

## РЕФЕРАТ

Дипломний проект: 80 стор., 11 рис., 18 табл., 30 джерел літератури, 4 аркуші графічної частини.

Об'єкт проектування: технологічні ланцюги ш. "Тошківська" ДП Первомайськвугілля.

Ціль дипломного проектування – розробка проекту відробки виймальної ділянки пл.  $m_3$  шахти "Тошківська" ДП Первомайськвугілля.

Методи обґрунтування: інженерний аналіз і техніко-економічне порівняння конкурентоспроможних варіантів.

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розрахована кількість запасів вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання розкриття і підготовки пластів, вибору системи розробки. В якості підготовки по пласту  $m_3$  запропоновану панельну підготовку. В якості системи розробки прийнята стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку в якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням.

Вирішені питання механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс 1МКД 90 з комбайном КА 90 із добовим навантаженням 1125 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пл.  $m_3$ . Для механізації проведення виробок прийнятий комбайн КСП 33. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання ділянки та діляничного транспорту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з розробкою технології залишення породи у шахті. Для залишення породи прийнята роздільна виїмка вугілля і породи в прохідницькому вибої. Породу транспортують до місця залишення в бункер-потягу, за допомогою якого вона розвантажується під лавою, і далі закладається в бутову смугу за допомогою стрічкового перевантажувача-метальника. Річний економічний ефект від залишення породи складе 1,7 млн. грн.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "Тошківська" ДП Первомайськвугілля при розробці програми розвитку гірничих робіт.

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ОХОРОНА ВИРОБОК, РОЗМІЩЕННЯ ПОРОДИ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

## ЗМІСТ

|  | Стор. |
|--|-------|
| ВСТУП.....   | 6     |
| 1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....  | 7     |
| 1.1 Геологія родовища.....   | 7     |
| 1.1.1 Загальні відомості про шахту.....  | 7     |
| 1.1.2 Геологічна будова шахтного поля.....   | 7     |
| 1.2 Границі і запаси шахтного поля.....  | 11    |
| 2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....   | 14    |
| 2.1 Розробка основних напрямків проекту.....   | 14    |
| 2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....      | 15    |
| 2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів.....                                  | 21    |
| 2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів.....   | 21    |
| 2.3.2 Розкриття шахтного поля.....   | 29    |
| 2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....  | 30    |
| 2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....                      | 30    |
| 2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта $m_3$ ..... | 30    |
| 2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта $m_3$ .....                                      | 39    |
| 2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....         | 49    |
| 2.4.4 Провітрювання ділянки.....   | 52    |
| 2.4.5 Енергопостачання ділянки.....  | 59    |
| 2.5 Охорона праці.....   | 60    |
| 3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....  | 62    |
| ВИСНОВКИ.....  | 78    |
| ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....  | 79    |

## ВСТУП

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

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

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

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

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

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

Дійсний дипломний проект, метою якого є відробка виймальної ділянки пл. т<sub>3</sub> шахти "Тошківська", виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у проекті задач відповідає вимогам виданого завдання.

# 1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

## 1.1 Геологія родовища

### 1.1.1 Загальні відомості про шахту

Ділянка шахти "Тошківська" по адміністративному діленню входить до складу Попаснянського району Луганської області. Надра ділянки належать ДП "Первомайськвугілля".

Найближчими населеними пунктами, що прилягають до шахти є: с. Чехирівське, розташоване безпосередньо в центрі ділянки, с. Тошківка, розташоване в 4,5 км на північному сході, м. Гірське, розташоване в 5 км на південному сході, м. Первомайськ, розташоване в 18-20 км на півдні.

Шахта пов'язана залізничною гілкою з основною магістраллю Донецької дороги Куп'янськ-Дебальцеве. Біля північно-західної границі ділянки проходить асфальтове шосе, що пов'язує міста Верхне та Гірське.

В 10-12 км на північному заході від центра ділянки розташована електроцентрально мережі "Донбасенерго", яка служить джерелом електроенергії шахти.

Водопостачання шахти та населених пунктів здійснюється від водопроводу "Донбасводтресту".

Вугілля використовується у паливно-енергетичних цілях.

### 1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

#### 1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові родовища приймають участь осадові відкладення світ  $C_2^4$ ,  $C_2^5$ ,  $C_2^6$ ,  $C_2^7$  середнього та  $C_3^1$  верхнього відділу карбону, які представляють собою часте чергування пісковиків, алевролітів, аргілітів, вапняків та вугілля.

На земній поверхні оголюються кам'яновугільні відкладення лише в південно-східній частині родовища, а більша частина їх перекрита відкладеннями тріасу, крейди і палеогену (Київський і Харківський яруси).

Четвертинні відкладення мають розвиток практично повсюдно на площі родовища, представлені в основному глинами бурого кольору і досягають потужності 30 м.

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

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

| Індекс свити | Потужність, м | Літологічний склад   |                      |                      |                   |                    | Робочі вугільні пласти | Маркіруючі горизонти |
|--------------|---------------|----------------------|----------------------|----------------------|-------------------|--------------------|------------------------|----------------------|
|              |               | пісковик             | алевроліт            | аргіліт              | вугілля           | вапняк             |                        |                      |
|              |               | $\frac{м}{\%}$       | $\frac{м}{\%}$       | $\frac{м}{\%}$       | $\frac{м}{\%}$    | $\frac{м}{\%}$     |                        |                      |
| $C_3^1$      | 575           | $\frac{117,9}{20,5}$ | $\frac{175,9}{30,6}$ | $\frac{251,9}{43,8}$ | $\frac{5,2}{0,9}$ | $\frac{24,1}{4,2}$ |                        |                      |

Продовження табл. 1.1

|                             |     |                      |                      |                      |                   |                    |   |   |
|-----------------------------|-----|----------------------|----------------------|----------------------|-------------------|--------------------|---|---|
| C <sub>2</sub> <sup>7</sup> | 340 | $\frac{64,6}{19,0}$  | $\frac{120,3}{35,3}$ | $\frac{125,8}{37,0}$ | $\frac{3,7}{1,1}$ | $\frac{25,2}{7,4}$ | m <sub>3</sub> <sup>B</sup>   | M <sub>1</sub> , M <sub>2</sub> ,<br>M <sub>3</sub> |
| C <sub>2</sub> <sup>6</sup> | 215 | $\frac{65,4}{30,4}$  | $\frac{62,1}{28,9}$  | $\frac{71,8}{33,4}$  | $\frac{9,0}{4,2}$ | $\frac{6,7}{3,1}$  | ℓ <sub>8</sub> <sup>B</sup> , ℓ <sub>8</sub> <sup>H</sup> ,<br>ℓ <sub>5</sub> , ℓ <sub>3</sub> , ℓ <sub>1</sub> ' | L <sub>1</sub> , L <sub>6</sub> , L <sub>7</sub>    |
| C <sub>2</sub> <sup>5</sup> | 280 | $\frac{110,8}{39,6}$ | $\frac{76,7}{27,4}$  | $\frac{80,1}{28,6}$  | $\frac{4,8}{1,7}$ | $\frac{7,6}{2,7}$  | k <sub>8</sub> <sup>B</sup> , k <sub>8</sub> <sup>H</sup> ,<br>k <sub>7</sub> , k <sub>6</sub>                    | K <sub>7</sub> , K <sub>8</sub> , K <sub>9</sub>    |
| C <sub>2</sub> <sup>4</sup> | 150 | $\frac{29,4}{19,6}$  | $\frac{61,1}{40,7}$  | $\frac{48,6}{32,4}$  | $\frac{1,6}{1,1}$ | $\frac{9,3}{6,2}$  |   |   |

### 1.1.2.2 Тектоніка

Поле шахти знаходиться в Лисичанському геолого-промисловому районі Донбасу і приурочене до області розвитку мілкої складчастості, що простягається вузькою смугою з північного заходу на південний схід.

В тектонічному відношенні Лисичанський район представляє собою складну складчасту область північно-східного крила Бахмутської котловини. В будові району виділяється 2 тектонічних елемента: моноклінальне крило Бахмутської котловини і пояс купольних (брахіантикліналь них) структур, що витягнуті з північного заходу на південний схід. Купольні структури району складені наступними брахіантикліналями: Кременською, Томашевською, Лисичанською, Вовчяєрівською, Матроською. Характерною особливістю геологічної будови купольної частини району являється чергування брахіантикліналь них і синклінальних структур, ускладнених тектонічними розривами переважно насувного типу.

Основними геологічними структурами, розташованими з півночі на південь являються: Лисичанський купол, Південний Лисичанський прогин, Вовчяєрівський купол, Вовчяєрівський прогин, Матроський купол і Горело-Іванівська синкліналь. З півдня і півночі район обмежений крупними диз'юнктивами – відповідно Мар'ївським і Северодонецьким насувами, а з північного заходу – обширною Бахмутською котловиною.

Оцінюєма площа розташована на периферійній частині північного крила Бахмутської котловини і безпосередньо примикає до східної частини Матроського купола, що представляє собою витягнуту в північно-західному напрямку антиклінальну складку сундучного типу, розітнута цілим рядом розривних порушень типу насувів і рідше – скидів.

Найбільш значними диз'юнктивними порушеннями, що мають розвиток в межах шахтного поля, являються Чехирівський, Південно-Чехирівський, Тошковський, Діагональний насуви та Лисичанський і Діагональний скиди.

Чехирівський насув і Лисичанський скиди являються природними границями шахтного поля і тому істотного впливу на розробку запасів на основній площі поля справляти не будуть. Амплітуда Чехирівського насуву змінюється без визначеної закономірності і коливається від 230 до 500 м.

Більш мілкі порушення мають амплітуду від декількох сантиметрів до 1-2 м.

За морфологічними признаками серед мало амплітудних порушень переважають скиди та підкиди з крутими кутами падіння.

Простягання їх відмічається субмеридіональне північно-східне, південно-східне і рідше – субширотне. Падіння площин зміщувачів коливається від 30 до 85°. Особливо велика серія малоамплітудних порушень зафіксована в західному крилі шахтного поля.

### 1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочих вугільних пластів наведена в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

| Індекс пласта  | Потужність пласта, м |                     | Будова  | Витриманість |
|----------------|----------------------|---------------------|---------|--------------|
|                | Загальна             | Корисна             |         |              |
|                | Від – до<br>середня  | Від – до<br>середня |         |              |
| m <sub>3</sub> | 0,85 - 1,05<br>0,95  | 0,85 - 1,05<br>0,95 | проста  | невитриманий |
| k <sub>8</sub> | 2,20 - 2,40<br>2,30  | 1,85 - 2,09<br>1,97 | складна | невитриманий |

### 1.1.2.4 Якість вугілля

Відповідно до ДСТУ 3472-96 вугілля родовища відноситься до кам'яного. Характеристика якості вугілля наведена в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

| Індекс пласта  | Показники якості           |                          |                           |  |  | Марка вугілля |
|----------------|----------------------------|--------------------------|---------------------------|--|--|---------------|
|                | Зольність<br>$A^{daf}, \%$ | Вологість<br>$W_t^r, \%$ | Сірчаність<br>$S_t^d, \%$ | Вихід летючих речовин<br>$V^{daf}, \%$ | Вища теплотворна спроможність<br>$Q_B^{daf}, \text{ккал/кг}$ |               |
| m <sub>3</sub> | 19,4                       | 3,8                      | 1,8                       | 42,5                                   | 7700   | Г             |
| k <sub>8</sub> | 25,2                       | 4,2                      | 2,0                       | 43,3                                   | 7900   | Г             |

### 1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Гідрографічна мережа ділянки представлена р. Біленькою і її правими притоками – б. Довгенькою, Криничною, Григорова, Водяною та інш., з яких постійний водоток має тільки б. Кринична.

Підземні води приурочені до кам'яновугільних, тріасових, крейдяних, палеогенових та четвертинних відкладень.

Водоносними горизонтами кам'яновугільних відкладень являються вапняки К<sub>7</sub>, К<sub>8</sub>, К<sub>9</sub>, L<sub>1</sub>, L<sub>6</sub>, L<sub>7</sub>, M<sub>1</sub>, M<sub>2</sub>, M<sub>3</sub> та пісковики K<sub>6</sub>Sk<sub>6</sub>, K<sub>7</sub>Sk<sub>6</sub>, K<sub>9</sub>Sl<sub>1</sub>, L<sub>1</sub>'Sl<sub>1</sub>', L<sub>1</sub>'Sl<sub>3</sub>, L<sub>3</sub>Sl<sub>5</sub>, M<sub>1</sub>Sm<sub>2</sub>.

Води тріасових, крейдяних, палеогенових та четвертинних відкладень в обводненні гірничих виробок участі не приймають.

За хімічним складом підземні води відносяться в основному до сульфатно-гідрокарбонатно-кальцієво-натрієвого типу з мінералізацією від 0,8 до 1,7 г/л.

Підземні води жорсткі з загальною жорсткістю від 8,17 до 35,8 мг-екв/л. Вони дають велику кількість твердого осаду. Реакція слаболужна. По відношенню до металів і бетону води в основному полукорозуючі, іноді корозуючі, володіють сульфатною агресивністю до нессульфатостійких цементів.

Фактичний приплив води складає:

нормальний – 150 м<sup>3</sup>/годину;

максимальний – 175 м<sup>3</sup>/годину.

### 1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Категорія шахти по газу – надкатегорійна по метану (18 м<sup>3</sup>/т.д.в).

Небезпечність пластів за раптовими викидами вугілля та газу – всі небезпечні.

Небезпечність пластів за вибухами вугільного пилу – всі небезпечні.

Небезпечність пластів за самозайманням:

пласти m<sub>3</sub>, l<sub>5</sub>, k<sub>8</sub><sup>B</sup>, k<sub>8</sub><sup>H</sup> – небезпечні;

пласти k<sub>7</sub><sup>'</sup>, k<sub>6</sub>, l<sub>8</sub><sup>B</sup>, l<sub>8</sub><sup>H</sup>, l<sub>3</sub> – безпечні.

Ударонебезпечність пластів – всі безпечні.

Природна газонасність пл. k<sub>8</sub> складає 3,8 м<sup>3</sup>/т.с.б.м.

Кут падіння пл. k<sub>8</sub> складає 15-25°.

Проходження виробок буде здійснюватися в силікозонебезпечних породах, тому що вони вміщують більше 10 % вільного двоокису кремнію.

Температура + 26°С відповідає глибині 660 м. Нижче цих глибин потрібні заходи по охолодженню і кондиціонуванню повітря.

Основні відомості про бічні породи вугільного пласту наведена в табл. 1.4.

Таблиця 1.4 – Основні відомості про бічні породи вугільного пласту

| Пласт          | Безпосередня покрівля |               |                |                     | Основна покрівля |               |                |                     | Безпосередня підшва |               |                |                     |
|----------------|-----------------------|---------------|----------------|---------------------|------------------|---------------|----------------|---------------------|---------------------|---------------|----------------|---------------------|
|                | Тип породи            | Потужність, м | Коеф. міцності | Категорія по ДонВУГ | Тип породи       | Потужність, м | Коеф. міцності | Категорія по ДонВУГ | Тип породи          | Потужність, м | Коеф. міцності | Категорія по ДонВУГ |
| m <sub>3</sub> | аргіліт               | 2,0           | 5              | Б <sub>4</sub>      | алевроліт        | 10            | 6              | А <sub>1</sub>      | аргіліт             | 1,8           | 5              | П <sub>3</sub>      |
| k <sub>8</sub> | вапняк                | 2,8           | 10             | Б <sub>5</sub>      | аргіліт          | 15            | 3              | А <sub>1</sub>      | аргіліт             | 0,5           | 4              | П <sub>2</sub>      |

## 1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями поля шахти є:

по повстанню на півночі – Чехирівський насув та вихода пластів на поверхню;

по падінню на півдні – ізогіпса "-550 м";

по простяганню:

на заході – Лисичанський скид, який являється загальною границею з ділянкою Мирнодолинською Глибокою;

на сході – загальна границя з вільною ділянкою.

Розмір шахтного поля:

по простяганню – 8,0 км;

по падінню – 1,6 км.

Загальна площа шахтного поля складає 12,8 км<sup>2</sup>.

Розмір ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання:

по простяганню – 6,0 км;

по падінню – 0,4 км.

Загальна площа ділянки складає 2,4 км<sup>2</sup>.

Шахтне поле детально розвідано сіткою свердловин з інтервалом:

- по падінню – 300 м;

- по простяганню – 400 м.

Запаси вугілля по розвіданості категорії А складає 25 % від загальних запасів А+В+С<sub>1</sub>, по категорії А+В – 42 %, категорії С<sub>1</sub> – 58 %.

Тому що кут падіння пласту в межах шахтного поля змінюється більш ніж на 3-4°, то підрахунок запасів варто робити способом ізогіпс проф. В.І. Баумана.

Запаси по пласту визначимо по формулі:

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

де  $S_{\text{пох.бл}}$  – похила площа блоку, м<sup>2</sup>;

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

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

$$S_{\text{пох}} = \sqrt{S_{\text{гор}}^2 + S_{\text{верт}}^2}, \text{ М}^2; \quad (1.2)$$

$$S_{\text{гор}} = \ell_{\text{ср}} \cdot h_{\text{дл}}, \text{ М}^2; \quad (1.3)$$

де  $\ell_{\text{ср}}$  – довжина середньої ізогіпси блоку, м;

$h_{\text{дл}}$  – висота перетину блоку, м;

$$S_{\text{верт}} = C \cdot (n_1 - n_2)_{\text{ср}}, \text{ М}^2, \quad (1.4)$$

де  $C$  – ціна ділення планіметра в масштабі плану, м<sup>2</sup>/1 діл;

$n_1, n_2$  – відліки по обом механізмам планіметра відповідно до і після обводу блоку,



$$C = \frac{S_{\text{кв}}}{(n_2 - n_1)_{\text{ср}}}, \text{ м}^2/\text{1 діл}, \quad (1.5)$$

де  $S_{\text{кв}}$  – площа квадрату координатної сітки в масштабі плану,  $\text{м}^2$ ;

$n_1', n_2'$  – відліки по обом механізмам планіметру відповідно до і після обводу квадрату координатної сітки.

Результати підрахунків запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок балансових запасів

| Індекс пласта | $S_{\text{пox}}, \text{ м}^2$ | $m_{\text{ср.н}}, \text{ м}$ | $\gamma, \text{ т/м}^3$ | $Q, \text{ тис.т}$ | Примітка |
|---------------|-------------------------------|------------------------------|-------------------------|--------------------|----------|
| $m_3$         | 2400000                       | 0,95                         | 1,51                    | 3442               |          |
| $k_8$         | 2400000                       | 1,97                         | 1,53                    | 7234               |          |
| Всього        |                               |                              |                         | 10676              |          |

Визначимо проектні втрати вугілля.

Втрати вугілля в цілику під проммайданчик не розраховуємо, тому що він розташований в відробленій частині шахтного поля ( $\Pi_1 = 0$ ).

