

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра фармації, виробництва та технологій

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

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

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

**Проект технічного переоснащення пл. тз ш. "Карбоніт"
ДП "Первомайськвугілля"**

Виконав студент групи ГІР-20Мз

.....
(підпис)

Хрипунов О.О.

Керівник

.....
(підпис)

Антощенко М.І.

Завідувач кафедри

.....
(підпис)

Тарасов В.Ю.

Рецензент

(підпис)

Сєверодонецьк, 2021

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії
Кафедра фармації, виробництва та технологій
Освітньо-кваліфікаційний рівень: магістр
Спеціальність: 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри

_____ проф. Тарасов В.Ю..

«___» _____ 2021 р.

З А В Д А Н Н Я
НА ДИПЛОМНУ РОБОТУ СТУДЕНТУ

Хрипунову Олександрю Олександровичу

1. Тема роботи: Проект технічного переоснащення пл. тз ш. "Карбоніт"
ДП "Первомайськвугілля".

Керівник роботи: Антощенко М.І., д. т. н., професор кафедри,
затверджено наказом закладу вищої освіти від _____ 2021 р. № _____

2. Строк подання студентом роботи: 10.12.21 р.

3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):

1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
2. Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею у лаві.
3. Паспорт проведення та кріплення підготовчої виробки.
4. Спеціальна частина проекту.

6. Консультанти розділів:

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

7. Дата видачі завдання 4.11.21

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

| № з/п | Назва етапів дипломного проекту | Строк виконання етапів проекту | Примітка |
|-------|--|--------------------------------|----------|
| 1 | Геологічна частина | 8.11.2021 | |
| 2 | Розкриття, підготовка і системи розробки вугільних пластів | 11.11.2021 | |
| 3 | Графічна частина: Схема розкриття | 15.11.2021 | |
| 4 | Технологія очисних робіт | 17.11.2021 | |
| 5 | Графічна частина: Паспорт виїмкової ділянки | 21.11.2021 | |
| 6 | Технологія прохідницьких робіт | 24.11.2021 | |
| 7 | Графічна частина: Паспорт проведення та кріплення виробки | 28.11.2021 | |
| 8 | Обґрунтування заходів щодо забезпечення безпеки робіт в очисному вибої | 01.12.2021 | |
| 9 | Графічна частина: Заходи щодо забезпечення безпеки робіт | 10.12.2021 | |

Студент

Хрипунов О.О.

Керівник проекту

Антощенко М.І.

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота містить: 93 стор., 5 рис., 17 табл., 4 аркуша графічної частини.

Об'єкт проектування: гірничі роботи шахти "Карбоніт" ДП "Первомайськвугілля".

Ціль дипломного проектування – технічне переоснащення пл. тз.

Методи: розрахунок, техніко-економічне обґрунтування.

У магістерській роботі описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Зроблено розрахунки параметрів провітрювання виїмкової дільниці та дільничного транспорту. В основній частині вирішені питання, пов'язані з вибором раціонального способу охорони дільничих виробок.

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

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, БОРОТЬБА З ПИЛОМ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

ЗМІСТ

| | |
|---|----|
| РЕФЕРАТ | 7 |
| ВСТУП..... | 9 |
| 1 АНАЛІТИЧНИЙ ОГЛЯД | 11 |
| 2 ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ | 22 |
| 2.1 Види стовпових систем розробки вугільних родовищ..... | 22 |
| 2.2 Суцільні системи розробки | 30 |
| 3 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА | 35 |
| 3.1 Коротка характеристика шахти | 35 |
| 3.2 Розробка основних напрямків проєкту | 39 |
| 3.3 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи..... | 41 |
| 3.4 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів | 45 |
| 3.5 Гірничо-геологічний прогноз..... | 55 |
| 3.6 Паспорт проведення та кріплення ярусного конвеєрного штреку | 64 |
| 4 ОХОРОНА ПРАЦІ | 86 |
| 5 ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ РОЗРАХУНКИ..... | 88 |
| ВИСНОВКИ..... | 95 |
| СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ | 96 |

ВСТУП

Вугілля - єдиний вид органічного палива, запасів якого в надрах України достатньо для задоволення потреб усіх секторів економіки протягом кількох століть. Водночас українські родовища характеризуються надзвичайно складними геологічними умовами експлуатації, а більшість вугледобувних підприємств – незначною виробничою потужністю та досить низьким рівнем технічного забезпечення. Видобуток кам'яного вугілля ведеться підземним способом, і лише невеликий обсяг бурого вугілля (~500 тис. т/рік) видобувається у трьох розрізах (для порівняння: у Росії відкритим способом видобувається близько двох третин всього видобутку вугілля).

Основну частину промислових запасів кам'яного вугілля в Україні зосереджено в пластах потужністю до 1,2 м, які в багатьох країнах не розробляються. Більшість пластів відрізняється сильною газоносністю і небезпечністю через вибуховість вугільного пилу, а понад третину - схильне до раптових викидів вугілля і газу та до самозаймання. Середня глибина розробки становить понад 700 м, а кожна шоста шахта веде гірничі роботи на глибині від 1000 до 1400 м.

Якщо за обсягами видобутку вугілля Україна входить до десятки провідних країн світу, то за економічними показниками значно відстає від багатьох із них. Наприклад, місячна продуктивність праці робочого очисного вибою в Україні (27,4 т) майже вп'ятеро нижча, ніж у Росії (132,9 т), і в десятки разів – ніж у США, Канаді, Австралії та Південно-Африканській Республіці. Це зумовлено декількома причинами: складними гірничо-геологічними умовами, що не дозволяють ефективно використовувати сучасну високопродуктивну техніку, старіння шахтного фонду та погіршення стану гірничого господарства.

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

Кваліфікаційна робота, метою якої є дослідження питання технічного переоснащення пл. тз. шахти "Карбоніт", виконана на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у роботі задач відповідає вимогам виданого завдання.

1 АНАЛІТИЧНИЙ ОГЛЯД

У гірництві застосовуються два способи розробки родовищ: відкритий та підземний. У першому випадку всі виробничі процеси, необхідні для вилучення корисних копалин із надр, відбуваються на поверхні. При цьому застосовуються три основні способи виїмки: механічний, гідравлічний та комбінований. При механічній виїмці залежно від способу переміщення розкривних порід виділяють три класи систем відкритої розробки: безтранспортні, транспортні та комбіновані. Транспортні системи розробки є складнішими, ніж безтранспортні, і менш економічними. Однак їх істотна перевага полягає у можливості застосування у довільних умовах залягання корисних копалин. Саме тому вони набули значного поширення.

При підземній розробці вугільних родовищ вибір способу виїмки залежить від властивостей пласта і порід, що вміщуються, а також від вимог, які пред'являються до якості вугілля. Застосовуються такі способи виїмки: ручний, буровибуховий, механічний, гідравлічний, геотехнологічний, а також комбіновані способи: механогідравлічний, вибухо-гідравлічний та механопідривний.

