонічному відношенні шахтне поле розташоване в центральній частині північного крила головної антикліналі Донецького басейна. Азимут простягання порід 290-300°. Падіння порід північно-східне, зі зміною кутів від 50 до 56°. К найбільш крупним порушенням слід віднести Калінінський та Румянцевський насуви. Крім великих тектонічних порушень маються дрібні з амплітудою зміщення від 0,50 м до 4-5 м. Цим порушенням, як правило, супроводжують роздуття, розшарування або витончення вугільних пластів, що істотно ускладнює ведення гірничих робіт.

### 1.1.2.3 Вугленосність

Промислова вугленосність оцінюваної площі приурочена до відкладень світ середнього відділу карбону  $C_7^2$ ,  $C_6^2$ ,  $C_5^2$ . Характеристика робочих вугільних пластів надається у таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих пластів.

| Індекс пласта | Потужність пласта, м |         | Відстань між пластами, м | Будова  | Витриманість        |
|---------------|----------------------|---------|--------------------------|---------|---------------------|
|               | загальна             | корисна |                          |         |                     |
| $m_5$         | 1,1                  | 0,78    | 120                      | складна | Не витриманий       |
| $m_3$         | 1,28                 | 1,21    |                          | 305     | складна             |
| $l_3$         | 1,5                  | 1,22    | 27                       | складна | Відносно витриманий |
| $k_7$         | 0,82                 | 0,67    | 40                       | складна | Відносно витриманий |
| $k_6$         | 0,72                 | 0,62    | 22                       | складна | Відносно витриманий |
| $k_5^2$       | 1,13                 | 0,99    | 260                      | складна | Не витриманий       |
| $k_1$         | 1,32                 | 0,82    |                          | складна | Витриманий          |

### 1.1.2.4 Якість вугілля

Вугілля пластів характеризується марками ПС. Характеристика якості вугільних пластів надається у таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 - Характеристика якості вугілля

| Індекс пласта | Показники якості         |                        |                    |                                      |                                                    |
|---------------|--------------------------|------------------------|--------------------|--------------------------------------|----------------------------------------------------|
|               | Зольність, $A^{daf}$ , % | Вологість, $W_t^r$ , % | Сірка, $S_t^d$ , % | Вихід летючих речовин, $V^{daf}$ , % | Вища теплотворна спроможність, $Q^{daf}$ , ккал/кг |
| $m_5$         | 15                       | 4,6                    | 2,3                | 17,9                                 | 8188                                               |
| $m_3$         | 17                       | 2,9                    | 1,9                | 16,3                                 | 8468                                               |
| $l_3$         | 10                       | 3,6                    | 1,7                | 15,4                                 | 8542                                               |
| $k_7$         | 16                       | 2,4                    | 0,7                | 17,2                                 | 8468                                               |
| $k_6$         | 17                       | 5,1                    | 1,2                | 17,6                                 | 8489                                               |
| $k_5^2$       | 21                       | 2,8                    | 2,2                | 16,4                                 | 8439                                               |
| $k_1$         | 22                       | 3,6                    | 1,4                | 16,8                                 | 8329                                               |

### 1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

По гідрогеологічним умовам розробки вугільних пластів поле шахти ім. Ф.Е.Дзержинського віднесено до відносно сприятливих. По складності гідрогеології поле шахти віднесено до I категорії. Потужність водоносних горизон-

тів складає 10-35 м. В обводнюванні гірничих виробок в основному беруть участь підземні води карбону, що приурочені до вапняків і пісковиків.

Фактичний приток води на шахті: нормальний - 200 м<sup>3</sup>/год; максимальний – 390 м<sup>3</sup>/год.

По хімічному складу шахтні води гідрокарбонатно-сульфатно-натрієво-магнієві з мінералізацією 1,75-2,6 г/дм<sup>3</sup>, рН = 7,0-8,4. Води слаболужні, жорсткі, слабоагресивні стосовно бетонів, середньоагресивні до металевих конструкцій. Шахтні води потребують очищення.

#### 1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови.

Гірничо-геологічні умови експлуатації пластів складні. Вміщуючі породи, в основному аргіліти, алевроліти, пісковики.

Всі вибої підготовчих виробок, які проводяться з підривкою порід є силікозонебезпечними у зв'язку з наявністю вільного двоокису кремнію від 25 до 60% (породи що містять SiO<sub>2</sub> понад 10%, вважаються силікозонебезпечними).

Фізико-механічні властивості і технологічні характеристики вміщуючих порід: вологість – 1,7 – 6,6 %; набухання – 1,2-8,0 %; міцність порід по шкалі М.М. Протодьяконова – 5-7; тріщинуватість порід і орієнтація основної системи тріщин виражена нечітко, азимут падіння тріщин 200-210°, кут падіння тріщин – 40-60°.

Ізотерма +26°С проходить на глибині 850-870 м. З цих глибин потрібне охолодження та кондиціонування повітря.

Газоносність на глибині 1146 м складає 20,3 м<sup>3</sup>/т с.б.в.

Пласти небезпечні по раптовим викидам вугілля і газу, не загрозливі по гірським ударам, небезпечні по вибуховості вугільного пилу. По газу метану шахта належить до надкатегорійної.

## 1.2 Границі і запаси шахтного поля

Промислове освоєння шахтного поля почате ще в дореволюційного часу. Розробка родовищ капітальними шахтами була почата в кінці ХІХ століття, коли в 1897 році були закладені стовбури Центральний і Пугачовка колишньої Щербіновського копальні, нині шахти ім. Держинського.

Початок детального геологічного дослідження, як в районі, так і на площі шахтного поля покладено групою геологів під керівництвом Л.І. Лутугина. Геологічні роботи проводилися до 1963 року.

У 1963 році згідно плану геологорозвідувальних робіт по тресту «Артемвугілля», а також відповідно до заявки комбінату «Артемвугілля» були проведені геологорозвідувальні роботи на полі шахти ім. Держинського. У 1963 році був складений геологічний звіт з переоцінкою запасів вугілля по нових концепціях - по потужності і зольності. Межами шахтного поля по простяганню на заході є Головний насув, за яким знаходиться поле шахти Новодержинська, на сході - Артемівський насув - природна межа з шахтою ім. Артема.

По падінню: на півночі - по повстанню межа вугілля пласта k<sub>2</sub><sup>2</sup>, на півдні - по падінню проекція ізогипси 1090 пласта m<sub>6</sub><sup>1H</sup>.



У встановлених межах розміри шахтного поля складають:  
по простяганню - в середньому 5 км: на сході від 3,5 км по пласту  $k_2^2$  до 1,5м по пласту  $m_4^0$ , на заході від 4 км по пласту  $m_3$  до 1,25 км по пласту  $k_2^2$ , по падінню 1420 м.

Шахта ім. Держинського заснована в 1860 році. Остання реконструкція шахти виконана в 1987 році, яка включала реконструкцію головного ськіпового стовбура Пугачовка з одночасним введенням в роботу нового горизонту 1026 м. Шахта ім. Держинського розкрита чотирма центрально розташованими стовбурами: Пугачовка, №4, Центральний і Новий.

Промислові запаси шахти на 01.01.15 р. складають:

- на діючому горизонті 1146 м - 7.28 млн.тонн;

За умови підготовки і введення в роботу горизонту 1266 м запаси на вищезгаданому горизонті складуть 14,2 млн.т.

Кут падіння пластів складає  $53^0$ - $62^0$ . Підрахунок запасів робимо способом середнього арифметичного.

Запаси по пласту визначимо по формулі:

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

де  $L$ ,  $l$  – розміри в площині пласта відповідно по простяганню і падінню, м;

$\alpha$  – кут падіння пластів, град;

$m_{ср.н.}$  – середня нормальна корисна потужність пласту, м;

$\gamma$  - об'ємна вага вугілля, т/м<sup>3</sup>.

Результати підрахунку запасів зведемо в таблицю 1.4.

Таблиця 1.4 – Підрахунок геологічних запасів

| Індекс пласта    | $L$  | $l$ | $m_{ср.н.}$ , м | $\gamma$ , т/м <sup>3</sup> | $Q$ , тис. т | Прим. |
|------------------|------|-----|-----------------|-----------------------------|--------------|-------|
| Балансові запаси |      |     |                 |                             |              |       |
| $m_5$            | 5400 | 125 | 0,78            | 1,35                        | 1133         |       |
| $m_3$            | 5400 | 125 | 1,21            | 1,42                        | 751          |       |
| $l_3$            | 5400 | 125 | 1,22            | 1,36                        | 1357         |       |
| $k_7$            | 5400 | 125 | 0,67            | 1,38                        | 1273         |       |
| $k_6$            | 5400 | 125 | 0,62            | 1,41                        | 1439         |       |
| $k_5^2$          | 5400 | 125 | 0,99            | 1,34                        | 648          |       |
| $k_1$            | 5400 | 125 | 0,82            | 1,32                        | 679          |       |
| Разом            |      |     |                 |                             | 7280         |       |

Для охорони проммайданчика шахти необхідно залишити охоронний цілик.

Втрати вугілля в цілику під стволи визначимо по формулі:

$$П_1 = \frac{a+b}{2} \cdot h \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.2)$$

де  $a$  і  $b$  – підстава трапеції, м;

$h$  – похила висота, м.

Для визначення  $a$ ,  $b$  і  $h$  необхідно побудувати охоронного цілика під ствол (див. рис. 1.1). Результати розрахунку втрат вугілля в цілику на гор. 1146 м зведемо в таблицю 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок втрат вугілля в цілику під проммайданчик

| Індекс пласта | $a$ , м | $b$ , м | $h$ , м | $m_{ср.н.}$ , м | $\gamma$ , т/м <sup>3</sup> | $\Pi_1$ , т |
|---------------|---------|---------|---------|-----------------|-----------------------------|-------------|
| $m_5$         | 744     | 729     | 26      | 0,78            | 1,35                        | 10541       |
| $m_3$         | 771     | 733     | 71      | 1,21            | 1,42                        | 51359       |
| $l_3$         | 788     | 728     | 95      | 1,22            | 1,36                        | 69591       |
| $k_7$         | 788     | 727     | 91      | 0,67            | 1,38                        | 36979       |
| $k_6$         | 788     | 727     | 82      | 0,62            | 1,41                        | 31183       |
| $k_5^2$       | 788     | 728     | 90      | 0,99            | 1,34                        | 52414       |
| $k_1$         | 788     | 727     | 85      | 0,82            | 1,32                        | 40160       |
| Разом         |         |         |         |                 |                             | 292227      |

Визначимо втрати в бар'єрних ціликах  $\Pi_2$  по формулі:

$$\Pi_2 = l * d * m * \gamma, \text{ т}, \quad (1.3)$$

де  $l$  - довжина цілика в площині пласту, м;

$d$  - ширина цілика, м:

$$d = 5m + 0,05 * H + 0,002 * L, \text{ м}, \quad (1.4)$$

де  $m$  - нормальна потужність пласту, що виймається, м;

$L$  - довжина ходу маркшейдерської зйомки від стовбура до цілика, м;

$H$  - глибина цілика від земної поверхні, м.

Результати розрахунків зведемо в таблицю 1.6.

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат у бар'єрних ціликах

| Індекс пласту | $m_{ср.н.}$ , м | $H$ , м | $L$ , м      | $d$ , м      | $l$ , м | $\gamma$ , т/м <sup>3</sup> | $\Pi_2$ , т |
|---------------|-----------------|---------|--------------|--------------|---------|-----------------------------|-------------|
| $m_5$         | 0,78            | 1146    | 3230<br>3830 | 71,5<br>72,7 | 125     | 1,35                        | 30256       |
| $m_3$         | 1,21            | 1146    | 3060<br>3660 | 69,1<br>70,3 | 125     | 1,42                        | 19405       |
| $l_3$         | 1,22            | 1146    | 2830<br>3430 | 71,8<br>73,0 | 125     | 1,36                        | 36372       |
| $k_7$         | 0,99            | 1146    | 2790<br>3390 | 71,2<br>72,4 | 125     | 1,38                        | 33837       |
| $k_6$         | 0,62            | 1146    | 2760<br>3360 | 71,8<br>73,0 | 125     | 1,41                        | 77144       |
| $k_5^2$       | 0,67            | 1146    | 2615<br>3215 | 67,9<br>69,1 | 125     | 1,34                        | 32912       |
| $k_1$         | 0,82            | 1146    | 2570<br>3170 | 68,0<br>69,2 | 125     | 1,32                        | 34502       |
| Разом         |                 |         |              |              |         |                             | 488420      |

Визначимо проектні втрати за геологічними чи гірничо-геологічними ознаками по формулі, т:

$$\Pi_3 = d_n * l_n * m * \gamma, \text{ т}, \quad (1.5)$$

де  $d_n$  - ширина зони розламу підвищеної тріщинуватості уздовж тектонічного порушення, м;

$l_n$  - довжина тектонічного порушення, м.

Усі розрахунки зводимо в таблицю 1.7.

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат у Головному насуву

| Індекс пласта | $d_n$ , м | $L_n$ , м | $m$ , м | $\gamma$ , т/ м <sup>3</sup> | $P_3$ , т |
|---------------|-----------|-----------|---------|------------------------------|-----------|
| $m_5$         | 25        | 125       | 0,78    | 1,35                         | 3291      |
| $m_3$         | 25        | 125       | 1,21    | 1,42                         | 5369      |
| $l_3$         | 25        | 125       | 1,22    | 1,36                         | 5185      |
| $k_7$         | 25        | 125       | 0,67    | 1,38                         | 2889      |
| $k_6$         | 25        | 125       | 0,62    | 1,41                         | 2732      |
| $k_5^2$       | 25        | 125       | 0,99    | 1,34                         | 4146      |
| $k_1$         | 25        | 125       | 0,82    | 1,32                         | 3383      |
| Разом         |           |           |         |                              | 26995     |

Визначимо проектні експлуатаційні втрати:

$$P_4 = [Q_{\text{бал}} - \Sigma(P_1 + P_2 + P_3)] * c, \text{ т}, \quad (1.6)$$

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

$c$  - коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$P_4 = [7280000 - (292227 + 488420 + 26995)] \cdot 0,03 = 194171 \text{ т.}$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат по формулі:

$$\Sigma P = \frac{P_1 + P_2 + P_3 + P_4}{Q_{\text{бал}}} * 100, \%. \quad (1.7)$$

$$\Sigma P = \frac{292227 + 488420 + 26995 + 194171}{7280000} \cdot 100 = 9,7 \%. \quad (1.7)$$

Визначимо промислові запаси шахти:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma(P_1 + P_2 + P_3 + P_4), \text{ т.} \quad (1.8)$$

$$Q_{\text{пр}} = 7280000 - (292227 + 488420 + 26995 + 194171) = 6570414 \text{ т.}$$

### 1.3 Гірнична характеристика шахти

#### 1.3.1 Розкриття шахтного поля (горизонту)

Дійсним проектом зберігається існуюча схема розкриття шахтного поля: вертикальними стовбурами та поверховими квершлагами.

Розкриття пластів на гор. 1026 м виконується за допомогою головного квершлаго цього ж горизонту. Пласт  $l_3$ , який розробляється в першу чергу, розкрито також квершлагом гор. 1146 м.

Щоб забезпечити безперебійне виконання шахтою встановленого плану видобутку вугілля, необхідно вчасно робити підготовку нових горизонтів. Для цього необхідно знати, у якій послідовності повинна вестися розробка кожного пласту в часі і просторі. Звідси виникає необхідність складання календарних планів відпрацьовування пластів, що представляють собою графічне зображення порядку і послідовності виїмки їх у визначені проміжки часу.

Календарний план складемо по пласту  $l_3$ . У зв'язку з тим, що в перший і другий рік після здачі горизонту в експлуатацію необхідно укомплектувати штат бригади робітниками, придбати навички й освоїти техніку і методи робіт у даних умовах, то посування варто брати відповідно рівним 50 і 75 % від прийнятого, а в наступні роки – 100 %.

Схеми розкриття, підготовки і системи розробки, а також календарний план відпрацювання пластів представлений на листі графічної частини № 2.

### 1.3.2 Капітальні гірничі виробки

#### 1.3.2.1 Стовбури

Стовбур Пугачевській пройдений до відмітки 1263 м. Призначення стовбура - служить для видачі корисних копалин з шахти одночасно для видачі породи. Стовбур є вентиляційним, тобто витікаючий струмінь їх шахти видається вищезгаданим стовбуром. Діаметр стовбура 7,5 м, перетин у світлі  $44,2 \text{ м}^2$ , закріплений бетоном. Обладнаний скіповою піднімальною машиною типу 2Ц-6 $\times$ 2,4 із 4-мя скіпами на 12 т. Має аварійно-ремонтний підйом

Стовбур №4 пройдений до відмітки 1213 м. Стовбур призначений для подачі свіжого повітря в шахту. Одночасно стовбур служить для спуску і видачі людей з діючих горизонтів 916 м і 1026 м, а також з горизонту, що готується, 1146 м. Стовбур пройдений діаметром 8,0 м, обладнаний 2-мя двоповерховими клітями з піднімальною машиною типу ПР-4 $\times$ 1,9. Стовбур закріплений бетоном. Перетин стовбура у світлі –  $50,3 \text{ м}^2$ .

По вищезгаданому стовбуру проводиться опуск і видача длінномеров, а також видача породи з горизонту 916 м. Стовбур Центральний в даний час знаходиться на реконструкції. В майбутньому стовбур служитиме для спуску матеріалів і длінномеров на горизонт 1026 м.

Стовбур Новий пройдений до глибини 843 м і в даний час не діє. Згідно проекту «Дніпрогіпрошахт» стовбур підлягає ліквідації, тобто надшахтні споруди і споруди ліквідовуються, а сам стовбур засипається породою.

#### 1.3.2.2 Приствольний двір та головні виробки, що розкривають

Приймаємо для відпрацювання шахтного поля діючі приствольні двори гор. 1026 м та гор. 1146 м, що знаходяться у вертикальних стовбурів, тому що вони забезпечують безперебійну пропускну здатність матеріалів, устаткування, необхідних для безперебійної роботи шахти.

Приствольний двір гор. 1026 м – петльового типу. Обсяг гірничих виробок приствольного двору у світлі з камерами складає  $12000 \text{ м}^3$ . Приствольний двір призначений для приймання-відправлення матеріалів, устаткування, прийому трудящих, що спускаються в шахту і піднімаються на поверхню. Сполучення і камери закріплені бетонним кріпленням, а протяжні виробки – металевим арковим кріпленням типу КМП-3А з залізобетонним затягуванням.

Приствольний двір гор. 1146 м – петльового типу. Обсяг гірничих виробок приствольного двору у світлі з камерами складає  $18000 \text{ м}^3$ . Приствольний двір призначений для приймання-відправлення матеріалів, устаткування, видачі гірської маси на поверхню, прийому трудящих, що спускаються в шахту і

піднімаються на поверхню. Гірська маса транспортується за допомогою конвеєрного транспорту. Сполучення і камери закріплені бетонним кріпленням, а протяжні виробки – металевим арковим кріпленням типу КМП-3А с залізобетонним затягуванням.

У межах приствольного двору розташовуються камера чекання, насосна з водозбірником і ЦПП.

Для механізації робіт з обміну вагонеток в приствольному дворі прийняте примусове, без витрат ручної праці, переміщення вагонеток, що забезпечує підвищення рівня безпеки за рахунок виключення технічних, технологічних і організаційних факторів, що приводять до травматизму.

Для обміну вагонеток без пускового уклону в приствольному дворі встановлене наступне устаткування: агрегат АПГ – 10 для обміну вагонеток у кліті; штовхальники ТКО – 80; стопор шляховий СП 400 – 6; пристрій для прийому довгомірів.

Квершлаг гор. 1026 м закріплено металевим арковим кріпленням типу КМП-А3 з з/б затягуванням і обладнаний двоколіїним рейковим шляхом із шириною колії 900 мм. Площа перетину у світлі - 14,5 м<sup>2</sup>.

Квершлаг гор. 1146 м закріплено металевим арковим кріпленням типу КМП-А3 з з/б затягуванням і обладнаний одноколіїним рейковим шляхом із шириною колії 900 мм та стрічковим конвеєром. Площа перетину у світлі - 14,5 м<sup>2</sup>.

Перетин головних виробок, що розкривають, представлені на листі графічної частини № 1.

### 1.3.3 Технологічний комплекс поверхні шахти

Дійсним проектом технологічний комплекс поверхні, допоміжні цехи і ремонтно-складський комплекс зберігається існуючий без змін. Він містить у собі наступні об'єкти: надшахтні будинки вертикальних стволів; будинки підйомних машин та ВГП; адміністративно-побутовий комбінат (АПК); турбокомпресорна; електропідстанція; котельні; цеха: господарський, механічний, столярний; гаражі, мийка; склади: гірничошахтного устаткування, ВМ, ГЗМ, інші; насосна, хлораторна, градирні; хімічна лабораторія; відстійники, породні відвали; інші будинки і спорудження.

Основні рішення за генеральним планом, планувальні рішення, заходи щодо благоустрою й обслуговування території, рішення по розташуванню основних інженерних мереж і комунікацій зберігаються по раніше виконаному і затвердженому техніко-економічному розрахунку (ТЕР).

Транспорт вугілля на поверхні здійснюється згідно існуючій на шахті схемі транспорту. Транспорт породи на поверхню здійснюється також за існуючою схемою на діючий породний відвал.

### 1.3.4 Технологічні схеми ведення очисних і прохідницьких робіт, транспорт, режим роботи, основні техніко-економічні показники роботи шахти

В даний час шахта розробляє пласти  $m_3$ ,  $l_5$ ,  $l_3$ ,  $k_7$ . Роботи ведуться на горизонтах 1026м та 1146м. Застосовується наступна технологічна схема ведення робіт.

Система розробки суцільна з відпрацюванням по простяганню. В роботі знаходиться 4 очисних вибою. Довжина лав – 130-140м. Керування покрівлею здійснюється способом утримання на кострах. Охорона підготовчих виробок здійснюється за допомогою технологічних, вугільних ціликів та бутових смуг.

Виймка вугілля в лавах здійснюється відбійними молотками МО-6П. Форма очисного вибою – потолокоуступна. Кріплення привибійного простору здійснюється комплектами дерев'яного кріплення. Вугілля уздовж лави транспортується по риштакам самопливом.

Від очисних вибоїв вугілля транспортується акумуляторними електровозами АМ-8Д в вагонетках ВГ-2,5-900.

Доставка допоміжних матеріалів і устаткування здійснюється за допомогою локомотивного транспорту.

Видобувна дільниця працює в чотирьохзмінному режимі: перша – ремонтно-підготовча, інші – видобувні. Тривалість зміни – 6 годин. Режим роботи дільниці – шестиденний робочий тиждень.

Технологія проведення підготовчих виробок - способом БВР. Перетин виробок у просвіті  $8,5m^2$  та  $10,4m^2$ . Тип кріпи – КМП-3А, крок установки арок 0,7-1,0м; затяжка – дерев'яна. Як прохідницьке устаткування використовуються бурильні молотки ПР-24ЛБ, відбійні молотки МО-6К, породонавантажувальні машини 1ППН-1С.

Транспортування гірської маси з прохідницьких вибоїв здійснюється за допомогою лебідок типу ШМП-14, і далі по вентиляційному горизонту – гірвозами ГР-6, по відкаточному горизонту АМ-8Д та вагонеток ВГ-2,5-900.

Доставка допоміжних матеріалів і устаткування здійснюється також гірвозами, електровозами та канатною відкаткою.

Основні техніко-економічні показники роботи шахти приведені в таблиці 1.8.

Таблиця 1.8- Основні техніко-економічні показники роботи шахти

| №  | Показник                          | Од. вим.   | Значення |         |       |
|----|-----------------------------------|------------|----------|---------|-------|
|    |                                   |            | План     | Факт    | %     |
| 1  | Видобуток вугілля                 | тис. т/рік | 144,0    | 180,0   | 125,0 |
| 2  | Навантаження на очисний вибій     | т/добу.    | 77       | 121     | 156,3 |
| 3  | Швидкість проведення виробок      | м/міс.     | 13,1     | 18,9    | 144,3 |
| 4  | Чисельність трудящих              | люд.       | 1309     | 1193    | 91,1  |
| 5  | Продуктивність праці працюючих    | т/мес.     | 9,2      | 12,6    | 137,2 |
| 6  | Зольність вугілля, що добувається | %          | 42,2     | 43,0    | 101,9 |
| 7  | Собівартість 1 т вугілля          | грн./т     | 2533,49  | 2666,87 | 125,0 |
| 8  | Ціна за 1 т вугілля               | грн./т     | 2419,25  | 2411,45 | 98,1  |
| 9  | Балансовий прибуток               | тис. грн.  | -        | -75 599 | -     |
| 10 | Рентабельність виробництва        | %          | -        | -63,0   | -     |

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

#### **1.4 Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт**

З табл.1.1 видно, що план видобутку вугілля виконано, але підприємство має збиток та негативну рентабельність. Тому необхідно відзначити недоліки існуючих технологічних схем та “вузькі” місця:

- не використовується сучасна виймальна техніка, яка дозволяє значно підвищити обсяги видобутку вугілля, знизити небезпеку робіт у лаві;
- очисні вибої розташовані відносно далеко один від одного, що не сприяє концентрації гірничих робіт;
- не використовується високопродуктивна прохідницька техніка;
- висока трудомісткість ручних робіт на основних виробничих процесах;
- підвищена витрата допоміжних матеріалів та відносно великі втрати часу по організаційних причинах.

Усі перераховані недоліки в технології ведення гірничих робіт істотно підвищують собівартість добутого вугілля, а отже, впливають на кінцевий фінансовий результат шахти.

#### **1.5 Висновки**

На основі проведеного аналізу можна визначити наступні задачі проекту:

- збільшення річної виробничої потужності;
- підготовка фронту очисних робіт достатнього для забезпечення виробничої потужності;
- інтенсифікація очисних та підготовчих робіт;
- заміна виймального та прохідницького устаткування на більш прогресивне і продуктивне;
- заміна елементів застосовуваної системи розробки на більш прогресивні й економічні та обґрунтування їх раціональних параметрів;
- скорочення діючої мережі гірничих виробок з метою зменшення витрат на їхнє проведення і підтримку.

Також доцільно усунути існуючі (вищенаведені) недоліки в технології й організації очисних робіт, що дозволить збільшити обсяг видобутку, підвищити продуктивність праці і безпеку робіт і знизити собівартість видобутку 1 т вугілля.

## 2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

### 2.1 Розробка основних напрямків відробки гор. 1146 м

2.1.1 Вибір і обґрунтування технологічних схем ведення очисних робіт і очисного устаткування

Згідно з розрахунками, що наведені у розділі 3, приймаємо технологічну схему з щитовим агрегатом 2АНЩМК як найбільш ефективну в прийнятих умовах відпрацювання пласту. Добове навантаження на лаву - 768 т, кількість циклів на добу – 10,0.