Визначимо втрати в бар'єрному цілику з вільною ділянкою:

$$\Pi_2 = \ell \cdot d \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.6)$$

де  $\ell$  – довжина цілика в площині пласта, м;

$d$  – ширина цілика, м;

$$d = 5 \cdot m + 0,05 \cdot H + 0,002 \cdot L, \text{ м}, \quad (1.7)$$

де  $H$  – глибина цілика від земної поверхні, м;

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

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат вугілля в бар'єрному цілику з вільною ділянкою

| Індекс пласта | $m, \text{ м}$ | $H, \text{ м}$ | $L, \text{ м}$ | $d, \text{ м}$ | $\ell, \text{ м}$ | $\gamma, \text{ т/м}^3$ | $\Pi_2, \text{ т}$ |
|---------------|----------------|----------------|----------------|----------------|-------------------|-------------------------|--------------------|
| $m_3$         | 0,95           | 620            | 3100           | 49             | 400               | 1,51                    | 42000              |
| $k_8$         | 1,97           | 700            | 3250           | 51             | 400               | 1,53                    | 74000              |
| Всього        |                |                |                |                |                   |                         | 116000             |

Визначимо проектні втрати біля Лисичанського скиду:

$$\Pi_3 = d_n \cdot \ell_n \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.8)$$

де  $d_n$  – ширина зони розламу уздовж тектонічного порушення, м;

$\ell_n$  – довжина тектонічного порушення.  
Результати розрахунку зведемо в табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат вугілля біля Лисичанського скиду

| Індекс пласта | $d_n$ , м | $\ell_n$ , м | $m$ , м | $\gamma$ , т/м <sup>3</sup> | $\Pi_3$ , т |
|---------------|-----------|--------------|---------|-----------------------------|-------------|
| $m_3$         | 50        | 400          | 0,95    | 1,51                        | 36000       |
| $k_8$         | 50        | 400          | 1,97    | 1,53                        | 59000       |
| Всього        |           |              |         |                             | 95000       |

Визначимо проектні експлуатаційні витрати:

$$\Pi_4 = [Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3)] \cdot c, \text{ т}, \quad (1.9)$$

де  $Q_{\text{бал}}$  – балансові запаси шахти, т;  
 $c$  – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$\Pi_4 = [10676000 - (0 + 116000 + 95000)] \cdot 0,04 = 418000 \text{ т.}$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

$$\Sigma\Pi = \frac{\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4}{Q_{\text{бал}}} \cdot 100, \%; \quad (1.10)$$

$$\Sigma\Pi = \frac{0 + 116000 + 95000 + 418000}{10676000} \cdot 100 = 5,9 < 15 \%.$$

Визначимо промислові запаси шахти:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4), \text{ т}; \quad (1.11)$$

$$Q_{\text{пр}} = 10676000 - (0 + 116000 + 95000 + 418000) = 10047000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 10 \text{ млн. т.}$$

## 2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

### 2.1 Розробка основних напрямків проекту

Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік приведені в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік

| №  | Показник                       | Од.<br>вимір. | Значення |         |       |
|----|--------------------------------|---------------|----------|---------|-------|
|    |                                |               | План     | Факт    | %     |
| 1  | Проектна потужність            | тис. т        | 200      | 57,7    | 28,8  |
| 2  | Виробнича потужність           | тис. т        | 80       | 57,7    | 72,1  |
| 3  | Навантаження на очисний вибій  | т/добу        | 225      | 161     | 71,6  |
| 4  | Середньодіюча кількість лав    | шт            | 1        | 1       | 100   |
| 5  | Середньодіюча очисна лінія     | м             | 175      | 175     | 100   |
| 6  | Швидкість проведення виробок   | м/міс         | 12,9     | 7,7     | 59,7  |
| 7  | Чисельність трудящих           | чол.          | 1026     | 770     | 75    |
| 8  | в тому числі ГРОВ              | чол.          | 22       | 61      | 277   |
| 9  | прохідників                    | чол.          | 59       | 61      | 103   |
| 10 | Заробітна платня трудящого     | грн/міс       | 11054    | 10744   | 95,6  |
| 11 | ГРОВ                           | грн/міс       | 16167    | 15553   | 96,6  |
| 12 | прохідника                     | грн/міс       | 15871    | 15208   | 92,9  |
| 13 | Собівартість вугілля           | грн/т         | 2405,3   | 2841,5  | 142,2 |
| 14 | Ціна реалізуемого вугілля      | грн/т         | 3054,37  | 3044,39 | 99,9  |
| 15 | Зольність видобуваного вугілля | %             | 40       | 44,3    | 110,8 |
| 16 | Держпідтримка                  | тис. грн      | 36464    | 42496   | 116,5 |

В дійсний час очисні роботи ведуться на пл. т<sub>3</sub> в західній частині поля діючого гор. 486 м. В роботі знаходиться 2 західна зворотна лава пл. т<sub>3</sub> гор. 486 м. Очисний вибій відпрацьовується стовповою системою розробки по простяганню. Лава оснащена скребковим конвеєром СП-202, закріплена дерев'яним кріпленням, виймання вугілля проводиться за допомогою відбійних молотків МО-2.

Виробки проводяться буровибуховим способом та вручну за допомогою відбійних молотків МО-2. В якості прохідницької техніки використовуються породовантажні машини 1ППН-5 та 1ПНБ-2, скреперні лебідки ЛС 30, скребкові конвеєра СП-202, ручні електросвердла СЭР і колонкові електросвердла ЭБГП. Виробки проводяться перетином від 10,4 до 13,0 м<sup>2</sup> і кріпляться КМП-А3 з спец профілю СВП-22.

Транспортування вугілля, породи, матеріалів та людей здійснюється за допомогою електровозів АМ-8Д, 2АМ-8Д, 7АРП-600, 10АРП-600 та вагонеток УВГ-1,3-600.

Аналізуючи технологічні схеми видно, що основною причиною низької виробничої потужності є наявність "вузьких місць" виробництва, по таким чинни-

кам як: "підготовчі роботи" та "очисні роботи", а також старіння основних фондів. Крім цього існують такі недоліки:

- не використовується безнішева технологія виїмки, яка дозволяє скоротити трудомісткість робіт у лаві і час технологічних перерв;
- не використовується механізоване кріплення сполучень, яке дозволяє механізувати операції по кріпленню сполучень, підтримці голівки забійного конвеєра і її пересуванню в міру посування лави;
- висока трудомісткість ручних робіт на основних виробничих процесах;
- підвищені витрати допоміжних матеріалів;
- відносно великі втрати часу з організаційних причин.

На основі проведеного аналізу можна визначити наступні задачі проекту:

- збільшити річну виробничу потужність;
- замінити очисне, прохідницьке та транспортне устаткування на більш прогресивне і продуктивне;
- скоротити діючу мережу гірничих виробок з метою зменшення витрат на їх підтримання;
- вибрати раціональну систему розробки з обґрунтуванням її раціональних параметрів;
- обґрунтувати технологію розміщення породи у шахті.

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

### **2.2.1 Прогноз гірничо-геологічних умов відпрацювання пласта**

Прогноз здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз", розробленої на кафедрі гірництва.

Дані представлені на листингу 2.1.

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

### **2.2.2 Вибір технологічної схеми ведення очисних робіт і видобувного устаткування**

У даних гірничо-геологічних умовах можливі наступні основні варіанти:

- технологічна схема з застосуванням вузькозахватного комбайну або струга та індивідуального кріплення;
- технологічна схема з застосуванням механізованих комплексів.

Так як технологічна схема з мехкомплексом більш прогресивна, ніж схема з комбайном або стругом і індивідуальним кріпленням і вона дозволяє підвищити середньодобове навантаження на лаву, продуктивність праці ГРОВ, безпеку робіт, то приймаємо технологічну схему з використанням мехкомплексу.

Вибір комплексу здійснюємо на основі аналізу областей їх застосування згідно з [1].

У даних умовах можливо експлуатувати наступні мехкомплекси:

1. 1МКД 90 з комбайном КА 90;
2. МДМ з комбайном 1К 103М;
3. 1МДТ з комбайном КДК 500.

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

Розрахунок навантаження по організаційно-технічному фактору робимо на ПК по програмі, розробленої на кафедрі гірництва.

Результати розрахунку представлені на листингу 2.2. Згідно цих розрахунків найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу 1МКД 90 з комбайном КА 90, яке складе 1125 т/добу, його й приймаємо до подальшого розгляду.

Розрахунок нормативного навантаження здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз".

Згідно до розрахунку (див. листинг 2.1) нормативне навантаження на комплекс складе 922 т/добу.

Остаточно для подальших розрахунків приймаємо величину навантаження, отриману по організаційно технічному фактору рівну 1125 т/добу при виконанні 5 циклів.

### 2.2.3 Встановлення оптимальної виробничої потужності шахти

Визначимо оптимальний річний видобуток шахти по методиці проф. А.С. Малкіна [3]:

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

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

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

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

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

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

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

де  $\psi_6$  – коефіцієнт, що демонструє ступінь впливу середнього навантаження на очисний вибій на річну потужність шахти;

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$$k_{\text{н.о.в}} = \sqrt{0,8 \cdot 65250 \cdot \frac{0,95}{0,95}} = 1,4;$$

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

$$A_{\text{ш.р.}} = (2 + 1,4) \cdot \sqrt{10241 \cdot \frac{0,95}{0,95} \cdot 1,17} = 685 \text{ тис. т.}$$

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

Повний термін служби шахти:

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

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

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

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

$$T_{\text{розр}} = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{ш.р}}}, \text{ років}, \quad (2.6)$$

$$T_{\text{розр}} = \frac{10047000}{600000} = 17 \text{ років.}$$

$$T = 17 + 2 + 1 = 20 \text{ років.}$$

Режим роботи шахти по видобутку:

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

## 2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів

### 2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів

Даним проектом передбачена відробка пласта  $m_3$ . Схема підготовки шахтного поля – етажна (схема лава-етаж), відробка етажів здійснюється в низходячому порядку. Для відробки ділянки шахтного поля, яка залишилася до відпрацювання, пропонуємо панельний спосіб підготовки. Ділимо шахтне поле по простяганню на 2 панелі по 3000 м. Кожну панель по простяганню ділимо на 2 крила по 1500 м, а по падінню на 2 яруси по 200 м.

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

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

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

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

де  $\Sigma K$  – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

$\Sigma R$  – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

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

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.2.

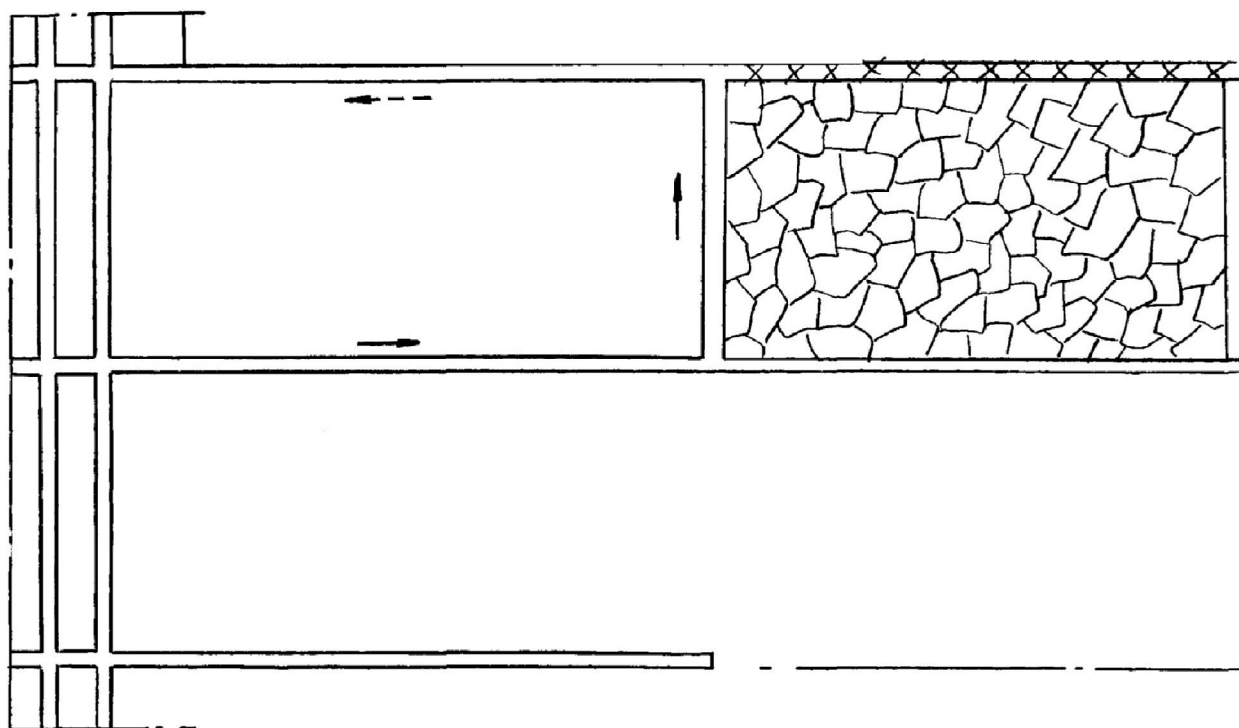


Рисунок 2.1 – Ствольова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням

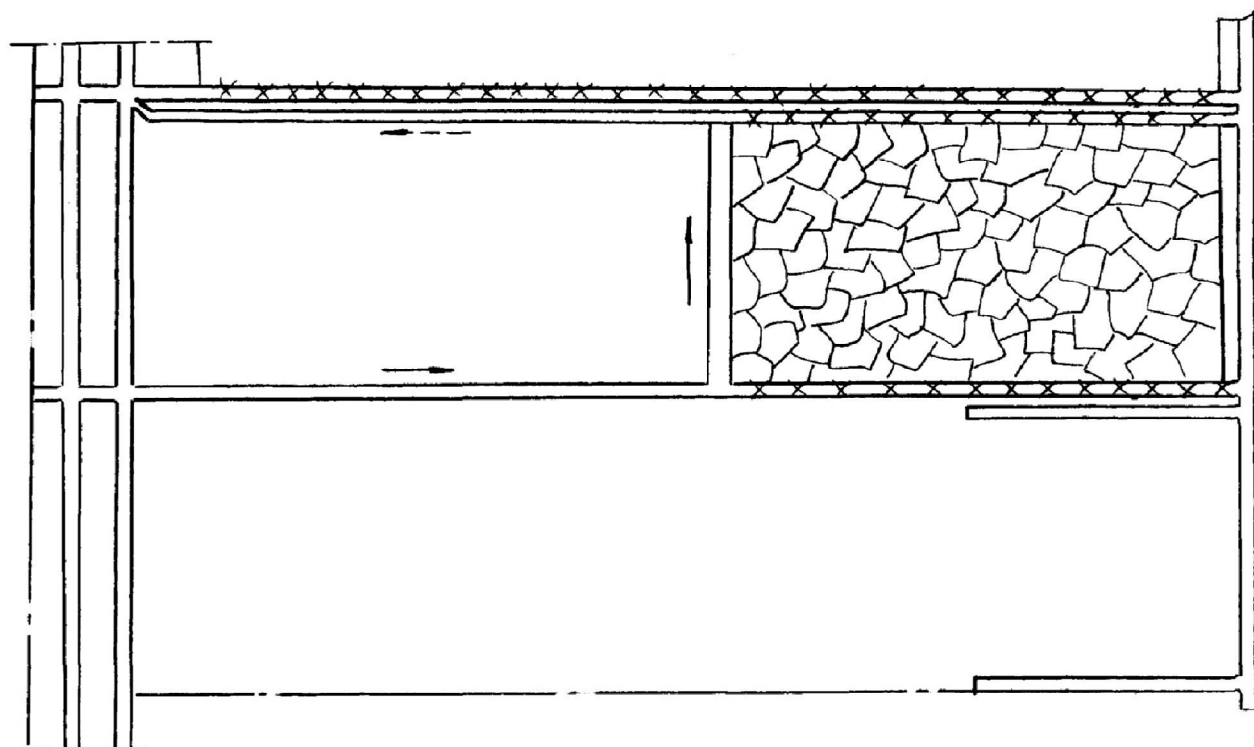


Рисунок 2.2 – Ствольова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору від флангових виробок



Таблиця 2.2 – Результати розрахунку питомих витрат

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

Як видно з табл. 2.2, варіант 1 на 22 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{\text{д.доб}} = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{ м/добу}, \quad (2.7)$$

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

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

$$V_{\text{д.доб}} = 0,8 \cdot 5 = 4 \text{ м/добу}.$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{д.річ}} = N \cdot V_{\text{д.доб}} \cdot K, \text{ м/рік}, \quad (2.8)$$

де  $N$  – число робочих днів за рік ( $N = 300$ , див. п. 2.2.2);

$K$  – коефіцієнт гірничо-геологічних умов ( $K = 0,95$  [3]);

$$V_{\text{д.річ}} = 300 \cdot 4 \cdot 0,95 = 1140 \text{ м/рік}.$$

Визначимо продуктивність пласту:

$$p = m \cdot \gamma, \text{ т/м}^2, \quad (2.9)$$

$$p = 0,95 \cdot 1,51 = 1,43 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв:

$$h_{\text{д}} = \frac{A_{\text{шр}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_{\text{д}} \cdot p \cdot c}, \text{ м}, \quad (2.10)$$

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

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

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

$$h_{\text{д}} = \frac{600000 \cdot 1 \cdot 0,92}{1140 \cdot 1,43 \cdot 0,95} = 381 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_{\text{д}}}{l_{\text{л}}}, \text{ лав,} \quad (2.11)$$

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

$$\Sigma n = \frac{381}{200} = 1,9 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{\text{д}} = \Sigma n_{\text{л.д}} \cdot l_{\text{л}}, \text{ м;} \quad (2.12)$$

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

Виходячи з рекомендацій [3], приймаємо одну лаву діючу, другу – резервно-діючу.

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\Sigma n_{\text{заг}} = \Sigma n_{\text{л.д}} + \Sigma n_{\text{р.д.л}}, \text{ лав,} \quad (2.13)$$

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

$$\Sigma n_{\text{заг}} = 1 + 1 = 2 \text{ лави.}$$

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{\text{заг}} = \Sigma n_{\text{заг}} \cdot l_{\text{л}}, \text{ м;} \quad (2.14)$$

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

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

$$A_{\text{шпр (max)}} = \Sigma h_{\text{заг}} \cdot V_{\text{д.річ}} \cdot p \cdot c, \text{ т/рік,} \quad (2.15)$$

$$A_{\text{шпр (max)}} = 400 \cdot 1140 \cdot 1,43 \cdot 0,95 = 669000 \text{ т/рік.}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{\text{рез}} = \frac{A_{\text{шп(max)}}}{A_{\text{шп}}}; \quad (2.16)$$

$$k_{\text{рез}} = \frac{669000}{600000} = 1,11.$$

Отриманий результат входить в інтервал нормативного значення коефіцієнту резерву, який рівний 1,1-1,2.

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{заг}} = \frac{V_{\text{д}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рік}; \quad (2.17)$$

$$V_{\text{заг}} = \frac{1140}{1,11} = 1027 \text{ м/рік.}$$

Для того, щоб вчасно підготувати нове виймальне поле, не допускаючи запізнювань у підготовці і не створюючи зайвих випереджень, розрахуємо оптимальне співвідношення очисних і підготовчих робіт, виходячи з умови своєчасної підготовки [6]:

$$T_{\text{підг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (2.18)$$

де  $T_{\text{підг}}$  – загальні витрати часу на підготовку виймального поля, міс.;

$t_{\text{рез}}$  – нормативний резерв часу на підготовку нового виймального поля, міс. ( $t_{\text{рез}} = 1-2$  міс.);

$T_{\text{оч}}$  – тривалість відробки частини поля, що залишилась, міс.

Визначимо витрати часу на підготовку виймального поля:

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} \cdot t_{\text{р.п}} \cdot t_{\text{мон}} = t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{в.п}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{мон}}, \text{ міс}, \quad (2.19)$$

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

$t_{\text{ш}}, t_{\text{р.п}}$  – відповідно час, що витрачується на проведення штреку і розрізної печі, міс;

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

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

$l_{\text{л}}$  – довжина лави, м;

$V_{\text{ш}}, V_{\text{рп}}$  – швидкість проведення відповідно штреку і розрізної печі, м/міс.