При буровибуховому способі для здійснення основного процесу - відбивання певної частини гірської породи від її тіла - використовуються вибухові речовини (ВР). Спочатку бурять спеціальні (випереджальний забій) виробки-шпури. Для руйнування гірської породи застосовують механічний, гідравлічний, динамічний, електричний, електрогідравлічний та термічний способи буріння. Останні три способи використовуються для магматичних і скельних порід, а для пісковиків, глинистих і піщаних сланців, вапняків та інших осадових порід невеликої міцності - механічні способи буріння. На вугільних шахтах застосовують амоніти (аміачно-селітряні ВР), динаміти (нітрогліцеринові) та победити (суміш аміачно-селітряних ВР з нітрогліцериновими). Найбільш поширеним є електричне підривання заряду. При цьому патрони поміщають у поліетиленову оболонку, наповнену водою,

яка гасить полум'я під час вибуху і одночасно пригнічує пил. Глухі виробки, загазовані продуктами вибуху, інтенсивно провітрюють за допомогою вентиляторів [2].

Найпоширенішим є механічний спосіб виїмки, коли пласт вугілля руйнується за допомогою комбайнів, стругів, скреперостругів, конвеєростругів, бурошнекових або врубових машин і т.д. При механічній виїмці вугілля системи розробки родовищ класифікують за декількома ознаками:

- за розподілом пласта на шари: системи з розподілом і без нього;
- за довжиною очисного вибою: системи з довжинами (лави) та короткими (камери) вибоями;
- за напрямом переміщення очисного вибою у виїмковому полі по відношенню до залягання пласта: системи з просуванням вибою по простяганню, падінню, повстанню пласта і в діагональному напрямку;
- за способом підтримки виробленого простору в період виїмки: системи з природною і штучною підтримкою виробленого простору та системи з обваленням вугілля та порід, що вміщуються;
- залежно від порядку проведення підготовчих виробок у виїмковому полі по відношенню до очисного вибою: суцільні, стовпові та комбіновані системи розробки.

Підготовку виробки проводять за допомогою буропідривних робіт або прохідницькими комбайнами [3, 4]. При цьому використовують прохідницькі комбайни легкого та важкого типів [4-6].

Використання комбайнів легкого типу передбачає проведення підготовчих виробок перерізом до 22 м² із руйнуванням гірських порід міцністю до 6 од. за шкалою М.М. Протодьяконова з подоланням ділянок міцністю до 8 од. До зазначеного типу прохідних комбайнів відносяться П-110, 1ГПКС, 1ГПКС-04, КП-25, ГПК-8, КСП-22.

Комбайни важкого типу (П-220, КСП-32, КСП-33, УПП-2, УПП-2М) дозволяють проводити виробки перерізом до 30 м² і більше з руйнуванням порід міцністю понад 6 од. за шкалою М.М. Протодьяконова з подоланням

ділянок міцністю до 10-12 од. Комбайни КСП-32, П-110 і П-220 відповідають світовому рівню та дозволяють різко підвищити темпи проведення виробок [7]. За своїми параметрами та технічними характеристиками комбайн П-110 конкурентоспроможний, а за компоновальними рішеннями - перевищує іноземні аналоги: КН-22 і МК-2В (Великобританія), АМ-65 (Австрія), ЕТ-10 (Німеччина), які використовуються у різних вугледобувних країнах. Серед нових базових моделей можна назвати комбайни легкого класу - ККД, важкого класу - КПУ і комплекс КПА для виробок з анкерним кріпленням [5].

Основним напрямком комплексної механізації очисних робіт є впровадження механізованих комплексів (КМ87, КМ88, КМ103, КМС98, КМД80, КМД90) та розширення області їх застосування. У комплект обладнання комплексу входять вузькозахватний комбайн, скребковий конвеєр, що згинається, гідродомкрати пересування конвеєра та індивідуальне металеве кріплення. Ефективна робота комплексів (особливо нового технічного рівня) забезпечується при навантаженні на вибій 1000 т/добу на пластах потужністю 1 м, 1500-2000 т/добу - потужністю 1,5 м, 2000-3000 т/добу - потужністю 2 м. Втім, менше половини із введених в експлуатацію механізованих комплексів досягли зазначених навантажень, оскільки високопродуктивна техніка використовувалася на непідготовлених до цього шахтах, де не були своєчасно ліквідовані "вузькі" місця в технологічних ланках, особливо у роботі транспорту та стаціонарного обладнання. Комплекси нового технічного рівня більш вартісні за старі, проте вони мають значно менші експлуатаційні витрати і більшість з них експлуатується у двох-трьох вибоях без підйому на поверхню для капремонту [3, 8].

Останніми роками розроблено та освоєно промисловістю сучасніші комплекси МКДД, МДМ, МДТ (призначені для вугільних пластів потужністю 0,8-2,5 м і з кутом падіння до 35°) з розрахунковим ресурсом 15-40 тис. годин (втричі більшим, ніж у попередніх аналогів) та терміном служби без капітального ремонту не менше 8 років при загальному терміні експлуатації до 15 років. Очисний комбайновий комплекс МДМА призначений для

відпрацювання пологих та похилих пластів потужністю 0,85-1,5 м з бічними породами до нестійких включно. Деякі типи комплексів мають до 30 варіантів комплектації [7, 9].

Останнім часом в Україні був розроблений новий очисний комбайн УКД300 з підвищеною у 2-3 рази надійністю приводів виконавчих органів, двома механізмами безчіпної системи подачі, частотно-регульованим електроприводом та сучасними системами управління, діагностики та контролю. Комбайн може працювати на пластах з кутом падіння до 35 ° при порушенні вибою по простяганню і до 10 ° при порушенні падіння або повстання [9]. Технічні характеристики комбайна УКД300 у порівнянні з традиційними конструкціями і двома комбайнами виробництва Німеччини наведені в табл. 1.1.

Багаторічний вітчизняний та зарубіжний досвід свідчить [9], що одним з найефективніших способів відпрацювання тонких пластів є стругова виїмка, що складається у відділенні вугілля від масиву шляхом його сколювання (зняття стружки). Ця технологія має такі переваги перед комбайновою виїмкою:

- істотне зниження зольності за рахунок усунення присічки вміщуючих порід покращує якість вугілля, що видобувається, підвищує вихід велико-середніх сортів і збільшує термін служби очисного обладнання;
- досягаються вищі навантаження на очисні вибої (до 15-20 тис. т/добу на пластах потужністю 1-1,5 м);
- руйнування вугілля стругом у віджатій зоні та з малою глибиною захвату забезпечує мінімальну енергоємність процесу;
- підвищується безпека відпрацювання викидонебезпечних пластів, оскільки пласт при вузькому захопленні (до 0,1 м) встигає дегазуватися за час "пробігу" струга вздовж вибою;
- пилоутворення в кілька разів менше, ніж при комбайновій виїмці;
- знижуються витрати на кінцеві та допоміжні операції;
- конструкція, принцип роботи і компонування дозволяють працювати без постійної присутності людей у вибої.