### 2.1.2 Встановлення оптимальної виробничої потужності шахти

Визначимо виробничу потужність шахти за умови одночасної розробки всіх пластів при поверховій підготовці шахтного поля і двокрилій розробці:

$$A_{ш.р(max)} = 2 \cdot (H_n - \Sigma h_y) \cdot v_d \cdot \Sigma p \cdot c, \text{ т/рік}$$

де  $\Sigma h_y$  – середня по шахті висота ціликів в поверсі, що залишаються над транспортним і під вентиляційним штреками, м ( $\Sigma h_y = 0$  м).

$v_d$  – середньорічне посування діючої лінії очисних заборів, м/рік ( $v_d = 1323$  м/рік);

$$\Sigma p = \Sigma m \cdot \gamma, \text{ т/м}^2,$$

де  $\Sigma m$  – сумарна потужність всіх пластів, м;

$\gamma$  – густина вугілля, т/м<sup>3</sup>;

$c$  – коефіцієнт витягання вугілля в очисних забоях (0,95-0,97).

$$\Sigma p = 0,78 \cdot 1,35 + 1,21 \cdot 1,42 + 1,22 \cdot 1,36 + 0,67 \cdot 1,38 + 0,62 \cdot 1,41 + 0,99 \cdot 1,34 + 0,82 \cdot 1,32 = 8,64 \text{ т/м}^2;$$

$$A_{ш.р(max)} = 2 \cdot (125 - 0) \cdot 1323 \cdot 8,64 \cdot 0,95 = 2714796 \text{ т/рік.}$$

Визначимо можливу річну виробничу потужність шахти з умови нормативного терміну служби горизонту:

$$A'_{ш.р} \leq \frac{Z_{гор}}{t_{гор.н} + (t_{роз} + t_{зг})}, \text{ т/рік}$$



де  $Z_{гор}$  – промислові запаси горизонту, т;  
 $t_{гор.н}$  – нормативний мінімальний термін служби шахти, років ( $t_{гор.н} = 10$  років);  
 $t_{роз}$  і  $t_{зг}$  – відповідно час на розвиток і згасання видобутку на горизонті, років (приймається:  $t_{роз} + t_{зг} = 2-3$  роки).

$$A'_{у.р} \leq \frac{4140300}{10+2} = 345025 \text{ т/рік.}$$

Визначимо можливу річну виробничу потужність шахти з умови обмеженого числа пластів, що одночасно розробляються:

$$A''_{у.р} \leq 2 \cdot (H_n - \Sigma h_y) \cdot v_d \cdot \Sigma p \cdot k'_{од} \cdot c, \text{ т/рік}$$

$k'_{од}$  – коефіцієнт одночасності розробки пластів, який регламентується (приймаємо  $k'_{од} = 0,6$ ).

$$A''_{у.р} \leq 2 \cdot (125 - 0) \cdot 1323 \cdot 8,64 \cdot 0,6 \cdot 0,95 = 1628878 \text{ т/рік.}$$

Визначивши можливу виробничу потужність шахти  $A'_{у.р}$  і  $A''_{у.р}$  вибираємо менше з них по значенню значення  $A_{у.р}$ . Приймаємо  $A_{у.р} = 350000$  т/рік.

Визначимо розрахунковий термін служби шахти:

$$T_{розр} = \frac{Z_{пром}}{A_{у.р}}, \text{ років.}$$

$$T_{розр} = \frac{4140,3}{350} \approx 12 \text{ років.}$$

Для визначення повного терміну служби шахти необхідно враховувати час на освоєння проектної потужності ( $t_{роз}$ ) і час на загасання гірничих робіт ( $t_{зг}$ ):

$$T = T_{розр} + t_{роз} + t_{зг}, \text{ років.}$$

$$T = 12 + 2 + 2 = 16 \text{ років.}$$

Термін служби приймається рівним 16 років.

Режим роботи шахти по видобутку:

- число робочих днів у році – 300;
- число робочих змін по видобутку вугілля в добу – 3;
- тривалість робочої зміни: на підземних роботах – 6 годин;

на поверхні – 8 годин.

## **2.2 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів**

### **2.2.1 Підготовка шахтного поля й обґрунтування прийнятої системи розробки**

2.2.1.1 Згідно § 22 [2], у даних гірничо-геологічних умовах приймаємо поверховий спосіб підготовки шахтного поля.

Підготовка пласту в межах горизонту здійснюється пластово-польовими виробками (тому що пласти небезпечні по раптових викидах вугілля та газу).

2.2.1.2 Вибір системи розробки здійснюємо з урахуванням забезпечення безпеки ведення робіт, її економічності, мінімальних втрат корисних копалин і найбільшого її видобутку.

В умовах поверхового способу підготовки принципово можливе застосування суцільної, стовпової і комбінованої систем розробки з відпрацюванням по простяганню пласта.

Виходячи з областей застосування, а також достоїнств і недоліків даних систем розробки [3], з урахуванням рекомендацій [2, 4], та прийнятою технологічною схемою ведення очисних робіт приймаємо стовпову систему розробки з вийманням вугілля смугами по падінню.

Порядок відпрацювання виймальних стовпів – на гор. 1146м прямий.

2.2.1.3 Вибір раціонального способу охорони виробок, приймаємо згідно рекомендацій [8]

Вентиляційна піч підтримується за допомогою литої смуги. Вуглеспускна - погашається слідом за очисним вибоєм, а для її тимчасової підтримки приймаємо пробивання 2 рядів органки.

## **2.3 Паспорт виймальної ділянки, проведення і кріплення підземних виробок**

2.3.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої

Прогнозні данні щодо гірничо-геологічних умов відпрацювання наступні: потужність пласту 1,50 м, кут падіння 53 град., середня об'ємна вага гірничої маси, 1,36 т/м<sup>3</sup>. Основна покрівля – неважкозрушувана, безпосередня покрівля – середньостійка, підошва пласту стійка, до сповзання не схильна. Обводненість очисного вибою незначна – до 1 м<sup>3</sup>/год.

Згідно п. 2.1 для механізації очисних робіт приймаємо щитовий агрегат типу 2АНЩМК, до складу якого входять:

- конвеєроструг;
- гідрофіковане щитове кріплення;
- апаратура сигналізації та зв'язку;
- апаратура дистанційного та автоматизованого управління;

- гідро- і електроустаткування;
- комплект допоміжного обладнання для монтажних-демонтажних робіт.

Крок виймання – 0,63м. Схема пересувки секцій кріплення – шахматна, крок пересувки кріплення – 0,63м.

Перевірочний розрахунок реакції щитового кріплення (див.розд.3) дозволяє зробити висновок, що для ефективного використання агрегату немає необхідності застосовувати заходи щодо знеміцнення покрівлі.

Кріплення вентиляційної та вуглеслускної печей буде здійснюватися комплектами інвентарного кріплення. Охорона виробок – літа смуга (1,50 м) та органне кріплення.

Згідно ПТЕ, монтаж або демонтаж і введення в роботу щитового агрегату повинно здійснювати за спеціальним проектом.

Монтаж і демонтаж щитового агрегату виконується відповідно до типових паспортів. Роботи з монтажу-демонтажу ведуться ланками гірничомонтажників чисельністю 5 чоловік. Засоби механізації прийняті згідно відповідної типової технологічної схеми монтажних-демонтажних робіт.

Розвантаження, розміщення і монтаж устаткування ведеться в наступному порядку:

1. електро- і гідроустаткування;
2. конвеєроструг;
3. секції механізованого кріплення з гідроустаткуванням;
4. приводні станції конвеєроструга;

Послідовність дій при монтажі секцій кріплення наступна. Доставлені під розріз секції на сполученні розвертають консолями по напрямку руху. Потім, до секції прикріплюється вантажний і холостий канати лебідок, подається сигнал машиністу на включення лебідок і здійснюється транспортування секцій по розрізу.

Після доставки секції до місця установки, роблять її розворот (за допомогою лебідки й обвідного блоку), приєднують гідроустаткування і роблять розпір.

У такій послідовності монтується й інші секції кріплення. Демонтаж агрегату здійснюється в зворотній послідовності.

Назначимо заходи щодо управління станом масиву гірничих порід.

Для запобігання вивалів породи в привибійний простір у місцях геологічного порушення відповідно до рекомендацій табл. 9 [9] приймаємо спосіб зміцнення хибних порід у залежності від потужності порід, що зрушуються, і їхньої тріщинуватості – анкерування з хімічним закріпленням анкерів.

Параметри технології анкерування:

- |                                   |     |
|-----------------------------------|-----|
| - довжина анкера, м               | 2,0 |
| - відстань між анкерами в ряді, м | 0,5 |
| - кут нахилу анкеру, град:        |     |
| верхнього                         | 45  |
| нижнього                          | 5   |

- кількість рядів анкерів 2
- кількість ампул, шт/м 2-3

Між собою анкери з'єднуються спеціальними дерев'яними планками. Після посування очисного вибою на 1,6...2,0 м здійснюється повторне зміцнення.

Для забезпечення безпеки робіт, запобігання завалів лави, повітряних ударів при першому осіданні завислої на великій площі покрівлі після відходу лави від монтажного хідника приймаємо попереднє ослаблення основної покрівлі шляхом вибуху шпурових зарядів [9].

Параметри технології:

- довжина шпуру, м 2,0
- кут нахилу шпуру, град 65
- відстань між шпурами, м:  
уздовж лави 1,5  
по посуванню лави 10,0

Оберемо оптимальну форму організації очисних робіт і розрахуємо основні техніко-економічні показники технологічної схеми.

З метою ефективної експлуатації очисного устаткування, а також раціональної організації робіт у лаві приймаємо чотирьохзмінний добовий режим роботи очисного вибою: перша зміна – ремонтно-підготовча і три – по видобутку.

Тривалість робочої зміни – 6 годин. Тижневий режим роботи дільниці – шестиденний робочий тиждень. Форма організації праці робітників – добова комплексна бригада (МГВМ, ГРОВ, електрослюсарі), розбита на ланки.

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

Основні техніко-економічні показники, розраховані в розділі 3, наведено в табл.2.1.

Таблиця 2. 1. - Основні техніко-економічні показники технологічної схеми в порівнянні з базовим (шахтним) варіантом

| Показники                                     | Базовий | Проект |
|-----------------------------------------------|---------|--------|
| 1. Місячний видобуток вугілля, т              | 1 935   | 19 197 |
| 2. Середньодобовий видобуток вугілля, т/доб.  | 77      | 768    |
| 3. Місячне посування очисного вибою, м/міс.   | 16,6    | 157,5  |
| 4. Кількість циклів                           | -       | 10,0   |
| 5. Чисельність робочих, люд.                  |         |        |
| явочна                                        | 28      | 36     |
| облікова                                      | 56      | 70     |
| 6. Продуктивність робочого                    |         |        |
| на вихід, т/вих.                              | 2,76    | 21,33  |
| на місяць, т/міс.                             | 34,80   | 274,24 |
| 7. Комплексна розцінка, грн./т                | 70,52   | 7,90   |
| 8. Дільнична собівартість 1 т вугілля, грн./т | 231,67  | 142,35 |

Як можна бачити з наведеної таблиці, основні показники в проектному варіанті виглядають більш приємно, ніж в базовому.

### 2.3.2 Паспорт проведення і кріплення підготовчих виробок

#### 2.3.2.1 Обґрунтування можливих варіантів технології проведення польового транспортного штреку

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності бічних порід не перевищує 7 (по шкалі професора М.М. Протод'яконова), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб.

Для механізації прохідницьких робіт приймаємо комбайн 4ПП-5. Відбита гірська маса буде перевантажуватися на скребковий перевантажувач типу ПТК-3У та далі транспортуватися стрічковим конвеєром.

Доставляння допоміжних матеріалів та обладнання буде здійснюватися у вагонетках типу ВГ-2,5. Виробка обладнується одноколіїним рейковим шляхом. Ширина колії 900 мм, рейки типу Р-33 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно [15]).

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, нормативів проведення підготовчих виробок приймаємо місячне посування підготовчого вибою  $V_{міс.} = 112,5$  м/міс. Тоді добове посування складає:

$$V_{д.} = \frac{V_{міс.}}{n} = \frac{112,5}{25} = 4,5 \text{ м/доб.}$$

де  $n$  – кількість робочих днів у місяць.

#### 2.3.2.2 Розробка паспорту проведення і кріплення виробки

Проведемо вибір форми та поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

У вугільній галузі аркову форму поперечного перерізу з металічним рамним кріпленням приймають в породах з  $f=3-9$ , які знаходяться в зоні встановившогося гірничого тиску, а також в зоні впливу очисних робіт [17].

Оскільки в даних гірничо-геологічних умовах міцність по шкалі професора М.М. Протод'яконова складає 5,5-5,7, то приймаємо аркову форму поперечного перерізу з металічним рамним кріпленням.

Щоб визначити площу поперечного перерізу виробки у світлі визначимо мінімальну ширину виробки на висоті рухомого составу:

$$B = m + a + p + b + n,$$

де  $m$  – зазор між кріпленням і конвеєром,  $m$ , він складе:

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

де  $0,4 \text{ м}$  – зазор між кріпленням і конвеєром на висоті 1,8 м від підосви виробки;

$h^k$  – висота конвеєра, м;

$\alpha$  – кут переходу прямої частини стояка в криву, град;

$a$  – ширина конвеєра, м;

$p$  – зазор між конвеєром і рухомих составом, м;

$b$  – ширина рухомого составу, м;

$n$  – зазор для проходу людей, м, він складає:

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \operatorname{tg} \alpha = 0,7 + (1,8 - 1,2 - 0,35) \cdot \operatorname{tg} 10^\circ = 0,74 \text{ м,}$$

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

$h$  – висота рухомого составу, м;

$h_p$  – відстань від підшви виробки до рівня головки рейок, м.

$$B = 0,5 + 1,40 + 0,4 + 1,36 + 0,74 = 4,40 \text{ м.}$$

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

$$h_a = h_o + h_p, \text{ м,}$$

де  $h_o$  – товщина баластового шару (відстань від ґрунту виробітку до верхнього рівня баласту), мм;

$h_p$  – відстань від баластового шару до рівня головки рейок, мм.

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

Визначаємо радіус дуги стійки  $R$  по формулі:

$$R = \sqrt{(h_l + h_o + \Delta h_l - h_o)^2 + (e_l + c_1)^2}, \text{ м,}$$

де  $h_l$  – висота проходу для людей від урівня баласту, м;

$\Delta h_l$  – величина вертикального зсуву кріплення до рівня проходу людей, м;

$h_o$  – довжина прямої частини стійки, м;

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

$e_l$  – ширина від осі виробки до габариту зведеного проходу для людей, м;

$$e_l = \frac{(B + \Delta e_c + c_1) \cdot (h + h_o - h_o)^2 - (h_l + h_o + \Delta h_l - h_o)^2 - c_1^2}{2(B + \Delta e_c + 2c_1)}, \text{ м,}$$

де  $\Delta e_c$  – величина горизонтального зсуву кріплення на рівні рухливого составу, прийнята для попереднього визначення типорозміру кріплення в зоні сталого гірського тиску  $\Delta h_l = 75$  мм;

$$e_l = \frac{(4,40 + 0,075 + 0,246)^2 + (1,45 + 0,35 - 1,0)^2 - (1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 - 0,246^2}{2(4,40 + 0,075 + 2 \cdot 0,246)} = 2,13$$

м.

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 + (2,13 + 0,246)^2} = 2,6 \text{ м.}$$

Радіус дуги верхняка визначаємо по формулі:

$$r = R - \frac{C_1}{\cos \beta_o} + h_{\phi_l}, \text{ м,}$$

де  $\beta_o$  – центральний кут дуги стійки, град;

$h_{\phi_l}$  – висота фланця профілю СВІ (СВІ-27:  $h_{\phi_l} = 29$  мм).

$$r = 2,6 - \frac{0,246}{\cos 41^{\circ} 41'} + 0,029 = 2,3 \text{ м.}$$

Висота від ґрунту виробки до центра радіуса дуги верхняка й центральний кут дуги верхняка визначаємо по формулах:

$$h_y = h_0 + C_1 \cdot \operatorname{tg} \beta_0 = 1 + 0,018 \cdot \operatorname{tg} 49^{\circ} = 1,02 \text{ м;}$$

$$\alpha_0 = 180^{\circ} - 2\beta_0 = 180^{\circ} - 2 \cdot 41^{\circ} 41' = 97^{\circ} 19'.$$

Ширина виробки у світлі на рівні ґрунту складе:

$$B_1 = 2 \cdot (R - C_1) = 2 \cdot (2,6 - 0,246) = 4,71 \text{ м.}$$

Висота виробки у світлі від рівня ґрунту дорівнює:

$$H = h_y + r + h_n = 1,02 + 2,3 + 0 = 3,32 \text{ м.}$$

де  $h_n$  – вертикальна піддатливість у нижніх замках п'ятиланкового кріплення, м.

Площа поперечного перерізу виробки у світлі до й після осідання визначимо по формулах:

$$S_{ce}^1 = 0,785(R^2 + r^2) + B_1(h_0 - h_6) - c_1^2, \text{ м}^2;$$

$$S_{ce}^1 = 0,785 \cdot (2,6^2 + 2,3^2) + 3,82 \cdot (1,0 - 0,19) - 0,246^2 = 12,1 \text{ м}^2;$$

$$S_{ce} = (0,94 \div 0,96) \cdot S_{ce}^1, \text{ м}^2.$$

$$S_{ce} = 0,95 \cdot 12,1 = 11,5 \text{ м}^2.$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно визначається за формулою:

$$S_n = S_{ce}^1 + (P - B_1) \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}),$$

де  $P$  – периметр виробки в світлі, м<sup>2</sup>, він складає:

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

де  $R$  – радіус дуги стояка, м;

$r$  – радіус дуги верхняка, м;

$h_c$  – довжина прямої частини стояка, м;

$h_6$  – товщина баласту, м;

$h_{cn}$  – висота профілю, м;

$h_{zm}$  – товщина затяжки, м ( $h_{zm} = 0,05$  м);

$\Delta b$  – горизонтальне зміщення порід боків виробки на рівні шару баласту, м;

$\Delta h$  – вертикальне зміщення порід покрівлі, м.

$$P = 1,57 \cdot (2,6 + 2,3) + 2,3 \cdot (1,0 - 0,19) + 4,71 = 13,9 \text{ м.}$$

$$S_n = 12,1 + (13,9 - 4,71) \cdot (0,11 + 0,05 + \frac{0,043 + 0,44}{2}) = 15,8 \text{ м}^2.$$

По типовим перерізам виробок [17] приймаємо площу поперечного перерізу виробки у світлі до осадки 12,2 м<sup>2</sup>, що відповідає металічному арковому податливому кріпленню КМП – А3 з спецпрофілю СВП – 27.

Перевіримо переріз виробки в світлі по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{св}} = \frac{25}{12 \cdot 2} = 2,05 \text{ м/с,}$$

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

Згідно ПБ [7] швидкість руху повітря в головних виробках не повинна перевищувати 8 м/с. Тому що  $V = 2,05$  м/с, швидкість руху повітря задовольняє ПБ.

### 2.3.2.3 Розрахунок прояву гірничого тиску, вибір типу та параметрів кріплення

Зробимо вибір типу кріплення, згідно [20, 21].

Розрахункова глибина місцезнаходження виробки складе:

$$H_p = H \cdot k = 1146 \cdot 1 = 1146 \text{ м}$$

де  $H$  – проектна глибина місцезнаходження виробки, м;

$k$  – коефіцієнт напруженого стану масиву гірничих порід.

Розрахунковий опір шарів порід у масиві визначається за формулою:

$$R = R_c \cdot K_c, \text{ МПа,}$$

де  $R_c$  – середнє значення опору шарів порід у зразку одноосному стисненню, встановлене у результаті випробувань; МПа;

$K_c$  – коефіцієнт, який враховує додаткову порушеність масиву порід.

Розрахунковий опір шарів порід у масиві складе:

$$R = 56 \cdot 0,9 = 50 \text{ МПа}$$

Зміщення порід покрівлі за період її служби без впливу очисних робіт визначається за формулою:

$$U = k_a \cdot k_\theta \cdot k_s^I \cdot k_e \cdot k_t \cdot U_T,$$

де  $k_a$  – коефіцієнт кута залягання порід і напрямку прохідки виробки відносно простягання порід;

$k_\theta$  – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

$k_s^I$  – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

$k_e$  – коефіцієнт впливу інших виробок;

$k_t$  – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

$U_m$  – зміщення порід прийняте за типовє, мм.

Коефіцієнт впливу розмірів виробки для покрівлі визначається за формулою:

$$k_s^{I \text{ покрівля}} = 0,2 \cdot (b - 1),$$

де  $b$  – ширина виробки в прохідці, м.

Коефіцієнт впливу розмірів виробки для боків визначається за формулою:

$$k_s^{I \text{ бока}} = 0,2 \cdot (h - 1),$$

де  $h$  – висота виробки в прохідці, м;

$$k_s^{I \text{ покрівля}} = 0,2 \cdot (4,7 - 1) = 0,74;$$

$$k_s^{I \text{ бока}} = 0,2 \cdot (3,8 - 1) = 0,56.$$

Зміщення порід покрівлі в виробці без впливу очисних робіт складуть:

$$U = 1 \cdot 1 \cdot 0,74 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 250 = 185 \text{ мм.}$$

Зміщення порід в боках виробки без впливу очисних робіт складуть:



$$U = 1 \cdot 0,35 \cdot 0,56 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 250 = 49 \text{ мм.}$$

Розрахункове навантаження на кріплення визначається за формулою:

$$P = k_n \cdot k_n \cdot k_{np} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м,}$$

де  $k_n$  – коефіцієнт перевантаження;

$k_n$  – коефіцієнт надійності;

$k_{np}$  – коефіцієнт умов проведення виробки;

$b$  – ширина виробки в прохідці, м;

$P^H$  – нормативне навантаження.

$$P = 1 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 5,19 \cdot 100 = 415 \text{ кН/м.}$$

Щільність основного кріплення складе:

$$N = P/N_s = 415/215 = 1,9 \text{ рам/м.}$$

$N_s$  – несуча спроможність кріплення, кН.

Приймаймо щільність кріплення  $N=2,0$  рам/м.

По типовим перерізам виробок приймаємо площу поперечного перерізу виробки у світлі до осадки  $12,2 \text{ м}^2$ , що відповідає металічному арковому податливому кріпленню КМП – А3 з спецпрофілю СВІ – 27.

Скорегована площа поперечного перерізу виробки начорно та периметр виробки в світлі складають.

$$P = 1,57 \cdot (2,62 + 2,32) + 2,32 \cdot (0,9 - 0,2) + 4,75 = 14,1 \text{ м;}$$

$$S_n = 12,2 + (14,1 - 4,75) \cdot (0,11 + 0,05 + \frac{0,043 + 0,44}{2}) = 15,9 \text{ м}^2.$$

## 2.4. Шахтний транспорт

Для транспортування допоміжних матеріалів від руд. двору до приймально-відправної площадки панельного відкотного штреку на шахті використовується локомотивна відкатка електровозами АМ8Д потягів, що складаються з вагонеток ВГ-3,3.

У даній роботі здійснюється аналіз технічних та економічних показників роботи двох різних типів локомотивної відкатки – електровізної, з використанням електровозів ЕРА-10П, та дизелевізної - на базі дизелевозу ДГ-35Д.0, стосовно до шахти «Центральна».

### Аналіз маршруту руху локомотивної відкатки



Рис. 2.1. – Принципіальна схема маршруту руху локомотива

Таблиця 2.1 – Характеристика елементів траси

| № маршруту | Довжина, км. | Зміний грузопотік, т. | Уклон, ‰ |
|------------|--------------|-----------------------|----------|
| 1          | 2,6          | 16,3                  | 14       |
| 2          | 2,8          | 15,8                  | 17       |
| 3          | 3,9          | 16,5                  | 16       |
| 4          | 4,1          | 16,2                  | 25       |
| 5          | 4,6          | 15,7                  | 28       |
| 6          | 4,8          | 17,2                  | 28       |
| Всього     |              | 97,7                  |          |

Середньозважена довжина відкатки, км

$$L_c = \frac{L_1 Q_1 + L_2 Q_2 + L_3 Q_3 + L_4 Q_4}{Q_{\text{общ}}} = \frac{2,6 \times 16,3 + 2,8 \times 15,8 + 3,9 \times 16,5 + 4,1 \times 16,2 + 4,6 \times 15,7 + 4,8 \times 17,2}{97,7} = 3,8 \text{ км} \quad (2.1)$$

де  $Q_{\text{заг}}$  – загальний грузопотік, м<sup>3</sup>/см

$$Q_{\text{заг}} = 16,3 + 15,8 + 16,5 + 16,2 + 15,7 + 17,2 = 97,7 \text{ т/см} \quad (2.2)$$

Середньозважений ухил:

$$L_c = \frac{i_{cp1}Q_1 + i_{cp2}Q_2 + i_{cp3}Q_3 + i_{cp4}Q_4}{Q_{обц}} = \frac{14 \times 16,3 + 17 \times 15,8 + 16 \times 16,5 + 25 \times 16,2 + 28 \times 15,7 + 28 \times 17,2}{97,7} = 21,4 \approx 21\% \quad (2.3)$$

Приймаємо середньозважений ухил дорівнює 21 ‰, а головний ухил, за інформацією з шахти приймаємо рівним 35 ‰.

### Аналіз профілей трас

У зв'язку з важкими горно-геологічними умовами відробки корисних копалин в умовах шахти проявляється ряд негативних факторів, погіршення стану рельсової колії та затрудняючих використання локомотивного транспорту.

Особливо небезпечні уширення колії, котрі визивають часті сходи локомотивів. Шахта має значний водопритік, тому часто колії покриті жидкою вугільною та породною грязью або повністю скриті під водою. Поряд з навантажуючими пунктами рельсова колія забруднена вугільними дрібницями, які роздавлені у результаті попередньої поїздки.