Час на відпрацювання стовпа:

$$T_{\text{оч}} = \frac{X}{V_{\text{оч}}}, \text{ мін.} \quad (2.20)$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = V_{\text{ш}} = V_{\text{рп}}, \text{ м/мін}, \quad (2.21)$$

тоді впливає, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot l_{\text{л}} + L_{\text{в.п}}}{\frac{X}{V_{\text{оч}}} - (t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} + t_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}})}, \text{ м/мін}; \quad (2.22)$$

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot 200 + 1500}{\frac{950}{120} - (1 + 1 + 1)} = 150 \text{ м/мін}.$$

Для своєчасної підготовки нового виймального поля швидкість проведення виробок повинна бути не менше 150 м/мін, причому підготовку нового поля необхідно почати, коли в діючому полі залишиться відробити 950 м.

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

Відповідно до зробленого розрахунку (див. листинг 2.4) конвеєрний штрек доцільно охороняти за допомогою БЗБТ.

Кількість рядів БЗБТ [7]:

$$\Pi = \frac{P}{\Pi_{\text{эл}}}, \text{ шт}, \quad (2.23)$$

де  $P$  – розрахункове навантаження, МН/м;

$$P = \frac{a + b \cdot (m - 1)}{\frac{\sigma}{50}} \text{ МН/м}, \quad (2.24)$$

де  $a, b$  – емпіричні коефіцієнти;

$\Pi_{\text{ел}}$  – несуча спроможність БЗБТ;

$$P = \frac{4 + 6 \cdot (1,05 - 1)}{\frac{60}{50}} = 4 \text{ МН/м};$$

$$\Pi = \frac{4}{2} = 2 \text{ шт.}$$

Вентиляційний штрек згашається слідом за очисним вибоєм, а для його тимчасового підтримання викладаємо бутову смугу, порода для якої доставляється з підготовчих виробок. Технологія викладення та її параметри розглянуті в основній частині проекту.

Для охорони хідників та уклонів приймаємо цілики великих розмірів. Ширину ціликів розраховуємо згідно з [7]:

$$b_{ц} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м,} \quad (2.25)$$

де  $H$  – глибина розробки (згідно з [7] округляємо до 900 м);  
 $\sigma$  – міцність порід, що вміщують, МПа;

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{покр}} + \sigma_{\text{під}}}{2}, \text{ МПа,} \quad (2.26)$$

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

$$\sigma = \frac{100 + 30}{2} = 65 \text{ МПа.}$$

Згідно з [7] округляємо до 90 МПа.

$$b_{ц} = 30 + \frac{900 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{90 - 30}{30} \cdot 10 = 30 \text{ м.}$$

### 2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкрите трьома вертикальними стволами:  
 головним стволом № 14 "біс" до гор. 486 м;  
 допоміжним стволом № 14 до гор. 486 м;  
 вентиляційним стволом № 5 до гор. 250 м.

Нижче гор. 486 м шахтне поле розкрите похилими виробками до гор. 560 та 730 м.

Існуючу схему розкриття залишаємо без змін.

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 календарного плану відпрацьовування пласту.

У зв'язку з тим, що в перший і другий рік після здачі нового горизонту в

експлуатацію необхідно укомплектувати штат бригади робітниками, придбати навички та освоїти техніку і методи роботи у даних умовах, то посування варто брати відповідно рівним 50 і 75 % від прийнятого, а в наступні роки – 100 %.

Схема розкриття, підготовки, система розробки пласту  $m_3$  представлені на листі № 1 графічної частини.

### **2.3.3 Капітальні гірничі виробки**

#### **2.3.3.1 Стволи**

Головний ствол № 14 "біс" призначений для видачі вугілля, породи і відробленого струменя повітря з шахти.

Допоміжний ствол № 14 призначений для спуска-підйому людей, матеріалів і обладнання, а також подачі в шахту свіжого струменя повітря.

Вентиляційний ствол № 5 призначений для флангового провітрювання східного крила шахтного поля.

Перетини стволів зображені на листі № 1 графічної частини.

#### **2.3.3.2 Приствольний двір і головні розкриваючі виробки**

В дійсний час в експлуатації знаходяться приствольні двори гор. 250 та 386 м (вентиляційні), гор. 486 м (відкатний) і приймально-відправний майданчик гор. 560 м.

Приствольний двір гор. 486 м петльового типу. В межах двору розташовані наступні камери: диспетчерська, ЦПП, очікування, вугільний розвантажувальний комплекс, депо акумуляторних електровозів, лебідки для чистки зумпфа скіпового ствола та камери зумпфових насосів. Виробки та камери приствольного двору закріплені металевим арочним кріпленням із шахтного взаємозамінного спец профілю СВП та бетоном.

## **2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок**

### **2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибої пл. $m_3$**

#### **2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз**

Уточнення гірничо-геологічних умов відпрацьовування не проводимо, тому що швидкість посування очисного вибою не змінюється. Прогнозні дані представлені в п 2.2 (листинг 2.1).

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт представлений на рис. 2.3.

#### **2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта $m_3$**

Згідно п. 2.2.1.2 для механізації очисних робіт приймаємо комплекс ІМКД 90, до складу якого входять [2]:

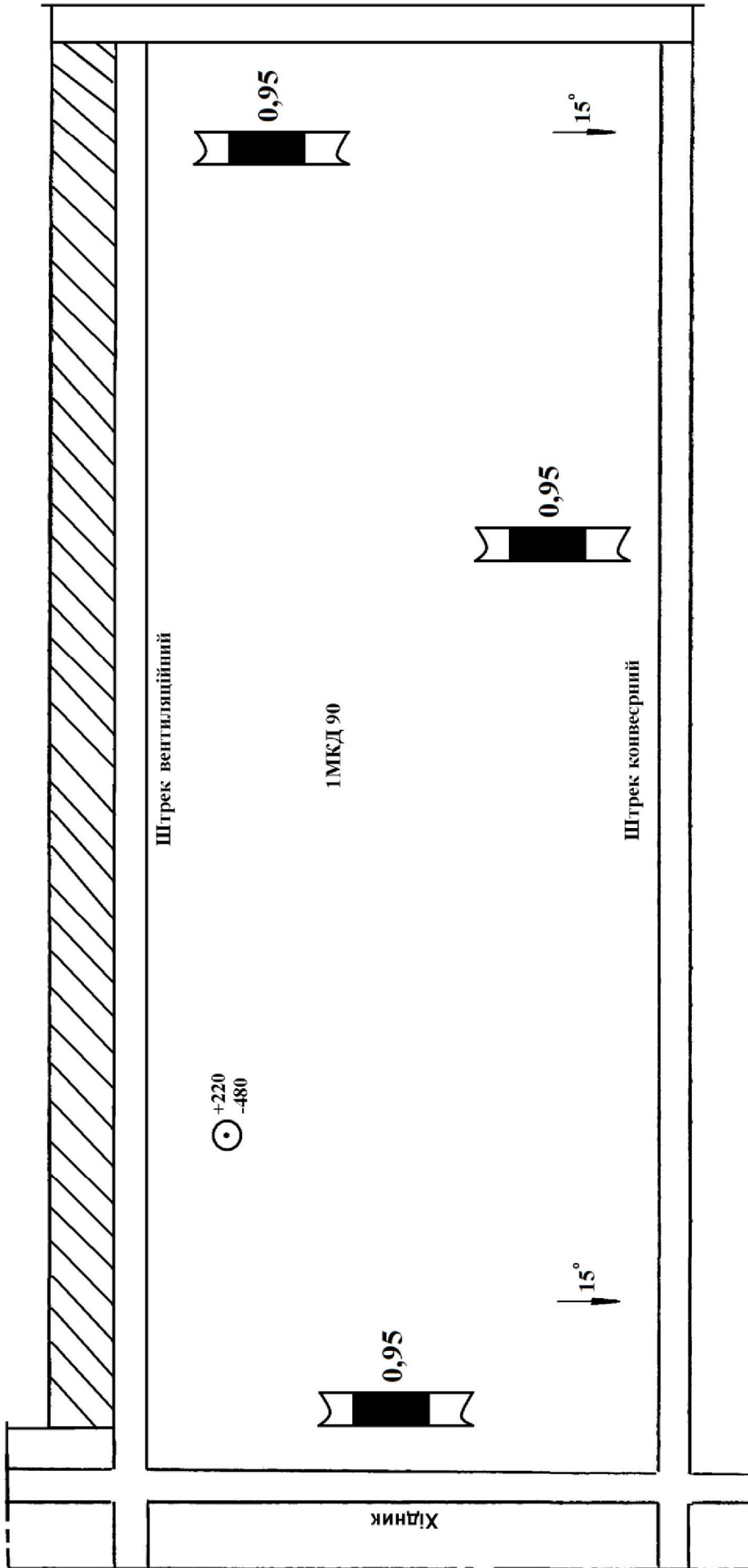


Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

- вузькозахватний комбайн КА 90;
- механізоване кріплення 1КД 90;
- скребковий конвеєр СПЦ 162-09;
- кріплення сполучень КСД 90;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

Схема роботи комбайна – двостороння, ширина смуги, що виймається – 0,8м, спосіб зарубки комбайна в пласт – фронтально.

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою:

$$R = \sum h_i \cdot \gamma_i \cdot (l_n + l_{ш}) + B \cdot \gamma_2 \cdot h_2 \cdot Ш_{п} \leq 0,8 R_r, \quad (2.30)$$

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

$h_i$  – 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 при вибійного простору при знятій смузі вугілля і не пересуненій секції кріплення, м;

$l_{ш}$  – крок пересування кріплення, м;

$l_2$  – крок обвалення основної покрівлі, м;

$h_2$  – потужність основної покрівлі, м;

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

$$R = 1 \cdot 0,026 \cdot (6 + 0,8) + 0,5 \cdot 0,026 \cdot 18,3 \cdot 5 = 10,5 \leq 0,8 \cdot 18,8 = 15.$$

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

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

У якості кріплення посилення в уклоні приймаємо металеві стійки 17ГКУ 30, що встановлюються під кожної рами на відстані: перед лавою – 30 м; за лавою – 80 м.

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

### 2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

Розрахунок, приведений у п. 2.4.1.2, показав, що механізоване кріплення 1КД 90 у даних гірничо-геологічних умовах може експлуатуватися з достатньою ефективністю, то заходи щодо розупрочнення покрівлі не передбачаємо.

Вибір заходів щодо первинного осаду покрівлі у лаві.

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

- обтягування гайок на скріплюючих скобах аркового кріплення попереду лави на відстані 40 м;



- встановлення скріплюючих скоб та міжрамних стяжок, поламаних в результаті посилення гірничого тиску;
- заміна деформованих ремонтин в зоні опорного гірничого тиску попереду лави на відстані 40 м;
- перенастройка маслостанції СНТ-32 на підвищений тиск емульсії для збільшення несучою здібності секції кріплення;
- забезпечення запасу емульсії для гідросистеми механізованого кріплення 1КД 90;
- пересування секцій кріплення вслід за комбайном проводити з відставанням не більш 0,2-0,3 м;
- пересування секцій кріплення проводити з попереднім підпором верхніх перекриттів без відриву від покрівлі пласта;
- забезпечення необхідного запасу лісних матеріалів для посилення кріплення (дерев'яні стійки  $l = 2$  м,  $d = 0,18-0,20$  м).

Визначимо ступінь підняття порід підосви в штреках [7]:

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

де  $k$  – коефіцієнт, що враховує ступінь обвалювання порід покрівлі;  
 $H$  – глибина розробки, м;  
 $\sigma_n$  – міцність порід підосви, МПа;

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

Визначимо ступінь підняття порід підосви в уклоні [7]:

$$k = \frac{H}{\sigma_n}, \quad (2.32)$$

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

Отже, згідно [7], підосва в штреках відноситься до сильно пучащій, а в уклоні до слабопучащій.

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

Параметри технології:

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

#### 2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

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

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

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

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д}}, \text{ т}, \quad (2.33)$$

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

$$D_{\text{міс}} = 1125 \cdot 25 = 28125 \text{ т.}$$

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

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_{\text{к}} = L_{\text{к}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.34)$$

де  $L_{\text{к}}$  – комбайнова довжина лави, м;  
 $m$  – потужність пласта, м;  
 $r$  – ширина захоплення в.о. комбайна, м;  
 $\gamma$  – об'ємна вага вугілля, т/м<sup>3</sup>;  
 $c$  – коефіцієнт видобутку вугілля;

$$D_{\text{к}} = 200 \cdot 0,95 \cdot 0,8 \cdot 1,51 \cdot 0,97 = 225 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

$$n_{\text{ор}} = \frac{r}{d} \cdot n_{\text{ор}}, \text{ стійок}, \quad (2.35)$$

де  $d$  – діаметр стійки, м;  
 $n_{\text{ор}}$  – кількість рядів органного кріплення;

$$n_{\text{ор}} = \frac{0,8}{0,15} \cdot 2 = 10,7 \text{ стійок.}$$

Викладення дерев'яних кострів:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук,} \quad (2.36)$$

де  $a_k$  – крок встановлення кострів, м;

$n_k$  – кількість рядів кострів;

$$n_k = \frac{0,8}{2,4} \cdot 1 = 0,33 \text{ штук.}$$

Викладення БЗБТ:

$$n_{\text{БЗБТ}} = \frac{m}{b} \cdot \frac{r}{a_{\text{БЗБТ}}} \cdot n_{\text{БЗБТ}}, \text{ штук,} \quad (2.37)$$

де  $a_{\text{БЗБТ}}$  – розмір тумби по посуванню, м;

$b$  – товщина БЗБТ, м;

$n_{\text{БЗБТ}}$  – кількість рядів БЗБТ.

$$n_{\text{БЗБТ}} = \frac{1,05}{0,15} \cdot \frac{0,8}{0,4} \cdot 2 = 28 \text{ штук.}$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 2.3 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_r}{K_{\text{ц}}}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.38)$$

де  $T_r$  – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_{\text{ц}}$  – коефіцієнт циклічності;

$$K_{\text{ц}} = \frac{N_y}{D_{\text{ц}}^k}, \quad (2.39)$$

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

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

$$K_{\text{ц}} = \frac{610}{225} = 2,7;$$

$$T_k = \frac{6,9}{2,7} = 2,5 \text{ чол. – змін.}$$

Таблиця 2.3 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої

| Вид робіт                          | Норма<br>обслу-<br>гову-<br>вання | Норма виробки     |                    |                  | Обсяг<br>робіт<br>на цикл | Трудомі-<br>сткість<br>на цикл | Тарифна<br>ставка,<br>грн | Сума<br>зарплати,<br>грн | Обґрун-<br>тування<br>ЕНВ-06 |
|------------------------------------|-----------------------------------|-------------------|--------------------|------------------|---------------------------|--------------------------------|---------------------------|--------------------------|------------------------------|
|                                    |                                   | за збірни-<br>ком | загальний<br>коэф. | встано-<br>влена |                           |                                |                           |                          |                              |
| Віймка вугілля комплексом, т       | 6,9                               | 384               | 1,588              | 610              | 280                       | 0,45                           | 71,17                     | 937,72                   | 3, т.7, 17в                  |
| МПВМ бр.                           |                                   |                   |                    |                  |                           | 0,45                           | 71,17                     | 937,72                   |                              |
| ГРОВ 5р.                           |                                   |                   |                    |                  |                           | 2,65                           | 61,26                     | 3661,07                  |                              |
| Зведення органічних рядів, ст.     |                                   | 85                | 1                  | 85               | 10,7                      | 0,13                           | 61,26                     | 159,38                   | 39, т.72, 6а                 |
| Викладення дерев'яних кострів, шт. |                                   | 22,6              | 0,9                | 20,34            | 0,33                      | 0,02                           | 61,26                     | 291,44                   | 41, т.74, 2а                 |
| Викладка БЗБТ, тумб                |                                   | 27,1              | 1                  | 27,1             | 28                        | 1,03                           | 61,26                     | 1351,25                  | 32, т.68, 1в                 |
| Разом                              |                                   |                   |                    |                  |                           | 4,28                           |                           | 6324,25                  |                              |

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_m = \frac{1}{K_u}, \text{ чол.-змін}; \quad (2.40)$$

$$T_m = \frac{1}{2,5} = 0,4 \text{ чол.-змін.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{\text{ГРОВ}} = T_k - T_m, \text{ чол.-змін}; \quad (2.41)$$

$$T_{\text{ГРОВ}} = 2,5 - 0,4 = 2,1 \text{ чол.-змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = \frac{D_u}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін}, \quad (2.42)$$

де  $\Sigma T$  – сумарна трудомісткість виконання процесів, чол.-змін;

$$N_k = \frac{225}{4,28} = 52,6 \text{ т/чол.змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_u}, \text{ грн/т}, \quad (2.43)$$

де  $\Sigma Z$  – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{6324,25}{225} = 28,1 \text{ грн/т.}$$

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

$$N_y = \frac{D_{\text{доб}}}{N_k \cdot k_{\text{пер}}}, \text{ чол}, \quad (2.44)$$

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

$$N_y = \frac{1125}{52,6 \cdot 1,08} = 18 \text{ чол.}$$

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

1. Для комплексу 1МКД 90 і планового видобутку 1125 т/добу таблична норма часу складе 49,4 чол.-годин (табл. 1, п 1);
2. Поправочні коефіцієнти до табличної норми часу, що враховують:
  - зміна довжини очисного вибою – 2,21 чол.-годин · 2 = 4,42 чол. годин;
  - кількість приводних голівок конвеєра – 1,07 чол.-годин;
  - ступінь стійкості бічних порід – 0,85;
3. скоректована таблична норма часу складе:  $(49,4 + 4,42 - 1,07) \cdot 0,85 = 44,84$ .
4. Трудомісткість робіт МГВМ 6 розряду складе 6 чол.-год. або 1 чол.-зм.
5. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складе:  $44,84 - 6 = 38,84$  чол.-год. або 6,47 чол.-зм.

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Ремонтну складність устаткування визначимо в табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

| Найменування обладнання | Вид обладнання | Кількість в роботі | Нормативна трудомісткість $T_{op}$ , чол.-годин |        | Обґрунтування     |
|-------------------------|----------------|--------------------|---|--------|-------------------|
|                         |                |                    | на од.  | на все |                   |
| в лаві                  |                |                    |   |        |                   |
| Комбайн                 | КА 90          | 1                  | 2232  | 2232   | ЕНВ-2006, 3, т. 9 |
| Мехкріплення            | 1КД 90         | 133                | 18,4  | 2447   |                   |
| Конвеєр скребковий      | СПЦ 162-09     | 1                  | 1388  | 1388   |                   |
| Кріплення сполучень     | КСД 90         | 2                  | 171   | 342    |                   |
| Перевантажувач          | ПТК-3У         | 1                  | 1183  | 1183   |                   |
| Коефіцієнти             |                |                    |   | 1,1    |                   |
| Усього                  |                |                    |   | 8351   |                   |
| в інших виробках        |                |                    |   |        |                   |
| Конвеєр стрічковий      | 2ЛТ-100У       | 1                  | 4124  | 4124   | ЕНВ-2006, 3, т. 9 |
| Насосна станція         | СНТ-32         | 2                  | 1681  | 3362   |                   |
| Лебідка                 | ЛВД-34         | 3                  | 186   | 558    |                   |
| Трубопровід, км         |                | 1,3                | 115   | 150    |                   |
| Дорога на підшві        | ДКН4-2         | 1                  | 995   | 995    |                   |
| Усього                  |                |                    |   | 9189   |                   |
| Разом                   |                |                    |   | 17540  |                   |

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

$$N_{ч} = \Sigma T_{op} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{зм}}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.45)$$

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

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

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

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

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

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

Для подальших розрахунків приймаємо:

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

- електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.46)$$

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

Обліковий склад робітників-відрядників:

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

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

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

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

#### **2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта $m_3$**

Згідно рекомендаціям [12, 13] в заданих гірничо-геологічних умовах, а також з урахуванням виробничо-технічних факторів, виробку доцільно проводити з роздільним вийманням вугілля і породи, що дозволить знизити його зольність. Крім того, породу від проведення виробки залишаємо в шахті.