Таблиця 1.1 - Технічні характеристики вузькозахопних вугільних комбайнів

| Параметри | Марка комбайна | | | | | | |
|--|-------------------|-------------|------------|-----------|-----------|--------------|-----------|
| | УКД300 | K103M | 1K101У | 1K101УД | КЛ80 | EDW-170LN | EDW-300LN |
| Виробнича потужність, т/хв | 4,0-10,0 | 2,0-3,2 | до 2,6 | 2,7-4,5 | 2,2-3,3 | | |
| Застосування за потужністю пласта, м | 0,85-1,3 | 0,70-1,40 | 0,95-1,30 | 0,95-1,30 | 0,85-1,20 | 0,90-1,20 | 1,10-1,70 |
| Сумарна потужність привода, кВт, в т.ч. - привода виконавчого органу | 360 2x150 | 290 2x90 | 110 110 | 290 180 | 290 180 | 170 170 | 335 300 |
| Діаметр виконавчого органа, мм | 800; 900; 1000 | 710; 800 | 800 | 800 | 950 | 750; 1050 | 1000 |
| Номінальна ширина захоплення, м | 0,7 | 0,8 | 0,63; 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,75 | 0,8 |
| Максимальна швидкість подання, м/хв | 13 | 5 | 4,4 | 5 | 5 | 4,8/2,4 | 5,4/8,6 |
| Максимальне тяглове зусилля подання, кН | 300 | 200 | 200 | 200 | 200 | 192/384 | 280/180 |
| Довжина за осями виконавчих органів, м | 6,7; 7,3 | 4,66 | | 5,4 | 5,9 | | |
| Висота корпусу у зоні кріплення, мм | 620—720 | 420-636 | 740 | 740 | 520 | 605-800 | 740 |
| Маса, т | 18,5 | 17,5 | 11 | 18,5 | 17,5 | 24 | 24 |

Технічні характеристики деяких стругових і скреперостругових установок наведено в табл. 1.2.

Найбільший економічний ефект від впровадження стругової технології завдяки покращенню сортності можуть мати шахти, які видобувають антрацити.

Таблиця 1.2 – Технічні характеристики стругових та скреперостругових установок

| Параметри | Нові стругові та скреперостругові установки | | | | Серійні стругові та скреперостругові установки | | | |
|---|---|----------------------|---------------------------|-------------------------|--|--------------------------------|---------------------------|----------------------|
| | УСТ26 | УСМ3 | УСТ30 | УВТ | УСТ2М | СО75 | УСТ4 | УС3 |
| Завод виготовлення | Хрустальнинський машзавод | Луганський теплово-з | Хрустальнинський машзавод | Луганський вугле-ремонт | Харківський завод «Світлошахтаря» | Шахтинський машзавод | Горлівський машзавод | Горлівський машзавод |
| Потужність пласта, м | 0,55-1 | 0,55-1,2 | 0,55-1,2 | 0,4-0,8 | 0,55-1 | 0,6-1,2 | 0,55-1,2 | 0,4-0,8 |
| Кут падіння пласта, град. | до 25 | до 25 | до 25 | 0-90 | до 25 | до 25 | до 25 | 0-90 |
| Опірність вугілля різанню, кН/м | до 250 | до 300 | до 250 | 230 | до 200 | до 200 | до 250 | 200 |
| Потужність приводу, кВт: - струга - конвеєра | 2x110 2x110 | 2x160 2x110 | 2x160 2x160 | 1 x160 | 4x55 4x55 | 2x110 2x110 | 2x110 2x110 | 1x160 |
| Швидкість руху ланцюгів, м/с: - струга - конвеєра | 0,58;1,16 0,4;1,03 | 0,62; 1,55 1,0 | 0,58;1,16 0,4;1,03 | 1,75 | 0,65;1,4 8 0,54;1,0 7 | 0,71; 1,73 0,56; 1,38 | 0,58;1,3 0,54;1,0 7 | 1,62 |

Продовження таблиці 1.2

| | | | | | | | | |
|--|-----------|----------|-----------|------|-----------|-----------|----------|------|
| Калібр: | 26x92 | 30x108 | 30x108 | 26x7 | 24x86 | 26x92 | 26x92 | 26x9 |
| - струга | 18x64 | 24x86 | 24x86 | 2 | 18x64 | 18x64 | 24x86 | 2 |
| - конвеєра | | | | | | | | |
| Тип ланцюга | рознесені | подвоєні | рознесені | | рознесені | рознесені | подвоєні | |
| | й | й | й | | й | й | й | |
| Ресурс до капітального ремонту, тис. т | 500 | 650 | 800 | 200 | 200 | 250 | 600 | 150 |
| Середньодобова продуктивність, т | 480 | 650 | 750 | 150 | 320 | 550 | 650 | 120 |

У той же час стругова технологія виїмки не рекомендується до застосування за наявності помилкової або несамообрушуваної покрівлі, міцного вугілля або міцних прошарків у зоні роботи струга, а також при відпрацюванні пластів з високим ступенем викидонебезпеки. Тому область застосування стругової виїмки становить не більше 20% від загальної кількості пластів потужністю до 1,6 м. Останнім часом промисловістю освоєно очисний струговий комплекс МДМС для механізованої виїмки вугілля в пластах потужністю 0,85-1,35 м за довжини лави до 300 м.

Стругово-комбайнові технології [11] дозволяють підвищити ефективність виїмки вугільних пластів потужністю 0,9-1,6 м зі складними гірничо-геологічними умовами. Суть цієї технології в тому, що виїмка в очисному вибої ведеться двома виїмковими машинами: 20-30% потужності пласта виймається щілинонарізним комбайном, а більшість вугільного пласта - струговою установкою. Модернізована стругова установка з потужністю приводів струга і конвеєра близько 500-800 кВт має напрямні, якими пересувається щілинонарізний комбайн. Він обладнаний одним виконавчим органом з вертикальною віссю обертання, що служить для вилучення щілини глибиною 0,7-0,9 м. Висота щілини, що нарізається комбайном, може ступінчасто

змінюватися від 0,2 до 0,5 м. Виконавчий орган стругової установки продуктивністю до 5,5 м²/хв має можливість проходити під виконавчим органом щілинного комбайна. Виїмка вугілля стружками сталої товщини 5-6 см значно підвищує сортність вугілля, що видобувається.

У Центральному Донбасі основним засобом комплексної механізації вуглевидобутку на крутих пластах, особливо викидонебезпечних, протягом останніх років є щитові агрегати, які відпрацьовують широкий пласт падіння [9, 12, 13]. В даний час налагоджено серійне виробництво щитових агрегатів 1АНЩ та 2АНЩ. Використання щитових агрегатів дозволяє механізувати видобуток вугілля, кріплення та управління гірським тиском на крутих пластах потужністю 1,2-2,2 м, у три-чотири рази скоротити витрати лісоматеріалів, підвищити безпеку робіт і покращити техніко-економічні показники видобувних ділянок [14].

Для ґрунтоуступної виїмки вугілля вузькими смугами по падінню пласта був створений щитовий агрегат АЩУ для пластів потужністю 0,75-1,3 м з кутами залягання 36-85°, включаючи викидонебезпечні, при опірності різання до 300 кН/м. Технологічна схема виїмки вугілля за допомогою АЩУ передбачає підтримку виробленого простору індивідуальним кріпленням ззаду агрегату з падіння пласта із відставанням не більше 2 м. Агрегат АЩУ передбачає два виконання: з пневмоприводом (потужністю 45 кВт) та електроприводом (потужністю 90 кВт) два типорозміри: для пластів потужністю 0,75-1,3 та 1,2-1,8 м. Використання агрегату АЩУ може забезпечити підвищення продуктивності праці при видобутку вугілля на крутих пластах у 1,5-2 рази в порівнянні з продуктивністю у діючих механізованих вибоях, зниження трудомісткості робіт при виїмці вугілля, кріпленні виробленого простору, монтажі та перемонтажі агрегату в 1,8-2,3 рази [15].