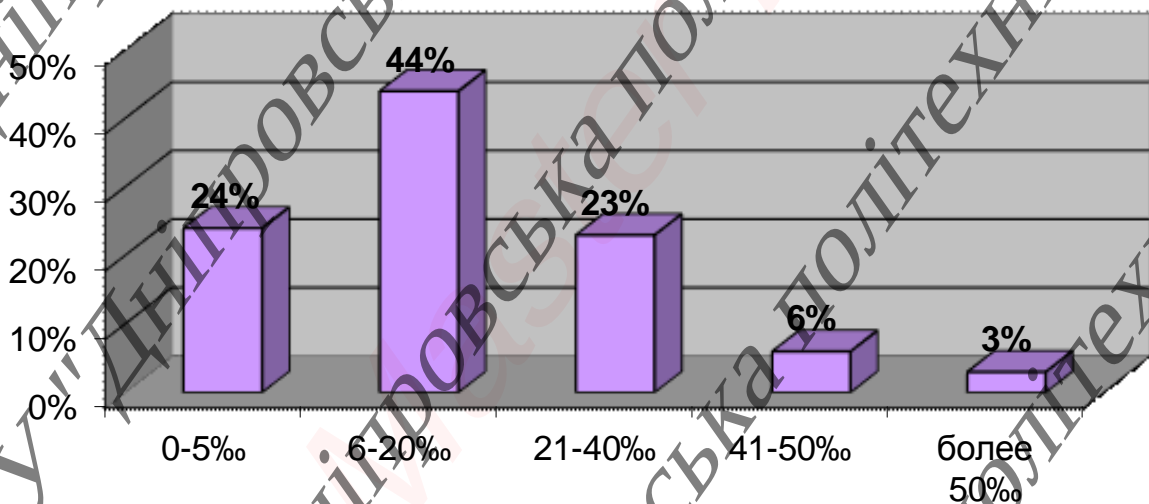


Рис. 2.2. - Аналіз профілів відкотних колій по шахті «Центральна»

### Розрахунок електровозної відкати

Відкатка здійснюється електровозом АМ-8Д з вагонетками ВГ-3,3 здійснює відкату горничої маси від проведення виробок по магістральним відкотним виробкам від сполучень з проведеними виробками до стволу. Середня відстань транспортування 3,8 км, ухил шляху змінюється у межах вуд 0‰ до 35‰ (середньозважений -21‰), головний ухил- 35‰, спуск вантажу за напрямом до околоствольного двору, колія мокра, чисті (коефіцієнт сцеплення 0,13). Тривалість зміни 6 год. Допустима за сцепленням маса порожнього потягу:

$$M_{пн} = \frac{1000 \times P_n \times \psi}{\omega_n + i_c + 108 \times a_0} = \frac{1000 \times 8 \times 0,13}{9 + 21 + 108 \times 0,04} = 30,30t \quad (2.4)$$

де:  $P_n=8t$ . – маса локомотиву;

$\psi=0,13$  – розрахунковий коефіцієнт сцеплення електровозу;

$\omega_{\text{п}}=9 \text{ Н/кН}$  – удельное основное сопротивление движению порожнего поезда;

$i_{\text{с}}=21^{\circ}/_{00}$  – средний уклон выработки;

$a_0=0,04 \text{ м/с}^2$  – расчетное ускорение при трогании.

Масса порожнего поезда при установившемся движении ( $a=0$ )

$$M_{\text{п.п}} = \frac{1000 \times P \times \psi}{\omega_{\text{п}} + i_{\text{р}}} = \frac{1000 \times 8 \times 0,13}{9 + 35} = 23,64 \text{ т} \quad (2.5)$$

где:  $i_{\text{р}}=35^{\circ}/_{00}$  – руководящий (расчетный) уклон выработки.

В качестве расчетного принимается наименьшее значение.

Число порожних вагонеток:

$$Z_{\text{п}} = \frac{M_{\text{п.п}} - P_{\text{п}}}{M_0 + C_{\text{м}} \times M} = \frac{23,64 - 8}{1,2 + 0,15 \times 4,4} = 8,41 \quad (2.6)$$

где  $M_0=1,2 \text{ т}$  – вес тары вагонетки ВГ3,3;

$M=4,4 \text{ т}$  – приведенная грузоподъемность вагонетки с учетом совместной перевозки угля и породы.

Которое округляем до 7 шт.

Действительная масса порожнего состава:

$$M_{\text{п.п}} = P_{\text{п}} + Z \times (M_0 + C_{\text{м}} \times M) = 8 + 7 \times (1,2 + 0,15 \times 4,4) = 21,02 \text{ т} \quad (2.7)$$

Действительная масса груженого состава:

$$M_{\text{п.г}} = P_{\text{п}} + Z \times (M_0 + M) = 8 + 7 \times (1,2 + 4,4) = 47,2 \text{ т} \quad (2.8)$$

Принятую массу поезда проверяем по условию торможения. Обязательное условие  $M_{\text{п.г}} \leq M_{\text{п.г.т}}$

Допустимая по торможению масса груженого поезда:

$$M_{\text{п.г.т}} = \frac{B}{9 \times \left( \frac{54 \times V_{\text{н}}^2}{L_{\text{т}} - V_{\text{н}} \times t_{\text{п}}} + i_{\text{р}} - \omega_{\text{т}} \right)} = \frac{14500}{9 \times \left( \frac{54 \times 3^2}{40 - 3 \times 3} + 35 - 7 \right)} = 36,9 \text{ т} \quad (2.9)$$

где  $t_{\text{п}}=3 \text{ с}$  – время подготовки тормозов к действию;

$B=14500 \text{ Н}$  – тормозная сила поезда АМ-8Д (суммарная сила от колодочного тормоза и динамического торможения).

Так как  $47,2 > 36,9$ , то следует произвести корректировку значений количества вагонеток и действительной массы груженого поезда с учетом нового значения.

Допустимое количество груженых вагонеток:

$$Z_{\text{п}} = \frac{M_{\text{п.г.т}} - P_{\text{п}}}{M_0 + M_{\text{в}}} = \frac{36,9 - 8}{1,2 + 4,4} = 5,16 \quad (2.10)$$

Принимаем 5 вагонеток.

Тогда скорректированная действительная масса порожнего и груженого состава, определяемая согласно формулам (2.7) и (2.8) соответственно, составит:

$$M_{\text{п.п}} = P_{\text{п}} + Z \times (M_0 + C_{\text{м}} \times M) = 8 + 5 \times (1,2 + 0,15 \times 4,4) = 17,3 \text{ т}$$

$$M_{\text{п.г}} = P_{\text{п}} + Z \times (M_0 + M) = 8 + 5 \times (1,2 + 4,4) = 36 \text{ т}$$

в дальнейших расчетах принимаем массу порожнего состава  $M_{п.п}=17,3т$ , а грузеного состава  $M_{п.г}=36т$ .

Удельная тормозная сила грузеного поезда:

$$b = \frac{B}{g \times M_{п.г}} = \frac{14500}{9,81 \times 36} = 41,06 \text{ Н/кН} \quad (2.11)$$

Расчетное замедление поезда:

$$a_T = \frac{\omega_r + b - i_p}{108} = \frac{7 + 41,06 - 35}{108} = 0,12 \text{ м/с}^2 \quad (2.12)$$

Допустимая по торможению скорость движения грузеного поезда по спуску:

$$V_{\text{доп}} = \sqrt{(a \times t_n)^2 + 2a \times l_T - a \times t_n} = \sqrt{(0,12 \times 3)^2 + 2 \times 0,12 \times 40 - 0,12 \times 3} = 2,76 \text{ м/с} \quad (2.13)$$

или 9,9 км/ч.

Сила тяги при установившемся движении по средневзвешенному уклону с порожняком навверх (холостом ходе):

$$F_x = g \times M_{п.п} \times (\omega_n + i_c) = 9,81 \times 17,3 \times (9 + 21) = 5091,39 \text{ Н} \quad (2.14)$$

с грузом вниз (рабочем ход)

$$F_p = g \times M_{п.г} \times (\omega_r - i_c) = 9,81 \times 36 \times (7 - 21) = -4944,24 \text{ Н} \quad (2.15)$$

Знак минус говорит о том, что в данном случае электровоз движется не за счет тяги двигателя, а за счет тангенциальной составляющей собственной силы тяжести, поэтому принимаем только значение  $F_x$ .

Поскольку на электровозе АМ-8Д установлены два двигателя, то на один двигатель соответственно приходится  $F_x=2545,70 \text{ Н}$  (259,66 даН).

По электромеханической характеристике двигателя ДПТР-12 находим что при холостом ходе сила тока составляет  $I_x=70 \text{ А}$ , скорость движения  $v_x=2,44 \text{ м/с}$  или 8,8 км/ч. Холостой ход осуществляется на тормозах, поэтому по электромеханической характеристике двигателя находим, что значения силы тока начинаются с 55А, которое принимаем для дальнейших расчетов. При этом скорость состава оставим максимально возможную по условию торможения – 2,76 м/с (9,9 км/ч).

Продолжительность рейса

$$T = t_p + t_x + \Theta = 29 + 32 + 30 = 91 \text{ мин} \quad (2.16)$$

где  $\Theta = 30 \text{ мин}$ . – средняя продолжительность маневровых операций на конечных пунктах.

$t_p$  – время рабочего хода:

$$t_p = \frac{60 \times L_T}{k_c \times v_p} = \frac{60 \times 3,8}{0,8 \times 9,9} = 28,8 \approx 29 \text{ мин}$$

$t_x$  – время рабочего хода

$$t_x = \frac{60 \times L_T}{k_c \times v_x} = \frac{60 \times 3,8}{0,8 \times 8,8} = 32,3 \approx 32 \text{ мин}$$

где  $l_T=3 \text{ км}$  – длина транспортирования;

$K_v=0,8$  – коэффициент скорости (отношение средней скорости к технической).

Эквивалентная сила тока

$$I_s = \gamma \sqrt{\frac{I_p^2 \times t_p + I_x^2 \times t_x}{T}} = 1,15 \sqrt{\frac{55^2 \times 21 + 70^2 \times 24}{89}} = 45,11 \text{ A} \quad (2.17)$$

где  $\gamma=1,15$  – коэффициент дополнительного нагрева при маневрах.

Длительный ток двигателя

$$I_{дл} = I_q \times \rho = 125 \times 0,42 = 52,5 \text{ A} \quad (2.18)$$

где  $I_q$  – ток часового режима;

$\rho$  – коэффициент вентиляции двигателя.

Поскольку  $I_p < I_{дл}$ , то двигатели не перегреваются, следовательно, нагрев двигателя не является фактором ограничивающим параметры работы локомотива в данных условиях.

Возможное по балансу времени число рейсов за смену:

$$r = \frac{60 \times t_{см} \times K_B}{K \times T} = \frac{60 \times 6 \times 0,85}{1,4 \times 91} = 2,4 \quad (2.19)$$

где:  $t_{см}=6$  часов – продолжительность смены;

$K=1,4$  – коэффициент неравномерности потока;

Округляем до ближайшего меньшего целого числа и принимаем  $r = 2$  рейса.

Возможная по балансу времени сменная производительность электровоза:

$$Q_{см} = r \times Z \times M, \text{ т/см} = 2 \times 5 \times 4,4 = 44 \text{ т/см} \quad (2.19)$$

Расход электроэнергии за один рейс тягой батареи, отнесенный к движущим колесам электровоза:

$$\begin{aligned} a_{н.к} &= 2,72 \times 10^{-4} \times (F_x + F_p) \times (L + l_M) = \\ &= 2,72 \times 10^{-4} \times 5091,39 \times (3,8 + 0,5) = 5,84 \text{ кВт} \cdot \text{ч} \end{aligned} \quad (2.20)$$

где  $l_M \approx 0,4$  км – приведенное расстояние маневрирования на конечных пунктах.

Возможное по энергоемкости батареи число рейсов без подзарядки батареи:

$$r_{эн} = \frac{A_B \times \eta}{a_{н.к}} = \frac{55 \times 0,55}{5,84} = 5,17 \quad (2.21)$$

где:  $A_B$  – энергоемкость батареи кВт.ч;  $\eta=0,55$  – общий КПД электровоза.

Округляем до ближайшего меньшего целого и принимаем  $r_{эн}=5$  рейсов.

Возможная по энергоемкости батареи производительность электровоза на один зарядный цикл:

$$Q_{ц.эн} = r_{эн} \times Z \times M = 5 \times 5 \times 4,4 = 110 \text{ т/цикл} \quad (2.22)$$

Для обеспечения заданных темпов проходки необходимо, чтобы транспорт обеспечивал вывоз породы в количестве  $Q_{п}=93$  т/см.

Из расчётов видно, что аккумуляторный электровоз не может справиться с таким грузопотоком.

### Расчет дизелевозной откатки

Для тех же условий работы производится расчет дизелевозной откатки.  
Допустимая по сцеплению масса порожнего поезда:

$$M_{n.n} = \frac{1000 \times P_n \times \psi}{\omega_n + i_c + 108 \times a_0} = \frac{1000 \times 7 \times 0,13}{9 + 21 + 108 \times 0,04} = 26,52 \text{ т}$$

где:  $P_n = 7 \text{ т}$  – масса локомотива;

$\psi = 0,13$  – расчетный коэффициент сцепления;

$\omega_n = 9 \text{ Н/кН}$  – удельное основное сопротивление движению порожнего поезда;

$i_c = 21 \text{ ‰}$  – средний уклон выработки;

$a_0 = 0,04 \text{ м/с}^2$  – расчетное ускорение при трогании.

Масса порожнего поезда при установившемся движении ( $a=0$ ):

$$M_{n.n} = \frac{1000 \times P_n \times \psi}{\omega_n + i_p} = \frac{1000 \times 7 \times 0,13}{9 + 35} = 20,68 \text{ т}$$

где:  $i_p = 35 \text{ ‰}$  – руководящий (расчетный) уклон выработки.

В качестве расчетного принимается наименьшее значение

Допустимое число порожних вагонеток:

$$Z = \frac{M_{n.n} - P_n}{M_0 + C_T \times M} = \frac{20,68 - 7}{1,2 + 0,15 \times 4,4} = 7,35$$

где  $M_0 = 1,2 \text{ т}$  – вес тары вагонетки ВГ-3,3;

$M = 4,4 \text{ т}$  – приведенная (уголь/порода) грузоподъемность вагонетки;

$C_T = 0,15$  – коэффициент тары вагонетки.

Которое округляем до ближайшего меньшего целого и принимаем 7 вагонеток.

Действительная масса порожнего состава:

$$M_{n.n} = P_n + Z \times (M_0 + C_T \times M) = 7 + 7 \times (1,2 + 0,15 \times 4,4) = 20,02 \text{ т}$$

Действительная масса груженого состава:

$$M_{n.g} = P_n + Z \times (M_0 + M) = 7 + 7 \times (1,2 + 4,4) = 46,2 \text{ т}$$

Принятую массу поезда проверяем «по машине». Обязательное условие

$$M_{n.g} \leq M_{n.g.t},$$

$$M_{n.g.m} = \frac{F_T}{g \times (\omega_z + i_p + 108 \times a_0)} = \frac{19000}{9,81 \times (7 + 35 + 108 \times 0,04)} = 41,81 \text{ т}$$

где  $F_T = 19 \text{ кН}$  – сила тяги дизелевоза.

а также по торможению:

$$M_{n.g.t} = \frac{B}{9 \times \left( \frac{54 \times V_H^2}{L_T - V_H \times t_n} + i_p - \omega_r \right)} = \frac{35000}{9 \times \left( \frac{54 \times 3^2}{40 - 3 \times 3} + 35 - 7 \right)} = 89,07 \text{ т}$$

Из двух полученных результатов выбирается наименьшее.

Так как  $46,2 > 41,81$ , то следует произвести корректировку значений количества вагонеток и действительной массы груженого поезда с учетом нового значения.

Допустимое количество груженых вагонеток:

$$Z_n = \frac{M_{n.z.m.} - P_n}{M_0 + M} = \frac{41,81 - 7}{1,2 + 4,4} = 6,22$$

Округляем до ближайшего мень-

шего целого и принимаем 6 вагонеток.

Тогда скорректированная действительная масса порожнего и груженого состава по формулам (2.7, 2.8) соответственно составит:

$$M_{n.n} = P_n + Z \times (M_0 + C_T \times M) = 7 + 6 \times (1,2 + 0,15 \times 4,4) = 18,16 \text{ т}$$

$$M_{n.r} = P_n + Z \times (M_0 + M) = 7 + 6 \times (1,2 + 4,4) = 40,60 \text{ т}$$

в дальнейших расчетах принимаем массу порожнего состава  $M_{n.n}=18,16 \text{ т}$ , а груженого состава  $M_{n.r}=40,60 \text{ т}$ .

Удельная тормозная сила груженого поезда:

$$b = \frac{B}{g \times M_{n.r}} = \frac{35000}{9,81 \times 40,6} = 87,88 \text{ Н/кН}$$

Расчетное замедление поезда согласно (2.20):

$$a_T = \frac{\omega_r + b - i_p}{108} = \frac{7 + 87,88 - 35}{108} = 0,55 \text{ м/с}^2$$

Допустимая по торможению скорость движения груженого поезда по спуску:

$$V_{\text{доп}} = \sqrt{(a \times t_n)^2 + 2a \times l_T} - a \times t_n = \sqrt{(0,55 \times 3)^2 + 2 \times 0,55 \times 40} - 0,55 \times 3 = 5,18 \text{ м/с}$$

или 18,67 км/ч.

Поскольку максимальная скорость движения дизельвоза ограничена 18 км/ч, то в качестве расчетной принимаем ее.

Сила тяги при установившемся движении по средневзвешенному уклону.

а) порожняком вверх (холостой ход):

$i_c$  – положительное

$$F_x = g \times M_{n.n} \times (\omega_n + i_c) = 9,81 \times 18,16 \times (9 + 21) = 5344,49 \text{ Н}$$

б) с грузом вниз (рабочем ход):

$i_c$  – отрицательное

$$F_p = g \times M_{n.r} \times (\omega_r - i_c) = 9,81 \times 40,6 \times (7 - 21) = -5576,00 \text{ Н}$$

Продолжительность рейса составит:

$$T = t_p + t_x + \Theta = 16 + 16 + 30 = 62 \text{ мин}$$

где  $\Theta = 30$  мин – средняя продолжительность маневровых операций на конечных пунктах;

$t_p$  – время рабочего хода

$$t_p = \frac{60 \times l_T}{k_c \times v_p} = \frac{60 \times 3,8}{0,8 \times 18} = 15,8 \approx 16 \text{ мин};$$

$t_x$  – время холостого хода

$$t_x = \frac{60 \times l_T}{k_c \times v_x} = \frac{60 \times 3,8}{0,8 \times 18} = 15,8 \approx 16 \text{ мин}$$

где  $L_T = 3,8$  км – длина транспортирования;



$K_v = 0,8$  – коефіцієнт швидкості (відношення середньої швидкості до технічної).

Можливе по балансу часу число рейсів за зміну:

$$r = \frac{60 \times t_{зм} \times K_v}{K \times T} = \frac{60 \times 6 \times 0,85}{1,4 \times 62} = 3,52$$

де:  $t_{зм.} = 6$  годин – тривалість зміни;

$K = 1,4$  – коефіцієнт нерівномірності потоку.

Приймаємо  $r = 3$  рейса.

Можлива по балансу часу змінна продуктивність дизелевоза визначається:

$$Q_{зм} = r \times Z \times M, m/cm = 3 \times 6 \times 4,4 = 79,2 m/cm$$

### Розрахунок локомотивної відкатки електровозами ЕРА-10П

Допустима довжина складу по рушанню.

Прямий вантажопотік.

Рушання завантаженого складу під ухил

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000 f_{сц}}{\omega_n - i_{св}} + 110a - 1 \right)$$

де:  $P = 70$  кН - зчїпна вага локомотива;

$f_{сц}$  - коефіцієнт зчєплення колїс локомотива з рейками за умови підсїпки піску;

$\omega_n$  - опїр руху навантаженого складу при рушаннї;

$$\omega_n = 1,4 \omega_n = 1,4 * 8 = 11,2$$

де:  $\omega_n = 8$  – опїр руху вагонеток.

$$Q_n \leq 70 \left( \frac{1000 * 0,24}{11,2 - 3,5 + 110 * 0,03} - 1 \right) = 1457,3 \text{ кН}$$

Рушання порожнього складу на ухил

$$Q_{пор} \leq P \left( \frac{1000 f_{сц}}{\omega_{пор} + i_p} + 110a - 1 \right)$$

де:  $\omega_{пор}$  - опїр руху порожнього складу при рушаннї;

$$\omega_{пор} = 1,4 \omega_{пор} = 1,4 * 10 = 14$$

де:  $\omega_{пор} = 10$  – опїр руху вагонеток.

$$Q_{пор} \leq 70 \left( \frac{1000 * 0,24}{14 + 4,3 + 110 * 0,03} - 1 \right) = 707,8 \text{ кН}$$

Постїйний рух навантаженого складу під ухил:

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000 f}{\omega_n - i_{св}} - 1 \right)$$

де:  $f = 0,12$  - коефіцієнт зчєплення колїс з рейками.

$$Q_n \leq 70 \left( \frac{1000 * 0,12}{8 - 3,5} - 1 \right) = 1797 \text{ кН}$$

Постїйний рух порожнього складу на ухил

$$Q_{nop} \leq P \left( \frac{1000 f}{\varpi_n + i_{ce}} - 1 \right)$$

$$Q_{nop} \leq 70 \left( \frac{1000 * 0,12}{10 + 4,3} - 1 \right) = 517,4 \text{ кН}$$

Обратный грузопоток.

Трогание нагруженного состава на уклон

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000 f_{\mu}}{\varpi_n + i_p + 110a} - 1 \right)$$

$$Q_n \leq 70 \left( \frac{1000 * 0,24}{11,2 + 4,3 + 110 * 0,03} - 1 \right) = 823,5 \text{ кН}$$

Трогание порожнего состава под уклон

$$Q_{nop} \leq P \left( \frac{1000 f_{c\mu}}{\varpi_{nop} - i_{ce} + 110a} - 1 \right)$$

$$Q_{nop} \leq 70 \left( \frac{1000 * 0,24}{14 - 3,5 + 110 * 0,03} - 1 \right) = 1147,4 \text{ кН}$$

Постоянное движение нагруженного состава на уклон

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000 f}{\varpi_n + i_p} - 1 \right)$$

$$Q_n \leq 70 \left( \frac{1000 * 0,12}{8 + 4,3} - 1 \right) = 613 \text{ кН}$$

Постоянное движение порожнего состава под уклон

$$Q_{nop} \leq P \left( \frac{1000 f}{\varpi_{nop} - i_{ce}} - 1 \right)$$

$$Q_{nop} \leq 70 \left( \frac{1000 * 0,12}{10 - 3,5} - 1 \right) = 1222,3 \text{ кН}$$

Наименьшее количество вагонеток:

$$Z_{nop}^{\min} \leq \frac{Q_{nop}^{\min}}{G_o g}$$

где:  $Q_{nop} = 517,4 \text{ кН}$  - минимальный вес порожнего состава;

$G_o = 1,2 \text{ т}$  - средняя масса вагонеток.

$$Z_{nop}^{\min} \leq \frac{517,4}{1,2 * 9,81} = 43 \text{ шт}$$

$$Z_n^{\min} \leq \frac{Q_n^{\min}}{(G_o + G)g}$$

где:  $G=3,3т$  – средняя масса груза,  $Q_n^{\min} = 613 \text{ кН}$  - минимальный вес загруженного состава.

$$Z_n^{\min} \leq \frac{613}{(1,2+3,3)*9,81} = 14 \text{ мт}$$

Определение допустимой длины состава по силе тяги электровоза

$$Q_{cp} = \frac{F_{dl}}{0,8a\sqrt{\tau}(\varpi_{cp} + i_{ce})} * 10^{-3} - P$$

где:  $F_{dl} = 2,2 \text{ кН}$  - длительное усилие электровоза;

$a$  – коэффициент, учитывающий ухудшение охлаждения двигателя

$\tau$  - относительная длительность движения

$$0,80a\sqrt{\tau} = 1.$$

$$Q_{cp} = \frac{2,2}{1*(8-3,5)*10^{-3}} - 70 = 419 \text{ кН}$$

$$Q_{nop} = \frac{F_{dl}}{0,8a\sqrt{\tau}(\varpi_{nop} + i_p)} * 10^{-3} - P$$

$$Q_{nop} = \frac{2,2}{1*(10+4,3)*10^{-3}} - 70 = 83,8 \text{ кН}$$

Наименьшее количество вагонеток:

$$Z_{nop}^{\min} \leq \frac{Q_{nop}}{G_0 g}$$

$$Z_{nop}^{\min} \leq \frac{83,8}{1,2*9,81} = 7 \text{ мт}$$

$$Z_n^{\min} \leq \frac{Q_n}{(G_0 + G)g}$$

$$Z_n^{\min} \leq \frac{419}{(1,2+3,3)*9,81} = 10 \text{ мт}$$

Длина состава по тормозной массе электровоза.

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000 f}{110 a_m - \varpi_{cp} + i_p} - 1 \right)$$

где:  $a_m$  – ускорение торможения.

$$a_m = \frac{V_m^2}{2l_t}$$

де:  $V_t = 2,08 \text{ м/с}$  - скорость начала торможения,  $l_t = 40 \text{ м}$  - длина торможения.

$$a_m = \frac{2,08^2}{2*40} = 0,054 \text{ м/с}^2$$

$$Q_n \leq 70 \left( \frac{1000*0,12}{110*0,054 - 8 + 4,3} - 1 \right) = 3680 \text{ кН}$$

Количество вагонеток:

$$Z_n \leq \frac{Q_n}{(G_0 + G)g}$$

$$Z_n \leq \frac{3680}{(1,2 + 3,3) * 9,81} = 84 \text{ шт.}$$

В дальнейшем принимаем  $Z=7$  шт.

Вес состава по принятому количеству вагонеток.

$$Q'_n = Z(G + G_0)g$$

$$Q'_n = 7 * (1,2 + 3,3) * 9,81 = 323 \text{ кН}$$

$$Q'_{пор} = ZGg$$

$$Q'_{пор} = 7 * 1,2 * 9,81 = 82,4 \text{ кН}$$

Допустимая скорость движения

$$V_{доп.н} = k \sqrt{\frac{1000 f_{сц} P_{сц} + \omega_k - i_p}{P + Q_n}}$$

где:  $k=2,7$  – коэффициент, учитывающий величину действительного тормозного пути с учетом реакции машиниста, холостого хода тормозной системы и длины тормозного пути, регламентированного ПБ (40 м).

$$V_{доп.н} = 2,7 \sqrt{\frac{1000 * 0,12 * 70}{70 + 323} + 8 - 4,3} = 12,42 \text{ км/ч}$$

Действительное значения сил тяги на один двигатель:

$$F'_{зр} = \frac{(P + Q'_{зр})(\omega_{зр} - i_{св})}{n_{об} 10^3} = \frac{(70 + 323)(8 - 3,5)}{2 * 10^3} = 1 \text{ кН}$$

$$F'_{пор} = \frac{(P + Q'_{пор})(\omega_{пор} - i_p)}{n_{об} 10^3} = \frac{(70 + 82,4)(10 - 4,3)}{2 * 10^3} = 1,1 \text{ кН}$$

Так как, длительный ток двигателя  $I_{дл}=49\text{А}$ , а согласно ЭМХ двигателя, ток  $I < 50\text{А}$ , тогда проверка двигателей по нагреву не производится, так как перегрева двигателей не будет.

Требуемое количество рейсов:

$$r = \frac{k Q_{всп}}{ZG}$$

где:  $Q_{всп}=290,8\text{т/см}$  - грузопоток вспомогательных материалов;

$$r_s = \frac{60 * 6 * 0,85}{37,5} = 8 \text{ рейсов}$$

Требуемое количество электровозов:

$$N = r/r_b = 20 / 8 = 3$$

Инвентарное количество электровозов

$$N_i = N + N_p = 3 + 1 = 4$$

где:  $N_p=1$  - резервное количество электровозов.