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності присікаємих порід не перевищує 7 (по шкалі проф. Протод'яконова М.М.), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн КСП 33.

Відбите вугілля буде перевантажуватися на скребковий перевантажувач ПТК-3У і далі транспортуватися стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У. Відбита порода буде перевантажуватися стрічковим перевантажувачем УПЛ в бункер-потяг.

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВГ-1,6-600 та на платформах шахтних ПТК 1,6. Виробка обладнується одноколіїним рейковим шляхом. Ширина колії-600 мм, рейки Р-24 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно з [13]).

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

$$V_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{міс}}}{n_{\text{р.д}}}, \text{ м/доб}, \quad (2.47)$$

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

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

Розробка паспорту проведення та кріплення виробки.

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

У вугільній промисловості аркову форму поперечного перерізу з металевим рамним кріпленням застосовують при проведенні виробок у породах з  $f=3-9$ , які знаходяться у зоні встановившогося гірничого тиску, а також у зоні впливу очисних робіт при відсутності порід в підшві, що схильні до підняття [11].

Оскільки у даних гірничо-геологічних умовах міцність порід по шкалі проф. Протод'яконова М.М.  $f = 3,5-5$ , то приймаємо аркову форму поперечного перерізу з металевим рамним кріпленням.

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

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м}, \quad (2.48)$$

де  $m$  – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

$$m = 0,4 + (1,8 - h^k) \cdot \text{tg } \alpha, \text{ м}, \quad (2.49)$$

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

$h^k$  – висота конвеєра, м;

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

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

$a$  – ширина конвеєра, м;

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



$b$  – ширина пересувного составу, м;  
 $n$  – зазор для проходу людей, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ м}, \quad (2.50)$$

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

$h$  – висота пересувного составу, м;

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

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

$$B = 0,5 + 1,45 + 0,4 + 0,85 + 0,74 = 3,94 \text{ м}.$$

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

$$h_b = h_6 + h_p, \text{ м}, \quad (2.51)$$

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

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

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

Визначимо радіус дуги стійки:

$$R = \sqrt{(h_{\text{л}} + h_6 + \Delta h_{\text{л}} - h_0)^2 + (b_{\text{л}} + c_1)^2}, \text{ м}, \quad (2.52)$$

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

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

$h_0$  – довжина прямої частини стійки, м;

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

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

$$b_{\text{л}} = \frac{(B + \Delta v_c + c_1) + (h + h_b - h_0)^2 - (h_{\text{л}} + h_6 + \Delta h_{\text{л}} - h_0)^2 - c_1^2}{2 \cdot (B + \Delta v_c + 2 \cdot c_1)}, \text{ м}, \quad (2.53)$$

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

$$B_{\text{л}} = \frac{(3,94 + 0,2 + 0,018) + (1,2 + 0,35 + 1,0)^2 - (1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 - 0,018^2}{2 \cdot (3,94 + 0,2 + 2 \cdot 0,018)} = 1,97 \text{ м};$$

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 + (2,04 + 0,018)^2} = 2,05 \text{ м.}$$

Радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_1}{\cos \beta_o} + h_{\text{фл}}, \text{ м}, \quad (2.54)$$

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

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

$$r = 2,05 - \frac{0,018}{\cos 49^\circ} + 0,026 = 2,02 \text{ м.}$$

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

$$h_{\text{ц}} = h_o + c_1 \cdot \text{tg } \beta_o, \text{ м}; \quad (2.55)$$

$$\alpha_o = 180^\circ - 2 \cdot \beta_o, \text{ град}; \quad (2.56)$$

$$h_{\text{ц}} = 1 + 0,018 \cdot \text{tg } 49^\circ = 1,02 \text{ м};$$

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

Ширина виробки у світлі на рівні ґрунту:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_1), \text{ м}; \quad (2.57)$$

$$B_1 = 2 \cdot (2,05 - 0,018) = 4,06 \text{ м.}$$

Висота виробки у світлі від рівня ґрунту:

$$H = h_{\text{ц}} + r + h_{\text{п}}, \text{ м}, \quad (2.58)$$

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

$$H = 1,02 + 2,02 + 0,2 = 3,24 \text{ м.}$$

Площа поперечного перетину виробки у світлі до осідання:

$$S_{cb}^1 = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_o - h_6) - c_1^2, \text{ м}^2; \quad (2.59)$$

$$S_{cb}^1 = 0,785 \cdot (2,05^2 + 2,02^2) + 4,06 \cdot (1,0 - 0,19) - 0,018^2 = 12,3 \text{ м}^2.$$

Площа поперечного перетину виробки у світлі після осідання:

$$S_{cb} = (0,94 \div 0,96) \cdot S_{cb}^1, \text{ м}^2; \quad (2.60)$$

$$S_{cb} = 0,95 \cdot 12,3 = 11,7 \text{ м}^2.$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_n = S_{cb}^1 + (P - B_1) \cdot (h_{сп} + h_{зт} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}), \text{ м}^2, \quad (2.61)$$

де  $P$  – периметр виробки у світлі,  $\text{м}^2$ ;

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + r \cdot (h_c - h_6) + B_1, \text{ м}, \quad (2.62)$$

де  $R$  – радіус дуги стояка,  $\text{м}$ ;

$r$  – радіус дуги верхняка,  $\text{м}$ ;

$h_c$  – довжина прямої частини стояка,  $\text{м}$ ;

$h_6$  – товщина баласту,  $\text{м}$ ;

$h_{сп}$  – висота профілю,  $\text{м}$ ;

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

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

$\Delta h$  – вертикальне зміщення порід покрівлі,  $\text{м}$ ;

$$P = 1,57 \cdot (2,05 + 2,02) + 2,02 \cdot (1,0 - 0,19) + 4,06 = 12,1 \text{ м};$$

$$S_n = 12,3 + (12,1 - 4,06) \cdot (0,11 + 0,05 + \frac{0,043 + 0,44}{2}) = 14,2 \text{ м}^2.$$

Згідно типовим перетинам виробок [15] приймаємо площу поперечного перерізу виробки у світлі до осадки  $12,5 \text{ м}^2$ . Ширина виробки складає  $4,18 \text{ м}$ .

Перевіримо переріз виробки у світлі по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{cb}}, \text{ м/с}, \quad (2.63)$$

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

$$V = \frac{46,3}{12,5} = 3,7 \text{ м/с}.$$

Згідно ПБ [1], швидкість руху повітря у виробках ділянки повинна бути не більш, ніж 6 м/с. Так як  $V=2,8$  м/с, швидкість руху повітря задовольняє ПБ.

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [16].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{кр} = U + k_{кр} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.64)$$

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

$$U = k_\alpha \cdot k_\Theta \cdot k_s^1 \cdot k_B \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.65)$$

де  $k_\alpha$  – коефіцієнт впливу кута падіння порід і напрямку проходки виробки відносно простягання порід;

$k_\Theta$  – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

$k_s^1$  – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

$k_B$  – коефіцієнт впливу інших виробок;

$k_t$  – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

$U_T$  – зміщення порід, прийняте за типове, мм;

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

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

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

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

$$U = 0,85 \cdot 0,45 \cdot 0,4 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 300 = 41 \text{ мм};$$

$$U_{кр} = 41 + 1 \cdot 1,1 \cdot 0,4 \cdot 580 = 296 \text{ мм}.$$

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_n \cdot k_H \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м}, \quad (2.66)$$

де  $k_n$  – коефіцієнт перевантаження;

$k_H$  – коефіцієнт надійності;

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

$b$  – ширина виробки в прохідці, м;

$P^H$  – нормативне навантаження;

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

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (2.67)$$

де  $N_s$  – несуча спроможність кріплення, кН.

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

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

Приймаємо 1 раму/м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U_{кр}^I = U_{кр} + (2 \cdot U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм}, \quad (2.68)$$

де  $m$  – виймальна потужність пласту, мм;

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

$$U_{кр}^I = 296 + (2 \cdot 580 \cdot 0,4 + 950 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 794 \text{ мм.}$$

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

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

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м}, \quad (2.69)$$

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

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

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

Встановлюємо одну стійку посилення під кожен раму основного кріплення.

Тип кріплення по податливості:

$$\Delta \geq k_{ос} \cdot k_{анк} \cdot k_{ус} \cdot U_{кр}^I, \text{ мм}, \quad (2.70)$$

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

$$\Delta \geq 1 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 794 = 556 \text{ мм.}$$

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

Протяжність встановлення кріплення посилення:

$l_1$  – ділянка кріплення попереду першого вибою = 30 м;

$l_2$  – ділянка кріплення позаду першого вибою = 65 м;

$l_3$  – ділянка кріплення попереду другого вибою = 40 м.

Розрахунок комплексної виробки і розцінки проводимо згідно [17] і вносимо в табл. 2.5.

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м}, \quad (2.71)$$

де  $N$  – змінна норма виробки на бригаду, м ( $N = 1,5$  (§ 1, табл. 6, п. 68 д);

$k$  – коефіцієнт за збірником;

$$Q = 1,5 \cdot 0,97 = 1,46 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м}, \quad (2.72)$$

де  $T$  – змінна нормативна трудомісткість, чол.-змін, м ( $T = 3,3$  чол.-змін (§ 1, табл. 6, п. 68 е);

$$Q_{1ч} = \frac{1,5}{3,3} = 0,45 \text{ м.}$$

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

$$Q_{зм} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м}; \quad (2.73)$$

$$Q_{зм} = 0,45 \cdot 0,97 = 0,44 \text{ м.}$$

Трудомісткість на зміну:

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}}, \text{ чол. - зм}; \quad (2.74)$$

$$T_{зм} = \frac{1,46}{0,44} = 3,3 \text{ чол. - зм.}$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

Таблиця 2.5 – Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в прохідницькому вибої

| Вид робіт                                     | Одиниця вимірювання | Норма виробки |                         |             | Обсяг робіт на зміну, м | Потрібна кількість чол.-змін на 1 м | Потрібна кількість чол.-змін | Тарифна ставка, грн. | Розцінка за 1 м, грн. | Обґрунтування для встановлення норми виробки |
|---|---------------------|---------------|-------------------------|-------------|-------------------------|-------------------------------------|------------------------------|----------------------|-----------------------|--|
|   |                     | за збірником  | коефіцієнт за збірником | встановлена |                         |                                     |                              |                      |                       |  |
| Проведення виробки комбайном КСП 33           | м                   | 0,45          | 0,97                    | 0,44        | 3                       | 2,1                                 | 6,3                          |                      | 2339,9                | табл. 6, п. 68 д                             |
| Машиніст гірничих виймальних машин VI розряду |                     |               |                         |             | 3                       | 0,6                                 | 1,8                          | 71,17                | 508,54                |  |
| прохідник V розряду                           |                     |               |                         |             | 3                       | 1,5                                 | 4,5                          | 61,26                | 1831,4                |  |

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{\text{МГВМ}} = \frac{1}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.75)$$

$$T_{\text{МГВМ}} = \frac{1}{1,46} = 0,6 \text{ чол.} - \text{зм};$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{\text{ПРОХ}} = \frac{(T_{\text{зм}} - 1)}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.76)$$

$$T_{\text{ПРОХ}} = \frac{(3,3 - 1)}{1,46} = 1,5 \text{ чол.} - \text{зм}.$$

Приймаємо явочну кількість у зміну МГВМ VI розряду 1 чол., прохідників V розряду – 4 чол.

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11] в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

| № п/п | Вид обладнання                | Найменування обладнання | Кількість в роботі | Ремонтна складність, чол-год |        | Обґрунтування |
|-------|-------------------------------|-------------------------|--------------------|------------------------------|--------|---------------|
|       |                               |                         |                    | на од.                       | на все |               |
| 1     | Комбайн                       | КСП 33                  | 1                  | 1660                         | 1660   | ЕНВ-2004      |
| 2     | Перевантажувач                | ПТК-3У                  | 1                  | 1183                         | 1183   |               |
| 3     | Стрічковий конвеєр            | 2Л100У                  | 1                  | 4311                         | 4311   |               |
| 4     | Дорога напочвенна             | ДКН4-2                  | 1                  | 995                          | 995    |               |
| 5     | Лебідка                       | ЛВД 34                  | 1                  | 186                          | 186    |               |
| 6     | Трубопроводи                  |                         | 1,7                | 135                          | 202    |               |
| 7     | Вентилятор                    | ВМП                     | 1                  | 42                           | 42     |               |
| 8     | Коефіцієнт                    |                         |                    |                              | 1      |               |
| 9     | Усього                        |                         |                    |                              | 8579   |               |
| 10    | Коефіцієнт К1                 |                         |                    |                              | 0,6    |               |
| 11    | Коефіцієнт К2                 |                         |                    |                              | 1,2    |               |
| 12    | Коефіцієнт К3                 |                         |                    |                              | 1,3    |               |
| 13    | Нормативна явочна чисельність |                         |                    |                              | 4      |               |

Остаточну приймаємо явочну кількість робітників за добу:

- МГВМ VI розряду – 4 чол.;

- прохідників V розряду – 12 чол.;

- слюсарів – 4 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{\text{об}} = N_{\text{яв}} \cdot k_{\text{об}}, \text{ чол.}, \quad (2.77)$$



де  $k_{об}$  – коефіцієнт облікового складу;  
Обліковий склад МГВМ VI розряду:

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

Обліковий склад прохідників V розряду:

$$Ч_{об} = 12 \cdot 1,59 = 19 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

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

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

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

Розробка графіку організації робіт

Розробку графіку проводимо згідно з [17, 18]. Для будови лінійного графіку організації процесу комбайнового виймання розраховуємо поопераційно трудомісткість і тривалість робіт, а також час, що відкладемо на графіку. Результати розрахунків зводимо в табл. 2.7.

Загальна питома трудомісткість виймання 1 м<sup>3</sup> гірничої маси:

$$N = \frac{N_i}{V \cdot S_{нач}}, \text{ чол.} \cdot \text{хв/м}^3, \quad (2.78)$$

де  $N_i$  – сумарна трудомісткість окремих операцій, чол.-хв/м<sup>3</sup>;

$$N = \frac{1615}{3 \cdot 19,9} = 27 \text{ чол.} \cdot \text{хв/м}^3.$$

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

Доставка вугілля по лаві здійснюється скребковим конвеєром СПЦ 162-09, що входить до складу комплексу 1МКД 90.

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [20]:

$$Q_p = \frac{Q_{доб} \cdot k_n}{3 \cdot t_{зм} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.79)$$

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

Таблиця 2.7 – Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірничих порід

| Найменування операцій   | Об'єм робіт |         | Число робітників, чол. | Трудомісткість по процесам (операціям), чол.-хв. |                         | Тривалість процесів (операцій), хв. |                        | Обґрунтування (ЄНВ, розділ 2) |
|---|-------------|---------|------------------------|--|-------------------------|-------------------------------------|------------------------|-------------------------------|
|   | од. вим.    | на цикл |                        | на цикл  | на зміну                | на цикл                             | на зміну               |                               |
| Підготовчо-заключні операції  |             |         | 4                      |  |                         |                                     |                        |                               |
| Усунення дрібних несправностей  |             |         | 4                      |  | 72,4                    |                                     | 18,1                   | § 2, табл. 50                 |
| Керування комбайном   | М           | 1       | 2                      | $134,0 \cdot 0,8 = 107,2$                        | $107,2 \cdot 2 = 214,4$ | $67,0 \cdot 0,8 = 53,6$             | $53,6 \cdot 2 = 107,2$ | § 2, табл. 51                 |
| Відведення і проробки виконавчого органу, огляд комбайну, заливка масла                         | М           | 1       | 2                      | $9,89 \cdot 0,8 = 7,9$                           | $7,9 \cdot 2 = 15,8$    | $7,13 \cdot 0,8 = 5,7$              | $5,7 \cdot 2 = 11,4$   | § 2, табл. 51                 |
| Огляд та заміна зубків, підтягування кабелю і шланга зрошення                                   | М           | 1       | 2                      | $10,95 \cdot 0,8 = 8,8$                          | $8,8 \cdot 2 = 17,6$    | $6,36 \cdot 0,8 = 5,1$              | $5,1 \cdot 2 = 10,2$   | § 2, табл. 51                 |
| Розбивка великих шматків породи, підкидка гірничої маси до вантажного органу та зачистка ґрунту | М           | 1       | 1                      | $52,09 \cdot 0,8 = 41,7$                         | $41,7 \cdot 2 = 83,4$   | $26,0 \cdot 0,8 = 20,8$             | $20,8 \cdot 2 = 41,6$  | § 2, табл. 51                 |
| Розшпигування натяжної головки конвеєру   | М           | 1       | 1                      | $19,15 \cdot 0,8 = 15,3$                         | $15,3 \cdot 2 = 30,6$   | $9,6 \cdot 0,8 = 7,7$               | $7,7 \cdot 2 = 15,4$   | § 2, табл. 51                 |
| Перевірка напрямку виробки  | М           | 1       | 2                      | $6,3 \cdot 0,8 = 5,0$                            | $5,0 \cdot 2 = 10,0$    | $2,9 \cdot 0,8 = 2,3$               | $2,3 \cdot 2 = 4,6$    | § 2, табл. 51                 |
| Кріплення   | М           | 1       | 2-4                    | $173,9 \cdot 0,8 = 139,2$                        | $139,2 \cdot 2 = 278,4$ | 130,1                               | 260,2                  | § 2, табл. 52                 |
| Перевішування перевантажувача   | М           | 1       | 2                      | $69,6 \cdot 0,8 = 55,7$                          | $55,7 \cdot 2 = 111,4$  | $25,2 \cdot 0,8 = 20,2$             | $20,2 / 2 = 10,1$      | § 2, табл. 52                 |
| Нарощування вент. трубопроводу  | М           | 1       | 2                      | $3,54 \cdot 0,8 = 2,8$                           | $2,8 \cdot 2 = 5,6$     | -                                   | $7,1 / 2 = 3,6$        | § 2, табл. 52                 |
| Нарощування рейкового шляху   | М           | 1       | 2-4                    | $44,27 \cdot 0,8 = 35,4$                         | $35,4 \cdot 2 = 70,8$   | -                                   | $177,1 / 4 = 44,3$     | § 34, табл. 132               |
| Усього  |             |         |                        | 729  | 1458                    |                                     |                        |                               |

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

$t_{3M}$  – тривалість зміни, год.;

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

Розрахунковий вантажопотік:

$$Q_p = \frac{1125 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 142 \text{ т/год.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{т/год} \quad (2.80)$$

де  $Q_t$  – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

По графікам застосовності [20] робимо вибір стрічкового конвеєра: для заданих умов підходить конвеєр 2ЛТ 100У, тому що при необхідній його довжині  $L = 1500$  м і куті нахилу  $\beta = 0^\circ$   $Q_p = 142 < Q_t = 850$  т/год.

Графік застосовності представлено на рис. 2.4.