Гідравлічний спосіб видобутку вугілля успішно застосовувався на шахтах Донбасу та Кузбасу у 60-80-х роках минулого століття. Гідравлічна технологія використовується в наступному діапазоні гірничо-геологічних умов: потужність пластів – від 0,9 до 20 м; кут падіння – від 5 до 80°; міцність вугілля

- від дуже міцних і в'язких до дуже слабких; газорясність шахт - від негазових до надкатегорійних та небезпечних через раптові викиди вугілля та газу; глибина розробки – до 800 м [19, 20].

Оригінальний варіант гідротехнології заснований на використанні тонких струменів води високого тиску і призначений для обробки тонких і дуже тонких пластів, а також запасів, що залишаються в надрах при закритті шахт [19, 20]. Струмені служать інструментом для руйнування вугілля, а згодом вода використовується як транспортне середовище для переміщення сипучої маси з вибоїв до місця зневоднення.

Технологія, побудована на застосуванні маловитратних струменів, суттєво відрізняється від традиційного гідровидобування. Діаметр тонких струменів зазвичай становить 0,25-5 мм. Дослідження показали, що ефективно різання та руйнування вугілля досягається при тиску води 20-30 МПа, для створення якого існує нагнітальне обладнання – агрегат АГБ. При необхідності прискореного відпрацювання ціликів і підвищення обсягу видобутку можна застосовувати два і більше агрегати АГБ: один - для попереднього проведення свердловин; інший - для гідравлічної виїмки. Істотно, що використання водяного струменя як інструменту, що руйнує масив, може бути основою для створення нових технологій безлюдної виїмки.

До переваг гідротехнології очисних робіт відносяться:

- швидка адаптація очисної виїмки до зміни гірничо-геологічних умов залягання пласта (за кутом падіння - від 5 до 85 °, за потужністю - до 0,35 м);
- дистанційне керування установками (до 100-200 м);
- збіг у часі та просторі процесів руйнування вугілля у вибої та його самоточного (у вигляді гідросуміші) транспортування по підшві пласта (або по жолобах) з відпрацьованою водою;
- суттєве підвищення безпеки робіт у порівнянні з механічним способом виїмки (особливо при застосуванні тонких струменів високого тиску). У цьому випадку відбувається тонкодисперсне зволоження повітря у вибої, при якому метан, що виділяється, більш рівномірно розподіляється по перерізу

вироблення (що запобігає його скупченню під покрівлею), а вугільний пил зволожується. Спостерігається також ефект випереджальної дегазації за рахунок високої розчинності метану у вологому повітрі (у 4-6 разів більше, ніж у воді), що призводить до усунення причин шахтних катастроф від вибухів пилометаноповітряної суміші.

Разом з тим спосіб має і недоліки: великі втрати вугілля, сильне його подрібнення, у багатьох випадках необхідність попереднього розпушування пласта та ін.

Геотехнологічні (безшахтні) способи видобутку засновані на переведенні корисної копалини у рухомий стан за допомогою здійснення на місці її залягання теплових, масообмінних, хімічних або гідродинамічних процесів. На теперішній час застосовують три види геотехнологічних способів видобутку вугілля: підземна газифікація; пряме отримання електроенергії з хімічної енергії вугілля у надрах; переведення вугілля в надрах у рухомий стан і вилучення його на поверхню через свердловини.

Підземна газифікація вугілля в природному заляганні є термохімічним процесом перетворення вугілля на горючий газ, придатний для енергетичних або технологічних цілей. Ця технологія може стати одним з найбільш дієвих та екологічно чистих способів видобутку [21], проте вона має і серйозні недоліки: високі втрати енергії у надрах (більше 30% тепла витрачається на розігрів порід); низька теплота згоряння газу (3-5 МДж/м³ на повітряному дутті); труднощі управління процесом горіння і, як наслідок, нестабільні характеристики видобувного газу.

Недоліки способу підземної газифікації диктують необхідність розробки альтернативної технології підземної термохімічної переробки вугілля. Подібна технологія була розроблена у 2004-2006 роках Донбаським державним технічним університетом [22, 23]. Її основним моментом є управління процесами горіння та теплообміну під час переробки вугілля на місці залягання.

Ділянку пласта оконтурюють виробками, формуючи задані розміри енергетичного блоку (ЕБ). З цих виробок у підшву пласта пробурюють

свердловини, в яких розміщують сталеві труби, пов'язані із вхідною та вихідною магістралями. З поверхні до ЕБ бурять повітропадаючу та газовідвідну свердловини, пов'язані з каналами у пласті. У підземній камері розміщуються електрогенеруючі агрегати. Тепло, що виділяється при горінні (газифікації) вугілля в ЕБ, витрачається на нагрівання води в сталевих трубах, яка забезпечує роботу електрогенеруючих агрегатів (наприклад, модульних геотермальних агрегатів «Туман-2», що працюють на воді з температурою $\sim 200^{\circ}\text{C}$).

Розрахунки показують, що при розмірах ЕБ 300x100 м і потужності пласта 0,8 м додатково до продуктів газифікації можна отримати до 30 млн. кВт-год електроенергії. Істотною перевагою цієї технології є також підвищення теплотворної здатності пального газу, оскільки у замкнутому блоці можливе ефективне регулювання параметрів процесу газифікації (температури, тиску, швидкості подачі дугтя і т. ін.) [23].

2 ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ

В якості системи розробки прийнята стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням.

2.1 Види стовпових систем розробки вугільних родовищ

Стовпова система розробки вугільних родовищ застосовується при різних кутах падіння пластів. Ця система найкраще зарекомендувала себе на пластах середньої потужності, а також на тонких пластах потужністю 0,8 м і більше. При потужності пласта, меншій за цей показник, підготовчі виробки проводяться з підриванням бічних порід. Це приводить до зростання вартості проведення виробок, а тому застосування суцільної системи розробки є більш доцільним.

На пластах, потужність яких перевищує 2 м, виникає небезпека обвалу вугільного забою, наслідком чого можуть бути нещасні випадки. При потужності пласта, більшій за 3,5 м, робота поблизу забою, особливо при м'якому вугіллі, утруднена. При такій потужності найкраще переходити на шарову систему розробки.

Стовпи вугілля можуть бути розташовані уздовж довгої сторони по лінії простягання пласта. У такому разі система розробки вважається довгими стовпами по простяганню. Стовпи можуть розташовуватися довгою стороною по лінії падіння, якщо стовп вугілля розташований вище, ніж штрек (по повстанню від штреку), по якому транспортують вугілля із зазначеного стовпа, то система вважається довгими стовпами за повстанням.

Не так часто застосовують систему із розташуванням стовпа нижчим, ніж відкатувальний штрек. У цьому випадку система розробки називається довгими стовпами по падінню. Стовпи можуть бути невеликих розмірів, близько 20-30 м. При таких їх розмірах систему називають короткими стовпами. Стовпи

можуть бути розташовані під кутом до лінії простягання і падіння, тобто діагонально. Тоді вони вважаються діагональними стовпами.

Стовпова система розробки поверх-лава. При розподіленні шахтного поля на поверхи (яруси) довгі стовпи по простягання можуть бути застосовані для відробки всього поверху однією лавою. Така стовпова система називається лавою-поверхом. Перший поверх цієї системи вироблений, у другому ведуться очисні роботи, а в третьому проводяться підготовчі виробки. У кожному поверсі штреки доводяться до меж шахтного поля. З метою провітрювання штреки сполучаються печами. По межі шахтного поля проводять розрізну піч, з якої розпочинають очисну виїмку (поверх лави). До закінчення відробки верхнього поверху у поверсі нижньому має бути закінченим проведення розрізної печі. Замість тієї лави, яка вийшла з роботи, у верхньому поверсі вводиться в роботу така ж лави, як і в нижньому поверсі. Довжина її становить близько 400 м.