Количество аккумуляторных батарей:

$$n_6 = 2 N_i + n_p = 2 * 4 + 1 = 9$$

$n_p=1$  Резервное количество батарей.  $n_p = 1$

Количество зарядных столов:

$$n_{ст} = N_i + 4 = 4 + 4 = 8$$

Потребляемые затраты электроэнергии:

$$a = 5a [\omega_n + \lambda (\omega_n + \omega_{пор}) - i_{ср}]$$

где:  $a = 1,4$  - коэффициент, зависящий от длины откатки;

$\lambda$  - коэффициент тары вагонетки

$$\lambda = G_0 / G = 1,2 / 3,3 = 0,36$$

$$a = 5 * 1,4 [8 + 0,36 * (8 + 10) - 3,5] = 77,3 \text{ Вт Вт час / т.км}$$

Потери электроэнергии за смену:

$$A_p = 1,3 a Q_{см} L$$

где: 1,3 - коэффициент потерь в преобразующих устройствах.

$$A_p = 1,3 * 77,3 * 918 * 0,5 = 46124,9 \text{ кВт.час.}$$

| Обладнання         | Кількість вагонеток в складі, шт. | Число рейсів за зміну | Час рейсу, хв. | Змінна продуктивність, т/зм |
|--------------------|-----------------------------------|-----------------------|----------------|-----------------------------|
| Електровоз АМ-8Д   | 5                                 | 2                     | 91             | 44                          |
| Дизельовоз ДГ35Д.0 | 6                                 | 3                     | 62             | 79                          |
| Електровоз ЭРА-10П | 7                                 | 3                     | 51             | 85                          |

## 2.5 Вентиляція шахти

2.5.1 Розрахунок відносної метанообільності виймальної ділянки й очисного вибою по пласту  $l_3$

Відповідно до рекомендацій [15] приймаємо схему провітрювання виймальної ділянки типу 1-В-Н-г-пт.

Відносна метанообільність пласту виймальної ділянки визначається по формулі:

$$q_{dil} = q_{nl} + q_{cn} + q_{nop}, \text{ м}^3/\text{т}$$

де  $q_{nl}$  – метановиділення з розроблювального пласту,  $\text{м}^3/\text{добу}$ ;

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

$q_{nop}$  – метановиділення з порід, що вміщують,  $\text{м}^3/\text{добу}$ .

Метановиділення з розроблювального пласту визначається по формулі:

$$q_{nl} = q_{o.n.} + q_{o.y.} + k_{э.н.} (X - X_o), \text{ м}^3/\text{т},$$

де  $k_{э.н.}$  - коефіцієнт, що враховує експлуатаційні утрати вугілля в межах виймальної ділянки ( $k_{э.н.} = 0,03$ );

$X_o$  - залишкова метаноносність вугілля, що залишається у виробленому просторі, у ціликах, пачках, що не виймаються, і т.д.,  $\text{м}^3/\text{т}$ :

$$X_o = X_{o.z.} \cdot k_{WA_3}$$

де  $X_{o.z.}$  – залишкова метаноносність вугілля,  $\text{м}^3/\text{т}$  с.б.м.:

$$X_{o.z.} = 18,3 \cdot (V^{daf})^{-0,6}$$

де  $V^{daf}$  - вихід летучих речовин, %.

$$X_{o.z.} = 18,3 \cdot (15,4)^{-0,6} = 3,55 \text{ м}^3/\text{т}.$$

$k_{WA_3}$  - коефіцієнт перерахування метаноносності пласту на вугілля, частки од.

$$k_{WA_3} = \frac{100 - W - A_3}{100},$$

де  $W$  і  $A_3$  – відповідно пластова вологість і зольність, %.

$$k_{WA_3} = \frac{100 - 3,6 - 10}{100} = 0,86;$$

$$X_o = 3,55 \cdot 0,86 = 3,07 \text{ м}^3/\text{т}.$$

$X$  - природна метаноносність пласту,  $\text{м}^3/\text{т}$ :

$$X = X_z \cdot k_{WA_3}$$

де  $X_z$  - природна метаноносність пласту,  $\text{м}^3/\text{т}$  с.б.м.;

$$X = 20,3 \cdot 0,86 = 17,54 \text{ м}^3/\text{т}.$$

$q_{o.n.}$  - відносне метановиділення з очисного вибою,  $\text{м}^3/\text{т}$ :

$$q_{o.n.} = 0,85 \cdot X \cdot k_{nl} \cdot \exp(-n),$$

де  $k_{nl}$  - коефіцієнт, що враховує вплив системи розробки на метановиділення із пласту ( $k_{nl}=1$ );

$n$  – показник ступеня, що залежить від швидкості посування очисного вибою ( $V_{oc}$ , м/добу), виходу летучих речовин з вугілля ( $V^{daf}$ , %) і глибини розробки ( $H$ , м):

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

де  $a_1, b_1$  - коефіцієнти, значення яких приймаються в залежності від  $V^{daf}$  (при  $V^{daf} = 15,4\%$  :  $a_1=1,435$ ;  $b_1=-0,051$ ).

$$n = 1,435 \cdot 3 \cdot \exp(-0,001 \cdot 1146 - 0,051 \cdot 15,4) = 0,67;$$

$$q_{o.n.} = 0,85 \cdot 17,54 \cdot 1 \cdot \exp(-0,67) = 7,65 \text{ м}^3/\text{т}.$$

$q_{o.y.}$  – відносне метановиділення з відбитого вугілля, м<sup>3</sup>/т:

$$q_{o.y.} = q'_{o.y.} + q''_{o.y.},$$

де  $q'_{o.y.}, q''_{o.y.}$  - відносне метановиділення з відбитого вугілля в лаві й у конвеєрному штреку відповідно, м<sup>3</sup>/т:

$$q'_{o.y.} = X \cdot k_{nl} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] (b_2 \cdot k_{m.y.} + b_3 \cdot k'_{m.y.});$$

$$q''_{o.y.} = X \cdot k_{nl} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] b_2 \cdot k''_{m.y.},$$

де  $b_2, b_3$  – коефіцієнти, що враховують частку відбитого вугілля, що відповідно знаходиться на конвеєрі і залишається на ґрунті в лаві, частки од. ( $b_2 = 1$ ;  $b_3 = 0$ );

$k_{m.y.}; k'_{m.y.}; k''_{m.y.}$  – коефіцієнти, що враховують ступінь дегазації відбитого від масиву вугілля відповідно в очисному виробленні на конвеєрі, на ґрунті в лаві і на конвеєрі у виробках виймальної ділянки, частки од.:

$$k_{m.y.} = a \cdot T_{m.l.}^b;$$

$$k'_{m.y.} = a \cdot T_{m.l.}^b;$$

$$k''_{m.y.} = a \cdot T_{m.k.}^b - a \cdot T_{m.l.}^b;$$

де  $a, b$  – коефіцієнти, що характеризують газовітдачу з відбитого вугілля (при  $T_y \leq 6$  хв:  $a=0,052$ ;  $b=0,71$  при  $T_y > 6$  хв:  $a=0,118$ ;  $b=0,25$ );

$T_{m.l.}$  – час перебування відбитого від масиву вугілля на конвеєрі в лаві, хв.:

$$T_{m.l.} = \frac{l_{oc}}{60 \cdot V_{к.л.}}$$

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

$T_{m.l.}$  – час перебування відбитого від масиву вугілля на ґрунті в лаві при однобічній виїмці вугілля, хв.;

$T_{m.k.}$  – час перебування відбитого від масиву вугілля в транспортному штреку в межах виймальної ділянки, хв. ( $T_{m.k.} = 60$  хв.).

$$T_{m.l.} = \frac{60}{60 \cdot 1} = 1,0 \text{ хв};$$

$$k_{m.y.} = 0,052 \cdot 1,0^{0,71} = 0,052;$$

$$k'_{m.y.} = 0,052 \cdot 0^{0,71} = 0;$$

$$k''_{m.y.} = 0,118 \cdot 60^{0,25} - 0,052 \cdot 1,0^{0,71} = 0,276;$$

$$q'_{o.y.} = 17,54 \cdot 1 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-0,67)] \cdot (1 \cdot 0,052 + 0 \cdot 0) = 0,51 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q''_{o.y.} = 17,54 \cdot 1 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-0,67)] \cdot 1 \cdot 0,276 = 2,73 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{o.y.} = 0,51 + 2,73 = 3,25 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{nl.} = 7,65 + 3,25 + 0,03 \cdot (17,54 - 3,07) = 11,34 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Відносне метановиділення із супутників визначається по формулі:

$$q_{cn} = \sum q_{cn.n} + \sum q_{cn.n}.$$

Відносне метановиділення як з підроблюемого  $q_{cn.n}$ , так і з надроблюемого  $q_{cn.n}$  пласту (супутника) визначається по формулі:

$$q_{cn} = 1,14 \cdot V_{oc}^{-0,4} \cdot \frac{m_{cni}}{m_g} \cdot (X_{cni} - X_{oi}) \cdot \left(1 - \frac{M_{cni}}{M_p}\right),$$

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

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

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

$m_g$  - корисна потужність, що виймається, розроблювального пласту, м;

$M_{cn}$  - відстань по нормалі між покрівлею розроблювального і ґрунтом зближеного (при підробітку) пластів і між ґрунтом розроблювального і покрівлею зближеного (при надробітці) пластів, м;

$M_p$  - відстань по нормалі між розроблювальним і зближеним пластами, при якому метановиділення з останнього практично дорівнює нулю, м.

Величина  $M_p$  при підробці крутопохилих і крутих пластів і при надробці по формулі:

$$M_p^{nidp} = k_{к.п.} \cdot m_{в.п.} \cdot (1,2 + \cos \alpha_{nl}), \text{ м};$$

$$M_p^{надp} = k_{к.п.} \cdot m_{в.п.} \cdot (1,2 - \cos \alpha_{nl}), \text{ м},$$

де  $m_{в.п.}$  - потужність пласта, що виймається, з урахуванням порідних прошарків, м;

$k_{к.п.}$  - коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею ( $k_{к.п.} = 60,45$  для  $M_p^{nidp}$  та  $k_{к.п.} = 25$  для  $M_p^{надp}$ );

$\alpha_{nl}$  - кут падіння пласта, град.

$$M_p^{nidp} = 60,45 \cdot 1,5 \cdot (1,2 + \cos 53^0) = 163 \text{ м};$$

$$M_p^{надp} = 25 \cdot 1,5 \cdot (1,2 - \cos 53^0) = 22 \text{ м}.$$

Результати розрахунків зведемо в таблицю 2.2.



Таблиця 2.2 - Метановиділення із супутників

| Пласт                   | $m_{cni}$ , м | $m_e$ , м | $X_{cni}$ , м <sup>3</sup> /т | $X_{oi}$ , м <sup>3</sup> /т | $M_{cni}$ , м | $M_p$ , м | $q_{cni}$ , м <sup>3</sup> /т |
|-------------------------|---------------|-----------|-------------------------------|------------------------------|---------------|-----------|-------------------------------|
| Пласти що підроблюються |               |           |                               |                              |               |           |                               |
| $l_7^u$                 | 0,36          | 1,22      | 16,43                         | 2,35                         | 28            | 163       | 2,17                          |
| $l_6$                   | 0,3           | 1,22      | 15,03                         | 1,97                         | 42            | 163       | 1,50                          |
| $l_5$                   | 0,65          | 1,22      | 14,36                         | 2,02                         | 75            | 163       | 2,24                          |
| $l_4^e$                 | 0,93          | 1,22      | 15,23                         | 2,13                         | 117           | 163       | 1,79                          |
| $l_4^u$                 | 1,02          | 1,22      | 13,35                         | 1,98                         | 161           | 163       | 0,09                          |
| Разом                   |               |           |                               |                              |               |           | 7,78                          |
| Пласти що підроблюються |               |           |                               |                              |               |           |                               |
| $l_2^l$                 | 0,19          | 1,22      | 16,04                         | 2,07                         | 16            | 22        | 0,39                          |
| Разом                   |               |           |                               |                              |               |           | 0,39                          |
| Усього по пласту $l_3$  |               |           |                               |                              |               |           | 8,17                          |

У зв'язку з відсутністю даних по метановиділенню порід, що вміщують, метановиділення визначається по формулі:

$$q_{пор} = 1,14 \cdot V_{oc}^{-0,4} \cdot (X - X_o) \cdot k_{c.n.} \cdot (H - H_o), \text{ м}^3/\text{т},$$

де  $k_{c.n.}$  – коефіцієнт, що враховує вплив способу керування покрівлею і литологический склад порід, частки од. ( $k_{c.n.} = 0,00106$  по табл.3.7 [15]);

$H_o$  – глибина верхньої границі зони метанових газів, м;

$H$  – глибина розробки, м.

$$q_{пор} = 1,14 \cdot 3^{-0,4} \cdot (17,54 - 3,07) \cdot 0,00106 \cdot (1146 - 140) = 10,59 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Тоді відносна метанообільність виймальної ділянки складе:

$$q_{dil} = 11,34 + 8,17 + 10,59 = 30,10 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Визначимо очікуване метановиділення з очисної виробки і виймальної ділянки по формулах:

$$q_{оч.} = (q_{o.n.} + q_{o.y.}) \cdot (1 - k_{o.n.l.}) + k_{e.n.} \cdot q'_{e.n.}, \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{dil} = (q_{o.n.} + q_{o.y.}) \cdot (1 - k'_{o.n.l.}) + q'_{e.n.}, \text{ м}^3/\text{т},$$

де  $k_{o.n.l.}$  – коефіцієнт ефективності дегазації розроблювального пласту, частки од.;

$k_{e.n.}$  – коефіцієнт, що враховує метановиділення з виробленого простору в привибійне, частки од. ( $k_{e.n.} = 0$  [15]);

$q'_{e.n.}$  – очікуване метановиділення з виробленого простору на виймальній ділянці, м<sup>3</sup>/т;

$$q'_{e.n.} = [k_{e.n.} \cdot (X - X_o) \cdot (1 - k_{o.n.l.}) + (\sum q_{cni} + q_{пор}) \cdot (1 - k_{o.c.n.}) +$$

$$+ \sum q_{cni} \cdot (1 - k_{o.cni})] \cdot (1 - k'_{o.e.n.}) \cdot (1 - k_{o.e.o.}),$$

де  $k_{o.c.n.}$ ,  $k_{o.cni}$ ,  $k_{o.e.o.}$ ,  $k'_{o.e.n.}$  – коефіцієнти, що враховують ефективність дегазації підроблюємих зближених пластів і порід, надроблюємих зближених пластів, виробленого простору й ефективність ізольованого відводу метану відповідно, частки од.

$$q'_{e.n.} = [0,03 \cdot (17,54 - 3,07) \cdot (1 - 0) + (7,78 + 10,59) \cdot (1 - 0) +$$

$$+ 0,39 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0) \cdot (1 - 0) = 19,20 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{oc} = (7,65 + 0,51 + 2,73) \cdot (1 - 0) + 0 \cdot 19,20 = 10,90 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{dil} = (7,65 + 3,25) \cdot (1 - 0) + 19,20 = 30,10 \text{ м}^3/\text{т}.$$

2.5.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки й очисного вибою по пласту  $I_3$

Визначимо очікуване метановиділення очисної виробки по формулі:

$$I_{oc} = \frac{A_{oc} \cdot q_{oc}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $A_{oc}$  – середньодобовий видобуток з очисної виробки, т/сут;

$q_{oc}$  – очікуване метановиділення з очисної виробки,  $\text{м}^3/\text{т}$ .

Для розрахунку середнього абсолютного метановиділення на виймальної ділянці у формулу підставимо  $q_{dil}$ .

$$I_{oc} = \frac{768 \cdot 10,90}{1440} = 5,81 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{dil} = \frac{768 \cdot 30,10}{1440} = 16,06 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо необхідність проведення дегазації. Критерієм, що визначає необхідність проведення дегазації, є підвищення метанобільності виробок понад припустиму по факторі вентиляції  $I_p$ .

$$I_{oc} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\max} \cdot S_{\min} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв}.$$

де  $V_{\max}$  – максимально припустима по ПБ швидкість руху повітря в лаві, м/с ( $V_{\max}=4,0$  м/с);

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності метановиділення в лаві (з табл. 6.3 [15]);

$c$  – припустима по ПБ максимальна концентрація метану у вихідній з лави струмені повітря, %;

$S_{\min}$  – мінімальна площа перетину лави по паспорті кріплення,  $\text{м}^2$ :

$$S_{\min} = k_{o.z.} \cdot S_{oc, \min}$$

де  $k_{o.z.}$  – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного (з табл.6.5 [15]).

$$S_{\min} = 1,15 \cdot 2,5 = 2,88 \text{ м}^2;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,88 \cdot 1}{1,52} = 4,55 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{oc} = 5,81 \text{ м}^3/\text{хв} > I_p = 4,55 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, є необхідність у проведенні дегазації.

Згідно рекомендацій [15], приймаємо наступні способи дегазації:

- дегазацію свердловинами по пласту, пробуреними з підготовчих виробок;
- дегазації пласта-супутника свердловинами, пробуреними з підготовчих виробок;
- відсос газу з виробленого простору з використанням ежекторів і вентиляторів.

Зробимо повторний розрахунок:

$$q'_{в.п} = [0,03 \cdot (17,54 - 3,07) \cdot (1 - 0,45) + (7,78 + 10,59) \cdot (1 - 0,7) + 10,59 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0) \cdot (1 - 0,6) = 2,46 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{оч} = (7,65 + 0,51 + 2,73) \cdot (1 - 0,45) + 0 \cdot 2,46 = 6,00 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{дв.г} = (7,65 + 3,25) \cdot (1 - 0,45) + 2,46 = 8,45 \text{ м}^3/\text{т}.$$

$$I_{оч} = \frac{768 \cdot 6,00}{1440} = 3,20 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_{дв.г} = \frac{768 \cdot 8,45}{1440} = 4,51 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,88 \cdot 1}{1,65} = 4,19 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_{оч} = 3,20 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 4,19 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, дегазація проведена ефективно.

2.5.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки по пласту  $l_3$

Розрахунок витрати повітря, необхідного для провітрювання очисної виробки по виділенню метану визначається по формулі:

$$Q_{оч} = \frac{100 \cdot I_{оч} \cdot k_n}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}$$

де  $I_{оч}$  – середнє виділення метану з очисного вибою,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності виділення метану, частки од.;

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

$C_o$  – концентрація газу в вентиляційному струмені, що надходить на виймальну ділянку, %.

$$Q_{оч} = \frac{100 \cdot 3,20 \cdot 1,65}{1 - 0,05} = 555 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по газах, що утворюються при підричних роботах не виконуємо через відсутність ніш.

Розрахунок повітря по числу людей робимо по формулі:

$$Q_{оч} = 6 \cdot n_{чел} \cdot k_{o.з}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $n_{чел}$  – найбільше число людей, що одночасно працюють в очисній виробці;

$k_{o.з}$  – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного (приймаємо по табл. 6.4 [15]).

$$Q_{оч.} = 6 \cdot 8 \cdot 1,15 = 55 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

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

$$Q_{оч.} = 60 \cdot S_{оч. \min} \cdot V_{онм.} \cdot k_{о.з.}, \text{ м}^3/\text{хв}$$

де  $V_{онм.}$  - оптимальна швидкість повітря в привибійному просторі лави, м/с ( $V_{онм.} = 1,6$  м/с);

$S_{оч. \min}$  - мінімальна площа поперечного перерізу привибійного простору очисної виробки у світлі, м<sup>2</sup> (приймаємо по табл. 6.5 [15]).

$$Q_{оч.} = 60 \cdot 2,88 \cdot 1,6 \cdot 1,15 = 317 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Перевірка витрати повітря по швидкості здійснюється по наступним формулам:

- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{оч.} \geq Q_{оч. \min} \cdot k_{о.з.} = 60 \cdot S_{оч. \max} \cdot V_{\min} \cdot k_{о.з.}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $V_{\min}$  - мінімально припустима швидкість повітря в очисній виробці, м/с ( $V_{\min} = 0,25$  м/с);

$S_{оч. \max}$  - максимальна площа поперечного перерізу призабойного простору очисної виробки у світлі, м<sup>2</sup> (приймаємо по табл. 6.5 [15]).

$$555 \text{ м}^3/\text{хв} > 60 \cdot 2,88 \cdot 0,25 \cdot 1,15 = 50 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{оч.} \leq Q_{оч. \max} \cdot k_{о.з.} = 60 \cdot S_{оч. \min} \cdot V_{\max} \cdot k_{о.з.}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $V_{\max}$  - максимально припустима швидкість повітря в очисній виробці згідно ПБ, м/с ( $V_{\max} = 4$  м/с).

$$555 \text{ м}^3/\text{хв} < 60 \cdot 2,88 \cdot 4 \cdot 1,15 = 794 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується.

Приймаємо  $Q_{оч.} = 555 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Розрахуємо витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки по газам, що постійно виділяються:

$$Q_{dil.} = \frac{100 \cdot I_{dil.} \cdot k_n}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $I_{dil.}$  - середнє виділення метану в межах виймальної ділянки, м<sup>3</sup>/хв.

$$Q_{dil.} = \frac{100 \cdot 4,51 \cdot 1,57}{1 - 0,05} = 746 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрата повітря, повинна задовольняти умові:

$$Q_{dil.} \leq Q_{оч. \max} \cdot k_{ум.в.} = 60 \cdot S_{оч. \max} \cdot V_{\max} \cdot k_{ум.в.}, \text{ м}^3/\text{хв.},$$

де  $k_{ум.в.}$  - коефіцієнт, що враховує витоки повітря через вироблений простір у межах виробленого простору (по рис. 6.12[14]).

$$Q_{dil.} = 746 \text{ м}^3/\text{хв.} < 60 \cdot 2,5 \cdot 4 \cdot 2 = 1380 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується.

Витрата повітря по газах, що утворюються при веденні вибухових робіт в привибійном просторі лави, а також по людях визначається по формулі:

$$Q_{dil} = Q_{оч} \cdot \frac{k_{ум.в.}}{k_{о.з.}}, \text{ м}^3/\text{хв.}$$

$$Q_{dil} = 555 \cdot \frac{2}{1,15} = 965 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрата повітря, що перевіряється по числу людей, повинна задовольняти умові:

$$Q_{dil} \geq 6 \cdot n_{чел.}, \text{ м}^3/\text{хв.}$$

$$Q_{dil} = 965 \geq 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо витрату повітря для виймальної ділянки з урахуванням падаючого вугілля (для вуглеспускної печі):

$$Q_{dil} = Q_{dil.max} + \Delta Q_{dil}, \text{ м}^3/\text{хв.},$$

де  $\Delta Q_{dil}$  – поправка, що враховує зменшення повітря під дією падаючого вугілля,  $\text{м}^3/\text{хв.}$

$$\Delta Q_{dil} = \frac{k'_{n.y}}{Q_{dil.max}}, \text{ м}^3/\text{хв.},$$

де  $k'_{n.y}$  – коефіцієнт, що враховує вплив опору падаючого вугілля на зменшення витрати повітря (приймається залежно від  $h_m$ ).

$$h_m = 30,5 \cdot k_{\partial в} \cdot \beta_o \cdot l_{оч} \cdot (v_{m.y} + v)^2, \text{ даПа},$$

де  $k_{\partial в}$  – коефіцієнт, що враховує вплив опору потоку вугілля, що рухається, на зменшення витрати повітря (визначається в залежності від  $\beta_o$ );

$v_{m.y}$  – швидкість руху вугілля в лаві, м/с;

$v$  – швидкість повітря в привибійному просторі, м/с:

$$v = \frac{Q_{уч.max}}{60 \cdot S_{оч.min} \cdot k_{ум.в.}}, \text{ м/с.}$$

$\beta_o$  – об'ємна концентрація вугілля:

$$\beta_o = \frac{j}{60 \cdot \gamma \cdot v_{m.y} \cdot m_{в.пр} \cdot \epsilon_{min} \cdot k_3}$$

$j$  – продуктивність комбайна, т/хв.;

$\epsilon_{min}$  – ширина робочого простору, м;

$k_3$  – коефіцієнт (приймаємо  $k_3 = 0,7$ ).

$$\beta_o = \frac{2,5}{60 \cdot 1,5 \cdot 4,2 \cdot 1,5 \cdot 2 \cdot 0,7} = 0,003;$$

$k_{\partial в} = 0,05$ ;

$$v = \frac{965}{60 \cdot 2,88 \cdot 2} = 2,8 \text{ м/с};$$

$$h_m = 30,5 \cdot 0,05 \cdot 0,003 \cdot 125 \cdot (4,2 + 2,8)^2 = 32,42 \text{ даПа};$$

$k'_{n.y} = 120000$ ;

$$\Delta Q_{dil} = \frac{120000}{965} = 124 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$Q_{dil} = 965 + 124 = 1089 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Приймаємо  $Q_{dil} = 1089 \text{ м}^3/\text{хв.}$

#### 2.5.4 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору

Максимально припустиме навантаження на очисний вибій по газовому фактору визначаються по формулі:

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

де  $I_p$  – середня абсолютна метанообильність очисної виробки (приймаємо по табл.7.1 [15]);

$Q_p$  – максимальна витрата повітря в очисній виробці, що може бути використана для розведення метану до припустимих ПБ норм,  $\text{м}^3/\text{хв.}$  (приймаємо по табл. 7.1 [15]).

$$A_{\max} = 768 \cdot 3,20^{-1,67} \cdot \left[ \frac{638 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 994 \text{ т / добу.}$$

Отже, навантаження на очисний вибій по газовому фактору не являється стримуючим.

#### 2.5.5 Розрахунок метанообильності тупикових виробок

Розрахунок будемо робити для виробки, проведеної по пласту  $l_3$

Метановиділення в тупикову виробку, проведеному по вугільному пласту:

$$I_n = I_{нов.1} + I_{o.y.n.}, \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_{з.н} = I_{нов.2} + I_{o.y.n.}, \text{ м}^3/\text{хв.},$$

де  $I_{нов}$  – метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пласту,  $\text{м}^3/\text{хв.}$ :

$$I_{нов.} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_n \cdot V_n \cdot (X - X_o) \cdot k_m,$$

де  $V_n$  – проектна швидкість подвигання вибою тупикової виробки, м/добу;

$k_m$  – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення в часі, частки од.

(приймаємо по табл. 3.2 [15]).

$I_{o.y.n.}$  – метановиділення з відбитого вугілля,  $\text{м}^3/\text{хв.}$ :

$$I_{o.y.n.} = j \cdot k_{m.y} \cdot (X - X_o),$$

де  $j$  – технічна продуктивність комбайна, т/хв. (приймаємо по табл.3.3 [15]);

$k_{my}$  – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації відбитого вугілля, частки од.:

$$k_{my} = a \cdot T_y^{\epsilon},$$

де  $T_y$  – час перебування (дегазації) вугілля в привибійному просторі, хв.;  
 $a, \epsilon$  – коефіцієнти, що характеризують газовіддачу з відбитого вугілля (при  $T_y \leq 6$  хв:  $a=0,052$ ;  $\epsilon=0,71$  при  $T_y > 6$  хв:  $a=0,118$ ;  $\epsilon=0,25$ ).