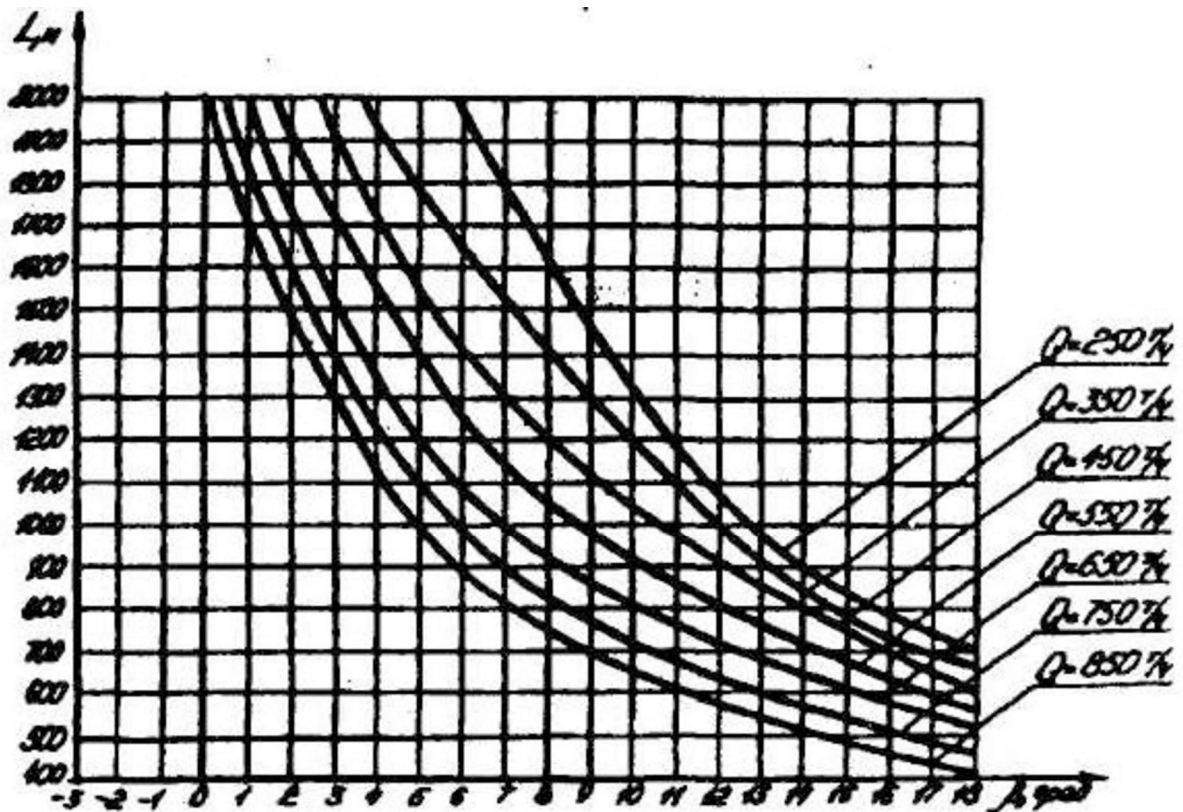


Рисунок 2.4 – Графік застосовності конвеєра 2ЛТ 100У

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра СПЦ 162-09 на стрічковий 2Л100У приймаємо перевантажувач скребковий ПТК 3У, що входить до складу мехкомплексу 1МКД 90 [1].

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.80:

$$Q_p = 142 < Q_t = 400 \text{ т/год.}$$

Для транспортування гірничої маси з прохідницького вибою приймаємо конвеєр стрічковий 2Л100У. Розрахунковий вантажопотік складе:

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

що відповідає умові  $Q_p = 58 < Q_t = 850 \text{ т/год.}$

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

Для транспортування вантажів по хіднику приймаємо канатну відкатку лебідками ЛВД 34.

Перевезення людей по хіднику здійснюємо засобами ДКН 4-2.

Маневрові операції здійснюємо за допомогою лебідок ЛВД 34.

## 2.4.4 Провітрювання ділянки

### 2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної ділянки

Розробляемий пласт –  $m_3$ ; спосіб підготовки пласту – панельний; система розробки – стовпова з відробкою виймальних стовпів по простяганню і зворотноточним провітрюванням; кількість лав – 2; кількість підготовчих вибоїв – 2; механізація очисних робіт – комплекс 1МКД 90; навантаження на лаву – 1125 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [21], приймаємо схему провітрювання виймальної ділянки типу 1-М-Н-в-вт.

### 2.4.4.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою по пласту $m_3$

Провітрювання ділянки здійснюється по схемі 1-М, тому  $I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}}$ :

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{оч}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.81)$$

де  $A_{\text{оч}}$  – середньодобовий видобуток з очисної виробки, т/добу;

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

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{1125 \cdot 4,5}{1440} = 2,7 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

### 2.4.4.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки пласта $m_3$

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

$$Q_{\text{оч}} = \frac{Q_{\text{дл}} \cdot k_{\text{оз}}}{k_{\text{ут.в}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.82)$$

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

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

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

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{дл}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.83)$$

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

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

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

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

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot 2,7 \cdot 1,68}{1 - 0,05} = 477 \text{ м}^3 / \text{хв};$$

$$Q_{\text{оч}} = \frac{477 \cdot 1,25}{1,5} = 397 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

### 2.4.4.4 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору:

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[ \frac{Q_p \cdot (C - C_0)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.84)$$

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

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

$$A_{\max} = 1125 \cdot 5,15^{-1,67} \cdot \left[ \frac{660 \cdot (1-0,05)}{194} \right]^{1,93} = 1590 \text{ т/добу.}$$

#### 2.4.4.5 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання уклонів пласту $m_3$

##### 2.4.4.5.1 Розрахунок метанообільності штреку, проведеного по пласту $m_3$ Метановиділення в тупикову виробку, проведена по пласту:

$$I_{\Pi} = I_{\text{пов } 1} + I_{\text{о.у.п.}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.85)$$

$$I_{3,\Pi} = I_{\text{пов } 2} + I_{\text{о.у.п.}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.86)$$

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

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\Pi} \cdot V_{\Pi} \cdot (X - X_0) \cdot k_T, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.87)$$

де  $V_{\Pi}$  – проектна швидкість посування вибою тупикової виробки,  $\text{м}/\text{добу}$ ;  
 $k_T$  – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення в часі, частки од.  
(приймаємо по табл. 3.2 [21]).

$I_{\text{о.у.п.}}$  – метановиділення з відбитого вугілля,  $\text{м}^3/\text{хв.}$ ;

$$I_{\text{о.у.п.}} = j \cdot k_{\text{гв}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.88)$$

де  $j$  – технічна продуктивність комбайну,  $\text{т}/\text{хв.}$  (приймаємо по табл. 3.3 [21]);  
 $k_{\text{гв}}$  – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації відбитого вугілля, дол. од.;

$$k_{\text{гв}} = a \cdot T_y^b, \quad (2.89)$$

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

$T_y$  – час знаходження вугілля в привибійному просторі, хв.;

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв.}, \quad (2.90)$$

де  $S_{\text{вуг}}$  – площа перетину виробки по вугіллю в проходці,  $\text{м}^2$ ;

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

$$T_y = \frac{2,3 \cdot 1 \cdot 1,53}{0,7} = 5,9 \text{ хв.};$$

$$k_{\text{гв}} = 0,118 \cdot 5,9^{0,25} = 0,25;$$

$$I_{0,y,\Pi} = 0,7 \cdot 0,25 \cdot (10,5 - 1,4) = 1,6 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

$$I_{\text{пов}1} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,75 \cdot 6 \cdot (10,5 - 1,4) \cdot 0,98 = 0,9 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

$$I_{\text{пов}2} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,75 \cdot 6 \cdot (10,5 - 1,4) \cdot 0,13 = 0,1 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

$$I_{\Pi} = 0,9 + 1,6 = 2,5 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

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

**2.4.4.5.2 Розрахунок кількості повітря для провітрювання штреку пласту тз**  
Розрахунок витрати повітря для виробки, яка проводиться комбайном:

$$Q_{3,\Pi} = \frac{100 \cdot I_{3,\Pi}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{ХВ}, \quad (2.91)$$

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

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{3,\Pi} = 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{ХВ}; \quad (2.92)$$

$$Q_{3,\Pi} = 6 \cdot 6 = 36 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{3,\Pi} = 60 \cdot V_{\Pi \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{ХВ}, \quad (2.93)$$

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

$$Q_{3,\Pi} = 60 \cdot 0,25 \cdot 13,8 = 207 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

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

$$Q_{3,\Pi} = 20 \cdot V_{\text{прив} \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{ХВ}, \quad (2.94)$$

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

$$Q_{3,\Pi} = 20 \cdot 1,0 \cdot 13,8 = 276 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

Приймаємо  $Q_{3,\Pi} = 276 \text{ м}^3/\text{ХВ}$ .

Витрати повітря для провітрювання усієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{\Pi} = \frac{100 \cdot I_{\Pi} \cdot k_{н.п}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.95)$$

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

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

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{\Pi} = 6 \cdot n_{\text{чол.н}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.96)$$

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

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

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{\Pi} \geq Q_{з.п} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.97)$$

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

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр}1} \cdot k_{\text{ут.тр}2}, \quad (2.98)$$

де  $k_{\text{ут.тр}1}$  – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [21]); довжина ділянки трубопроводу  $l_{\text{тр}1} = 500$  м, діаметр  $d_{\text{тр}} = 0,8$  м,  $Q_{з.п} = 276 \text{ м}^3/\text{хв}$ . ( $4,6 \text{ м}^3/\text{с}$ );

$k_{\text{ут.тр}2}$  – коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [21]); довжина ділянки трубопроводу  $l_{\text{тр}1} = 1000$  м, діаметр  $d_{\text{тр}} = 0,8$  м,  $Q_{з.п} = 276 \cdot 1,19 = 328 \text{ м}^3/\text{хв}$ . ( $5,5 \text{ м}^3/\text{с}$ );

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

$$Q_{\Pi} = 263 \geq 276 \cdot 1,22 = 337 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова не дотримується, тому приймаємо  $Q_{\Pi} = 337 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

#### 2.4.4.5.3 Вибір засобів провітрювання штреку пласта $m_3$

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:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (\ell_{\text{тр1}} + 20 \cdot d_{\text{тр1}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр1}} \cdot n_2) + \\ + r_{\text{трк}} \cdot (\ell_{\text{тр2}} + 20 \cdot d_{\text{тр2}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр2}} \cdot n_2), \text{ кц}, \quad (2.99)$$

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

$\ell_{\text{тр1}}$  – довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

$d_{\text{тр1}}$  – діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

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

$r_{\text{трк}}$  – аеродинамічний опір 1 м трубопроводу з поліетиленовим рукавом, кц/м;

$\ell_{\text{тр2}}$  – довжина ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$d_{\text{тр2}}$  – діаметр ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0161 \cdot (500 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + \\ + 0,0046 \cdot (1000 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 9,4 \text{ кц}.$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.100)$$

$$Q_p = 276 \cdot 1,22 = 337 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left( \frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.101)$$

$$h_p = 5,6^2 \cdot 9,4 \cdot \left( \frac{0,59}{1,22} + 0,41 \right)^2 = 410 \text{ даПа}.$$

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

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

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.8.

Побудуємо характеристику трубопроводу на аеродинамічній характеристиці вентилятора (рис. 2.5).

З побудови видно що  $Q_\phi = 5,8 \text{ м}^3/\text{с} = 348 \text{ м}^3/\text{хв}$ ;  $h_\phi = 450 \text{ даПа}$ .

Витрати у вибою складуть:

Таблиця 2.8 – Вихідні дані для розрахунку режиму роботи вентилятора

|                                 |      |      |      |      |
|---------------------------------|------|------|------|------|
| $Q_{з.п.}, \text{м}^3/\text{с}$ | 2    | 3    | 4    | 5    |
| $K_{ут.тр}$                     | 1,08 | 1,14 | 1,19 | 1,25 |
| $Q_p, \text{м}^3/\text{с}$      | 2,2  | 3,4  | 4,8  | 6,2  |
| $h_p, \text{даПа}$              | 25   | 100  | 285  | 545  |

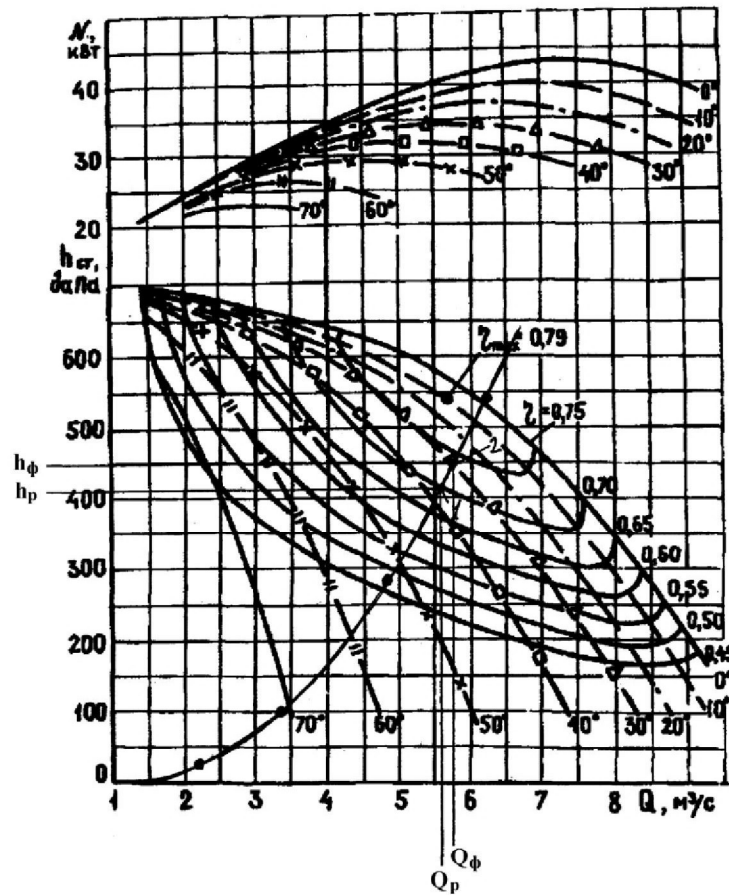


Рисунок 2.5 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦ-6 та вентиляційного трубопроводу

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{\phi}}{R_{тр.г}}} - 0,69 \cdot Q_{\phi}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.102)$$

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{450}{9,4}} - 0,69 \cdot 5,8 = 4,8 \text{ м}^3/\text{с} = 290 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{вс} \geq 1,43 \cdot Q_{\phi} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.103)$$

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

$$Q_{вс} \geq 1,43 \cdot 348 \cdot 1,1 = 547 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

## 2.4.5 Енергопостачання ділянки

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

Приймаємо трансформаторну підстанцію КТПВ-630/6-0,69.

У якості комутаційної апаратури приймаємо магнітні пускачі ПВИ.

У якості фідерного кабелю приймаємо кабель марки ЭВТ.

У якості силових гнучких кабелів приймаємо кабелі марки КГЭШ.

Для живлення освітлювальної мережі і ручного електросвердла приймаємо пусковий апарат АПШ.

У якості світильників приймаємо світильник РВЛ-20.

Перелік застосовуваного обладнання представлений в табл. 2.9.

Таблиця 2.9 – Перелік застосовуваного обладнання

| № | Вид обладнання                | Тип електродвигуна         | Кількість електродвигунів | Потужність, кВт |      | Номінальний коеф. токоприймача |
|---|-------------------------------|----------------------------|---------------------------|-----------------|------|--------------------------------|
| 1 | Комбайн КА 90                 | 1ЭКВ3,5-200                | 1                         | 200             |      | 0,87                           |
| 2 | Скребокний конвеєр СПЦ 162-09 | 2ЭДКОФВ250В4               | 2                         | 2 × 110 = 220   |      | 0,91                           |
| 3 | ВСП                           | АИУМ.225.М4                | 2                         | 2 × 55 = 110    |      | 0,85                           |
| 4 | Перевантажувач ПТК 3У         | 2ЭДКОФВ250В4               | 2                         | 2 × 55 = 110    |      | 0,91                           |
| 5 | Насосна станція СНТ-32        | АИУМ.225.М4<br>АИУМ.112.М2 | 1<br>1                    | 55<br>3         | = 58 | 0,85                           |
| 6 | Насосна станція СНТ-32        | АИУМ.225.М4<br>АИУМ.112.М2 | 1<br>1                    | 55<br>3         | = 58 | 0,85                           |
| 7 | Лебідка ЛВ-25                 | ВРП200М2                   | 1                         | 25,2            |      | 0,80                           |
| 8 | Лебідка ЛВ-25                 | ВРП200М2                   | 1                         | 25,2            |      | 0,80                           |

У підземних виробках улаштована загальна мережа заземлення. Заземленню підлягають металеві частини електротехнічних пристроїв, що нормально не перебувають під напругою, але які можуть опинитися під напругою у разі пошкодження ізоляції, а також трубопроводи, сигнальні троси та ін., розміщені у виробках, в яких є електричні установки та проводки. Заземлювальна мережа створена шляхом безупинного електричного з'єднання між собою усіх металевих оболонок та жил, що заземлюють, незалежно від величини напруги, із приєднанням їх до головного та місцевого заземлювача.

Головний заземлювач у шахті влаштований у водозбірнику, який знаходиться в пристовбурному дворі гор. 486 м, місцеві заземлювачі влаштовані у водовідливних канавках.

На випадок огляду, чищення або ремонту головного заземлювача передбачаємо влаштування резервного заземлювача в зумпфі допоміжного стовбура гор. 486 м. В якості головного та резервного заземлювача використовуємо сталеву смугу ши-

риною 40 см та довжиною 2,5 м.

Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом.

Місцеве заземлення розташовуємо у стічній канавці в уклоні. Воно виконано зі сталевий смуги площею 0,6 м<sup>2</sup>, шириною 0,3 м і довжиною 2 м. Заземлювач укладаємо горизонтально на дно канавки на "подушку" товщиною 50 мм з дрібних кусків породи і зверху засипаємо шаром у 150 мм з такого ж матеріалу.

Місцеві заземлювачі улаштовуємо у кожного розподільчого пункту, окремо встановленого електроприймача і кабельної муфти. В мережах стаціонарного освітлення місцевий заземлювач улаштовуємо не для кожної муфти або світильника, а через кожні 100 м мережі. Заземлення муфт гнучких кабелів, а також корпус комбайну КА 90, конвеєру СПЦ 162-09, перевантажувача ПТК-3У, лебідки ЛВД 25, світильників здійснюємо з'єднанням із загальною мережею заземлення за допомогою заземлюючих жил живильних кабелів. Заземлюючу жилу з обох боків приєднуємо до внутрішніх заземлюючих затискачів у кабельних муфтах та ввідних пристроях.

Для комбайну КА 90 і забійного конвеєру СПЦ 162-09 передбачаємо іскробезпечну схему безперервного контролю заземлення.

Крім заземлення захист людей від поразки електричним струмом здійснюємо з застосуванням реле витоку струму з автоматичним відключенням ушкодженої мережі. Загальний час відключення мережі напругою 380 та 660 В складає не більш 0,2 с.

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

## 2.5 Охорона праці

Промислова санітарія та гігієна.

1. На шахті здійснюється комплекс технічних та санітарно-гігієнічних заходів, що забезпечують нормальні умови праці та запобігають професійним захворюванням.

2. Шахта має паспорт санітарно-технічного стану умов праці.

3. Для всіх технологічних процесів передбачається застосування засобів механізації не тільки основних, а й допоміжних робіт, що унеможливають або зводять до мінімуму ручну працю.