Ця система розробки характеризується меншими витратами по проведенню і підтримці виробок та по транспортуванню до поверхового штреку. Вона дає можливість отримати високу продуктивність праці та нижчу собівартість вугілля в порівнянні з іншими системами. Недоліком її є необхідність великих витрат на підготовку поверху. Також для нової шахти має значення втрата часу на проведення штреків до меж шахтного поля. Також до недоліків системи варто віднести утруднення з провітрюванням при високій газоносності і великому посуванні забою.

Система розробки довгими стовпами по простягання з діленням поверху на підповерхи. Якщо не може бути застосованою система розробки лави-ярус, його ділять на підповерхи. Підповерхом називається частина поверху, яка обслуговується окремим транспортним штреком. При діленні ярусу на підповерхи його ділять по простягання на виїмкові поля.

Для кожного виїмкового поля проводять поверховий бремсберг. Поверховий бремсберг, який розташовується у межах поверху, використовується для транспортування вугілля з-під поверхових штреків на

штрек поверховий. Бремсберги, які проводяться попереду лави у міру посування робіт до межі, є передніми, а ті, які залишаються позаду - задніми. У кожному виїмковому полі виїмка стовпів може проводитися на задній або на передній бремсберг, або на задній і передній бремсберги одночасно (двостороння відробка).

Система розробки довгими стовпами по простяганню з виїмкою стовпів на задній бремсберг. При системі розробки довгими стовпами по простяганню з виїмкою стовпів на задній бремсберг загальне посування робіт у ярусі виконується зліва направо і від стовбура до меж шахтного поля. Спочатку проводять поверховий відкатувальний штрек і просік, що використовується для провітрювання. У кожному виїмковому полі проведення підготовчих виробок починають з бремсберга і ходка при ньому. В цьому випадку мається на увазі пласт, який за умовами провітрювання не можна розробляти системою лаваярус. З причини великої газоносності ярус передбачається провітрювати трьома окремими вентиляційними струменями. Коли бремсберг і ходок при ньому будуть пройдені, починають проводити під поверхові штреки. В середньому бремсберговому полі бремсберг і ходок вже пройдені та їх проводять під поверхові штреки.

Для кожного підповерху проводяться вентиляційний і конвеєрний підповерхові штреки. Першою чергою починають проводити верхній підповерховий штрек, а також одночасно з ним - вентиляційний штрек для нижнього підповерху. Потім починають проводити підповерхові штреки.

З метою провітрювання після відновлення поверхового штреку проводиться вентиляційний штрек. Штрек, який раніше був відкатувальним штреком верхнього ярусу, стає поверховим вентиляційним штреком нижнього ярусу.

Довколишні штреки сполучають печами для вентиляції. Коли підповерховий штрек буде пройдений до межі виїмкового поля, по цій межі проводиться розрізну піч. На цьому закінчується підготовка стовпа до очисних робіт.

Очисні роботи розпочинають із розрізної печі. В середньому виїмковому полі стовп верхнього підповерху вже підготовлений для очисних робіт. Стовп готують на 1-2 місяці раніше, ніж розпочались очисні роботи. В свою чергу, очисні роботи починають в кожному виїмковому полі у верхньому стовпі. Коли в ньому лава просунеться на 10-20 м, в роботу вводять стовп другого зверху підповерху, а потім і наступного. У кожному підповерсі до початку очисних робіт потрібно пройти розрізну піч.

Верхні забої проводять із випередженням нижніх на 10-20 м. Коли лава у верхньому підповерсі наблизиться до людського ходку на відстань 10-15 м), її зупиняють, щоби не підробити ходок, що може зпринчинити його руйнування. У наступному виїмковому полі замість зупиненої лави в тому ж підповерсі нарізується така ж лава. Через визначений час очисні роботи починають у підповерсі, наступному по падінню.

Після того, як очисні роботи закінчаться, у найнижчому підповерсі, біля ходка і бремсберга залишаються цілики вугілля, які можна відпрацьовувати. Доки очисні роботи проводитимуться в крайньому лівому виїмковому полі, а потім у середньому, в крайньому правому буде завершене проведення бремсберга та підповерхових штреків. У кожному виїмковому полі проводять бремсберг із підповерховими штреками, де проводять очисні роботи і погашають цілики. Довжина кожної лави у підповерсі становить 100-150 м. Відстань між бремсбергами 300-500 м. Розміри ціликів біля бремсберга і ходка дорівнюють 10-15 м.

Виїмку вугілля у лавах проводять в залежності від наявної механізації: комбайнами, врубовими машинами, стругами і агрегатами. Уздовж забою вугілля транспортують за допомогою конвеєра до нижнього підповерхового штреку, далі підповерховим штреком, а згодом по бремсбергу також конвеєрами. На поверховому штреку вугілля відвантажують у вагонетки і направляють до стовбура.

У місцях перетину відпрацьованих і свіжих вентиляційних струменів влаштовують кросинги. Ця система застосовується з метою розробки пластів із

високою газоносністю. Недоліком її є те, що для очисних вибоїв і для проведення підповерхових штреків потрібно підтримувати два бремсберги. Вони обидва розташовуються поблизу вироблених просторів, де відбувається осідання порід, і це викликає підвищений тиск на креп бремсберга. Особливо це позначається при розробці м'якого самозаймистого вугілля. Пожежа може виникнути в цілику біля бремсберга з боку виробленого простору. Щоб уникнути цих недоліків, виїмку стовпів проводять на передній бремсберг. При цьому очисні і підготовчі вибої рухають в одному напрямі - до межі шахтного поля.

При виїмці стовпів на передній бремсберг у крилі шахтного поля зазвичай знаходиться в роботі на один бремсберг менше, ніж у попередній системі. Бремсберг віддаляється від очисних вибоїв на більшу відстань, що добре позначається на його стійкості. Недоліком виїмки стовпів на передній бремсберг є те, що вугілля доводиться транспортувати до межі шахтного поля, а потім поверховим відкатувальним штреком - у зворотному напрямі. Це призводить до перепробігу вантажу і таким чином на збільшення витрат на транспортування.

Півповерхові штреки проводять з ухилом 0,004-0,005 у бік лав. Якщо пласт обводнює, то вода проникатиме в призаооиноє простір лав, що приведе до погіршення умов роботи. У тих випадках, коли за умовами вентиляції можливо послідовне провітрювання декількох одночасно працюючих лав згідно ПБ його може бути прийнято з дозволу головного інженера тресту (комбінату). У такому разі замість двох під поверхових штреків проводять один. Вентиляційний струмінь з нижньої лави направляють у верхню. При цьому одержують економію від проведенень і підтримки під поверхових штреків. Бремсберг з двома ходками зазвичай проводять посередині бремсбергового виїмкового поля. Півповерхові штреки проводять одночасно в обидві сторони від бремсберга. Очисні вибої починають одночасно в одному і тому ж під поверсі з обох боків. Система розробки може бути застосована на негазоносних або малогазоносних пластах.