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_y \cdot \gamma}{f}, \text{ хв.}$$

де  $S_{\text{вуг}}$  – площа перетину виробки по вугіллю в проходці, м<sup>2</sup>;  
 $l_y$  – посування вибою за цикл, м.

$$T_y = \frac{5,49 \cdot 0,5 \cdot 1,36}{1} = 4 \text{ хв};$$

$$k_{m.y} = 0,052 \cdot 4^{0,71} = 0,13;$$

$$I_{o.y.n} = 1 \cdot 0,13 \cdot (17,54 - 3,07) = 1,92 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{нов.1}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,22 \cdot 4,5 \cdot (17,54 - 3,07) \cdot 0,96 = 1,75 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{нов.2}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,22 \cdot 4,5 \cdot (17,54 - 3,07) \cdot 0,17 = 0,31 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_n = 1,75 + 1,92 = 3,67 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{z.n} = 0,31 + 1,92 = 2,23 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

### 2.5.6 Розрахунок кількості повітря і вибір засобів провітрювання для тупикових виробок

Розрахунок витрати повітря для провітрювання тупикової виробки по газах, що утворюються при підричних роботах, не здійснюємо, тому що виробка проводиться комбайновим способом.

Розрахунок повітря для провітрювання привибійного простору при виїмці вугілля у тупикової виробці комбайном визначається по формулі:

$$Q_{z.n.} = \frac{100 \cdot I_{z.n.}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

$$Q_{z.n.} = \frac{100 \cdot 2,23}{1 - 0,05} = 235 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по числу людей:

$$Q_{z.n.} = 6 \cdot n_{\text{чел.}}, \text{ м}^3/\text{хв}.$$

$$Q_{z.n.} = 6 \cdot 4 = 24 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрата повітря по мінімальній швидкості у виробці:

$$Q_{z.n.} = 60 \cdot V_{n.\text{min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $V_{n.\text{min}}$  – мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря в тупиковій виробці, м/с ( $V_{n.\text{min}} = 0,25 \text{ м}^3/\text{хв}$ ).

$$Q_{z.n.} = 60 \cdot 0,25 \cdot 0,003 = 183 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрата повітря по мінімальній швидкості в просторі тупикової виробки:

$$Q_{z.n.} = 20 \cdot V_{z.min} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $V_{z.min}$  - мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря в привибійном просторі, м/с ( $V_{z.min} = 1$  м/с [8]).

Вологість повітря  $\varphi = 80 \dots 85$  %.

Температура повітря:

$$t_e = t_n - (2 \div 3), ^\circ\text{C},$$

$$t_n = \frac{H - H_n}{H_z} + 9, ^\circ\text{C};$$

де  $H_n$  - глибина зони постійних температур, м ( $H_n = 26$  м);

$H_z$  - геометричний градієнт ( $H_z = 25$  м/град).

$$t_n = \frac{1146 - 26}{25} + 9 = 51,2 ^\circ\text{C};$$

$$t_e = 51,2 - 3 = 48,2 ^\circ\text{C}$$

Внаслідок того, що температура повітря перевищує 26 град, передбачаємо кондиціювання повітря до 25 град.

$$Q_{z.n.} = 20 \cdot 1 \cdot 0,003 = 244 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Приймаємо  $Q_{z.n.} = 244 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

Витрата повітря для провітрювання всієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_n = \frac{100 \cdot I_n \cdot k_{н.н.}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $I_n$  - газовиділення в тупиковій виробці, м<sup>3</sup>/хв;

$k_{н.н.}$  - коефіцієнт нерівномірності газовиділення в тупиковій виробці ( $k_{н.н.} = 1$  [15]).

$$Q_n = \frac{100 \cdot 3,67 \cdot 1}{1 - 0,05} = 387 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрата повітря для провітрювання виробки по числу людей:

$$Q_n = 6 \cdot n_{чел.н}, \text{ м}^3/\text{хв}.$$

де  $n_{чел.н}$  - найбільше число людей, що одночасно працюють у виробці, чол.

$$Q_n = 6 \cdot 5 = 30 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Повинна виконуватися умова:

$$Q_n \geq Q_{z.n.} \cdot k_{вум.тп}, \text{ м}^3/\text{хв}.$$

де  $k_{вум.тп}$  - коефіцієнт витоків повітря у вентиляційних трубопроводах

$$k_{вум.тп} = k_{вум.тп1} \cdot k_{вум.тп2}.$$

де  $k_{вум.тп1}$  - коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [15]);

$k_{вум.тп2}$  - коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [15]).

$$k_{вум.тп} = 1,06 \cdot 1,02 = 1,08;$$

$$387 \text{ м}^3/\text{хв} > 244 \cdot 1,08 = 264 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Приймаємо  $Q_n = 387 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

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.

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

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

де  $r_{mp}$  - питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря,  $\text{к}\mu/\text{м}$ ;

$n_1, n_2$  – число поворотів трубопроводів на  $90^\circ$  і  $45^\circ$  відповідно;

$r_{mp.k.}$  - аеродинамічний опір 1 м трубопроводу з поліетиленовим рукавом;

$l_{mp1}$  – довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

$l_{mp2}$  - довжина ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$d_{mp1}$  - діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

$d_{mp2}$  - діаметр ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м.

$$R_{mp.z.} = 0,0161 \cdot (200 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + 0,0046 \cdot (460 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 5,41 \text{к}\mu.$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_v = Q_{z.n.} \cdot k_{sum.mp.}, \text{ м}^3/\text{хв}.$$

$$Q_v = 244 \cdot 1,08 = 264 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Повинна виконуватися умова:

$$Q_v \geq Q_n.$$

$$264 \text{ м}^3/\text{хв} < 387 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Приймаємо  $Q_v = 387 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_v = Q_v^2 \cdot R_{mp.z.} \cdot \left( \frac{0,59}{k_{vit.mp.}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}.$$

$$h_v = 6,4^2 \cdot 5,41 \cdot (0,59/1,08 + 0,41)^2 = 205 \text{ даПа}.$$

По додатку 1 [15] і розрахованим значенням  $Q_v$  і  $h_v$  вибираємо вентилятор типу ВМ-6.

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

Аеродинамічну характеристику трубопроводу визначимо по формулі змінюючи  $Q_v$ . Результати розрахунків зводимо в таблицю 2.3.

Таблиця 2.3 - Результати розрахунків

|                                  |      |      |      |      |      |
|----------------------------------|------|------|------|------|------|
| $Q_{з.п.}$ , м <sup>3</sup> /мин | 3,0  | 4,0  | 5,0  | 6,0  | 7,0  |
| $k_{ум.пр}$                      | 1,04 | 1,05 | 1,06 | 1,07 | 1,09 |
| $Q_{в.}$ , м <sup>3</sup> /мин   | 3,1  | 4,2  | 5,3  | 6,4  | 7,6  |
| $h_{в.}$ , даПа                  | 50   | 90   | 142  | 206  | 285  |

Побудуємо характеристику трубопроводу на аеродинамічній характеристиці вентилятора ( лист 3.).

З побудов видно, що  $Q_p = 402$  м<sup>3</sup>/хв;  $h_p = 222$  даПа.

Витрата повітря в місці установки ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{вс.} \geq 1,43 \cdot Q_v \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $Q_v$  - подача вентилятора, м<sup>3</sup>/хв;

$k_p$  - коефіцієнт, прийнятий рівним 1,0.

$$Q_{вс.} = 1,43 \cdot 402 \cdot 1 = 575 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Остаточні витрати повітря біля тупикового вибою складуть:

$$Q_{з.п.} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_v}{R_{пр.в.}}} = 0,69 \cdot Q_{в.р.}, \text{ м}^3/\text{с}.$$

$$Q_{з.п.} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{222}{5,41}} = 0,69 \cdot 6,7 = 6,20 \text{ м}^3/\text{с} = 372 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

### 2.5.7 Провітрювання шахти

Витрата повітря для шахти в цілому визначається по формулі:

$$Q_{ш} = 1,1 \cdot (\Sigma Q_{dil.} + \Sigma Q_{т.в.} + \Sigma Q_{пог.в.} + \Sigma Q_{под.в.} + \Sigma Q_k + \Sigma Q_{вит.}), \text{ м}^3/\text{хв},$$

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

$\Sigma Q_{dil.}$  - витрата повітря для провітрювання виймальних ділянок, м<sup>3</sup>/хв;

$\Sigma Q_{т.в.}$  - витрата повітря, що подається до всасів ВМП для відособленого провітрювання тупикових виробок, м<sup>3</sup>/хв;

$\Sigma Q_{пог.в.}$  - витрата повітря для провітрювання виробок, що погашаються, м<sup>3</sup>/хв;

$\Sigma Q_{под.в.}$  - витрата повітря для відособленого провітрювання підтримуваних виробок, м<sup>3</sup>/хв;

$\Sigma Q_k$  - витрата повітря для відособленого провітрювання камер, м<sup>3</sup>/хв;

$\Sigma Q_{вит.}$  - витоки повітря через вентиляційні спорудження, розташовані за межами виймальних ділянок, м<sup>3</sup>/хв.

Визначимо витрати повітря для провітрювання камер.

Витрата повітря для провітрювання складу ВР визначається по формулі:

$$Q_k = 0,07 \cdot V_k, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $V_k$  - сумарний обсяг виробок складу ВР, м<sup>3</sup>.

$$Q_k = 0,07 \cdot 1200 = 84 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрата повітря для провітрювання зарядних камер:

$$Q_k = \frac{31 \cdot 10^{-4} \cdot \sum_{i=1}^n E_i \cdot n_{ai}}{26 - t_{ex}}, \text{ м}^3/\text{хв.},$$

де  $E_i$  - ємність акумулятора, А·год (для 102 ТНЖШ-550  $E_i = 550$  А·год);

$n_{ai}$  - число акумуляторів у батареї ( $n_{ai} = 102$ );

$n$  - число одночасне батарей, що заряджаються, ( $n = 5$ ).

$$Q_k = \frac{31 \cdot 10^{-4} \cdot \sum_{i=1}^{n=5} 550 \cdot 102}{26 - 23} = 290 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

При цьому повинно дотримуватися умова:

$$Q_k \geq \sum_{i=1}^{n_i} 30 \cdot n_{oi} \cdot k_{ei}, \text{ м}^3/\text{хв.},$$

де  $k_{ei}$  - коефіцієнт, що враховує тип батареї, що заряджається, (по табл.8.1 [15]).

$$290 \text{ м}^3/\text{хв} > 30 \cdot 5 \cdot 1,7 = 255 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується. Приймаємо витрату повітря для провітрювання зарядних камер рівним 290 м<sup>3</sup>/хв.

Величина витоків повітря через вентиляційні спорудження, встановлені у виробках за межами виймальних ділянок, розраховується по формулі:

$$\Sigma Q_{\text{вит.ш.}} = \Sigma Q_{\text{вит.д.}} + \Sigma Q_{\text{вит.шл.}} + \Sigma Q_{\text{вит.кр.}} + \Sigma Q_{\text{вит.зав.}}, \text{ м}^3/\text{хв.},$$

де  $\Sigma Q_{\text{вит.д.}}$  - витоків повітря в межах шахти через глухі вентиляційні перемички, м<sup>3</sup>/хв. (норма витоків повітря через двері  $Q_{\text{вит.д.}} = 114$  м<sup>3</sup>/хв.; норма витоків повітря через глухі перемички  $Q_{\text{вит.д.}} = 22$  м<sup>3</sup>/хв.);

$\Sigma Q_{\text{вит.шл.}}$  - витоків повітря через шлюзи, м<sup>3</sup>/хв. ( $Q_{\text{вит.шл.}} = 0$  м<sup>3</sup>/хв.);

$\Sigma Q_{\text{вит.кр.}}$  - витоків повітря через кросинги, м<sup>3</sup>/хв. ( $Q_{\text{вит.кр.}} = 0$  м<sup>3</sup>/хв.);

$\Sigma Q_{\text{вит.зав.}}$  - витоків повітря через завантажувальні пристрої, м<sup>3</sup>/хв. ( $\Sigma Q_{\text{вит.зав.}} = 150$  м<sup>3</sup>/хв.).

Визначимо витоків повітря, що впливають на роботу вентилятора, встановленого на стовбурі Пугачовка:

$$\Sigma Q_{\text{вит.ш.}} = 3 \cdot 22 + 2 \cdot 114 + 1 \cdot 150 = 444 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо витрату повітря для вентилятора, встановленого на стовбурі Пугачовка:

$$Q_{\text{ш.}} = 1,1 \cdot (2178 + 1150 + 0 + 204 + (84 + 290) + 444) = 4785 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо подачу вентиляційних установок по формулі:

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

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

— на стовбурі Пугачовка:

$$Q_{\text{в.}} = 4785 \cdot 1,25 = 5981 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо депресію шахти, за яку приймається максимальне значення з депресій усіх напрямків  $h_{n,max}$ , що проходять через очисні виробки.

Депресія напрямку визначається:

$$h_n = h_{к.в.} + h_{н.в.} + h_k + h_{к.к.}, \text{ даПа,}$$

де  $h_{к.в.}$  – депресія каналу вентиляційної установки, даПа:

$$h_{к.в.} = 0,11 \cdot h_{н.в.}$$

$h_{н.в.}$  – депресія підземних виробок напрямку, даПа:

$$h_{н.в.} = 1,1 \cdot (h_1 + h_2 + \dots + h_n)$$

$h_k$  – депресія повітрянагрівачів, даПа;

$h_{к.к.}$  – депресія каналу повітрянагрівальної установки, даПа.

Визначимо депресію лави по формулі:

$$h_{оч.} = R_{оч.} \cdot Q_{оч.}^2, \text{ даПа,}$$

де  $R_{оч.}$  – загальний аеродинамічний опір лави, кр.

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

де  $\xi_{вх}$ ,  $\xi_{вих}$  – коефіцієнти місцевого опору входу і виходу лави (визначається по табл. 9.1 [15]);

$r_{100}$  – питомий аеродинамічний опір лав з мех. кріпленням, кр (по табл. 6.5 [15]);

$l_{оч.}$  – довжина лави, м.

$$R_{оч.} = \frac{0,0612 \cdot (10 + 1,5)}{2,88^2} + 0,01 \cdot 0,04 \cdot 60 = 0,11 \text{ кр,}$$

$$h_{оч.} = 0,11 \cdot 9,25^2 = 9,31 \text{ даПа.}$$

Депресія капітальних і підготовчих виробок розраховується по:

$$h = \frac{k_{н.р.в.} \cdot \alpha \cdot P_v \cdot l_v \cdot Q_p^2}{S^3}, \text{ даПа,}$$

де  $k_{н.р.в.}$  – коефіцієнт, що враховує нерівномірність розподілу повітря по мережі гірничих виробок, резерв вентиляційної мережі і резерв вентиляційних установок;

$\alpha$  – коефіцієнт аеродинамічного опору, даПа·с<sup>2</sup>·м<sup>2</sup>;

$P_v$  – периметр виробки, м:

- для виробок круглого перетину:

$$P_v = 3,54 \cdot \sqrt{S};$$

- для виробок аркового перетину:

$$P_v = 3,8 \cdot \sqrt{S};$$

$l_v$  – довжина виробки, м;

$S$  – перетин виробки, м<sup>2</sup>;

$Q_p$  – розрахункова витрата повітря по виробках розглянутого напрямку, м<sup>3</sup>/с.

Зробимо розрахунок депресії виробок по ділянці для різних напрямків. Результати розрахунків зведемо в таблицю 2.4.

$$h_{н.в.}^{\min} = 1,1 \cdot 235,39 = 258,93 \text{ даПа;}$$

$$h_{n.6}^{\max} = 1,1 \cdot 296,41 = 326,05 \text{ даПа};$$

$$h_{к.6}^{\min} = 0,11 \cdot 258,93 = 28,48 \text{ даПа};$$

$$h_{к.6}^{\max} = 0,11 \cdot 326,05 = 35,87 \text{ даПа};$$

$$h_n^{\min} = 258,93 + 28,48 = 287,41 \text{ даПа};$$

$$h_n^{\max} = 326,05 + 35,87 = 361,92 \text{ даПа}.$$

Таблиця 2.4 – Розрахунок депресії

| № дільниці | Назва дільниці               | Параметри розрахунків |      |       |                    |      |          |       |                        |        |        |
|------------|------------------------------|-----------------------|------|-------|--------------------|------|----------|-------|------------------------|--------|--------|
|            |                              | кн.р.в                | α    | P, м  | довжина виробки, м |      | Qp, м3/с | S, м2 | депресія виробки, даПа |        | V, м/с |
|            |                              |                       |      |       | Lmin               | Lmax |          |       | h min                  | h max  |        |
| 1          | 2                            | 3                     | 4    | 5     | 6                  | 7    | 8        | 9     | 10                     | 11     | 12     |
| 1-2        | noī āāōō' 4                  | 1,563                 | 30,6 | 25,08 | 1026               | 960  | 79,8     | 50,2  | 6,19                   | 5,79   | 1,59   |
| 2-3        | noī āāōō' 4                  | 1,563                 | 30,6 | 25,08 | 120                | 1020 | 73,4     | 50,2  | 0,61                   | 5,21   | 1,46   |
| 3-4        | Ēāōō ēāāā ō 1146             | 1,563                 | 20   | 14,47 | 170                | 170  | 58,9     | 14,5  | 8,74                   | 8,74   | 4,06   |
| 4-5        | Čāōāī .īī ēūī ā. āāī ō. ōōō. | 1,563                 | 20   | 14,47 | 660                | 2640 | 29,4     | 14,5  | 8,48                   | 33,93  | 2,03   |
| 5-6        | īōīī .ēāāōē.                 | 1,563                 | 16   | 13,27 | 20                 | 20   | 19,9     | 12,2  | 0,14                   | 0,14   | 1,63   |
| 6-7        | Ōāī nī. ōōō.                 | 1                     | 16   | 13,27 | 60                 | 600  | 18,2     | 12,2  | 0,23                   | 2,31   | 1,49   |
| 7-8        | āōāān nī āīā.                | 1                     | 7    | 8,90  | 10                 | 115  | 18,2     | 6,8   | 0,07                   | 0,75   | 2,67   |
| 8-9        | ēāā                          |                       |      |       | 60                 | 60   | 9,3      | 2,88  | 12,40                  | 12,40  | 3,21   |
| 9-10       | nī āōōī āāāī āyū āīā.        | 1                     | 7    | 8,9   | 10                 | 115  | 18,2     | 6,8   | 0,07                   | 0,75   | 2,67   |
| 10-11      | āāī ō. ōōō.                  | 1                     | 16   | 13,27 | 60                 | 600  | 18,2     | 12,2  | 0,23                   | 2,31   | 1,49   |
| 11-12      | īōīī .ēāāōē.                 | 1,563                 | 16   | 13,27 | 20                 | 20   | 19,9     | 12,2  | 0,14                   | 0,14   | 1,63   |
| 12-13      | Čāōāī .īī ēūī ā. āāī ō. ōōō. | 1,563                 | 20   | 14,47 | 660                | 2640 | 29,4     | 14,5  | 8,48                   | 33,93  | 2,03   |
| 13-14      | Ēāōō ēāāā ō. 1026            | 1,563                 | 20   | 14,47 | 90                 | 90   | 59,0     | 14,5  | 4,65                   | 4,65   | 4,07   |
| 14-15      | noī āāōōī čāī āā             | 1,563                 | 30,6 | 13,71 | 1026               | 960  | 99,7     | 15,0  | 193,08                 | 185,34 | 6,65   |
|            | Ēāōī īī īāīōyī ēō            |                       |      |       |                    |      |          |       | 243,53                 | 296,41 |        |

Величину депресії природної тяги визначимо по формулі:

$$h_{np} = \frac{P_o \cdot H}{100} \cdot (a_1 - a_2) , \text{ даПа},$$

де  $P_o$  – барометричний тиск, мм рт. ст. ( $P_o = 760$  мм рт. ст.);

$H$  – глибина ведення робіт, м;

$a_1, a_2$  – коефіцієнти, що визначаються по формулі:

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T_{cp}} ;$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T_{cp}''} ,$$

де  $R$  – газова постійна ( $R = 29,27$ );

$T_{cp}$  – середня температура повітря за місяць у повітроподавальному стовбурі 1-2 (рис. 2.3), °K:

$$T_{cp}' = \frac{t_1 + t_2}{2} + 273 , \text{ °K},$$

де  $t_1$  – температура на вході у повітроподавальний стовбур у точці 1, °C (у зимовий час  $t_1 = 2$  °C; у літню пору  $t_1 = 25$  °C);

$t_2$  – температура на виході з повітроподавального стовбура в точці 2, °C:

$$t_2 = \sqrt{A + \frac{H}{3,42}} - 19,6 ,$$

де  $A$  – коефіцієнт, що змінюється в залежності від того, для якого періоду часу виробляється розрахунок (узимку  $A = 432$ ; влітку  $A = 1470$ ).

$T'_{cp}$  – середня температура повітря за місяць у повітроподавальному стовбурі 3-4 (рис. 2.3), °K:

$$T'_{cp} = \frac{t_3 + t_4}{2} + 273, \text{ °K,}$$

де  $t_3$  – температура повітря в приствольному дворі повітровидавального стовбура в точці 3, °C:

$$t_3 = 10 + \frac{H - h_{nocm.s}}{30} - t_o,$$

де  $t_o$  – різниця між температурою повітря і порід (узимку  $t_o = 5-10$  °C; улітку  $t_o = 3-5$  °C);

$h_{nocm.s}$  – глибина залягання зони з постійною температурою порід, м ( $h_{nocm.s} = 40$  м);

$t_4$  – температура повітря на виході з повітроподавального стовбура в точці 4, °C:

$$t_4 = t_3 - 0,5 \cdot \frac{H}{100}, \text{ °C.}$$



Рис. 2.3 – Схема для розрахунку природної тяги

Зробимо розрахунок природної тяги для літніх умов:

$$t_2 = \sqrt{1470 + \frac{1146}{3,42}} - 19,6 = 22,7 \text{ °C;}$$

$$T'_{cp} = \frac{25 + 22,7}{2} + 273 = 296,8 \text{ °C;}$$

$$t_3 = 10 + \frac{1146 + 40}{30} - 5 = 39,7 \text{ °C;}$$

Внаслідок того, що температура повітря перевищує 26 град, передбачаємо кондиціонування повітря до 25 град.

$$t_4 = 25,0 - 0,5 \cdot \frac{1146}{30} = 19,6 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T''_{cp} = \frac{25,0 + 19,6}{2} + 273 = 295,3 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 296,8} = 0,157;$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 295,3} = 0,1573;$$

$$h_{np.l.} = \frac{760 \cdot 1146}{100} (0,157 - 0,1573) = -6,65 \text{ даПа.}$$

Зробимо розрахунок природної тяги для зимових умов:

$$t_2 = \sqrt{1470 + \frac{1146}{3,42}} - 19,6 = 7,7 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T'_{cp} = \frac{2 + 7,7}{2} + 273 = 277,9 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$t_3 = 10 + \frac{1146 + 40}{30} - 10 = 34,7 \text{ } ^\circ\text{C};$$

Внаслідок того, що температура повітря перевищує 26 град, передбачаємо кондиціонування повітря до 25 град.

$$t_4 = 25,0 - 0,5 \cdot \frac{1146}{30} = 19,6 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T''_{cp} = \frac{25,0 + 19,6}{2} + 273 = 295,3 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 277,9} = 0,167;$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 295,3} = 0,157;$$

$$h_{np.l.} = \frac{760 \cdot 1146}{100} (0,167 - 0,157) = 81,00 \text{ даПа.}$$

Для вибору вентилятора, встановленого на стовбурі Пугачовка, необхідні наступні дані:

— кількість повітря, подаваного в мережу гірничих виробок:  $q''' = 99,68 \text{ м}^3/\text{с};$

— мінімальна депресія шахти — 287,41 даПа;

— максимальна депресія шахти – 361,92 даПа.

Виходячи з цього, приймаємо вентилятор типу ВЦД-32М [24].

Визначимо максимальну і мінімальну депресії шахти з урахуванням депресії природної тяги:

$$H_{\phi, \max} = h_{u, \max} \pm h_{\text{пр.л}}, \text{ даПа};$$

$$H_{\phi, \min} = h_{u, \min} - h_{\text{пр.з}}, \text{ даПа.}$$

$$H_{\phi, \max} = 361,92 - 6,65 = 355,26 \text{ даПа};$$

$$H_{\phi, \min} = 287,41 - 81,00 = 206,41 \text{ даПа.}$$

Побудуємо характеристику мережі виробок на характеристиці вентилятора для максимальної і мінімальної депресії, для чого знайдемо аеродинамічний опір мережі виробок:

$$R = \frac{H}{Q^2}, \text{ км.}$$

$$R_{\max} = 355,26 / 99,68^2 = 0,036 \text{ км};$$

$$R_{\min} = 206,41 / 99,68^2 = 0,021 \text{ км.}$$

Задамося довільною витратою повітря і визначимо депресії по формулах:

$$H_{\max} = R_{\max} \cdot q^2, \text{ даПа};$$

$$H_{\min} = R_{\min} \cdot q^2, \text{ даПа.}$$

Результати розрахунків зведемо в таблицю 2.5.

Таблиця 2.5 – Результати розрахунків

| $q, \text{ м}^3/\text{с}$ | 20 | 40 | 60  | 80  | 100 | 120 | 140 |
|---------------------------|----|----|-----|-----|-----|-----|-----|
| $H_{\max}, \text{ даПа}$  | 14 | 57 | 129 | 229 | 358 | 515 | 701 |
| $H_{\min}, \text{ даПа}$  | 8  | 33 | 75  | 133 | 208 | 299 | 407 |

За отриманими результатами будуюмо криві характеристики шахти і накладемо їх на характеристику ВГП.

Одержуємо точки перетинання А і В, що характеризують режим роботи вентилятора при максимальному і мінімальному опорі мережі виробок.

Режим роботи вентилятора ВЦД-32М:

— при максимальному опорі:  $Q_{\phi, \max} = 122 \text{ м}^3/\text{с}$ ;  $H_{\phi, \max} = 532 \text{ даПа}$ ;

— при мінімальному опорі:  $Q_{\phi, \min} = 104 \text{ м}^3/\text{с}$ ;  $H_{\phi, \min} = 225 \text{ даПа}$ .

Резерв вентилятора ВЦД-32М по продуктивності визначимо по формулі:

$$k_p = \frac{Q_{\max}}{Q_s} \geq 1,15,$$

де  $Q_{\max}$  – максимально можлива продуктивність вентилятора при його роботі на мережу з максимальним опором.

$$k_p = \frac{122}{99,68} = 1,2.$$

Умова дотримується.



## 2.6 Охорона праці

### 2.6.1 Промислова санітарія і гігієна

Санітарно-побутове обслуговування працюючі шахти, прання спецодягу зберігається в існуючому будинку АПК, розташованому на центральній промшадці, де є душові з гардеробними чистого і брудного одягу, питна станція, пральня, респіраторна.

Для попередження захворювань працюючих у запиленій атмосфері пневмоконіозом, проектом передбачаються медико-профілактичні заходи, що підвищують опірність організму й знижують небезпеку виникнення в працюючих профзахворювань (медичні профогляди, інгаляторій, фотарій і ін.).