4. Перевезення людей обов'язкове, якщо відстань до місця роботи 1 км та більше по горизонтальних, а по вертикальних та похилих підготовчих виробках, якщо різниця між помітками кінцевих пунктів виробок перевищує 25 м.

5. Біля шахтних стволів, по яким здійснюють спускання та піднімання людей, влаштовуються приміщення або камери очікування, а на приймальних майданчиках похилих виробок, обладнаних засобами транспортування людей у пасажирських вагонетках, спеціальні місця очікування.

6. Для пересування людей мінімальна ширина проходу не менш за 0,7м. У гірничих виробках зазначена ширина повинна зберігатися на висоті 1,8м від підлоги. В очисних вибоях при робочому стані кріплення висота проходу повинна

бути не меншою за 0,5 м.

7. Стан гірничих виробок, робочих місць та приміщень відповідає санітарним нормам та правилам.

8. Приствольні, головні відкотні та вентиляційні виробки, машинні та трансформаторні камери біляться в залежності від їхнього забруднення неменше одного разу на півроку.

9. У шахтних стволах установлюються водо-вловлювачі у клітках - пристрої для захисту від протікання, а в місцях посадки та виходу людей із клітці здійснюються заходи, що забезпечують запобігання попадання води на людей.

10. З метою пило заглушення повинна використовуватися вода, що відповідає вимогам державних стандартів. Дозволяється за погодженням з органами санітарно-епідеміологічного нагляду використання шахтної води після її очищення від механічних домішок та бактеріального знераження.

#### Боротьба з пилом.

1. На шахті здійснюється заходи щодо запилування повітря відповідно до Інструкції з комплексного знепилування повітря.

2. Розпилування (диспергування) зрошувальної рідини проводиться форсунками (зрошувачами) під тиском не менше за 0,5 МПа, а на виїмкових та прохідницьких комбайнах – не менше за 1,2 МПа.

3. Під час проведення очисних робіт, а також під час проведення виробок комбайнами вибіркової дії застосовується попереднє зволоження вугілля у масиві.

4. Якщо засоби боротьби з пилом у діючих вибоях не забезпечують зниження запилування повітря до гранично допустимих концентрацій, розробляються заходи, що забезпечують виключення перебування людей у запыленій зоні, й проводиться знепилування повітря, що виходить із цих вибоїв.

5. Приймальні бункери, перекидачі, пристрої для завантаження і розвантаження скипів обладнані засобами аспірації та очищення повітря, а також пристроями для запобігання просипання гірничої маси та пилоутворенню.

6. Забороняється на діючих шахтах подавання свіжого струменя повітря на стволах, обладнаних підйомами зі скипами або перекидними клітками, які не мають засобів пило заглушення.

7. Під час виробничих процесів, що супроводжуються утворенням або виділенням пилу повинен здійснюватися контроль його концентрації відповідно до Інструкції з виміру концентрації пилу в шахтах та обліку пилових навантажень.

#### Протипожежний захист на шахті.

Кількість і вид технічних засобів протипожежного захисту, вживані вогнегасні засоби, джерела і засоби подачі води для пожежегасіння, запас спеціальних вогнегасних речовин (порошкових, пінних, газових і ін.) визначаються в заходах до проекту протипожежного захисту шахти.

При розробці планів ліквідації аварій повинен бути проведений розрахунок і прийнятий режим вентиляції, сприяючий, у разі виникнення пожежі, запобіганню мимовільному перекиданню вентиляційного струменя, розповсюдження газоподібних продуктів горіння по виробленнях, в яких знаходяться люди.

### 3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

#### Обґрунтування доцільності і параметрів технології залишення породи у шахті

##### 3.1 Аналіз технології закладки підземного простору

Об'єм підземного простору на шахтах складається з:

об'єму очисного простору – 59 %;

об'єму підготовлюючих виробок – 25 %;

об'єму розкриваючих виробок – 16 %.

Відомо, що 20-40 % породи йде від ремонту гірничих виробок, 50-70% від проведення виробок і біля 5-10 % в процесі видобутку вугілля в очисних вибоях. З збільшенням глибини розробки і підробці вугільних пластів малої потужності (менш 0,8 м) об'єми видавальної шахтної породи істотно збільшуються. На вихід породи також впливають система розробки, спосіб підготовки, а також співвідношення швидкостей проходження гірничих виробок і швидкостей посування лінії очисних робіт. Із аналізу [25-26] виходу пород на шахті, слідує, що абсолютний об'єм шахтної породи за останні 20 років знизився, хоча відносний вихід (на 1000 т річного видобутку) збільшився.

Центральним питанням у вирішенні всієї проблеми ефективного використання підземного простору поза сумнівом є розробка безпечної і зручної технології підготовки матеріалу, транспортування, укладання його у вироблений простір. Теоретичні і технічні аспекти розміщення в підземному просторі породи вирішені, мається достатньо переконлива практика здійснення технології гідравлічної, пневматичної і самотечної закладки. Не дивлячись на те що вже накопичений досвід застосування гідравлічної і пневматичної закладок, побудовані і експлуатуються стаціонарні, напівстаціонарні і дільничні дробильно-закладні комплекси, чітких технологічних і технічних рішень по їх будівництву немає. Які ДЗК і в якому випадку будувати, стаціонарні, напівстаціонарні або дільничні, підземні або поверхневі? Який вид закладки застосовувати - гідравлічний або пневматичний, які використовувати способи транспортування роздробленої породи, машини і устаткування? Необхідно технічно і економічно оцінити всі ці варіанти. До того ж стали виникати розбіжності між розробниками техніко-технологічних рішень, одні і ті ж комплекси невірно були класифіковані з погляду призначення, одностороннє освітлювало лише залишення породи в шахтах у відриві від закладки підземного простору при виїмці вугілля з ціликів. Якщо врахувати, що порода, яка отримується від проведення виробок вслід очисних вибоїв. За допомогою скреперних заклад очисних пристроїв і комплексів "Титан" може бути закладена, що складе близько 10% усієї видавальної породи, то стає очевидно, що її необхідно використовувати на місці. Порода, що отримується від проведення (змішаним вибоєм) підготовчих виробок складає 21,2 % і може бути використана лише після збагачення. Від ремонту гірничих виробок отримується близько 25% пород, і в залежності від того, по яким транспортним лініям вода направляється – породним або вугільним, може бути відповідно використана. І, наприкінці, порода, що відділяється від гірничої маси на поверхні, складає 28,5 % видавальної із шахти породи.

Таким чином, будівництво підземних ДЗК дозволить залишати в шахтах близько 37,3 % породи, а залишившаяся частина породи (61,7 %) і це особливо неприпустимо, буде як і раніше видаватися на поверхню, складуватися в породних відвалах і забруднювати навколишнє середовище. В цьому випадку будівництво ДЗК разом зі збагачувальними фабриками може вирішити 100 % утилізації шахтної породи. Доцільність будівництва ДЗК повинна бути доказана на стадії проектування. Але науково-дослідні і проектно-конструкторські інститути до сих пір не вирішили навіть основних технологічних і технічних питань залишення породи в шахті.

Ефективне використання технологічного підземного простору передбачається як для діючих шахт, так і для шахт, що підлягають закриттю. Для діючих вугільних шахт розміщення попутної породи в підземному просторі дозволяє вирішувати і технологічні задачі: управління гірським тиском і деформаціями масиву гірських порід, підтримка гірничих виробок з допомогою порідною закладного масиву, зниження трудовитрат на транспортування в загальній шахтний вантажопотік, оздоровлення екологічної обстановки. В технологічному підземному просторі (в основному стаціонарному) ліквідуємих шахт крім закладки порідного матеріалу, розташованого на поверхні, можуть бути розміщені тверді відходи промислового значення. При цьому відходи можуть бути виведені з біоциклу.

### **3.2 Існуючі технологічні схеми розміщення породи в підземному просторі**

#### **3.2.1 Закладка підземного простору при проведенні відкотних штреків**

При проведенні відкотних штреків закладка породи в бутову смугу або розкосину проводиться по наступній технологічній схемі.

Породонавантажувальна машина типу 1ПНБ-2 на гусеничному ході підбирає підірвану породу з ґрунту виробки і своїм подовжнім перевантажувачем перекидає її в приймальний лоток поперечного стрічкового перевантажувача, який транспортує її в розкосину. Кінцева скидаюча головка перевантажувача розміщується на брівці розкосини.

За рахунок значної швидкості переміщення грузонесущої стрічки на кінцевій головці відбувається відкид транспортуємої породи на відстань 2,5-3 м. Закинута таким чином на брівку лави або в розкосину порода підхоплюється скрепером, що входить в комплекс типу ЗК-0,2 або ЗК-0,3.

Скреперна установка, захоплюючи породу порціями, формує з неї в процесі переміщення бутову смугу.

Така технологічна схема застосовна на пластах потужністю від 1 м і вище, тобто там, де є умови для розміщення на брівці скреперної лебідки і головки перевантажувача-метальника.

Оскільки породовантажна машина і перевантажувач - машини безперервної дії і володіють значною розрахунковою продуктивністю, то стримуюча ланка в даному технологічному ланцюзі - скреперна установка дискретної дії, а її продуктивність визначатиме працездатність всієї системи.

При двозмінній роботі добова продуктивність скреперної закладки складе 40-41 м<sup>3</sup>, тобто матиме місце резерв продуктивності в межах 9-10 %.

При необхідності мати більший резерв по продуктивності необхідно приймати скрепер більшої місткості або збільшувати робочу швидкість скрепера.

Порода з вентиляційного штреку закладається в розкосину по такій же технологічній схемі, за допомогою другого комплекту закладного устаткування.

Для використання як перспективне високопродуктивне закладне устаткування можна рекомендувати випробувані в промислових умовах нові закладні комплекси типу ЗК-0,2 і ЗК-0,3.

2-й варіант закладки породи в розкосину передбачає для розосередження вугільного і порідного циклів, тобто при випередженні лави або розкосини нижнім порідним забоєм на 90-100 м. При цьому породонавантажна машина типу ППНБ-2 перенавантажує підірвану породу на скребковий конвеєр СП-63 або СП-202, укладений на колісні платформи, що пересуваються за допомогою лебідки ЛП-1. Він має підведену приводну головку для передачі породи в приймальний лоток поперечного стрічкового лінійного перевантажувача і пересувається за допомогою лебідки ЛП-1 услід за порідним забоєм.

При використанні приводу з двигуном потужністю 45 кВт допустима довжина конвеєра для даних умов зросте до 100 м.

Таким чином, основними технологічними параметрами закладки породи при проведенні спарених штреків є: довжина бутової смуги, що закладається, або розкосини, м; продуктивність комплекту устаткування, т/доб; т/зміну; можливе випередження лави або розкосини нижнім штреком, м; добове посування лави або розкосини, м; добовий об'єм видобутку вугілля, т.

Комплекс вказаних параметрів для конкретних умов повинен забезпечити технологічний взаємозв'язок і збалансованість прийнятих засобів перевантаження, доставки і закладки породи в бутову смугу лави або розкосину спарених штреків, що проводяться до межі виймальної ділянки для інтенсивного відробітку лави зворотним ходом.

Для закладки породи з підготовчої виробки у вироблений простір лави і в розкосини розроблений стрічковий поперечний перевантажувач-метальник лінійного типу (рис. 3.1). Він є пристроєм для прийому породи від попереднього транспортного засобу (наприклад, скребкового конвеєра) і передачі її способом метання до установки ЗК-0,2 або ЗК-0,3 для закладки в бутову смугу розкосини або лави.

Стрічковий поперечний перевантажувач складається з ходового візка 15 з опорною платформою 14, на якій змонтована поворотна платформа 13, що має можливість повертатися в горизонтальній площині навколо вертикальної осі 12. Поворотне кільце ковзання служить для полегшення обертання поворотної платформи.

Спарені несучі важелі 2 з опорними дисками 3 шарнірно зв'язують поворотну платформу 13 з рамою 4 перевантажувача. Вісь 9 шарнірно сполучена з поворотною платформою 13 гідродомкратом 10 з амортизатором 11. Робочий орган перевантажувача складається з приводного барабана 5 (привід на рисунку не показаний), кінцевого барабана 19, натягувача 18, роликів 7, по яких рухається вантажонесуча стрічка 16. Перевантажувач має приймальний бункер 6 і запобіжний кожух 17 з транспортерної стрічки. Опорні диски 3 несучих важелів 2 фіксуються щодо рами 4 стопорними пальцями 8.



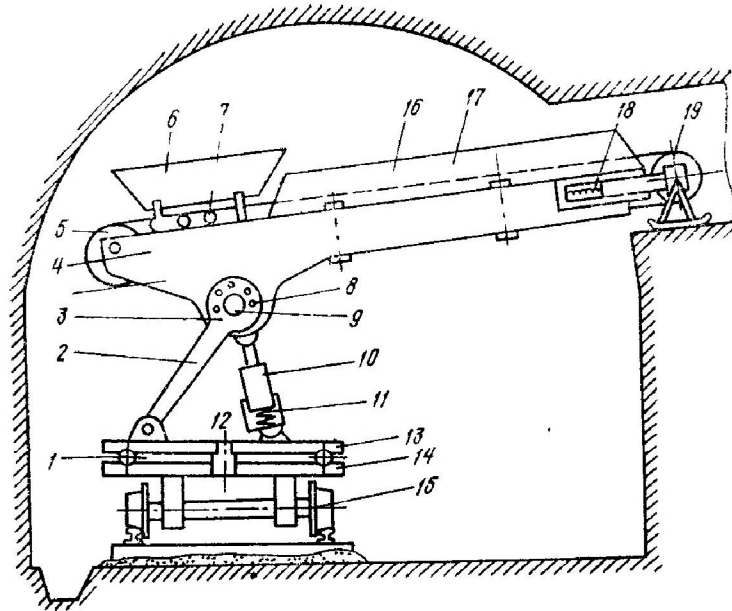


Рисунок 3.1 – Стрічковий поперечний перевантажувач-метальник лінійного типу

Перевантажувальний пристрій працює таким чином. Від попереднього транспортного засобу, наприклад, скребкового конвеєра (на рисунку не показаний), що пересувається на площадках, порода з підготовчого забою поступає в бункер 6, звідки потрапляє на тяговий орган 16, який під впливом приводного барабана 5 переміщає породу з бункера 6 до кінцевого барабана 13, на якому і відбувається скидання породи на брівку розкосини або лави.

Під'їм і опускання рами 4 перевантажувача здійснюється гідродомкратом 10 з амортизатором 11. Фіксація рами 4 в заданому положенні до горизонталі проводиться стопорним пальцем 8.

Висока швидкість робочого органу дозволяє метати породу на відстань в декілька метрів (при потужності пласта не меншого 1 м).

Основний параметр будь-якої гірничої машини - її продуктивність. Продуктивність стрічкового поперечного перевантажувача-метальника визначається по існуючим методиках для стрічкових конвеєрів.

З технічних вимог очевидно, що протягом доби необхідно провести закладку породи, що поступає з підготовчого забою. При площі поперечного перетину по породі (при роздільній виїмці вугілля і породи)  $8 \text{ м}^2$  і нормативному посуванні забою близько 4 м/добу загальна маса породи складе близько 75 т/добу.

Порода поступає із забою на перевантажувач нерівномірно, тільки під час прибирання породи в забої. При здійсненні типового циклу прохідницьких робіт тривалість прибирання породи складає приблизно 5-6 год на один цикл. Отже, протягом доби загальна тривалість надходження породи на перевантажувач не перевищить 8-9 год.

Таким чином, при коефіцієнті резерву 20 % продуктивність перевантажувача повинна складати не менш 12 т/год.

Фактично при використанні на початку порідної системи породовантажної машини типу 1ПНБ-2Б продуктивністю 2 м<sup>3</sup>/хв і з урахуванням середньої щільності розпушеної породи 1,4 т/м<sup>3</sup> секундна продуктивність перевантажувача може скласти близько 47 кг/с при навантаженні стрічки 6 кг/м.

Таким чином, основні параметри перевантажувача мають наступні кількісні характеристики: продуктивність - 2-2,5 т/хв (18-20 т/год); потужність двигуна - 10-12 кВт; дальність заcodування в розкосину або в лаву - 2,5-3 м.

В процесі роботи по удосконаленню перевантажувача була виявлена його здатність брати участь в ряді технологічних процесів: закладці породи в виробку, що погашається, закладці породи в бутову смугу лави або розкосину з вентиляційного штреку; закладці породи в бутову смугу лави або розкосину з відкотного штреку; закладці в бутову смугу лави породи, що привозиться з боку відкотного або вентиляційного штреку при зворотному відробітку лави.

При цьому порода може подаватися на перевантажувач безпосередньо з підготовчого забою штреку або з інших ділянок шахти. В цьому випадку в технологічний процес включають машину 1ПНБ-2 і бункер-потяг.

Для здійснення технологічної схеми по закладці породи в бутову смугу лави або розкосину з вентиляційного штреку в конструкції стрічкового перевантажувача передбачена можливість опускання рами перевантажувача, тобто зміни положення, при якому розвантажувальна головка знаходиться нижче приводної, а кут нахилу рами до горизонталі близький до кута падіння пласта. Змінюється розташування рами гідродомкратом, шарнірно сполученим з корпусом і одночасно з по-воротною платформою.

Гідродомкрат для підвищення простоти обслуговування і надійності в роботі має ручний привід. Кут нахилу рами перевантажувача - один з основних параметрів, що дозволяє розширити область застосування на пластах з пологим падінням.

### **3.2.2 Закладка підземного простору із застосуванням скреперо-стругової установки, бункер-потягу і комплексу «Титан-1м»**

В новій технологічній системі першою ланкою буде бункер-потяг, що доставляє породу в район закладки від перевантажувального пункту одного або декількох підготовчих забоїв.

Порода з бункер-потягу розвантажується на ґрунт виробки, звідки породовантаженою машиною 1ПНБ-2 подається в бункер дробарки комплексу «Титан». Дроблена порода за допомогою повітродувки по металевим трубам поступає на брівку лави, де і здійснюється завантаження ящиків скреперо-стругу.

Застосування скреперо-стругу викликане тим, що він має перевагу перед скрепером установок ЗК-1 або ЗК-02, ЗК-03: скреперна установка працює тільки в межах прямої видимості оператора на відстані 30-35 м, а скреперо-струг може працювати по всій довжині лави; крім того, він може застосовуватися на пластах потужністю менше 0,7 м. Для малої потужності (менше 0,7 м) скрепер повністю не розвантажується, і порода повертається назад.

З усіх ланок технологічної системи найменшою продуктивністю володітиме, при інших рівних умовах, скреперо-струг (без ящиків).

Основними параметрами скреперо-струга є його продуктивність по закладці і тривалість циклу завантаження - рух - розвантаження.

З попереднього досвіду роботи відомо, що за 5,5-6 мес при двохзмінній роботі скреперо-стругом було закладено у вироблений простір лави близько 6 тис. т породи, тобто приблизно 40 т/добу або 20 т/зм. Такою кількістю породи можна викласти бутову смугу (при коефіцієнті заповнення 0,7) довжиною до 50 м при ширині дороги 1 м і потужності пласта 1 м. Продуктивність при безперервній роботі за 2 г складає при цьому 28-30 т породи.

Нормальна швидкість переміщення скреперо-струга за заводськими даними 1,49 м/с. Витрати часу на кінцеві операції і усунення неполадок - 1,6 хв за цикл. Час завантаження порідної приставки 15-20 с. Таким чином, загальні втрати часу на один цикл - близько 2 хв. Коефіцієнт експлуатаційної продуктивності в порівнянні з теоретичною складає 0,6.