Переваги даної системи розробки полягає в наступному:

- видобуток вугілля зростає у два рази у порівнянні з системою розробки односторонніми бремсбергами;
- довжина шляхів транспортування підповерховим штреком у два рази менша. Найбільша довжина шляхів транспортування підповерховим штреком дорівнює половині відстані між бремсбергами, а при односторонніх бремсбергах - відстані між ними.

Недоліки системи розробки довгими стовпами по простяганню з двосторонніми бремсбергами:

- наявний сильний тиск на бремсберг і ходки до кінця виїмки стовпів;
- у порівнянні з односторонніми бремсбергам спостерігаються значні втрати вугілля по причині розчавлення ціликів біля бремсберга і ходків, що збільшує небезпеку самозагоряння вугілля, що залишилося.

Довгі стовпи по простяганню застосовують також при розробці крутих і похилих пластів. При розробці цією системою крутих пластів відбите вугілля скачується вниз. Якщо виїмку вугілля проводять у декількох пунктах підповерху, як правило, при роботі з відбійними молотками, то вибою надають стелевиступну форму. При стелевиступній формі вугілля з верхнього уступу скачується, не загрожуючи робочому нижнього уступу. При стелевиступному вибої виникають утруднення у зв'язку з доставкою кріпильного лісу уздовж очисного вибою. Розмір підповерхів по падінню на пластах середньої потужності 20-30 м. У підповерсі роблять прямолінійний вибій, в якому виїмку вугілля проводять вибуховими роботами. При цьому виходить та ж схема, що і при пологих пластах.

На крутих пластах замість бремсбергів проводять скати. В цьому випадку вугілля скачується вниз під дією власної ваги. Розмір виїмкових полів по простяганню становить 50-100 м. Виїмка довгими стовпами по простяганню може проводитися як з обваленням, так і із закладкою. Питання про розміри панелей вирішується при виборі порядку відробки шахтного поля. Як

бремсбергові, так і ухильні панелі по лінії падіння ділять на яруси. Розмір ярусу по падінню встановлюється таким чином, щоб в ярусі можна було розташувати потрібне число вибоїв і забезпечити необхідний видобуток вугілля в панелі.

Система розробки довгими стовпами по простяганню в ухильній панелі. В ярусі розташовано чотири очисні забої. Виїмка ярусів як в бремсбергових, так і в ухильних панелях проводиться в низхідному порядку: перший ярус вироблений, виїмка стовпів проводиться у другому ярусі, а в третьому - нарізка стовпів. Після закінчення виїмки стовпів у другому ярусі виїмка їх починається в третьому ярусі. Щоб своєчасно підготувати четвертий ярус, нижче третього ярусу починається поглиблення панельного ухилу та ходків при ньому. Уздовж по лавах здобуте вугілля транспортують до проміжного штреку. Проміжним штреком вугілля транспортують до панельного ухилу, по якому вугілля транспортується на головний відкатувальний штрек і далі до стовбура.

Вище заголовного відкатувального штреку розташовується вентиляційний штрек. Напрямок вентиляційних струменів при центральному розташуванні стовбурів у бремсбергові панелі роботи ведуть так само, як і в ухильній. Бремсберг до початку очисних робіт проводять на всю його довжину. У бремсбергових панелях головний відкатувальний штрек знаходиться знизу, а вентиляційний – вгорі. Довгі стовпи по повстанню можуть бути підготовлені в межах всього поверху, в підповерхсі і в ярусі панелі. Стовп може мати розташовуватися довгою стороною по лінії падіння пласта. Бремсберги з ходками і підповерхові штреки проводять по тій же схемі, що і при довгих стовпах по простяганню.

Система розробки довгими стовпами по повстанню. Поверх, розбитий на два підповерхи. Загальний порядок виїмки стовпів - на передній бремсберг. Довгі стовпи по повстанню можуть бути нарізані при поверховій і панельній схемах підготовки довгих стовпів по простяганню. Розміри довгих стовпів по повстанню у напрямі лінії простягання коливаються в широких межах (від 10

до 100 м і більше). Наразі цю систему розробки випробовують при довжині стовпа до 1000 м по лінії падіння.

Розмір стовпа обирають залежно від умов залягання пласта і способу механізації. Виїмку стовпа починають від розрізного просіка, пройденого у верхньому підповерсі. Вибій посувається по лінії падіння. На той час, коли виїмка стовпа закінчиться, в тому ж підповерсі повинен бути підготовлений новий стовп. У очисному вибої можуть працювати ті ж машини, що і при розробці довгими стовпами по простяганню. Видобуте вугілля конвеєрами транспортують по лаві, печі, підповерховому штреку і поверховому бремсбергу на поверховий відкатувальний штрек.

Переваги цієї системи в порівнянні з системою розробки довгими стовпами по простяганню:

- при тріщинах у кривлі, направлених по падінню пласта, управляти кривлею легше;
- можна збільшувати і зменшувати довжину лінії вибою, не змінюючи розмірів поверху та підповерху;
- конвеєр у підповерховому штреку можна укорочувати, що позбавляє від необхідності мати перевантажувальний конвеєр;
- управляти щитовими кріпленнями легше, оскільки кут нахилу полегшує їх пересування.

Недоліки довгих стовпів по повстанню в порівнянні з довгими стовпами по простяганню наступні: більший об'єм нарізних робіт, важче провітрювати печі при їх проведенні.

У обводнюючих пластах при кутах падіння до 5° виїмку стовпів можна проводити по повстанню. В цьому випадку вугілля транспортують по печях на верхній штрек. При такому веденні гірничих робіт вона проходить із вибою у вироблений простір.

При системі розробки короткими стовпами довгі стовпи по простяганню додатково розрізають печами і просіками. Довжина стовпів 10-20 м в обидва напрямки. Для успішного застосування цієї системи необхідні відповідні умови

і спеціальний тип механізації. Система широко застосовується в США при розробці горизонтальних пластів.

Для нарізки печей та просік і для транспортування використовують самохідні машини на пневматичному ході. Виїмку стовпів ведуть таким чином, щоб лінія обвалення розташовувалася діагонально. Це полегшує управління кривою і дає можливість для кожного короткого стовпа в період виїмки його мати окрему транспортну піч. Система розробки дозволяє вести роботу з мінімальним оголенням кривлі, що полегшує управління обваленням.

2.2 Суцільні системи розробки

Суцільні системи розробки застосовуються при потужності пластів менше 0,7-0,8 м. При такій потужності кут падіння пласта може бути будь-яким. Якщо пласти залягають полого або похило, то застосовують прямолінійні вибої. Форма вибою при крутих пластах залежить від типу механізації. При виїмці крутого пласта відбійними молотками вибою надають стелевиступну форму. При виїмці крутих пластів врубовими машинами, що пересуваються по всьому вибою, застосовують прямолінійні вибої, як і на пологих пластах.

Вибій при суцільній системі може посуватися по лінії простягання або падіння. Це дає підставу для ділення систем на суцільні по простягання і по повстанню. Термін по повстанню застосовують для уточнення напрямку посування вибою вгору. Якщо виїмка вугілля в поверсі ведеться однією лавою, то система називається поверх лави, як і при стовповій системі.

Розробка суцільними системами може проводитися при діленні шахтного поля, як на поверхи, так і на панелі. При цій системі розробки в крилі поверху є всього один очисний вибір - лава. Поверхові штреки проводять від капітального бремсберга або капітального ухилу, для захисту яких від шкідливого впливу підробки при них залишають цілики розміром 30-40 м по простягання. Штрек можна проводити вузьким вибоєм або з розкосиною.