Відповідно до вимог ПБ [8]:

- всі працівники повинні мати при собі індивідуальні перев'язні пакети в міцній водонепроникній оболонці;
- на підземних ділянках, у виходів з очисних вибоїв, у підготовчих вибоєх, а також у камері піднімальної машини повинні бути аптечки для надання першої допомоги й носилки із твердим ложем;
- всі підземні робітники повинні бути постачені флягами для напоїв, що рекомендуються органами охорони здоров'я.

Для медичного обслуговування трудящих є здравпункт, що обладнаний відповідно до санітарних норм і спеціальних вказівок Мінздраву України.

Санітарно-побутове обслуговування робітників виробляється в адміністративно-побутовому комбінаті, оснащеному всіма необхідними приміщеннями промсанітарії: душовими, санвузлами, пральнею, питною станцією й т.д.

У місцях очікування підземного транспорту й у межах виїмальних ділянок ділянок передбачається установка санвузлів.

### 2.6.2 Заходи щодо зниження запилення повітря та попередження загазування в шахті

Відповідно до «Інструкції з комплексного знепилення повітря» передбачені наступні заходи, спрямовані на попередження пилоутворення й боротьби з пилом: попереднє зволоження вугілля в масиві через свердловини; ефективне зрошення при виїманні вугілля в лаві та при проведенні підготовчих виробок прохідницькими комбайнами з подачею води в зону руйнування (внутрішнє зрошення); зрошення гірської маси при навантаженні її прохідницькими комбайнами; зрошення при пересувці секцій механізованого кріплення; зрошення на навантажувальних і перевантажувальних пунктах; знепилення вихідного з лави вентиляційного струменя повітря за допомогою водяних завіс типу ВЗ-1.

Для попередження загазування гірничих виробок проектом передбачається провітрювання: підземних виробок за допомогою безперервно діючих вентиляційних установок, розташованих на поверхні; очисних вибоїв і інших об'єктів за рахунок загальшахтної депресії; підготовчих вибоїв вентиляторами місцевого провітрювання в комплексі з вентиляційними трубами.

### 2.6.3 Запобігання й локалізація вибухів вугільного пилу

Для запобігання поширенню вибухів вугільного пилу в мережі гірничих виробок вибоїв підготовчих виробок, що проводяться по вугіллю чи по вугіллю і породі за допомогою комбайнів, а також сполучення лав із штреками, розподілки та інші місця скупчення електроустаткування в дільничних виробках повинні бути захищені автоматичними системами локалізації спалахів метану й вугільного пилу в початковій стадії їх виникнення.

До впровадження автоматичних систем локалізації вибухів вугільного пилу повинні встановлюватися водяні заслони відповідно до вимог ПБ.

Водяними заслонами повинні бути ізольовані (захищені): очисні виробки; вибоїв підготовчих виробок, що проводяться по вугіллю чи по вугіллю і породі; крила шахтного поля в кожному пласті; конвеєрні виробки; пожежні дільниці.

Заслони розміщуються у виробках на вхідному та на вихідному струменях виробок, що ізолюються.

Для захисту конвеєрних виробок, тупикових підготовчих виробок, що проводяться по вугіллю, водяні заслони повинні встановлюватися на всій довжині виробок на відстані один від одного не більше як 250 м для водяних заслонів. Водяні заслони повинні встановлюватися на відстані не меншій за 75 та не більшій за 250 м від вибоїв очисних та підготовчих виробок, сполучень відкотних та вентиляційних штреків із бремсбергами, похилами, квершлагами, а також перемичок, що ізолюють пожежу.

Контроль пиловихобезпечності гірничих виробок повинен проводитися інженерно-технічними працівниками дільниці, у віданні якої вони знаходяться, щозмінно та інженерно-технічними працівниками дільниці ВТБ не рідше одного разу на добу. Результати контролю стану пилового режиму дільницею ВТБ повинні заноситися до «Книги контролю стану пилового режиму». Не рідше одного разу на квартал контроль пиловивухобезпеки виробок повинен проводитися підрозділами ДВГРС. Контроль пиловивухобезпеки повинен здійснюватися приладами або лабораторним аналізом та візуально.

### 2.6.4 Протипожежний захист поверхні шахти, стволів і приствольного двору

Розміщення проекттованих будинків і споруджень на площадці шахти відповідає вимогам будівельних і протипожежних норм і правил. Пожежогасіння проекттованих об'єктів шахти на промплощадці забезпечується пересувними засобами пожежогасіння державної пожежної служби найближчого пожежного депо. Джерела протипожежного водопостачання поверхні шахти

й підземного пожежогасіння прийняті відповідно до діючого на шахті проекту: основне джерело - міський водопровід діаметром 150 мм; друге джерело - шахтна вода після очищення й знезаражування.

У підземних виробках околостовбурового подвір'я повинні використовуватися технологічні процеси й устаткування, які забезпечують пожежну безпеку. У виробках околостовбурового подвір'я повинен бути прокладений пожежно-зрошувальний трубопровід. Пожежні трубопроводи повинні прокладатися так, щоб забезпечувалось подавання води для гасіння пожеж у будь-якому місці околостовбурового подвір'я. Діаметр трубопроводу визначається розрахунком, але повинен бути не меншим за 100 мм. Трубопровід повинен бути постійно заповнений водою й забезпечувати в будь-якому місці необхідні для гасіння пожежі витрату й тиск. Забороняється використовувати пожежний трубопровід не за призначенням (відкачка води та ін.), окрім як для боротьби з пилом.

#### 2.6.5 Контроль концентрації метану

Контроль концентрації метану в газових шахтах повинен здійснюватися у всіх виробках, де може виділятися або скупчуватися метан. Місця та періодичність вимірів установлюються начальником дільниці ВТБ та затверджуються головним інженером шахти.

При цьому повинні виконуватися наступні вимоги: біля вибоїв діючих тупикових виробок, стволів, у вихідних вентиляційних струменях тупикових і очисних виробок та виїмкових дільниць у разі відсутності автоматичного контролю виміри концентрації метану повинні проводитися у шахтах надкатегорних та небезпечних за раптовими викидами - не рідше трьох разів на зміну. Один із вимірів повинен виконуватися на початку зміни. При цьому не рідше одного разу на зміну виміри повинні проводитися працівниками дільниці ВТБ; у вхідних до тупикових та очисних виробок вентиляційних струменях, у недіючих тупикових та очисних виробках та їх вихідних струменях, у вихідних струменях крил та шахт, а також на пластах, де виділення метану не спостерігалось, та в інших виробках виміри концентрації метану повинні здійснюватися працівниками дільниці ВТБ не рідше одного разу на добу.

#### 2.6.6 Заходи щодо охорони праці і безпеки робіт

Для забезпечення безпеки при веденні очисних робіт необхідно виконувати наступні вимоги [8].

Виймання вугілля в очисному вибої здійснювати відповідно до паспорта виймальної ділянки, проведення і кріплення гірничих виробок із застосуванням комплексу заходів для запобігання всіх небезпечних і шкідливих виробничих факторів. Ведення очисних робіт до первинної посадки основної покрівлі, первинну посадку основної покрівлі, а також підхід вибою до технічних границь виймальної ділянки проводити по заходах, передбаченим паспортом виймальної ділянки, проведення і кріплення підземних виробок. У випадку зупинки робіт в очисному вибої на час понад добу вживати заходів по попередженню об-

валення покрівлі в привибійний простір, чи загазуванню, затопленню. У процесі роботи здійснити перевірку стійкості покрівлі і вибою шляхом огляду й обстукування. Лаву, обладнану щитовим агрегатом, оснащувати гучномовним зв'язком із прийомопередаючими пристроями, установленими через кожні 10м, а також на сполученнях. Первинну посадку основної покрівлі робити під керівництвом начальника дільниці чи його заступника. У випадку затримки обвалення покрівлі понад установлений паспортним кроком посадки необхідно застосовувати штучне обвалення, при цьому забороняється здійснити роботи в лаві по видобутку вугілля до обвалення покрівлі.

Способи і прийоми ведення гірничих робіт і підтримки виробок повинні виключати обвали й обвалення гірничих порід у робочий простір. Проведені гірничі виробки повинні бути вчасно закріплені і утримуватися весь термін експлуатації відповідно до вимог проєктів і паспортів. Вироби і матеріали, застосовувані для кріплення виробок, повинні відповідати вимогам стандартів, затверджених технічних умов і паспортів. Забороняється ведення гірничих робіт без твердження 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 за тампоновані. Відстань від кінця перегородок вентиляційних труб до вибою не повинна перевищувати 8 м. Наприкінці гнучких повітропроводів повинна навішуватися труба з твердого матеріалу довжиною не менш 2,0м, що забезпечує нормальний перетин вихідного отвору труби.

При монтажних-демонтажних роботах необхідно закріпити монтажну камеру відповідно до паспорта 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.

Стрічкові конвеєри повинні обладнуватися:

- а) датчиками бічного сходу стрічки, що відключають привод конвеєра при сході стрічки убік більш 10% її ширини;
- б) засобами пилоподавління в місцях перевантажень, якщо запиленість повітря в цих місцях перевищує гранично допустимі концентрації;
- в) пристроями по очищенню стрічок і барабанів;
- г) пристроями, що уловлюють вантажну гілку при її розриві;
- д) пристроєм для відключення привода конвеєра з будь-якої точки по його довжині;

У виробках, обладнаних конвеєрами, повинні бути безпечні переходи через конвеєри.

Профілактичні заходи, спрямовані на боротьбу з пилом як професійною шкідливістю містять:

- зрошення при виїмці вугілля;
- зрошення на навантажувальному пункті лави;

- зниження пиловиділення при експлуатації щитового кріплення, для чого необхідно:

а) застосовувати зрошення при пересуванні секцій кріплення, якщо конструкцією кріплення передбачені необхідні засоби;

б) підтримувати в справному стані щити перекриттів і огороження з боку виробленого простору;

в) робити пересувку секцій кріплення без утрати контакту з покрівлею.

- зрошення при роботі навантажувальних машин;
- обмивка гірничої виробки перед вибуховими роботами;
- промивання при буравленні шпурів;
- водяні завіси при вибухових роботах;

У пунктах навантаження і перевантаження на стрічкових конвеєрах повинне застосовуватися зрошення гірничої маси, що навантажується.

Розміщення і кількість пожежних пристроїв, засобів пожежогасіння й інструментів, а також вимога до вогнестійкості кріплення гірничих виробок на ділянці визначається «Інструкцією з протипожежного захисту вугільних і сланцевих шахт». Проектування трубопроводів у підземних виробках здійснюється відповідно до «Указівок по проектуванню трубопроводів у підземних виробках вугільних і сланцевих шахт».

При перекріпленні виробок всі роботи ведуться під захистом тимчасового чи постійного кріплення. Забороняється витягати одночасно більш ніж 2 арки кріплення. Необхідно передбачати установку тимчасового чи посилюючого кріплення. Необхідно перевіряти справність пристроїв. Потрібно виставляти світлові сигнали в обидва боки від місця ремонту на 80м при наявності рейкового транспорту. Обов'язкова наявність телефонного зв'язку з місцем ведення робіт. У похилих виробках повинна бути сигналізація. При вході в похилу виробку необхідно встановлювати стаціонарний бар'єр та обладнувати рятувальну нішу на відстані не більш 20м від вибою. При відправленні вагонетки нагору чіпляється стопорний пристрій («вилка»), що при обриві стопорить вагонетку.

При погашенні, виробка, з якої витягається металеве кріплення, повинна утримуватися в задовільному стані і добре провітрюватися для забезпечення безпечних умов роботи. Витяг кріплення з горизонтальних і похилих виробок з кутом нахилу не більш  $30^{\circ}$  допускається в присутності представника технічного нагляду дільниці і тільки з застосуванням механізмів, що діють з безпечної відстані, і з погашенням виробки в напрямку, що забезпечує вихід до стовбура шахти. Витяг кріплення в похилих виробках з кутом нахилу від  $15$  до  $30^{\circ}$  дозволяється робити тільки в напрямку знизу нагору. При витязі елементів металевого кріплення необхідно:

а) утримувати в чистоті і порядку робоче місце;

б) перевіряти надійність кріплення лебідки і блоку;

в) стежити за нормальним провітрюванням виробки;

г) знаходячись під захистом запобіжного щита, стежити за натягом каната лебідки.

Перебування робітників у незакріпленому просторі не допускається. Після витягу всіх елементів кріплення виробка ретельно оглядається, ліквідуються

навислі шматки породи з боку завалу, перевіряється стійкість постійного і тимчасового кріплення. При транспортуванні кріплення за допомогою лебідки не допускається перебування людей у виробці в зоні дії каната і збоку від кріплення, що транспортується, а в місцях можливого проходження людей у виробку в безпечному місці встановлюється пост.

Для забезпечення санітарно-гігієнічних умов праці рекомендується оснащати роздягальні і душові гумовими рифленими ковриками; влаштувати у роздягальнях сидіння для відпочинку; постачати робітникам мило, рушники, гумові тапочки; розташувати формалінові ванночки на виході з душових.

З метою поліпшення медичного обслуговування необхідно кожному підземному працюючому видавати індивідуальні перев'язні пакети в герметичному упакованні. У місцях, передбачених ПБ, необхідно розміщати аптечки першої допомоги, носилки з твердим ложем. Робітники повинні забезпечуватися засобами індивідуального захисту, що попереджають професійні захворювання.

## 2.7 Охорона навколишнього середовища

Шахта ім. Ф.Е.Дзержинського – типова шахта, що у процесі видобутку вугілля робить забруднення навколишнього середовища: гідросфери, літосфери, атмосфери.

### 2.7.1 Охорона атмосферного повітря

Основними джерелами забруднення навколишнього середовища є: породні відвали; котельні; вентиляційні викиди; склади вугілля; пункти навантаження вугілля. Характеристика джерел викидів шкідливих речовин приводиться у таблиці 2.7.

Таблиця 2.7 - Характеристика джерел викидів шкідливих речовин

| № | Найменування джерела                  | Шкідливі речовини                               | Річний викид у атмосферу, т/рік      |
|---|---------------------------------------|-------------------------------------------------|--------------------------------------|
| 1 | Котельня                              | CO<br>NO <sub>2</sub><br>SO <sub>2</sub><br>пил | 1393,65<br>511,34<br>50,75<br>147,18 |
| 2 | Породний відвал (не палаючий)         | пил                                             | 6,145                                |
| 3 | Пункти навантаження вугілля та породи | пил                                             | 5,725                                |
| 4 | Вентиляційні викиди з шахти           | пил                                             | 11,102                               |

З таблиці бачимо, що найбільшим джерелом забруднення атмосфери є котельня.

Максимальна приземна концентрація шкідливих речовин визначається по формулі [24]:

$$C_M = \frac{A \cdot M \cdot F \cdot m \cdot n}{H^2 \cdot \sqrt[3]{V_1 \cdot \Delta T_1}} \cdot \eta, \text{ мг / м}^3,$$

де  $A$  – коефіцієнт, що залежить від температурної стратифікації атмосфери;

$M$  – маса шкідливої речовини (максимальний викид) 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;

$V_1$  – витрата газоповітряної суміші, м<sup>3</sup>/с:

$$V_1 = \frac{\pi}{4} \cdot D^2 \cdot \omega,$$

де  $D$  – діаметр устя джерела викиду, м;

$\omega$  – середня швидкість виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду.

$\Delta T$  – різниця між температурою газоповітряної суміші  $T_r$  і температурою навколишнього повітря  $T_b$ ,  $^{\circ}\text{C}$ ;

$\eta$  - безрозмірний коефіцієнт, що враховує вплив рельєфу місцевості;

$m$  і  $n$  - коефіцієнти, що враховують умови виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду (визначаються в залежності від параметрів  $f$ ,  $V'_m$ ,  $V_m$ ,  $f_e$ ).

$$V_1 = \frac{3,14}{4} \cdot 0,8^2 \cdot 5,0 = 2,5 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$\Delta T = 100 - 25 = 75 \text{ }^{\circ}\text{C}.$$

Параметри  $f$ ,  $f_e$  визначаються з виражень:

$$f_e = 800 \cdot (V'_m)^3;$$

$$f = 1000 \cdot \frac{\omega^2 \cdot D}{H^2 \cdot \Delta T}$$

Визначимо параметр  $V_m$ ,  $V'_m$  по формулам:

$$V_m = 0,65 \cdot \sqrt[3]{\frac{V_1 \cdot \Delta T}{H}}, \text{ м/с};$$

$$V'_m = 1,3 \cdot \frac{\omega \cdot D}{H}, \text{ м/с}.$$

$$V_m = 0,65 \cdot \sqrt[3]{\frac{2,5 \cdot 75}{45}} = 1,05 \text{ м/с};$$

$$V'_m = 1,3 \cdot \frac{5,0 \cdot 0,8}{45} = 0,12 \text{ м/с};$$

$$f_e = 800 \cdot (0,12)^3 = 1,38;$$

$$f = 1000 \cdot \frac{5,0^2 \cdot 0,8}{45^2 \cdot 75} = 0,132.$$

Коефіцієнт  $m$  при  $f < 100$  визначається по формулі:

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1 \cdot \sqrt{f} + 0,34 \cdot \sqrt[3]{f}}.$$

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1 \cdot \sqrt{0,132} + 0,34 \cdot \sqrt[3]{0,132}} = 1,14.$$

Коефіцієнт  $n$  визначається:

$$\text{при } 0,5 \leq V_m < 2: \quad n = 0,532 \cdot V_m^2 - 2,13 \cdot V_m + 3,13.$$

$$n = 0,532 \cdot 1,05^2 - 2,13 \cdot 1,05 + 3,13 = 1,48.$$

Визначимо максимальні приземні концентрації шкідливих речовин:

$$C_{MCO} = \frac{200 \cdot 44,2 \cdot 1 \cdot 1,14 \cdot 1,48 \cdot 1}{45^2 \cdot \sqrt[3]{2,5 \cdot 75}} = 1,287 \text{ мг / м}^3;$$

$$C_{MNO_2} = \frac{200 \cdot 16,2 \cdot 1 \cdot 1,14 \cdot 1,48 \cdot 1}{45^2 \cdot \sqrt[3]{2,5 \cdot 75}} = 0,472 \text{ мг / м}^3;$$



$$C_{Mso_2} = \frac{200 \cdot 1,6 \cdot 1 \cdot 1,14 \cdot 1,48 \cdot 1}{45^2 \cdot \sqrt[3]{2,5 \cdot 75}} = 0,047 \text{ мг / м}^3;$$

$$C_{Mпил} = \frac{200 \cdot 4,7 \cdot 3 \cdot 1,14 \cdot 1,48 \cdot 1}{45^2 \cdot \sqrt[3]{2,5 \cdot 75}} = 0,408 \text{ мг / м}^3.$$

Зрівнюючи одержані значення для CO, SO<sub>2</sub>, NO<sub>2</sub> та пилу зі значеннями ГДК [24], можна зробити висновок, що вони не перевищують ГДК шкідливих речовин. Оскільки максимальні приземні концентрації від найбільш значного джерела викидів в атмосферу не перевищують ГДК, то в розробці додаткових заходів з охорони атмосферного повітря не має потреби.

### 2.7.2 Охорона гідросфери

Шахтні води за хімічним складом відносяться до лужних з мінералізацією 1,5 г/л. Можливо сполучення сульфатно-гідрокарбонатно-натрієвих та сульфатно-кальцієво-натрієвих вод. В більшому ступені води забруднені зваженими речовинами – 68,59 т/рік; хлоридами – 5587,4 т/рік; сульфатами – 1915,8 т/рік; нітратами – 195,21 т/рік. Характеристика стічних вод наведена в таблиці 2.8.

Таблиця 2.8 - Характеристика стічних вод

| № П/П | Показник стану стічних вод | Концентрація забруд. речовин, мг/л. |                      |                              |
|-------|----------------------------|-------------------------------------|----------------------|------------------------------|
|       |                            | До очищення, мг/л                   | Після очищення, мг/л | Допустима концентрація, мг/л |
| 1     | Вивіщені речовини          | 32,1                                | 9,2                  | 10                           |
| 2     | Мінералізація              | 1460                                | 665                  | 1800                         |
| 3     | Хлориди                    | 210                                 | 70                   | 290                          |
| 4     | Сульфати                   | 448                                 | 156                  | 190                          |
| 5     | Залізо                     | 0,18                                | 0,029                | 0,4                          |

Очищення стічних вод здійснюється двома методами:

- механічне очищення (відстійник) з потужністю 20 тис. м<sup>3</sup>/добу;
- біологічне очищення (біофільтр) з потужністю 100 м<sup>3</sup>/добу.

Ефективність очищення 95%. Очищення проходять усі води. Оскільки при існуючій ефективності очисних споруд концентрація шкідливих речовин у стічних водах не перевищує ГДК, то розробляти додаткові заходи з охорони гідросфери не потрібно.

### 2.7.3 Охорона літосфери

На шахті існує діючий відвал. Об'єм відвалу - 6000 тис. м<sup>3</sup>. Висота відвала 45 м, площа основи 140 тис. м<sup>2</sup>. Форма відвала – плоска.

Основними заходами, що передбачають самозапалення породних відвалів на шахті, що проектується, є: зниження вмісту горючих речовин у відвальній масі за рахунок покращення технології виймання вугілля та його збагачення;

створення щільних повітронепроникних відвалів шляхом пошарового складування порід, їх перешарування та ущільнення замуленням, а також засипкою негорючим матеріалом; влаштування на відвалах протипожежних бар'єрів; організація контролю теплового стану відвала, заміри температури передбачається здійснити двічі на рік – навесні та восени.

Кількість породи, що знаходиться у відвалі, знайдемо по формулі:

$$Q = V \cdot \gamma, \text{ тис. т.},$$

де  $V$  – обсяг породи у відвалі,  $\text{м}^3$ ;

$\gamma$  – об'ємна вага породи,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

$$Q = 6000000 \cdot 2,5 = 15000 \text{ тис. т.}$$

Для ефективної охорони літосфери пропоную проводити розробку усіх породних відвалів по методиці ВНДІОС вугілля. Згідно до розрахунків повну розробку породних відвалів шахти можна завершити за 10 років.

При цьому породи відвалів шахти можна використовувати в якості вихідної сировини у виробництві будівельних матеріалів (шлакоблоку, цементу марки 50), а також як баласт при будівництві автошляхів.

За рік на баласт при будівництві автобанів, та будівництві автошляхів використовується 1125 тис. т породи; на виготовлення шлакоблоку – 225 тис. т породи; на виготовлення цементу марки 50 – 150 тис. т породи.

Пропонується рекультивация звільненої від відвала земної поверхні з подальшою передачею землі в сільське господарство. Під рекультивациєю розуміють дії, спрямовані на відновлення продуктивності сільськогосподарської цінності земель.

Рекультивация складається з двох етапів – технічного та біологічного.

1. Технічний включає підготовку зіпсованих земель для цільового використання в народному господарстві.
2. Біологічний – це дії по відновленню родючості земель.

Після рекультивациі відновлені землі можуть бути передані на комерційній основі для використання у якості рекреаційних зон або під ведення садівництва та городництва.

## 3 ІНТЕНСИФІКАЦІЯ ПРОВЕДЕННЯ ОЧИСНИХ ВИРОБОК

### 3.1 Актуальність питання вибору раціональної технологічної схеми ведення очисних робіт

#### 3.1.1 Аналіз технологічних схем, що застосовуються на шахті

В даний час шахта розробляє пласти  $l_3$ ,  $k_5^2$ ,  $k_6$ ,  $k_7$ . Роботи ведуться на горизонтах 1026м та 1146м. Застосовується наступна технологічна схема ведення робіт.

Система розробки суцільна з відпрацюванням по простяганню. Довжина лав – 130-140м. Керування покрівлею здійснюється способом утримання на кострах. Охорона підготовчих виробок здійснюється за допомогою технологічних ціликів (7,5х3,6м), вугільних ціликів (6,0х4,5м) та бутових смуг (12,0м).

Виймка вугілля в лавах здійснюється відбійними молотками МО-6П. Форма очисного вибою – потолокоуступна (довжина уступу – 10,0-12,0м). Крок виймання – 0,9м. Кріплення привибійного простору здійснюється комплектами дерев'яного кріплення. Вугілля уздовж лави транспортується по риштакам самопливом.

Від очисних вибоїв вугілля транспортується акумуляторними електровозами АМ-8Д в вагонетках ВГ-1,6-600.

Доставка допоміжних матеріалів і устаткування здійснюється за допомогою локомотивного транспорту.

Видобувна дільниця працює в чотирьохзмінному режимі: перша — ремонтно-підготовча, інші — видобувні. Тривалість зміни – 6 годин. Режим роботи дільниці – шестиденний робочий тиждень.

Середні значення основних техніко-економічних показників технологічної схеми, які застосовуються на шахті приведені в таблиці 3.1

Таблиця 3.1

| №  | Показники                                      | Середні значення |
|----|------------------------------------------------|------------------|
| 1  | Навантаження на лаву, т/добу                   | 77               |
| 2  | Нормативне навантаження на лаву, т/добу        | 101              |
| 3  | Місячний видобуток вугілля, т/міс.             | 1 935            |
| 4  | Кількість уступів                              | 10               |
| 5  | Висота уступів, м                              | 12,0             |
| 6  | Просування очисного вибою за місяць, м/міс.    | 16,6             |
| 7  | Кількість робочих, чол.:<br>явочна<br>облікова | 28               |
|    |                                                | 56               |
| 8  | Продуктивність праці<br>на вихід<br>за місяць  | 2,76             |
|    |                                                | 34,80            |
| 9  | Комплексна розцінка, грн./т                    | 54,20            |
| 10 | Дільнична собівартість 1т вугілля, грн./т      | 231,67           |

З табл.3.1 видно, що технологічна схема, яка застосовується на шахті, не в змозі забезпечити високе навантаження на очисній вибій. Причиною цього можна вважати наступні недоліки:

- не використовується сучасна виймальна техніка, яка дозволяє значно підвищити обсяги видобутку вугілля, знизити небезпеку робіт у лаві;
- не використовуються прогресивні технології охорони виробок;
- висока трудомісткість ручних робіт на основних виробничих процесах;
- відносно великі втрати часу по організаційних причинах.

Всі перераховані недоліки в технології істотно підвищують собівартість добутого вугілля. Тому доцільно вибрати раціональну технологічну схему ведення очисних робіт, яка допоможе усунути існуючі (вищенаведені) недоліки в технології й організації, що дозволить збільшити обсяг видобутку, підвищити продуктивність праці і безпеку робіт і знизити собівартість видобутку 1 т вугілля.