Робота з приставкою, як встановлено, прийнятна тільки при частковій закладці у зв'язку з її малою продуктивністю, що підтверджується розрахунками.

При повній закладці необхідно використовувати скреперо-струг з 3-5 ящиками. Загальний об'єм породи в п'яти ящиках скреперо-струга 1,5 м<sup>3</sup>. Витрати часу на розвантаження потягу складають до 4 хв/цикл.

Тому загальна тривалість циклу в порівнянні з використанням порідної приставки зростає за рахунок виконання короткочасних ходів скреперо-струга при його розвантаженні. Коефіцієнт використання робочого часу при цьому приймається рівним 0,5. Залежно від цілого ряду чинників (укомплектованість кадрів, їх кваліфікація, гірничо-технічні умови) продуктивність скреперо-струговою закладки для конкретних умов в порівнянні з розрахунковою може змінюватися.

Транспортування породи ящиками скреперо-струга більш ефективна, якщо порода доставляється від прохідницьких забоїв з комбайнвою виїмкою або після її дроблення комплексом «Титан» із застосуванням БВР.

Порівняння отриманих даних про продуктивність скреперо-струга з продуктивністю бункер-потягу, що забезпечує щозмінно доставку 16-20 м<sup>3</sup> породи, дозволяє стверджувати, що при довжині закладуємої смуги менше 100 м для забезпечення безперервної роботи скреперо-струга буде потрібно не менше двох бункер-поїздів.

Установка «Титан» продуктивністю 1 м<sup>3</sup>/хв забезпечить чітке завантаження скреперо-струга, а також може забезпечити закладку породи у вентиляційний штрек, що згашається при зворотному ході лави.

Гідність запропонованої технології і в тому, що при чотирьохзмінній повній закладці породи у вироблений простір лави використовується закладна скреперо-стругова установка ВУС-3 з 3-5 ящиками, що працює з вентиляційного штреку в комплексі з чолноковою роботою бункер-потягу.

При цьому на вентиляційному штреку не потрібні друга рейкова колія і розміновки, що дуже важливе.

### 3.2.3 Закладка підземного простору по системі з перевантаженням породи

Нові технологічні системи механічної, пневматичної і самотечної закладки породи у вироблений простор лав, розкосини і виробки, що погашаються, мають ряд переваг перед нині вживаними.

На відміну від відомих технологічних засобів доставки породи новий бункер-потяг складається з 4-6 ти вагонеток типа ВГ-1,4, ВГ-1,6, ВГ-2,5 з глухим кузовом або 3-4 вагонеток типа ВДК-2,5 з донним розвантаженням. Особлива роль належить лінійному перевантажувачуметателю типа ЛПМУ. Важливо, що робота бункер-потягу не вимагає наявності розміновок, великої висоти вагонеток і другої колії, що розширює область його застосування.

Перш ніж перейти до характеристики вдосконалених технологічних систем по закладці породи в бутові смуги лав, розкосини і вироблення, що погашаються, охарактеризуємо нові засоби перевантаження і доставки породи в місцях закладки.

В основі нових технологічних систем залишення породи в шахті - конструкція, технічні характеристики, параметри і збалансованість розроблених перевантажувальних пристроїв, порідного перевантажувача-метателя типа ЛПМУ, бункер-тяги у поєднанні з роботою механічних, пневматичних і самотечних засобів закладки породи в бутові смуги лав, розкосини і вироблення, що погашаються.

#### 3.2.3.1 Перевантажувальні пристрої для вагонеток з донним розвантаженням

Пристрій для перевантаження породи з вагонеток з донним розвантаженням в інші транспортні засоби (наприклад, бункер-потяг) включає приймальну яму (траншею) з балками перекриття, пристосування для розкриття днища вагонеток, жорстко закріплене до балок перекриття ями, рейковий шлях, укріплений на балках перекриття над ямою. При цьому вісь розвантаження, тобто подовжня вісь рейкового шляху над ямою зміщена від подовжньої осі ями у бік її похилої бічної стінки не менше чим на половину ширини днища ями, а похила стінка ями виконана під кутом  $55-60^\circ$  до горизонталі. Балки перекриття ями закріплені консольно до верхніх частин її стінок. На похилому уздовж її подовжньої осі днищі змонтований скребковий конвеєр для переміщення породи з підйомом до місця перевантаження з ями в бункер-потяг.

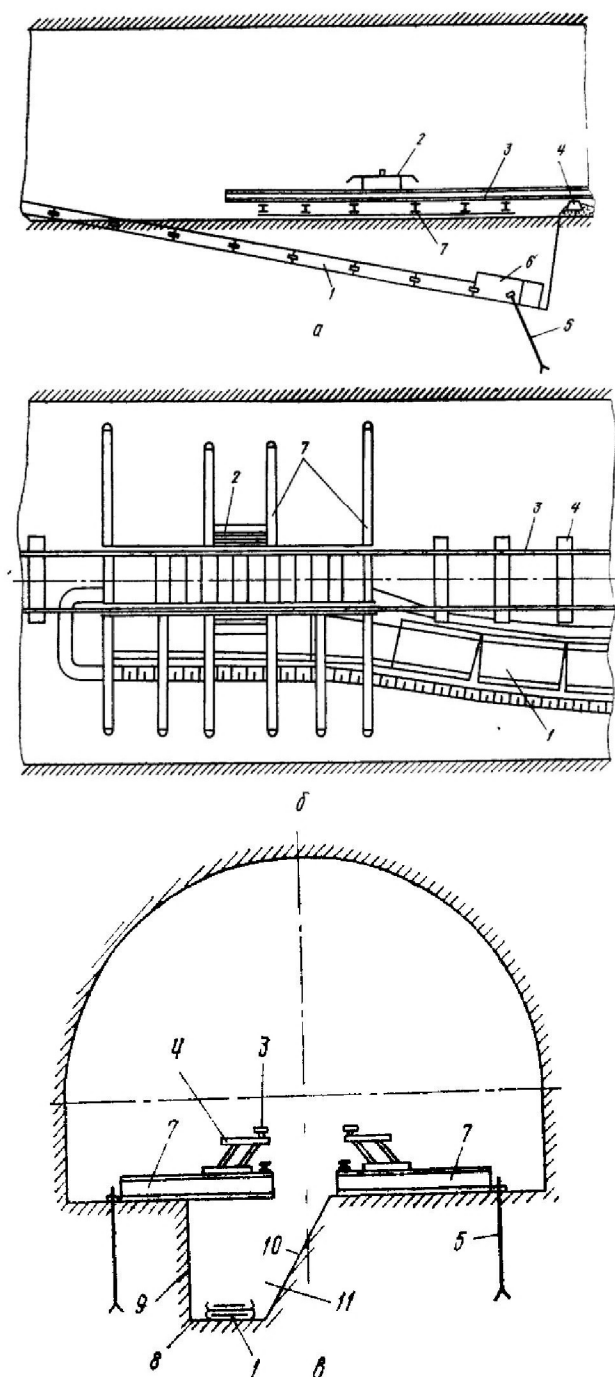
Оптимальний кут укусу стіни, що гарантує направлене ковзання породи у бік конвеєра, складає  $55-60^\circ$ .

Днище ями виконане під кутом  $14-16^\circ$  до горизонталі. Вибір величини цього кута обґрунтовується наступними міркуваннями. Скребковий конвеєр, прокладений по днищу ями, транспортує породу від низу до верху. Кут меншої величини приведе до значного подовження ями, тобто до зростання витрат на її споруду, а кут більше  $16^\circ$  - до різкого зростання коефіцієнта відставання вантажу, тобто скачуванню шматків породи в напрямі, зворотному руху скребкового ланцюга.

Зсув осі розвантаження від подовжньої ями у бік її похилої стінки на величину не меншого половини ширини днища ями викликано необхідністю оберігання від деформацій скребкового конвеєра, прокладеного по днищу ями, від ударів

падаючих з вагонеток крупних шматків породи. Тому вантажопотік через днище вагонеток з донним розвантаженням впливає не на конвеєр, а на похилу стінку ями. Це істотно подовжує термін служби конвеєра, отже, знижує трудовитрати і капіталовкладення на транспортування породи.

На рис. 3.2 представлений вказаний перевантажувальний пристрій (відповідно вигляд спереду, збоку і зверху).



а) вигляд спереду; б) вигляд збоку в) вигляд зверху

Рисунок 3.2 – Перевантажувальний пристрій для вагонеток з донним розвантаженням

Пристрій для перевантаження породи з вагонеток з донним розвантаженням в інші транспортні засоби складається з ями 11 з вертикальною 9 і похилою 10 стінками і похилим (уздовж подовжньої осі ями) днищем 8.

По верхньому краю стінок ями закріплені консольні балки 7, на яких кріпляться рейки 3 на шпалах 4 для переміщення вагонеток.

Пристрій працює таким чином. Вагонетку направляють по рейках 3 до ділянки розвантаження над ямою 11. При зіткненні вагонетки з пристроєм 2 днище вагонетки з донним розвантаженням відкривається, порода, що міститься в ній, розвантажуються і поступає між консольними балками 7 на похилу стінку 10 ями 11, а звідти на скребковий конвеєр 1, по якому порода передається в бункер-потяг, конструкція якого описана нижче.

Використання перевантажувального пристрою здатне забезпечити найбільшу ефективність в підземних умовах при передачі породи як в процесі будівництва нових горизонтів, так і при закладці породи у вироблений простір.

З метою підвищення ефективності внутрішніх перевезень породи, зниження капітальних витрат і маневрових робіт, зокрема, для вирішення питання передачі породи з польового штреку через промквершлаг до бункер-потягу, що складається з глухих вагонеток, розроблений новий перевантажувальний пристрій для вагонеток з донним розвантаженням.

Основні відмінності його від першого варіанту полягають в тому, що приймальна яма розташована нижче за рівень ґрунту вироблення, виконана трьохскатною, причому всі три укуси - торцевий, розташований під рейковою колією, і два що примикають до нього бічних - виконані під кутом 55-60° до горизонталі. При цьому ребра торцевого укусу в плані розташовано під прямим кутом до подовжньої осі скребкового конвеєра, довжина верхнього ребра укусу рівна довжині розвантажуваної вагонетки, а дві жорсткі балки, що служать опорою рейкового шляху, розташовані над ямою під прямим кутом до подовжньої осі конвеєра, мають довжину, рівну подвійній довжині вагонеток, і жорстко кріпляться до ґрунту вироблення. Третя балка, паралельна двом першим, з середньою з балок жорстко зв'язана поперечними зв'язками, службовцями опорою відкриваючого пристрою.

Розроблена конструкція перевантажувального пристрою легко здійснима в умовах шахти з мінімальними витратами, забезпечує передачу породи в бункер-потяг або в дробарку комплексу «Титан» з польового штреку через промквершлаг.

Вказаний пристрій забезпечує човникову роботу бункер-потягу тільки на вентиляційному штреку без виконання маневрових робіт і не вимагає разминовок. Важливо, що при цьому комплекс «Титан» встановлюється не на вентиляційному штреку, а на промквершлагу, що виключає постійну його перестановку протягом 160-метрового посування лави.

### **3.2.3.2 Перевантажувальний пристрій для вагонеток з глухим кузовом**

Розроблений перевантажувальний пристрій є підвісний перекидач для шахтних вагонеток з глухим кузовом. Він включає підйомну лебідку, жорстко закріплену на ґрунті виробки, гнучкі тягові органи (ланцюги або канати), що охоплюють кузов розвантажуваної вагонетки, тяговий канат для передачі зусилля лебідки

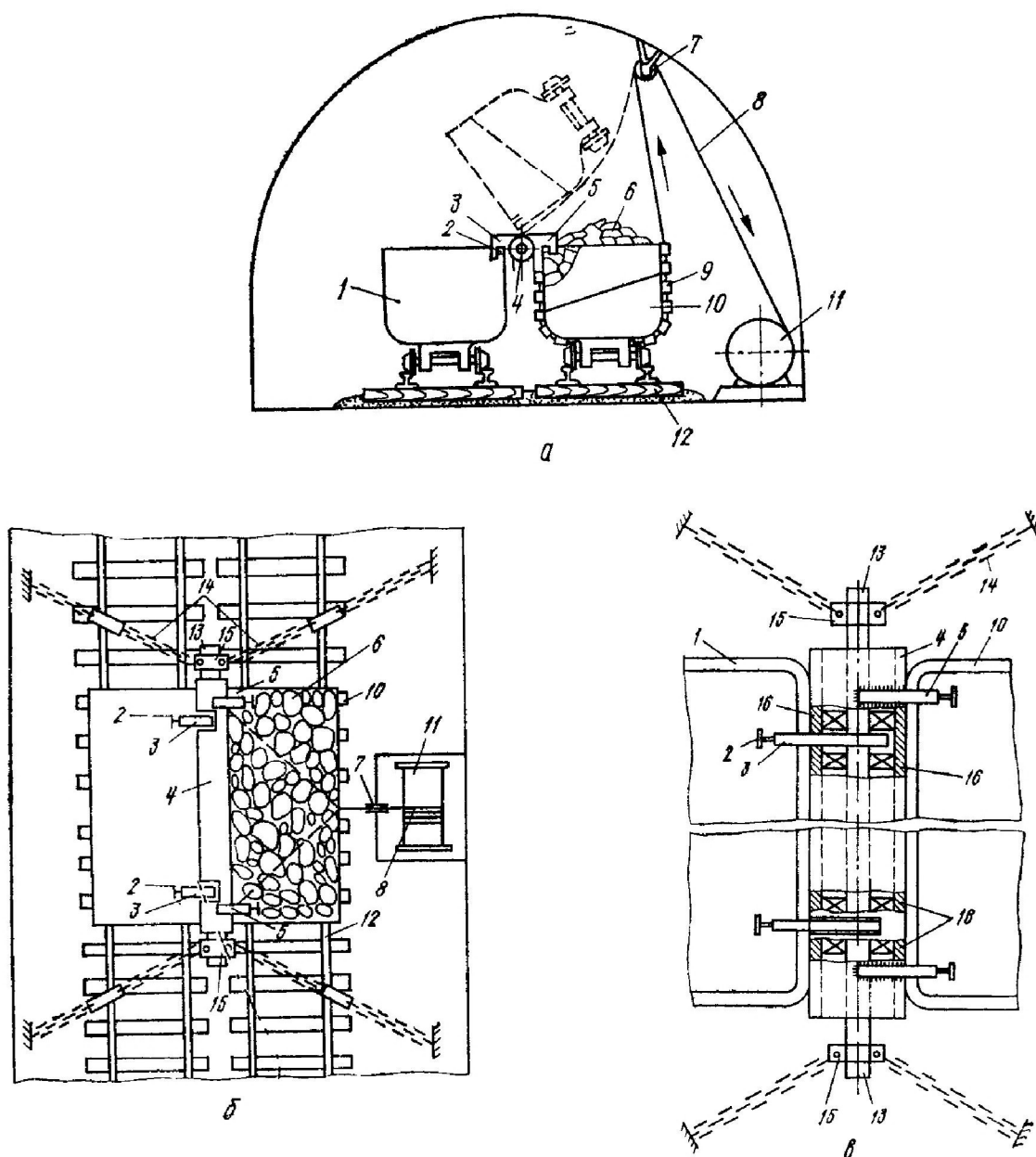
на кузов вагонетки і опорний блочок, жорстко закріплений до арочної кріпії вироблення, такий, що забезпечує направлений рух тягового каната.

Як головний опорний елемент застосований підвісний утримуючий опорно-поворотний вал, виконаний у вигляді порожнистої труби, обидва кінці якої оснащено підшипниковими вузлами, за корпуси яких вал шарнірно підвішений до зведення вироблення на чотирьох ланцюгах регульованої довжини за допомогою фаркопфов. При цьому вісь утримуючого валу суміщена з віссю повороту розвантажуваної вагонетки. Зовнішній діаметр зовнішнього валу рівний відстані між бортами вагонеток, що стоять на сусідніх шляхах, а проміжні Г-образні упори, що слугують для фіксації розвантажуваної вагонетки, жорстко закріплені на зовнішньому валу. Упори, що фіксують борт навантажуваної вагонетки, закріплені на утримуючому внутрішньому валу і можуть обертатися навколо його подовжньої осі, при цьому всі упори забезпечені затисками для фіксації бортів обох вагонеток в процесі перевантаження.

Вісь зовнішнього і внутрішнього валів суміщена з віссю повороту розвантажуваної вагонетки. Зовнішній вал, діаметр якого рівний відстані між внутрішніми бортами вагонеток, що стоять на сусідніх рейкових шляхах, не тільки є основним опорним елементом, але і виключає розсип породи на ґрунт вироблення в процесі перевантаження. Крім того, внутрішній вал за допомогою підшипників шарнірно підвішений до зведення вироблення, що виключає можливість перешкод маневрам вагонеток. Підвіски внутрішнього валу завдяки фаркопфам мають регульовану довжину, що дозволяє застосовувати його до різних висот вироблень і типів вагонеток. По довжині зовнішнього і внутрішнього валів розміщені жорстко закріплені на них Г-образні упори, що дозволяють фіксувати кузови навантажуваної і розвантажуваної вагонеток, що забезпечує механічний зв'язок всіх елементів вузла перевантаження в процесі роботи в єдину систему.

Пристрій (рис. 3.3) забезпечує виконання операції перевантаження на якісно новому рівні, з меншими трудовитратами і при меншому об'ємі капіталовкладень.

Розвантажувана вагонетка 10, заповнена породою 6, стоїть на рейковому шляху 12. Лебідка 11 жорстко закріплена на ґрунті виробки. В якості лебідки для перекидання вагонеток може бути використана тихохідна лебідка вантажопідйомністю 10 т. Головні вимоги до лебідки: забезпечення тягового зусилля, необхідного для підйому вагонеток, і мала швидкість переміщення тягового канату - в межах 0,1-0,15 м/с. Направляючий блок 7 закріплений до зведення вироблення, наприклад, до рам кріпії Тяговий канат 8 служить для передачі зусилля від лебідки 11 на кузов розвантажуваної вагонетки 10 і жорстко сполучений з підйомними ланцюгами 9, що охоплюють кузов. Ланцюги 9 у свою чергу жорстко кріпляться до утримуючого валу 13, оснащеному Г-образними упорами 3 з фіксаторами 2 і по кінцях підшипниковими вузлами 15, за які вал 13 з підшипниками на кінцях підвішений на ланцюгах 14 регульованої довжини до арочної кріпії вироблення. На паралельному рейковому шляху 4 розташовується порожня вагонетка бункер-потягу 1, призначена для завантаження породою. Г-образні упори 3 приварені до утримуючого валу 13, а Г-образні упори 5 – до зовнішнього валу 4. Підшипники 15 і 16 дозволяють ставити Г-образні упори у вертикальне положення при заміні бункер-потягу і розвантажуваних вагонеток.



- а) вигляд з торця  
 б) вигляд в плані  
 в) розріз по валу

Рисунок 3.3 – Перевантажувальний пристрій для вагонеток з глухим кузовом

Перевантажувальний пристрій працює таким чином. Після включення лебідки 11 на її барабан намотується канат 8, що проходить через направляючий блок 7. Напрямок руху каната при підйомі вагонетки показаний стрілками. Підйомний ланцюг 9, піднімаючись за канатом 8 вгору у напрямку до блоку 7, здійснює підйом розвантажуваної вагонетки 10 з одночасним поворотом її у вертикальній площині разом із зовнішнім валом 4 навколо його подовжньої осі. Г-образні упори 3 утримуючого валу 13 фіксують завантажувану вагонетку бункер-потягу від зміщення її вниз, а фіксатори 2 виключають подовжній зсув розвантажуваної вагонетки 10 відносно вагонетки 1, у яку перевантажується порода.