По верхній межі поверху проводять поверховий вентиляційний штрек. Якщо вище підготованого поверху знаходиться відпрацьований поверх, то його відкатувальний штрек стає вентиляційним для нижнього поверху. По всьому поверху проводять розрізну піч і з неї починають очисні роботи, причому очисний вибій переміщатиметься по простяганню до межі шахтного поля. Щоб запобігти обваленням поверхового відкатувального штреку, над ним залишають цілики вугілля розміром по падінню 15-20 м, по простяганню 20-30 м, або зводять бутову смугу з породи, що утворюється від підривання бутового штреку. Розмір бутової смуги по падінню складає 10-12 м. Вона повинна бути ретельно викладена.

Під вентиляційним штреком залишають цілики вугілля розміром 12-15 м по падінню і 15-20 м по простяганню, або зводять бутову смугу з породи, що утворюється від підривання цього штреку. Ширина бутової смуги повинна бути не менше 10-12 м. Виймку вугілля проводять із застосуванням комбайнів або врубових машин, з подальшим відбоєм вибуховими роботами. Вугілля з очисного забою до поверхового відкатувального штреку транспортують скребковими конвеєрами. На поверховому відкатувальному штреку влаштовують вантажний пункт, де вугілля вантажать у шахтні вагонетки.

Довжина лінії очисного вибою лава – поверх складає 150-300 м, а в окремих випадках до 400 м. Поверх лави є простою системою розробки з найменшим числом виробок. Перевага цієї системи в порівнянні з іншими суцільними системами:

- найменші витрати на проведення і підтримку штреків;
- відсутність витрат на транспортування вугілля з лав по підповерхових штреках і поверхових бремсбергах.

Недоліки системи поверх лави:

- у разі неполадок в лаві припиняється видобуток всього крила, що особливо гостро позначається на шахтах, які розробляють один пласт;
- у разі завалу в лаві може припинитися провітрювання всього крила пласта;

- при значній газоносності все повітря для провітрювання крила не можна пропустити одним струменем по лаві;
- розділення вентиляційних струменів при цій системі неможливе.

Умови застосування системи розробки: спокійне залягання, переважно тонкі пласти витриманої потужності, стійкі породи кривлі, мала газоносність і обводнюваність пласта.

Пласти середньої потужності можна розробляти із залишенням ціликів над поверховим відкатувальним штреком і підповерховим вентиляційним штреком. При значній висоті поверху, коли його неможливо відпрацювати однією лавою, його ділять на підповерхи і кожен підповерх відпрацьовують окремою лавою. Розмір підповерху по падінню становить 100-200 м.

Розглянемо ведення робіт в поверсі при діленні його на півповерхи. Поверх звичайно ділять на два-три підповерхи. Кожен підповерх зверху і знизу обмежений штреками, які називаються підповерховими. Для початку очисних робіт в нижньому підповерсі проводять розрізну піч. Після того, як лава нижнього підповерху просунеться на 20-40 м, в роботу вводять лаву у верхньому підповерсі, для чого в ньому наперед проходять розрізну піч. Лави рухаються таким чином, що попереду завжди знаходиться нижня лава, а верхня відстає на 20-40 м. Відстань між лавами називається випередженням лав. Випередження повинне бути таким, щоб обвалення кривлі в кожній лаві не здійснювало впливу на обвалення кривлі в сусідній лаві.

Суцільна система розробки по простяганню для газоносного пласта.

При суцільній системі розробки по простяганню для газоносного пласта кожен лаву необхідно провітрювати виокремленим струменем повітря. Для цього услід за лавою проводять два зближуючі підповерхові штреки. Верхній підповерховий штрек в кожній парі штреків служить для транспортування вугілля з верхньої лави, а нижній для пропуску вихідного вентиляційного струменя з нижньої лави.

До підходу очисних робіт до місця з'єднання підповерхових штреків косовичним ходком попереду лави своєчасно готується новий косовичний

ходок. Вихідний вентиляційний струмінь з нижніх лав прямує по підповерховому вентиляційному штреку у косовичний ходок при поверховому бремсбергу і по ньому віддаляється в поверховий вентиляційний штрек.

У місцях перетину людського ходка з транспортними підповерховими штреками споруджують кросинги. Це робиться для того, щоб свіжі і вихідні вентиляційні струмені не перехрещувалися. Провітрювати лави в негазоносних і малогазоносних пластах можна послідовно з дозволу головного інженера комбінату згідно правил безпеки. В цьому випадку підповерхові вентиляційні штреки не проводять, що дає економію від проведення і підтримки підповерхових штреків і кросингів.

Суцільні системи з послідовним провітрюванням лав. При суцільних системах з послідовним провітрюванням лав бремсберг проводять не у виробленому просторі, а попереду фронту очисних вибоїв. Перевага проведення бремсберга у виробленому просторі полягає в меншій вартості проведення поверхового бремсберга. Але при проведенні бремсберга у виробленому просторі фронт очисних вибоїв за час проведення бремсберга просувається на деяку відстань. При цьому бремсберг частково втрачає своє призначення.

У варіанті суцільної системи з переднім бремсбергом новий бремсберг повинен бути готовий до моменту підходу нижньої лави до межі цілику, що залишається біля бремсберга. При суцільній системі розробки з діленням поверху на підповерхи підповерхові штреки в бремсберговому полі весь час подовжуються. У зв'язку з цим збільшуються витрати на підтримку підповерхових штреків і на транспортування по них. Нові поверхові бремсберги проводять на такій відстані один від одного, щоб витрати на проведення бремсберга відшкодовувалися економією засобів на підтримку підповерхових штреків і на транспортування.

Розташування вибою по лінії падіння при суцільній системі по простяганню іноді є небажаним. При тріщинах у кривлі, направлених по лінії падіння, управляти кривлею в лаві із вибоєм, розташованим по лінії падіння,

дуже важко. З кривлі обрушуються глиби породи, обмежені тріщинами. Положення вибою по лінії падіння небажане в обводнюючому пласті. Щоб уникнути цих недоліків, лінію забою розташовують по простяганню, а просувається вона по повстанню.

3 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

3.1 Коротка характеристика шахти

Адміністративно шахта "Карбоніт" розташована в селищі Карбоніт Гірської територіальної громади Сєверодонецького району Луганської області і входить до складу ДП "Первомайськвугілля".

Шахта знаходиться в 9 км в північно-східному напрямку від м. Попасна і в 12 км від м. Первомайськ.

Шахта поєднана під'їзним залізничним шляхом із залізничною станцією Світланове, яка розташована в 3 км на захід від шахти на основній магістралі Шипилове-Ниркове і асфальтовою дорогою з шосе Гірськ-Первомайськ.

Електропостачання здійснюють Сергівські електричні мережі ВАТ "Луганськобленерго".

Джерелом господарчо-питного та протипожежного водопостачання є Карбонітський майданчик водопровідних споруджень.

Гірнична маса відправляється на збагачувальні фабрики "Гірська" та "Михайлівська". Після збагачення вугілля використовується в енергетичних цілях.

Категорія шахти за газом – надкатегорійна.

Категорія шахти за пилом – небезпечна.

Вугільні пласти безпечні за раптовими викидами вугілля і газу, безпечні за гірськими ударами, не схильні до самозаймання.