### 3.2 Розробка конкурентоспроможних варіантів технологічних схем

3.2.1 Гірничо-геологічна і гірничотехнічна характеристика умов відпрацювання

Гірничо-геологічна і гірничотехнічна характеристика умов відпрацювання пласта приведена нижче:

|    |                                            |                                              |
|----|--------------------------------------------|----------------------------------------------|
| 1  | Індекс пласту                              | $I_3$                                        |
| 2  | Потужність пласту, що виймається, м        | 1,50                                         |
| 3  | Кут падіння пласту, градус                 | 53                                           |
| 4  | Марка вугілля                              | ОС                                           |
| 5  | Об'ємна вага вугілля, т/м <sup>3</sup>     | 1,36                                         |
| 6  | Коефіцієнт міцності вугілля                | 15                                           |
| 7  | Опір вугілля різанню, КН/мм                | 150                                          |
| 8  | Породи безпосередньої покрівлі             | алевролит,<br>$h = 4,0$ м, $\sigma = 55$ МПа |
| 9  | Породи основної покрівлі                   | аргіліт,<br>$h = 6,7$ м, $\sigma = 44$ МПа   |
| 10 | Породи безпосереднього ґрунту              | алевролит,<br>$h = 2,9$ м, $\sigma = 57$ МПа |
| 11 | Метаноносність, м <sup>3</sup> /т с.б.м.   | 20,3                                         |
| 12 | Небезпечність пласту:                      |                                              |
|    | по самозайманню вугілля                    | небезпечний                                  |
|    | по вибуховості вугільної пилу              | безпечний                                    |
|    | по раптовим викидам вугілля, породи і газу | небезпечний                                  |
| 13 | Глибина розробки м                         | 1146                                         |
| 14 | Розмір виймального стовпа, м:              | 60 x 600                                     |

### 3.2.2 Прогноз гірничо-геологічних умов

Прогноз здійснюємо за методикою ДонВУГГ [10]. Результати прогнозу наступні:

- потужність пласту – 1,50 м
- кут падіння – 53 град.
- основна покрівля – неважкозрушувана
- безпосередня покрівля – середньостійка
- підошва пласту – стійка, до сповзання не схильна
- водопріток у лаву – до 1 м<sup>3</sup>/год.

### 3.2.3 Вибір технологічної схеми ведення очисних робіт і видобувного устаткування

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

У заданих гірничо-геологічних умовах можливі наступні основні варіанти:

1. технологічна схема з застосуванням відбійних молотків та індивідуального кріплення;
2. технологічна схема з застосуванням механізованого комплексу;
3. технологічна схема з застосуванням щитового агрегату.

Застосування щитового агрегату або мехкомплексу дозволяє підвищити середньодобове навантаження на лаву і продуктивність праці ГРОВ, у декілька разів [7] в порівнянні з молотковою технологією. Крім того, знижається небезпечність робіт. Отже, для подальших розрахунків приймаємо технології з використанням мехкомплексу та агрегату.

Вибір засобів механізації здійснюємо на основі аналізу областей їх застосування [1] у залежності від потужності пласту, що виймається, кута падіння, категорій покрівлі по стійкості й зрушуваності й ін.

У заданих умовах доцільно порівнювати такі варіанти:

1. Агрегат щитовий 2АНЦМК
2. Механізований комплекс КГУ з комбайном Темп 1М

Отже, для техніко-економічного порівняння приймаємо ці варіанти.

Для забезпечення потокової організації робіт транспорт вугілля від лави доцільно здійснювати конвеєрним транспортом.

### 3.2.4 Розрахунок навантаження на очисний вибій

Розрахунок навантаження по організаційно-технічному фактору для кожного варіанта робимо на ПЕОМ по програмі, розробленої на кафедрі ЕУ (ДонДТУ). Розрахунок нормативного навантаження робимо відповідно до рекомендацій [27]. Газовий фактор не обмежує навантаження на лаву (див. п.2.4.4).

Результати розрахунків по варіантам приведені в табл. 3.2.

Таблиця 3.2

| № | Показник                                                          | Варіант |        |
|---|-------------------------------------------------------------------|---------|--------|
|   |                                                                   | 1       | 2      |
| 1 | Навантаження на лаву по організаційно-технічному фактору, т/добу  | 767,88  | 461,76 |
| 2 | Нормативне навантаження на о.з., т/добу                           | 538     | 323    |
| 3 | Величина навантаження, прийнята для подальших розрахунків, т/добу | 768     | 436    |

Остаточні для подальших розрахунків приймаємо добове навантаження на лаву розраховане по організаційно-технічному фактору.

3.2.5 Обґрунтування основних параметрів паспорта виїмки вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої

Основні параметри паспорта виїмки вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої по варіантам приведені в табл. 3.3.

Таблиця 3.3

| №  | Показник                                                                 | Варіант                    |                |
|----|--------------------------------------------------------------------------|----------------------------|----------------|
|    |                                                                          | 1                          | 2              |
| 1  | Довжина лави, м                                                          | 60                         | 125            |
| 2  | Тип кріплення в лаві                                                     | 2АНЦМК                     | КГУ-Д          |
| 3  | Тип виїмальної машини                                                    | конвеєроструг              | Темп 1М        |
| 4  | Транспорт по лаві                                                        | вуглевід                   | металеві листи |
| 7  | Схема виїмки                                                             | двостороння                | одностороння   |
| 8  | Крок виїмки, м                                                           | 0,63                       | 0,9            |
| 10 | Схема перестосування кріплення                                           | шахматна                   | последовна     |
| 11 | Крок розташування кріплення, м                                           | 1,00                       | 1,00           |
| 12 | Табличне значення реакції заднього ряду стоїк секції, МН/м ( $R_{T2}$ )  | 1,25                       | 0,98           |
| 13 | Розрахункове значення реакції заднього ряду стоїк секції, МН/м ( $R_2$ ) | 0,47                       | 0,54           |
| 16 | Наявність ніш                                                            | відсутні                   | відсутні       |
| 17 | Охорона підготовчих виробок: транспортної вентиляційної                  | Літа смуга органка (2ряда) | Літа смуга     |

Всі розрахунки робимо для 1 варіанту. По іншим варіантам розрахунки проводяться за тим же алгоритмом.

Перевірочний розрахунок реакції щитового (варіант 1) здійснюємо за умовою [9]:

$$R_2 = \frac{\sum h_i \cdot \gamma_i \cdot (L_i + L_e)^2 \cdot L_i}{2 \cdot [(L_i - b_2)^2 + L_i^2]} \leq 0,8R_{02}, \text{ МН/м,}$$

де  $R_2$  – розрахункове значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН/м;

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

$\gamma_i$  – об'ємна вага порід  $i$ -го пласту безпосередньої покрівлі, МН/м<sup>3</sup>;

$L_n$  – максимальна ширина призабойного простору при знятій смузі вугілля і непересуненій секції, м;

$L_k$  – крок пересувки кріплення, м;

$b_2$  – відстань між стійками в секції, м;

$R_{T2}$  – табличне значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН/м.

$$R_2 = \frac{(4,0 \cdot 0,026 + 6,7 \cdot 0,024) \cdot (4,1 + 0,6)^2 \cdot 4,1}{2((4,1 - 1,1)^2 + 4,1^2)} = 0,47 < 0,8 \cdot 1,25 = 1,00 \text{ МН/м}$$

Умова виконується, отже для ефективного використання агрегату немає необхідності застосовувати заходи щодо знемцнення покрівлі. Результати розрахунків по варіанту 2 приведені в табл. 3.3.

### 3.3 Техніко-економічне порівняння варіантів

#### 3.3.1 Вибір критерію оцінки варіантів

Критеріями, за якими доцільно провести порівняння конкурентоспроможних варіантів, є собівартість 1т вугілля, капітальні витрати на обладнання та річний економічний ефект від впровадження технологічної схеми.

#### 3.3.2 Розрахунок собівартості 1т вугілля та основних техніко-економічних показників по варіантам

##### 3.3.2.1 Організація робіт в лаві

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

Тижневий режим роботи діляниці приймаємо такий же, як на шахті – шестиденний робочий тиждень.

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

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

### 3.3.2.2 Розрахунок об'ємів робіт та паспорту комплексної виробки та розцінки

Місячний план видобутку на дільницю (варіант 1):

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д.}}, \text{ т}, \quad (3.1)$$

де  $A_{\text{доб}}$  – прийняте навантаження на очисний вибій, т/добу;

$n_{\text{р.д.}}$  – кількість робочих днів на місяць, днів.

$$D_{\text{міс}} = 768 \cdot 25 = 19\,197 \text{ т.}$$

Розрахунок обсягів робіт в очисному вибої здійснюється на 1 цикл по всім робочим процесам, що його складають.

1. Виймання вугілля:

$$D = L_m \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c \text{ т}, \quad (3.2)$$

де  $L_m$  – довжина лави, де виймання здійснюється механізовано, м;

$m$  – потужність пласту, м;

$r$  – ширина захоплення виймальної машини, м;

$\gamma$  – об'ємна вага вугілля, т/м<sup>3</sup>;

$c$  – коефіцієнт добування вугілля.

$$D = 60 \cdot 1,50 \cdot 0,63 \cdot 1,36 \cdot 0,95 = 73 \text{ т}$$

2. Зведення органних рядів:

$$n_{\text{ор}} = \frac{r}{d} \cdot n_{\text{ор}} \text{ стійок}, \quad (3.3)$$

де  $d$  – діаметр стійки, м;

$n_{\text{ор}}$  – кількість рядів органки.

$$n_{\text{ор}} = \frac{0,63}{0,14} \cdot 6 = 27,0 \text{ ст.}$$

3. Зведення литої смуги:

$$Q_{\text{л.н.}} = Ш \cdot m \cdot r \text{ м}^3, \quad (3.5)$$

де  $Ш$  – ширина литий смуги, м.

$$Q_{\text{л.н.}} = 1,50 \cdot 1,50 \cdot 0,63 = 1,42 \text{ м}^3,$$

Розрахунок паспорта комплексної норми виробітки і розцінки робимо в таблицях 3.4-3.5.

1. Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування агрегату (по [11]):

$$T_K = \frac{T_r}{K_{\text{ц}}} \text{ люд-зм.}, \quad (3.6)$$



де  $T_T$  – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню агрегату;  
 $K_{ц}$  – коефіцієнт циклічності, визначається як:

$$K_{ц} = \frac{N_y}{D} \quad (3.7)$$

де  $N_y$  – установлена змінна норма виробітку на виїмку вугілля в конкретних умовах (з урахуванням поправочних коефіцієнтів), визначається в табл. 3.4-3.6;

$D$  – видобуток за цикл, т.

$$K_{ц} = \frac{81,09}{73} = 1,107$$

$$T_K = \frac{2,000}{1,107} = 1,8068 \text{ люд-зм.}$$

2. Трудомісткість машиніста-механіка:

$$T_M = \frac{1}{K_{ц}} \text{ люд-зм.} \quad (3.8)$$

$$T_M = \frac{1}{1,107} = 0,9034 \text{ люд-зм.,}$$

3. Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{ГРОВ} = T_K - T_M \text{ люд-зм.,} \quad (3.9)$$

$$T_{ГРОВ} = 1,8068 - 0,9034 = 0,9034 \text{ люд-зм.}$$

4. Комплексна норма виробітку складе:

$$N_K = \frac{D}{\sum T} \text{ т/ люд-зм.,} \quad (3.10)$$

де  $D$  – видобуток вугілля за цикл, т;

$\sum T$  – сумарна трудомісткість виконання професій, люд-зм.

$$N_K = \frac{73}{3,7557} = 19,5054 \text{ т/ люд-зм.,}$$

5. Комплексна розцінка на виїмку 1 т.

$$P = \frac{\sum Z}{D_{ц}} \text{ грн/т,} \quad (3.11)$$

де  $\Sigma Z$  – сумарна заробітна плата, грн.

$$P = \frac{578,61}{73} = 7,90 \text{ грн/т}$$

6. Явочний склад робітників-відрядників (ГРОВ у видобувні зміни):

$$N_{\text{я}} = \frac{D_{\text{доб}}}{N_{\text{к}} \cdot k_{\text{пер}}} \text{ люд.}, \quad (3.12)$$

де  $D_{\text{доб}}$  – добовий видобуток, т/добу;

$k_{\text{пер}}$  – планований коефіцієнт перевиконання норми виробітку.

$$N_{\beta} = \frac{768}{19,5054 \cdot 1,08} = 28 \text{ чол.}$$

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування очисного вибою в ремонтно-підготовчу зміну визначаємо по [12]:

1. для агрегату 2АНЦМК і планового добового видобутку 768 т таблична норма часу складе 12,1000 люд.-година. (табл. 2);

2. поправочні коефіцієнти до табличної норми часу, що враховують:

- ступінь стійкості бічних порід — 1
- кут падіння пласту - 1,16

3. скоректована таблична норма часу складе:  $12,1000 \cdot 1 \cdot 1,16 = 14,0360$

4. трудомісткість робіт МГВМ 6 розряду складає 6 чол-год. або  $6/6 = 1$  люд-зм. (відповідно до примітки до § 1).

5. Трудомісткість робіт, виконуваних ГРОВ 5 розряду складе:

$$(14,0360 - 6) : 6 = 1,3393 \text{ люд-зм.}$$

Чисельність електрослюсарів на дільниці визначаємо по [12]. Ремонтну складність устаткування визначаємо в табл. 3.6-3.7.

Нормативну явочну чисельність електрослюсарів визначаємо по формулі:

$$N_{\text{ч}} = \sum T_{\text{ор}} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{33}} \text{ люд-зм.}, \quad (3.13)$$

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

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

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

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

$t_{зм} = 6ч$  – тривалість робочої зміни на підземних роботах

$$N_{ч} = 13\,067,0 \cdot \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3}{357 \cdot 6} = 5,710 \text{ люд-зм.}$$

До подальших розрахунків приймаємо:

- ГРОВ у ремонтну зміну – 2 чол.;
- електрослюсарі – 6 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (3.14)$$

де  $k_{сп}$  – коефіцієнт облікового складу.

1. ГРОВ у видобувну зміну:

$$Ч_{об}^{ГРОВ} = 28 \cdot 1,980 = 55 \text{ чол.},$$

2. ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

$$Ч_{об}^{ГРОВ/р} = 2 \cdot 1,980 = 4 \text{ чол.},$$

3. електрослюсарів:

$$Ч_{об}^e = 6 \cdot 1,800 = 11 \text{ чол.},$$

Чисельність інженерно-технічних працівників устанавлюємо відповідно до затвердженої структури і режиму роботи дільниці:

- начальник дільниці -1 люд.;
- заступник начальника -1 люд.;
- помічник начальника -1 люд.;
- механік дільниці - 1 люд.;
- гірничий майстер - 6 люд.

### 3.3.2.4 Визначення продуктивності праці робітників

Продуктивність праці робітника на вихід:

$$P_B = \frac{D_{сут}}{Ч_{я}} \text{ т/вих.}, \quad (3.15)$$

де  $Ч_{я}$  – явочний штат робітників очисного вибою в добу, люд.

$$P_B = \frac{768}{36} = 21,33 \text{ т/вих.}$$

Продуктивність праці робітника за місяць:

$$P_{міс} = \frac{D_{міс}}{Ч_{сп}} \text{ т/міс.}, \quad (3.16)$$

де  $D_{міс}$  – місячний видобуток вугілля, т.

$Ч_{сп}$  – обліковий штат робітників очисного вибою, люд.

$$P_{міс} = \frac{19\,197}{70} = 274,24 \text{ т/міс.}$$

### 3.3.2.5 Розрахунок собівартості 1 т вугілля по дільниці

Розрахунок собівартості 1 т вугілля робимо з використанням програмних модулів, розроблених на кафедрі ЕУ (ДонДТУ).

Планова собівартість 1 т вугілля по дільниці калькулюється по наступним елементам:

- витрати на оплату праці;
- відрахування на соціальні міри;
- витрати на допоміжні матеріали;
- амортизація.

Розрахунок показав, що собівартість 1 т вугілля по варіантам складе 142,35 -166,55 грн/т, що менше фактичної (231,67 грн/т).

### 3.3.2.6 Розрахунок економічного ефекту

Розрахунок річного економічного ефекту по варіантам проведемо за методикою, яка наведена в [26]. Результати розрахунків приведені в табл. 3.4.

Основні техніко-економічні показники представлені в таблиці 3.4.

Таблиця 3.4 - Основні техніко-економічні показники представлені в таблиці

| №  | Показники                                                            | Базовий | ВАР. 1                                    | ВАР. 2  |
|----|----------------------------------------------------------------------|---------|-------------------------------------------|---------|
| 1  | Режим роботи дільниці                                                |         | Ізміна – ремонтно - підготовча; інші – по |         |
| 2  | Кількість робочих днів на місяць                                     | 25      | 25                                        |         |
| 3  | Марка агрегату/мех.комплексу                                         |         | 2АНЩМК                                    | КГУ     |
| 4  | Тип кріплення в лаві                                                 |         | 2АНЩМК                                    | КГУ-Д   |
| 5  | Тип виймальної машини                                                |         | конвеєроструг                             | Темп 1М |
| 6  | Видобуток вугілля, т:                                                |         |                                           |         |
|    | с циклу                                                              | 73      | 73                                        | 218     |
|    | за добу                                                              | 77      | 768                                       | 436     |
|    | за місяць                                                            | 1 935   | 19 197                                    | 10 901  |
| 7  | Кількість циклів                                                     | 1,06    | 10,0                                      | 2,0     |
| 8  | Просування очисного вибою, м:                                        |         |                                           |         |
|    | за добу                                                              | 0,7     | 6,30                                      | 1,80    |
|    | за місяць                                                            | 16,6    | 157,5                                     | 45,0    |
| 9  | Кількість робочих, люд.:                                             |         |                                           |         |
|    | явочна                                                               | 28      | 36                                        | 37      |
|    | облікова                                                             | 56      | 70                                        | 72      |
| 10 | Продуктивність праці:                                                |         |                                           |         |
|    | на вихід                                                             | 2,76    | 21,33                                     | 11,79   |
|    | за місяць                                                            | 34,80   | 274,24                                    | 151,41  |
| 11 | Комплексна норма виробітку, т/люд-зм                                 | 7,80    | 19,51                                     | 18,91   |
| 12 | Комплексна розцінка, грн./т                                          | 70,52   | 7,90                                      | 8,10    |
| 13 | Дільнична собівартість 1т вугілля:                                   |         |                                           |         |
|    | грн./т                                                               | 231,67  | 142,35                                    | 166,55  |
|    | %                                                                    | 163%    | 100%                                      | 117%    |
|    | у т.ч. витрати на оплату праці                                       | 19      | 26                                        | 32      |
|    | відрахування на соц.міри                                             | 10      | 13                                        | 16      |
|    | допоміжні матеріали                                                  | 24      | 50                                        | 22      |
|    | амортизація                                                          | 14      | 11                                        | 30      |
| 14 | Обсяг капітальних вкладень, тис.грн.                                 | -       | 16 700                                    | 26 493  |
| 15 | Економічний ефект від впровадження технологічної схеми, тис.грн./рік |         | 20 578                                    | 8 519   |
| 16 | Строк окупності капітальних вкладень, років                          |         | 0,8                                       | 3,1     |
| 17 | Рентабельність інвестицій                                            | -       | 1,23                                      | 0,32    |

### 3.4 Висновки

Аналізуючи результати розрахунків, можна зробити висновок, що в гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах відпрацювання найбільш раціональною є технологічна схема з використанням щитового агрегату 2АНЩМК (варіант 1).

Крім того, строк окупності капітальних вкладень по варіанту 1 найменший (0,8 роки). Виходячи з цього, остаточно приймаємо варіант 1 як найбільш оптимальний у заданих умовах.

Річний економічний ефект від впровадження варіанту складе 20 578 тис.грн.

## 4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

### 4.1 Підрахунок інвестиційних витрат

Сутність проекту полягає в розробці заходів щодо відробки гор.1146 м шахти "Центральна" ДП Торецьквугілля та обґрунтуванні економічної доцільності його фінансування.

Необхідний обсяг інвестицій в проект визначаємо по [25-27] на підставі зведеного кошторисного розрахунку, у який включено витрати на будівництво й оснащення всіх об'єктів, передбачених даним проектом.

Підрахунок витрат на обладнання наведено у табл.4.1.

Таблиця 4.1 - Підрахунок витрат на обладнання

| Обладнання                                      | Потрібна кількість комплектів | Ціна за комплект, грн. | Загальна вартість, грн. |
|-------------------------------------------------|-------------------------------|------------------------|-------------------------|
| Прохідницьке та транспортне обладнання, у т.ч.: | 2                             | 8 443 288              | 16 886 577              |
| прохідницький комбайн ЧПП-5                     |                               | 4 089 100              | 8 178 200               |
| гідрообладнання                                 |                               | 412 500                | 825 000                 |
| електрообладнання                               |                               | 617 953                | 1 235 906               |
| допоміжне устаткування                          |                               | 195 184                | 390 367                 |
| транспортне устаткування                        |                               | 1 016 400              | 2 032 800               |
| витрати на транспортування і монтаж (15%)       |                               | 949 670                | 1 899 341               |
| Віймальне та транспортне обладнання, у т.ч.:    | 2                             | 16 700 375             | 33 400 750              |
| щітовий агрегат 2АНЦМК,                         |                               | 11 909 028             | 23 818 057              |
| гідрообладнання                                 |                               | 521 667                | 1 043 334               |
| електрообладнання                               |                               | 781 492                | 1 562 985               |
| допоміжне устаткування                          |                               | 153 029                | 306 058                 |
| транспортне устаткування                        |                               | 1 156 848              | 2 313 697               |
| витрати на транспортування і монтаж (15%)       |                               | 2 178 310              | 4 356 620               |
| ВСЬОГО                                          |                               |                        | 50 287 327              |

Обсяг капітальних вкладень для реалізації проекту складає 107 646 тис.грн., у тому числі на гірничопрхідницькі роботи - 21 787 тис.грн.; на придбання обладнання, його транспортування та монтаж – 50 287 тис.грн.

Фінансування гірничопрхідницьких робіт здійснюється за рахунок капітального будівництва. Нове обладнання планується придбати за рахунок державного фінансування.

## 4.2 Розрахунок основних техніко-економічних показників та витрат на видобуток вугілля

### 4.2.1 Соціальні показники ефективності проекту

Загальне змінення чисельності персоналу під впливом змін обсягів виробництва в одиницю часу визначається по формулі:

$$\times_2 = \times_1 \cdot \frac{a \cdot I_a + b}{100}, \text{чол.} \quad (4.4)$$

де  $\times_1$  та  $\times_2$  – це чисельність персоналу відповідно при базовому та проектному обсязі виробництва;

$a$  – питома вага чисельності умовно-змінного складу, %;

$b$  – питома вага умовно-постійного складу, %;

$I_d$  – коефіцієнт зміни обсягів виробництва ( $D_{пр}/D_{баз} = 2,43$ ).

Чисельність працівників по проекту розраховуємо в таблиці 4.2.

Таблиця 4.2– Розрахунок чисельності працівників шахти

| Категорія трудящих        | Базова чисельність, чол | Питома вага, %             |                              | Проектна чисельність, чол |
|---------------------------|-------------------------|----------------------------|------------------------------|---------------------------|
|                           |                         | умовно-змінного складу (а) | умовно-постійного складу (b) |                           |
| ГРОВ                      | 278                     | -                          | -                            | 140                       |
| Прохідники                | 119                     | -                          | -                            | 119                       |
| Інші підземні             | 441                     | 45                         | 55                           | 677                       |
| Разом робочих з видобутку | 838                     | -                          | -                            | 936                       |
| Робітники на поверхні     | 471                     | 30                         | 70                           | 639                       |
| Всього ПВП                | 1 309                   | -                          | -                            | 1574                      |

На підставі розрахунків, наведених у таблиці 4.2, можна зробити висновок, що чисельність персоналу збільшилась на 20% внаслідок зросту обсягів видобутку.

Ріст продуктивності праці означає зменшення витрат праці на виробництво одиниці продукції та є основним фактором росту ефективності виробництва.

Продуктивність праці на місяць розраховуємо по формулі:

$$P_{пр}^{міс} = \frac{D_{міс}}{Ч_{обл}}, \text{т/чол.} \quad (4.5)$$

де  $D_{міс}$  – обсяг видобутого вугілля за місяць, т;

$Ч_{обл}$  – облікова чисельність робітників, чол.

Продуктивність праці на вихід дорівнює:

$$P_{пр}^{вих} = \frac{D_{міс}}{Ч_{обл} \cdot n}, \text{т/вих.} \quad (4.6)$$

де  $\bar{n}$  - середня кількість виходів одного робочого в місяць, вих.

Розрахунок продуктивності праці за категоріями робітників робимо в табл.4.3.

Таблиця 4.3 – Розрахунок продуктивності праці робітників шахти

| Категорія робітників | Обсяг видобутку, т/міс |        | Чисельність облікова, чол |        | Продуктивність праці |        |       |        | Індекс зміни продуктивності праці (І <sub>п.п</sub> ) |
|----------------------|------------------------|--------|---------------------------|--------|----------------------|--------|-------|--------|-------------------------------------------------------|
|                      |                        |        |                           |        | т/міс                |        | т/вих |        |                                                       |
|                      | база                   | проект | база                      | проект | база                 | проект | база  | проект |                                                       |
| ГРОВ                 | 12 000                 | 29 167 | 278                       | 140    | 43,17                | 208,33 | 1,96  | 9,47   | 4,83                                                  |
| Робочі з видобутку   |                        |        | 838                       | 936    | 14,32                | 31,17  | 0,65  | 1,42   | 2,18                                                  |
| ПВП                  |                        |        | 1 309                     | 1 574  | 9,17                 | 18,52  | 0,42  | 0,84   | 2,02                                                  |

Продуктивність праці зросла на 102%, на очисних роботах - на 383% за рахунок використання більш ефективних технологічних схем, нового високопродуктивного обладнання та раціональної організації робіт.

Середня заробітна плата розраховується як відношення місячного фонду оплати праці та облікової чисельності промислово-виробничого персоналу.

Виходячи з того, що темп росту заробітної плати не повинен перевищувати темпи росту продуктивності праці, проектну середню заробітну плату визначаємо шляхом збільшення базової середньої заробітної плати на 1/2 від темпу росту продуктивності праці:

$$\overline{ЗП}_{пр} = \overline{ЗП}_{ф} \cdot \left( \frac{I_{п.п} - 1}{2} + 1 \right), \text{ грн.} \quad (4.7)$$

де  $\overline{ЗП}_{ф}$  - фактична середня заробітна плата ПВП, грн;

$I_{п.п}$  – темп росту продуктивності праці.

Тоді розмір проектного фонду оплати праці складе:

$$ФОТ_{пр} = \overline{ЗП}_{пр} \cdot Ч_{пр}^{ПВП}, \text{ грн.} \quad (4.8)$$

де  $Ч_{пр}^{ПВП}$  - проектна чисельність промислово-виробничого персоналу, чол.

Розрахунок середньої заробітної плати ПВП наведено в табл.4.4.

Таблиця 4.4 – 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 (І <sub>зп</sub> ) |
|-----------|------------------------------------------|--------------------------------|----------------------------------|------------------------------------------------------------|
| База      | 3 310 616                                | 1 309                          | 2 529                            | 1,51                                                       |
| Проект    | 6 014 306                                | 1 574                          | 3 820                            |                                                            |

Як можна бачити, середня зарплата зросла на 51%.

#### 4.2.2 Ефективність використання основних фондів підприємства

Вартість основних фондів та показників ефективності їх використання після реалізації проекту розраховано в табл. 4.5-4.7.