Крайнє положення вагонетки 10 в процесі перевантаження показано пунктиром на рис. 3.3, а.

Вагонетки з породою поступають з підготовчих вибоїв до місця розміщення перевантажувального пристрою, де перевантажуються у вагонетки бункер-потягу для транспортування породи до місць її закладки в вироблені простори лав, розкосини і згашаємі виробки.

Використання перевантажувального пристрою забезпечує в порівнянні з тими, що існують наступні переваги:

- простоту пристрою, оскільки в складі немає складних і дорогих в експлуатації машин і механізмів;
- зниження часу маневрових робіт;
- зменшення капіталовкладень і трудовитрат на гірничі роботи, оскільки розвантаження навантаженої і заповнення порожніх вагонеток бункер-потягу не вимагають проходження до камери перекидача з бункером.

Очікуваний економічний ефект складається з:

- зниження капітальних витрат на створення пристрою перевантаження в порівнянні з типовими схемами камер перекидачів;
- зменшення вартості транспортних витрат по видачу породи з шахти на поверхню за рахунок виконання закладних робіт з допомогою розробленого пристрою.

При цьому досягається зниження витрат приблизно 0,75 грн. на кожен тону видаваної з підготовчих вибоїв породи.

Розроблений перевантажувальний пристрій для вагонеток з глухим кузовом типа ВГ-1,4, ВГ-1,6, ВГ-2,5 легко виконати силами механічного цеху шахти.

### **3.2.3.3 Бункер-потяг для закладних робіт**

Бункер-потяг може бути виготовлений на базі двох основних типів вагонеток: ВДК-2,5 або ВГ-1,4, ВГ-1,6, ВГ-2,5 і складається з трьох вантажних вагонеток типа ВДК-2,5 або шести ВГ-1,4 з вирізаними торцями, в яких по днищу укладені лінійні риштаки скребкового конвеєра СП-63. Отвори між вагонетками закриті транспортерною стрічкою, укладеною по всій довжині бункер-потягу.

Розвантажувальна натяжна головка конвеєра виступає за корпус першої по ходу вагонетки на 50 см.

На приводній головці конвеєра бункер-потягу, змонтованою на окремому майданчику, знаходяться силовий кабель і муфта для під'єднання до мережі в місці розвантаження, а також дистанційний кабель з кнопкою управління. Під час руху кабель з муфтою закріплений і лежить на платформі приводної головки. Оскільки головна подовжня вісь скребкового конвеєра співпадає в плані з подовжною віссю бункер-потягу, привід конвеєра (редуктор - турбомуфта-електродвигун) розміщується асиметрично осі і створює перекидаючий момент. Для його урівноваження з протилежного боку приводної головки конвеєра на платформі розміщується противага, маса якої складає близько 800 кг.

Ширина верхніх полиць лінійних риштаків скребкового конвеєра збільшена на 100 мм для зменшення навантаження на скребковий ланцюг і привід конвеєра при завантаженні породою бункер-потягу.

Розвантажувальна головка бункер-потягу на обох бортах з внутрішньої сторони боковин має ті, що направляють, які служать для висновку і зняття П-образних лотків перекриття, призначення яких - зменшення навантаження на привід і тяговий ланцюг скребкового конвеєра. З трьох вагонеток ВДК-2,5 бункер-потягу в двох з них (окрім першої з боку натяжної розвантажувальної головки) став скребкового конвеєра до завантаження бункер-потягу породою перекривається зверху П-образними лотками, щоб не допустити заклинювання конвеєра по всій довжині бункер-потягу. У міру розвантаження вагонеток бункер-потягу ці лотки послідовно знімаються. Лотки перекриття мають товщину листа близько 5-6 мм і П-образну форму. У передній частині П-образного лотка перекриття з боку скидаючої головки робиться отвір для захоплення Г-образної форми. Захоплення вводиться в отвір перекриваючого П-образного лотка. При цьому нижній кінець захоплення входить в зачеплення з скребком конвеєра.

При підході до скидаючої головки П-образний лоток перекриття наїжджає на ті, що бічні направляють, які забезпечують його безпечний підйом і зняття. Після виходу П-образного лотка на натяжну головку конвеєра останній вимикається, а П-образний лоток знімають і кладуть убік. Для оберігання ставу скребкового конвеєра, укладеного по днищу бункер-потягу, від подовжніх механічних навантажень, звичайні зчеплення вагонеток замінені на жорсткі, такі, що є металевими пластинами з отворами під фіксуючі пальці. Пластини кріплять вертикально в пазах буферів. Товщина пластин - в межах 20-25 мм залежно від типу вагонеток бункер-потягу. Для очищення бункер-потягу після викачування привезеної породи конвеєром застосовується спецлемех.

На рис. 3.4 представлений загальний вид бункер-потягу з трьох вагонеток. Ззаду по ходу потягу на платформі розташована приводна головка конвеєру з противагою, з протилежної сторони з вагонетки видна виступаюча скидаюча натяжна головка.

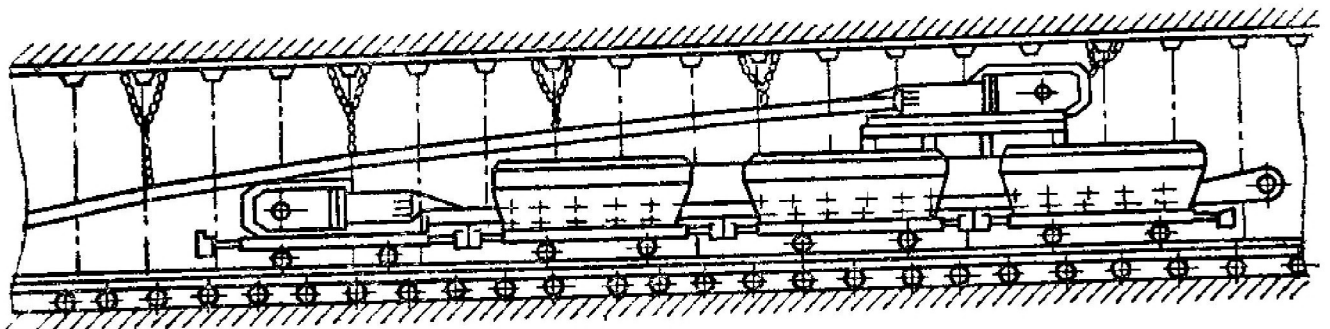


Рисунок 3.4 – Бункер-потяг з трьох вагонеток під завантаженням

На рис. 3.5 показаний поперечний перетин вагонетки бункер-потягу, який від місця завантаження до місця розвантаження може двигатися по рейках за допомогою надґрунтової канатної дороги типа ДКНЛ або за допомогою електровоза.

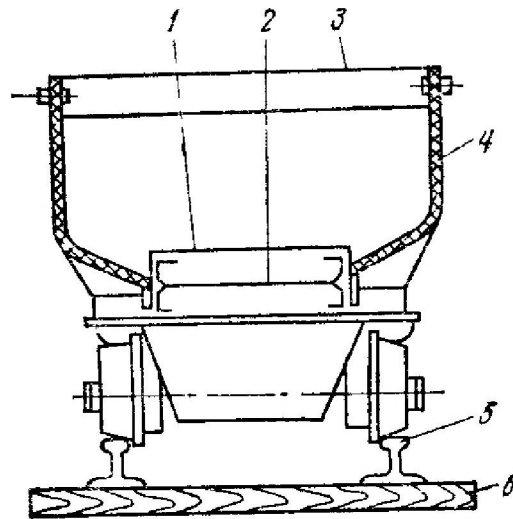


Рисунок 3.5 – Поперечний перетин вагонетки-бункера

Спільна робота бункер-потягу і перевантажувача може бути здійснена по такій зразковій схемі. Бункер-потяг, прибувши до місця закладки породи, наближається до породонавантажувальної машини типу 1ПНБ-2, розвантажується перед нею. Машина 1ПНБ-2 підбирає породу із задалегідь укладеного металевих листа і передає її в приймальний бункер стрічкового перевантажувача, який виконує роль металника породи. Стрічкові перевантажувачі пересувають уздовж вироблення по рейковому шляху у міру викладення бутової смуги. Перед метанням породи стрічковий перевантажувач повинен бути закріплений

При закладці породи в лаву останньою ланкою в технологічному ланцюзі є скреперна установка, що входить в комплект типу ЗУ-1, ЗК-02 або ЗК-03.

За попередніми розрахунками, надійність і ефективність описаної технологічної схеми закладки породи достатньо високі, в ній використовуються машини, що серійно випускаються, устаткування і окремі вузли.

Середня тривалість повного циклу роботи одного бункер-потягу по вентиляційному штреку завдовжки до 1 км складе близько 1 год. З урахуванням втрат часу на підготовчо-завершальні операції в кожній зміні і наявності однієї ремонтної зміни протягом доби, за добу при довжині транспортування в 1 км можна здійснити близько 15 рейсів бункер-потягу. При середній місткості бункер-потягу близько 8 м<sup>3</sup> породи за добу до місця закладки може бути переміщено 120 м<sup>3</sup> породи, що у ваговому виразі складе до 200 т.

Таким чином, ми маємо збалансовану по продуктивності технологічну систему, оскільки наступні за перевантажувальним пристроєм і бункер-потягом механізми - стрічковий перевантажувач-металник і скреперна лебідка комплексу типу ЗУ-1, ЗК-02 або ЗК-03 (при закладці породи в бутову смугу лави) володіють більшими, ніж бункер-потяг продуктивністю.

Човникова робота бункер-потягу в межах вентиляційного штреку не вимагає розминок і виконання маневрових робіт. При виконанні закладних робіт при відробітку лав через польові штреки і промквершлагги значення бункер-потягу і перевантажувального пристрою особливо велике.

### 3.2.4 Технологія закладочних робіт погашаємих виробок

Щоб уникнути застосування дорогих закладних комплексів типу «Титан» (комплект коштує 1 млн. грн) для закладки породи у виробки, що погашаються, запропонована нова технологічна схема, до складу якої входить перевантажувальний пристрій, бункер-потяг, породонавантажувальна машина 1ПНБ-2 і лінійний перевантажувач-метальник ЛПМУ.

На рис. 3.6 представлена нова технологічна схема закладки породи у вироблення, що погашається.

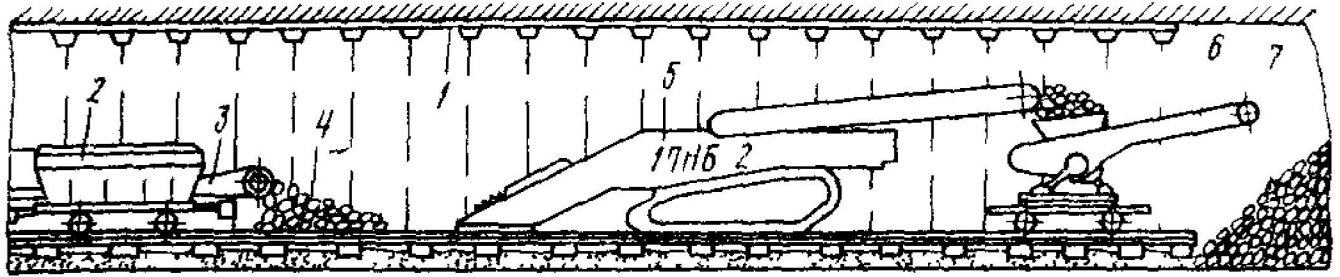


Рисунок 3.6 – Технологічна схема закладки породи в погашаєму виробку

На відміну від технологічної схеми ДонВУГІ, що включає металеву машину барабанного типу, бічний перекидач ОБ-600 з маслостанцією СНУ-5, породонавантажувальну машину 1ППН-5, запропонована схема не вимагає двоколієних вироблень або розминовок, а також попереднього дроблення породи, що дуже важливе.

До перевантажувального пристрою (на малюнку не показано) порода поступає у вагонетках від підготовчих вибоїв, де відбувається перевантаження її з вагонеток в бункер-потяг 2. Зменшення шматків породи до розмірів 300x300x300 мм в підготовчих вибоях досягається застосуванням розроблених паспортів БВР.

Чолнокова робота бункер-потягу між перевантажувальним пристроєм і забоем вироблення, що погашається, виключає використання шахтних вагонеток на весь маршрут їх проходження від порідного забою до місця закладки, де було б потрібно почергову споруду маневрових розминовок.

Доставлений електровозом бункер-потяг 2 з породою, що складається з 3-5 вагонеток типа ВДК-2,5, або ВГ-1,4, ВГ-1,6 за допомогою скребкового конвеєра 3, укладеного по днищу бункер-потягу, розвантажує породу 4 на металевий лист, з якого породонавантажувальна машина 5 типу 1ПНБ-2 передасть породу в приймальний лоток стрічкового перевантажувача-метальника 6, що має швидкість транспортерної стрічки 9-10 м/с, звідки порода закидається в забій 7 вироблення, що погашається.

Встановлено, що при погашенні тупикової виробки протяжністю в 1 км середня тривалість одного циклу по закладці породи в межах 170 хв. При вказаних витратах часу по процесах протягом зміни (360 хв) буде виконано два повні цикли із закладкою 16 м<sup>3</sup> породи з використанням одного бункер-потягу, типа ВГ-1,6,

що складається з 5 вагонеток, при трьох обслуговуючих робочих. При використанні бункер-потягу, що складається з 3 вагонеток ВДК-2,5, буде закладено 19 м<sup>3</sup> породи за участю тих же трьох чоловік.

Протягом доби при використанні одного бункер-потягу буде закладено відповідно 64 і 79 м<sup>3</sup> породи. При щільності закладки 0,7 і перетині вироблення 9 м<sup>2</sup> можна погасити в добу відповідно 10 і 12 м вироблення. Завдяки простоті конструкції перевантажувальній пристрій і бункер-потяг легко виконати силами шахти, а стрічковий перевантажувач-метальник ЛПМУ - силами РМЗ.

### 3.3 Оцінка економічної ефективності від прийнятих рішень

Економічна ефективність:

$$E = A \cdot Z, \text{ тис.грн}, \quad (3.1)$$

де  $A$  – кількість породи, що залишається в шахті після застосування запропонованих заходів, т/рік;

$Z$  – зниження витрат на кожен тону породи, що залишається в шахті,  $Z = 5$  грн/т (по результатам досвіту підприємств, які вже використовують вищепераховані технології);

$$E = 350000 \cdot 5 = 1750000 \text{ тис.грн.}$$

## ВИСНОВОК

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розрахована кількість запасів вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Virішені питання розкриття і підготовки пластів, вибору системи розробки. В якості підготовки по пласту  $m_3$  запропоновану панельну підготовку. В якості системи розробки прийнята стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку в якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням.

Virішені питання механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс 1МКД 90 з комбайном КА 90 із добовим навантаженням 1125 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пл.  $m_3$ . Для механізації проведення виробок прийнятий комбайн КСП 33. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання дільниці та дільничного транспорту.

В спеціальній частині virішені питання, пов'язані з розробкою технології залишення породи у шахті. Для залишення породи прийнята роздільна виїмка вугілля і породи в прохідницькому вибої. Породу транспортують до місця залишення в бункер-потягу, за допомогою якого вона розвантажується під лавою, і далі закладається в бутову смугу за допомогою стрічкового перевантажувача-метальника. Річний економічний ефект від залишення породи складе 1,7 млн. грн.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "Тошківська" при розробці програми розвитку гірничих робіт.

## ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. Нормативно-правовий акт з охорони праці. – К.: 2012. – 398 с.
2. Украинская техника для угольных шахт: Каталог. / В.В. Косарев, Н.И. Стадник, С.С. Гребенкин и др.: Под общей редакцией В.В. Косарева. – Донецк: Астро, 2008. – 321 с.
3. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. Навчальний посібник для вищих навчальних закладів. К.Ф. Сапицький, В.П. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та ін. Донецьк: РВА ДонНТУ, 1999.-194 с.
4. Правила технической эксплуатации шахт. М.: Недра, 1985. – 400 с.
5. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981. – 60 с.
6. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983. – 487 с.
7. Клишин Н.К. Методические указания к практическим занятиям по курсу УСМГП. Алчевск: ДГМИ, 1995.-168с.
8. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. Е.П. Мухин, Е.П. Захаров, Е.Д. Дубов и др. К.: Тэхника, 1994.-190с.
9. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов КМ 103М, КМК 97М, КД 80, КМ 137, КМТ, КМ 138. Луганск, 1991.
10. Єдині норми виробітку на очисні роботи для вугільних шахт. К., 2006 – 352 с.
11. Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. М.: Минуглепром СССР, 1998.-136с.
12. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебное пособие для вузов. М.: Недра, 1989.-240с.
13. Бокий Б.В., Зимина Е.А., Смирнянов В.В. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М.: Недра, 1972.-336с.
14. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: Недра, 1991.-250с.
15. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Т. 1 Сечения выработок, закреплённых металлической арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного профиля, при откатке грузов в вагонетках ёмкостью 1-4 м<sup>3</sup>. К.: Будівельник, 1971.-415с.
16. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок / НИИ горной геомеханики и маркшейдерского дела ВНИМИ. – 2-е изд., перераб. и доп. – СПб., 1991. – 123 с.
17. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. К., 2004 – 302 с.
18. Методические указания к выполнению индивидуальных заданий на практических занятиях по разделу "Комбайновая выемка горных пород" курса "Процессы горнопроходческих работ" (для студентов специальности 5.090304.01) / Сост. Г.В.Бабиюк, Б.И.Куленич.- Алчевск, ДГМИ, 1995. – 40 с. (№ 117).

19. Типовые агрегатные нормы на проведение подготовительных горных выработок проходческими комбайнами в угольных шахтах. – М.: МУП СССР, 1975. – 136 с.
20. Кузьменко В.И. Горные транспортные машины в примерах и задачах. Учебное пособие. Луганск: Лугань, 1997.-208 с.
21. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 1994.-312с.
22. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992.-400с.
23. Давиденко В.А. Основы экологии: Учебное пособие. – Алчевск: ДГМИ, 2002. – 207 с.
24. Овчинников В.Ф. Совершенствование породно-транспортных систем угольных шахт Донбасса. – К.: Техника, 1991. – 197 с.
25. Беженарь И.А. Характеристика шахтного грузопотока. Горный информационно-аналитический бюллетень № 1, М., МГГУ, 1997 г.
26. Малкин А.С., Корж А.С., Беженарь И.А. Подготовка подземного пространства и выбор технологии размещения породных материалов и отходов производства. /Материалы конференции "Экологические проблемы горного производства", М. МГГУ, 1997 г.
27. Беженарь И.А. Анализ способа підготовки транспортування и размещения породы в подземном пространстве шахт. Горный информационно-аналитический бюллетень № 4, М.. МАГУ, 1998 г.
28. С.В. Подкопаев, А.Ю. Бондаренко, А.Е. Несмеянов, О.В. Стародубцева "Проблемы экологии" /Общегосударственный научно-технический журнал/ - Донецк: ДонГТУ - 1998.-С. 34-37.
29. Проектирование систем угольных шахт, разрабатывающих крутые и крутонаклонные пласты: Учебное пособие для вузов / Под общей ред. С.С.Гребенкина - Донецк: ОАО"УкрНТЭК", 2001. - 340с.
30. Временные методические рекомендации по оценке экономической эффективности мероприятий научно-технического прогресса в угольной промышленности Украины. - Донецк: ЦБНТИ угольной промышленности, 1994.- 280с.