Таблиця 4.5 – Розрахунок вартості основних фондів шахти по проекту

| Базова вартість ОФ, тис. грн | Вартість основних фондів, тис. грн |                                      | Проектна вартість основних фондів | Індекс зміни вартості основних фондів (І <sub>оф</sub> ) |
|------------------------------|------------------------------------|--------------------------------------|-----------------------------------|----------------------------------------------------------|
|                              | введених за проектом, тис. грн     | виведених зі складу діючих, тис. грн |                                   |                                                          |
| 272 538                      | 50 287                             | 13 627                               | 309 198                           | 1,13                                                     |



Вартість ОФ на за рахунок введення нового обладнання.  
Фондовіддача розраховується як:

$$\Phi_{\phi} = \frac{D}{O\Phi} \text{ т/тис.грн.} \quad (4.9)$$

де D – обсяг видобутку вугілля, т/рік;

OΦ – середньорічна вартість основних фондів, тис. грн.

Фондомісткість:

$$\Phi_m = \frac{O\Phi}{D} \text{ тис.грн./т} \quad (4.10)$$

Фондооснащеність:

$$\Phi_o = \frac{O\Phi}{\chi_{obl}} \text{ тис.грн./чол.} \quad (4.11)$$

де  $\chi_{obl}$  – обліковий штат працюючих шахти, чол.

Таблиця 4.6 – Розрахунок показників ефективності використання ОФ

| Показник ефективності     | Обсяг річного видобутку, тис. т |        | Вартість ОФ, тис. грн |         | Значення показника |        |
|---------------------------|---------------------------------|--------|-----------------------|---------|--------------------|--------|
|                           | факт                            | проект | факт                  | проект  | факт               | проект |
| Фондовіддача, т/тис.грн   |                                 |        | 272 538               | 309 198 | 0,59               | 1,13   |
| Фондомісткість, тис.грн/т | 160                             | 350    |                       |         | 1,70               | 0,88   |

Таблиця 4.7 – Розрахунок фондооснащеності працівників

| Показники                          | Факт   | Проект |
|------------------------------------|--------|--------|
| Вартість основних фондів, тис. грн | 272538 | 309198 |
| Чисельність ПВП, чол               | 1309   | 1574   |
| Фондооснащеність, тис. грн./чол    | 208,20 | 196,38 |

#### 4.2.3 Визначення повної собівартості 1 т вугілля

Собівартість проведення 1м виробки та собівартість видобутку 1т вугілля визначаємо в п. 2.4.

Для розрахунку проектною повною собівартості 1 т вугілля використовуємо пофакторний метод, який дозволяє визначити витрати у плановому періоді на підставі витрат у базовому, а також економію коштів або їх перевитрати під дією різних факторів. До таких факторів можна віднести:

- зміну обсягів видобутку вугілля;
- цін на матеріали;
- зміну обсягів матеріалів, що використовуються у виробництві;
- зміну продуктивності праці;
- зміну рівня ефективності використання основних фондів.

Зміна собівартості у відсотках під впливом зміни обсягів виробництва визначається за формулою:

$$\pm \Delta C_D = 100 - \left( \frac{d_{\text{пост}}}{I_D} + d_{\text{змін}} \right) \cdot 100, \% \quad (4.12)$$

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%.

Зміна собівартості у відсотках у разі зміни цін на матеріали:

$$\pm \Delta C_{\text{цм}} = (100 - I_{\text{ц}} \cdot 100) \cdot d_{\text{мат}}, \% \quad (4.13)$$

де  $I_{\text{ц}}$  – індекс зміни цін ( $I_{\text{ц}}=1,0 - 1,3$ );

$d_{\text{мат}}$  – питома вага елементу «матеріали» в структурі собівартості. Визначається на підставі форми 2 «Звіт про собівартість продукції».

Зміна собівартості видобутку вугілля у відсотках під впливом зміни обсягів матеріалів:

$$\pm \Delta C_{\text{ом}} = (100 - I_{\text{мат}} \cdot 100) \cdot d_{\text{мат}}, \% \quad (4.14)$$

де  $I_{\text{мат}}$  – індекс зміни витрат матеріалів.

Зміна витрат у відсотках під впливом зміни рівня продуктивності праці:

$$\pm \Delta C_{\text{н.п}} = \left( 100 - \frac{100}{I_{\text{н.п}}} \right) \cdot d_{\text{зп}}, \% \quad (4.15)$$

де  $I_{\text{н.п}}$  – індекс зміни продуктивності праці;

$d_{\text{зп}}$  – фактична питома вага елементу «заробітна плата» в структурі собівартості.

Зміна собівартості у відсотках під впливом зміни рівня заробітної плати:

$$\pm \Delta C_{\text{зн}} = (100 - I_{\text{зн}} \cdot 100) \cdot d_{\text{зн}}, \% \quad (4.16)$$

де  $I_{\text{зн}}$  – індекс зміни заробітної плати.

Зміна собівартості видобутку вугілля у відсотках у разі більш ефективного використання основних фондів:

$$\pm \Delta C_{\text{оф}} = 100 - \frac{I_{\text{оф}}}{I_D} \cdot 100, \% \quad (4.17)$$

де  $I_{\text{оф}}$  – індекс зміни вартості основних фондів, %.

Після визначення величин відхилення у відсотках проектної собівартості від базової переводимо їх у грошовий вираз за формулою:

$$\pm \Delta C_i = \frac{C_{\text{баз}} \cdot (\pm \Delta C_i^n)}{100}, \quad (4.18)$$

де  $C_i^n$  – величина відхилення проектної собівартості від базової за  $i$ -им фактором, %.

Проектна собівартість видобутку 1 т вугілля з урахуванням дії вищевказаних факторів визначається по формулі:

$$C_{\text{пр}} = \frac{C_{\text{баз}} \cdot I_D - \sum_1^n \Delta C_i}{D_{\text{пр}}}, \text{ грн.} \quad (4.19)$$

де  $C_{\text{пр}}$ ,  $C_{\text{баз}}$  – відповідно проектна та базова повна собівартість 1 т вугілля, грн;

$I_d$  – індекс зміни обсягів видобутку вугілля;

$\sum_1^n \Delta C_i$  - зміна собівартості видобутку вугілля відповідно до зміни і-ого

фактору, грн;

$n$  – кількість факторів, що впливають на зміну собівартості;

$D_{пр}$  – проектний обсяг видобутку вугілля, т.

Результати розрахунків проектної собівартості пофакторним методом наведені в табл.4.8.

Таблиця 4.8 - Розрахунок проектної собівартості пофакторним методом

| Розрахункові параметри                                                                     | Умовні позначення            | Результати |
|--------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------|------------|
| Базова повна собівартість 1 т вугілля, грн                                                 | Сбаз                         | 2533,49    |
| Проектний обсяг видобутку вугілля, т.т.                                                    | $D_{пр}$                     | 350        |
| Проектний індекс зміни обсягів видобутку вугілля                                           | $I_d$                        | 2,43       |
| Зміна собівартості у відсотках під впливом зміни обсягів виробництва                       | $\Delta \tilde{N}_A$         | 41,20      |
| Зміна собівартості у відсотках у разі зміни цін на матеріали                               | $\Delta \tilde{N}_{oi}$      | 0,00       |
| Індекс зміни цін                                                                           | $I_{ц}$                      | 1,00       |
| Питома вага елементу «матеріали» в структурі собівартості                                  | $d_{mat}$                    | 0,12       |
| Зміна собівартості видобутку вугілля у відсотках під впливом зміни обсягів матеріалів      | $\Delta \tilde{N}_{ii}$      | 0,00       |
| Індекс зміни витрат матеріалів                                                             | $I_{mat}$                    | 1,00       |
| Зміна витрат у відсотках під впливом зміни рівня продуктивності праці                      | $\Delta \tilde{N}_{i.i}$     | 27,43      |
| Індекс зміни продуктивності праці                                                          | $I_{п.п}$                    | 2,02       |
| Фактична питома вага елементу «заробітна плата» в структурі собівартості                   | $d_{зп}$                     | 0,54       |
| Зміна собівартості у відсотках під впливом зміни рівня заробітної плати                    | $\Delta \tilde{N}_{\zeta i}$ | -27,71     |
| Індекс зміни заробітної плати                                                              | $I_{зп}$                     | 1,51       |
| Зміна собівартості видобутку вугілля у разі більш ефективного використання основних фондів | $\Delta \tilde{N}_{\omega}$  | 53,32      |
| Індекс зміни вартості основних фондів                                                      | $I_{\omega ф}$               | 1,13       |
| Величина відхилення у грошовому виразі, грн                                                | $\pm \Delta \tilde{N}_s$     | 94,24      |
| Проектна собівартість видобутку 1 т вугілля з урахуванням дії виснажених факторів          | Спр                          | 2439,26    |

#### 4.2.4 Визначення ціни 1 т вугілля

Величина оптової розрахункової ціни визначається по формулі:

$$C_p = C_{omm} + (A_{np}^d - A_{\phi}^d) \cdot \Delta A, \text{ грн./т} \quad (4.20)$$

де  $C_{omm}$  - ціна 1 т вугілля, грн/т (за преїскурантом оптових цін згідно шахтної звітності);

$A_{np}^d$  - норма зольності за преїскурантом з урахуванням умов відпрацювання, %;

$A_{\phi}^d$  - середня експлуатаційна зольність, %:

до заходів  $A_{\phi}^d=42,2$  %, після заходів  $A_{\phi}^d=28,5$  %;

$\Delta A$  - величина знижки/надбавки до ціни за зміну зольності на 1% (згідно діючих нормативів, за кожний відсоток відхилення зольності ціна 1т збільшується або зменшується на 2,5%).

Розрахункова ціна 1 т вугілля складе:

— до заходів:

$$C_{P(Б.З.)} = 2650,00 + (28,0 - 42,2) \cdot 16,25 = 2419,25 \text{ грн/т}$$

— після заходів:

$$C_{P(П.З.)} = 2650,00 + (28,0 - 28,5) \cdot 16,25 = 2641,37 \text{ грн/т}$$

Зміна розрахункової ціни:

$$\Delta C_p = C_{P(П.З.)} - C_{P(Б.З.)} \quad (4.21)$$

$$\Delta C_p = 2641,37 - 2419,25 = 222,12 \text{ грн/т}$$

Отже, повна проектна собівартість видобутку 1т вугілля складе 2439,26 грн., а планова ціна реалізації – 2641,37 грн.

#### 4.3 Розрахунок річного прибутку

Розрахунок річного прибутку на перші 5 років після реалізації проекту наводимо в таблиці 4.9.

Таблиця 4.9 - Розрахунок річного прибутку

| Назва показників                                                              | Роки   |         |         |         |         |
|-------------------------------------------------------------------------------|--------|---------|---------|---------|---------|
|                                                                               | 1      | 2       | 3       | 4       | 5       |
| 1. Виручка від реалізації продукції, тис. грн                                 | 95 404 | 143 107 | 190 809 | 190 809 | 190 809 |
| 2. Податок на додану вартість (ПДВ) - 20%, тис. грн                           | 19 081 | 28 621  | 38 162  | 38 162  | 38 162  |
| 3. Чистий дохід (пункт 1 - пункт 2), тис. грн                                 | 76 324 | 114 485 | 152 647 | 152 647 | 152 647 |
| 4. Собівартість продукції, тис. грн                                           | 65 339 | 98 009  | 130 678 | 130 678 | 130 678 |
| 5. Прибуток від основної діяльності (пункт 3-пункт 4)                         | 10 984 | 16 476  | 21 969  | 21 969  | 21 969  |
| 6. Сума податку на прибуток (25% від 5 пункту)                                | 2 746  | 4 119   | 5 492   | 5 492   | 5 492   |
| 7. Прибуток, що залишається в розпорядженні підприємства (пункт 5 - пункт 6). | 8 238  | 12 357  | 16 476  | 16 476  | 16 476  |

Виручка від реалізації продукції (п.1 табл.4.9) розраховується за формулою:

$$B_p = (D_p \cdot 0,85) - C_p, \text{ тис.грн.} \quad (4.19)$$

де  $D_p$  – обсяг видобутку вугілля за рік, тис.т;  
 0,85 – частка вугілля, що реалізовується (85%) за вирахуванням той частки, що залишається на підприємстві (15%) для задоволення власних потреб та резерву;

$C_p$  – розрахункова ціна реалізації 1 т вугілля, грн. ( $C_p = 641,37$  грн.).

$$B_p = (350 \cdot 0,85) \cdot 641,37 = 190\,809 \text{ тис.грн.}$$

Згідно нормам шахтного проектування в 1 та 2 рік виробнича програма підприємства складе 50 та 75% від проектного значення відповідно. Тому, як видно з табл. 4.9, показник річного прибутку досягає проектного значення на 3-й рік після реалізації проекту.

#### 4.4 Економічна оцінка ефективності проекту

4.4.1 Розрахунок статичних показників ефективності інвестицій (по [26-28])

Рентабельність продукції (розрахована на рік досягнення проектного значення виробничої потужності):

$$R_n = \frac{\Pi_p}{C} \cdot 100, \% \quad (4.20)$$

де  $\Pi_p$  – розмір прибутку від реалізації вугілля, тис. грн.;  
 $C$  – собівартість реалізованої продукції, тис. грн.

$$R_n = \frac{16\,476}{130\,678} \cdot 100 = 12,6\%$$

Рентабельність інвестицій:

$$R_i = \frac{\Pi_p}{I} \cdot 100, \% \quad (4.21)$$

де  $I$  – розмір інвестиційних витрат на реалізацію проекту, тис.грн.

$$R_i = \frac{16\,476}{50\,287} \cdot 100 = 33\%$$

Строк окупності інвестицій складає:

$$t = \frac{I}{\Pi_p}, \text{ років} \quad (4.22)$$

$$t = \frac{50\,287}{16\,476} = 3,1 \text{ років}$$

Питома вага інноваційної продукції в загальному обсязі продукції, що реалізується підприємством згідно інвестиційного проекту:

$$q = \frac{D_{\text{інв}}}{D_{\text{заг}}} \cdot 100, \% \quad (4.23)$$

де  $D_{\text{інв}}$  – приріст обсягу видобутку, пов'язаного із інвестиційним проектом, тис.т ( $D_{\text{інв}} = D_{\text{пр}} - D_{\text{баз}} = 350 - 144,0 = 206$  тис.т)

$D_{\text{заг}}$  – загальний проектний обсяг видобутку по шахті, тис. грн.

$$q = \frac{206}{350} \cdot 100 = 59$$

4.4.2 Розрахунок динамічних показників ефективності інвестицій (по [26-28])

Розрахуємо чистий дисконтований доход для визначення економічної привабливості проекту.

$$NPV = \sum_{j=1}^{n_2} \frac{D_j}{(1+i)^j} - \sum_{t=1}^{n_1} \frac{I_t}{(1+i)^t}, \text{ тис. грн.} \quad (4.24)$$

де  $D_j$  – чистий доход від виробничої діяльності та сума амортизації в період  $j$ ;

$I_t$  – інвестиційні витрати в період  $t$  (див.п.4.1);

$n_2$  – тривалість періоду віддачі від інвестицій;

$n_1$  – тривалість періоду інвестицій;

$j = 1, 2 \dots, n_2$ ;

$t = 1, 2 \dots, n_1$ ;

$i$  – ставка дисконту (для вугільної промисловості = 0,15).

Результати розрахунків наведені в табл. 4.10.

Таблиця 4.10 - Розрахунок чистого дисконтованого доходу по рокам

| Номер року здійснення проекту | Інвестиції, грн | Чистий прибуток, грн | Коефіцієнт дисконтування,<br>$d = \frac{1}{(1+i)^t}$ , | Сучасна вартість річного потоку | Накопичена вартість на кінець року, NPV при нормі дисконту 0,15 | NPV при нормі дисконту 0,20 |
|-------------------------------|-----------------|----------------------|--------------------------------------------------------|---------------------------------|-----------------------------------------------------------------|-----------------------------|
| 0                             | 50 287          | 0                    | 1,0000                                                 | -50 287                         | -50 287                                                         | -50 287                     |
| 1                             | 0               | 8238                 | 0,8696                                                 | 7 164                           | -43 124                                                         | -43 422                     |
| 2                             | 0               | 12357                | 0,7561                                                 | 9 344                           | -33 780                                                         | -34 841                     |
| 3                             | 0               | 16476                | 0,6575                                                 | 10 834                          | -22 946                                                         | -25 306                     |
| 4                             | 0               | 16476                | 0,5718                                                 | 9 420                           | -13 526                                                         | -17 360                     |
| 5                             | 0               | 16476                | 0,4972                                                 | 8 192                           | -5 334                                                          | -10 738                     |
| 6                             | 0               | 16476                | 0,4323                                                 | 7 123                           | 1 789                                                           | -5 220                      |
| Разом                         |                 |                      |                                                        | 1789                            |                                                                 |                             |

Величина NPV стає позитивною на 6 рік реалізації проекту і свідчить про те, що через цей термін ринкова вартість інвестованого капіталу зросте на 1,8 млн.грн. Отже, інвестування в проект достатньо прибуткове.

Визначимо строк окупності проекту:

$$T_{ок} = t_1 + \frac{NPV_1}{NPV_1 - NPV_2} (t_2 - t_1), \text{ років,} \quad (4.25)$$

$$T_{ок} = 5 + \frac{-5334}{-5334} \cdot (6-5) = 5,7 \text{ років}$$

-5334-1789

Строк окупності визначимо також графічно.



Рис. 4.1 – Графічне визначення строку окупності інвестиційного проекту

Як бачимо, строк окупності інвестиційного проекту – 5,7 років.

Середній строк окупності найбільш ефективних інвестиційних проектів в Україні складає 5-7 років. Отже, цей проект є ефективним.

Визначимо внутрішню норму рентабельності, що показує, при якій ціні капіталу сучасна вартість проекту дорівнюватиме нулю:

$$IRR = i_1 + \frac{NPV^1}{NPV^1 - NPV^2} (i_2 - i_1) \quad (4.26)$$

де  $i_1$  – норма дисконту.

$$IRR = 0,15 + \frac{1789}{1789 - 5220} \cdot (0,20 - 0,15) = 0,16$$

Внутрішню норму рентабельності визначимо також графічно.



Рис. 4.2 – Графічне визначення внутрішньої норми рентабельності

Чим більше різниця між ціною капіталу та внутрішньою нормою рентабельності, тим менш ризикованим є проект.

Рентабельність інвестицій (доходність дисконтованих інвестицій) складе:

$$PI = \sum_{j=1}^{n2} \frac{D_j}{(1+i)^j} / \sum_{t=1}^{n1} \frac{I_t}{(1+i)^t}, \quad (4.27)$$

$$PI = (8238/(1+0,15)^1 + 12357/(1+0,15)^2 + 16476/(1+0,15)^3 + 16476/(1+0,15)^4 + 16476/(1+0,15)^5 + 16476/(1+0,15)^6) / 50287 = 1,04$$

Величина  $PI = 1,04 > 1,0$ , отже, можна зробити висновок про економічну привабливість проекту та доцільність прийняття рішення про його фінансування.

#### 4.4.3 Соціально-економічні показники ефективності інвестиційного проекту

Здійснення інвестиційних проектів має не тільки економічні, але й різноманітні соціальні та екологічні ефекти й наслідки, що можуть входити до складу цілей проекту.

До цілей даного проекту входять такі соціальні ефекти, як вплив на ступінь працевлаштування населення регіону, підвищення рівня безпеки на підприємстві, покращення умов виробництва.

Негативних екологічних наслідків після реалізації проекту не передбачається (див. п.2.7).



## ВИСНОВОК

У роботі описана геологічна будівля шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішено питання розкриття і підготовки, вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Розроблено паспорт видобувної дільниці. Для механізації очисних робіт прийнято щитовий агрегат 2АНЦМК; добове навантаження 768 т. Для механізації підготовчих робіт прийнято комбайн 4ПП-5; швидкість проведення виробки склала 112,5 м/міс. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання шахти, магістрального транспорту.

В основній частині здійснено вибір технологічної схеми ведення очисних робіт по пл.І<sub>3</sub> та обґрунтування її параметрів.

Проаналізувавши стан колійного господарства шахти і роботи локомотивного транспорту ми встановили, що основними недоліками в управлінні електровозів є штатні реостатні системи, які створюють:

- великі втрати електричної енергії в пускових реостатах (до 50% всієї споживаної енергії) через часті пусків і необхідності працювати зі зниженими швидкостями на реостатних характеристиках;
- різке (стрибокподібне) зміна струму і тягового зусилля при переході з однієї швидкості на іншу через малу кількість ступенів і внаслідок цього неефективне використання зчипної маси електровоза в період пуску, що вимушено збільшує період розгону і знижує середню швидкість руху, призводить до підвищеного зносу ходової частини електровозів;
- інтенсивність зношення комутаційно-контактного обладнання електровоза.

Вивчивши проблему, в якості альтернативи морально і технічно застарілих електровозів АМ-8Д ми вибрали до подальшого розгляду електровози з імпульсним управлінням.

Аналогами для технічного і економічного порівняння були обрані електровози АМ-8Д і ЕРА-10П, а також дизелевоз ДГ-35. Поведення нами комплекс розрахунків підтвердив правомірність прийнятого рішення. Підвищилася вагова норма поїзда, скоротилася середня тривалість рейсу, зросла середня змінна продуктивність локомотивного транспорту.

Крім того, груповий привід електровоза ЕРА-10П з імпульсним керуванням дозволяє їм реалізувати велику тягову і гальмівну силу, порівняно з електровозами з індивідуальним приводом і, як наслідок, підвищити вагову норму поїзда.

Застосування імпульсного управління радикально покращує тягово-експлуатаційні та економічні характеристики електровозів. Основні переваги системи імпульсного управління:

- зниження споживання електроенергії на 30-50% (залежно від конкретних умов роботи електровозів) за рахунок виключення втрат в пускових реостатах і збільшення часу роботи на одній зарядці акумуляторної батареї, а також суттєве продовження терміну її експлуатації;

- збільшення пускового тягового зусилля за рахунок плавкого пуску, що дозволяє підвищити на 10-20% корисне навантаження на склад електровоза і середню швидкість руху складу;

- плавне безступінчасте регулювання швидкості і можливість довготривалого руху на будь-якій швидкості без перевантаження ходових двигунів, що дозволяє оптимізувати швидкісний режим і збільшити середню швидкість руху;

- виключення з витрат на обслуговування електровозів витрат, пов'язаних з ремонтом і обслуговуванням механічних силових комутаційно-контакторних апаратів, так як для комутації силових ланцюгів використовуються електронні комутатори, що не піддаються зносу;

- зростання надійності електрообладнання і міжремонтного періоду експлуатації електровозів за рахунок усунення контактної комутаційної і пускорегулювальної апаратури;

- підвищення електричної безпеки експлуатації, так як до контролера управління в кабіні машиніста підводяться тільки низьковольтні (12 В) і слабко-струмові (50 мА) електричні ланцюги.

У проекті зроблена оцінка економічної ефективності запропонованих заходів. Необхідний обсяг інвестицій – 50 287 тис.грн. Річний економічний ефект (чистий прибуток) складе 16 476 тис.грн., повна собівартість 1т вугілля — 2439,26 грн./т. Строк окупності капітальних вкладень — 5,7 років.

## ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Машины и оборудование для шахт и рудников.Справочник / С.Х.Клорикьян и др.-М.: изд-во МГУ,1994.-471с.
2. Правила технической эксплуатации шахт.-М.: Недра, 1985.-400с.
3. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых./ Бурчаков А.С., учебник для вузов.-М.: недра,1983.-487с.
4. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах.-М.: ИГД им. А.А. Скочинского,1979.-578с.
5. Задачник по подземной разработке угольных месторождений / Под ред. Сапицкого К.Ф.,-М.: Недра,1981.-311с.
6. Временные технологические схемы охраны подготовительных выработок полосами из быстротвердеющих смесей для бесцеликовой отработки угольных пластов.-М.: ИГД им А.А. Скочинского,1988.-17с.
7. Технология подготовительных и очистных работ / Заплавский Г.А., Лесных В.А.-М.: Недра,1989.-423с.
8. НПАОП 10.0-1.01-1.0 Правила безпеки у вугільних шахтах. - К. Друкарня ДП «Редакція журналу «Охорона праці», 2010. - 430с.
9. Методические указания к практическим занятиям по курсу «УСМГП» / Сост. Клишин Н.К.- Алчевск: ДГМИ,1995.-168с.
- 10.Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью / Е.П.Мухин и др.-К.:Тэхніка,1994.-190с.
- 11.Міністерство вугільної промисловості України. Єдині норми виробітку на очисні роботи для вугільних шахт / Київ-2006. – 352с.
- 12.Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов / Минуглепром СССР.-М.:1998.-136с.
- 13.Горные транспортные машины в примерах и задачах: учеб. пособие / Кузьменко В.И.-Луганск: Лугань,1997.-208.
- 14.Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / Янко С.В. и др.-К.: Основа,1994.-312с.
- 15.Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: 1991г.
- 16.Проходчик горных выработок. Справочник рабочего. Под редакцией А.И. Петрова. М.: Недра, 1991г. – 644 с.
- 17.Вяльцев М.М. Технология строительства предприятий в примерах и задачах. М.: Недра 1989 г. – 239 с.
- 18.Унифицированные типовые сечения горных выработок: Киев: Будівельник, 1971. -805 с.

19. Методические указания к выполнению курсового проекта по дисциплине «Строительство горных выработок» (для студентов специальности 7.090301 «разработка месторождений полезных ископаемых» и 7.090307 «Маркшейдерское дело», III курса, всех форм обучения).
20. Инструкция по выбору рамной металлической податливой крепи горных выработок, Ленинград, 1986, 50 с.
21. 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.
22. Единые нормы выработки на горноподготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волинского угольных бассейнов / Донецкий ЦОГ.- Донецк: 1992.-285с.
23. Аеродинамічні розрахунки з рудничної аерології в прикладах і задачах: Навч. посібник / Г.Л. Пігіда, Є.А. Будзіло, М.І. Горбунов.-К.: НМК ВО, 1992.-400 с.
24. Методические указания к выполнению контрольной работы по курсу «Основы экологии» (для студентов горных, металлургических, строительных и экономических специальностей). / Сост. В.А. Давиденко, А.Д. Демчук.- Алчевск: ДГМИ, 2000.-14с.
25. Програма й методичні вказівки по складанню дипломного проекту (для студ. спец. 7.090301 всіх форм навчання) / Укл.: Р.А. Фрумкин, В.М. Окаєлов, М.К. Клішин, А.П. Борзих – Алчевськ: ДонДТУ, 2008. – 36с.
26. Методические рекомендации к выполнению экономической части дипломного проекта (для студентов дневной и заочной форм обучения специальности 7.090302) / сост. Иванченко С.М. и др.-Алчевск: ДГМИ, 2002.-29с.
27. Методичні вказівки до виконання економічної частини (4 розділу) дипломного проекту (для студентів VI курсу спеціальності 7.090301 „Розробка родовищ корисних копалин” заочної форми навчання) / Укл.: О.Г. Доценко. - Алчевськ: ДонДТУ, 2008. – 35 с.
28. Экономическое обоснование хозяйственных решений на угольных предприятиях: Учебн. пособ. / Аверин А.Г., Доценко О.Г. – Алчевск: ДонГТУ, 2008.- 138с.