Відносна газорясність шахти – 20,7 м³/т, абсолютна – 3,8 м³/хв.

Природна газоносність пл. m₃ складає 0,3-5 м³/т (середня 2,1 м³/т).

Природна газоносність пл. k^{в8} складає 5-15 м³/т (середня 10 м³/т).

Кут падіння пластів складає 13-15°.

Проходження гірничих виробок по вміщуючих породах здійснюється в силікозонебезпечних умовах.

Геотермічний градієнт дорівнює 2,83°С на 100 м, а геотермічний ступінь

36,7 м на 1°С.

Технічними межами шахтного поля є:

по повстанню на північному сході – виходи пластів під наноси;

по падінню на південному заході – умовна лінія, що проходить ізогіпсою "- 800 м", нижче якої розташовані резервні ділянки Гірська Глибока № 1 та Мар'ївська;

по простяганню:

- на північному заході:

- до ізогіпси "- 350 м" – загальна межа з ш. "Райдуга";

- від ізогіпси "- 350 м" до ізогіпси "- 800 м" – загальна межа з ш. "Гірська";
межа розташована на відстані 4000 м від центральних стовбурів;

- на південному сході – загальна межа з ш. "Золоте", яка розташована на відстані 1000 м від центральних стовбурів.

Розміри шахтного поля:

- по простяганню – 5000 м;

- по падінню – 2750 м.

Площа шахтного поля – 13,75 км².

Межами ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання, є:

по повстанню на північному сході – межа зі старими гірськими роботами;

по падінню на південному заході – умовна лінія, що проходить ізогіпсою "- 800 м", нижче якої розташована резервна ділянка Гірська Глибока № 1;

по простяганню:

- на північному заході – загальна межа з ш. "Гірська", яка розташована на відстані 4000 м від центральних стовбурів;

- на південному сході – насув Східний, який розташований на відстані 1800 м від центральних стовбурів.

Розміри ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання:

- по простяганню – 2200 м;

- по падінню – 1200 м.

Площа ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання – 2,64

км².

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

По категоріях розвіданості запаси вугілля розподілені таким чином: А=19 %; В=33 %; С₁ =58 %.

В геологічній будові шахтного поля наявні кам'яновугільні породи палеогенового та четвертинного віків.

На більшій частині ділянки є виходи корінних порід на поверхню, які перекриті незначним шаром четвертинних відкладень потужністю від 2 до 4 м. Північна частина ділянки покрита палеогеновою товщею порід потужністю від 10 до 30 м і представлена кольоровими глинами і пливунями.

Короткі відомості про стратиграфію і літологічний склад родовища наведені в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

| Індекс свити | Потужність, м | Літологічний склад | | | | | Робочі вугільні пласти | Маркувальні горизонти |
|-----------------------------|---------------|----------------------|----------------------|----------------------|-------------------|--------------------|--|--|
| | | пісковик | алевроліт | аргіліт | вугілля | вапняк | | |
| | | $\frac{м}{\%}$ | $\frac{м}{\%}$ | $\frac{м}{\%}$ | $\frac{м}{\%}$ | $\frac{м}{\%}$ | | |
| C ₃ ¹ | 580 | $\frac{149,6}{25,8}$ | $\frac{228,5}{39,4}$ | $\frac{189,1}{32,6}$ | $\frac{1,2}{0,2}$ | $\frac{11,6}{2,0}$ | | N ₁ , N ₂ , N ₃ |
| C ₂ ⁷ | 386 | $\frac{152,5}{39,5}$ | $\frac{118,1}{30,6}$ | $\frac{84,1}{21,8}$ | $\frac{6,9}{1,8}$ | $\frac{24,4}{6,3}$ | m ₃ | M ₄ , M ₆ , M ₈ , M ₁₀ , M ₃ |
| C ₂ ⁶ | 225 | $\frac{74,2}{33,0}$ | $\frac{83,2}{37,0}$ | $\frac{46,3}{20,6}$ | $\frac{7,9}{3,5}$ | $\frac{13,4}{5,9}$ | l ^h ₈ , l ₆ , l ₃ , l ₂ , l ₁ | L ₁ , L ₂ , L ₃ , L ₄ , L ₅ , L ₆ |
| C ₂ ⁵ | 335 | $\frac{144,0}{43,0}$ | $\frac{80,7}{24,1}$ | $\frac{87,1}{26,0}$ | $\frac{8,4}{2,5}$ | $\frac{14,8}{4,4}$ | k ^B ₈ , k ₃ | K ₁ , K ₂ , K ₃ , K ₄ , K ₈ , K ₉ |

В геологічному відношенні шахта розташована на північному крилі Петро-Мар'ївської синкліналі, яка є складовою частиною Артемівської котловини. В центральній частині ділянки простягання порід південно-східне, на заході переходить у північно-східне, на сході в південне. Кути падіння порід коливаються від 13 до 45°. В центральній частині шахтного поля проходить крупна флексура складка з пологим західним крилом і крутим східним крилом

з падінням до 45-50°. До крутого крила складки по пл. l_8^H , l_3 , l_2' приурочена зона мілкоамплітудних порушень типу насувів з амплітудою від 0,5 до 2 м. Порушення розташовані паралельно напрямку флексурної складки. По пл. m_3 в напрямку вісі складки проходить насув з амплітудою від 4 до 15 м, яка збільшується з глибиною. Флексурна складка з приуроченими до неї порушеннями практично неперехідна очисними роботами.

Шахтне поле пересікають такі порушення (з північного заходу на південний схід):

насув Карбонітський II: $h = 10$ м, азимут падіння 160°, кут падіння зміщувача = 30°;

насув Карбонітський: $h = 1,25$ м, азимут падіння 180°, кут падіння зміщувача = 25°;

насув Східний: $h = 20$ м, азимут падіння 180°, кут падіння зміщувача = 40°;

Західніше стовбура № 4 є ряд диз'юнктивних порушень з амплітудою 0,5-2,5 м.

Характеристика робочого вугільного пласту надана в табл. 1.2.

Таблиця 3.2 – Характеристика робочого вугільного пласту

| Потужність пласта, м | | Будова | Витриманість |
|----------------------|---------------------|---------|--------------|
| Загальна | Корисна | | |
| Від – до середня | Від – до середня | | |
| 0,80 - 0,90 0,85 | 0,75 - 0,85 0,80 | складна | витриманий |

Відповідно до ДСТУ 3472-96 вугілля пластів відноситься до газових.

Характеристика якості вугілля наведена в табл. 1.3.

Таблиця 3.3 – Характеристика якості вугілля

| Показники якості | | | | | Марка вугілля |
|----------------------------|--------------------------|---------------------------|---|--|---------------|
| Зольність A^{daf} , % | Вологість W_t^r , % | Сірчаність S_t^d , % | Вихід летких речовин V^{daf} , % | Вища теплотворна спроможність Q_B^{daf} , ккал/кг | |
| 21 | 4,4 | 4,4 | 40 | 8079 | ДГ |

Поверхня ділянки розташована на лівому схилі річки Камишуваха і представляє степову слабохвилясту рівнину, перерізану балками, що впадають до пойми ріки Камишуваха, яка в свою чергу впадає в річку Лугань. Максимальна висотна відмітка + 254 м, мінімальна + 112 м.

Підземні води пов'язані з відкладеннями четвертинного, третинного і кам'яновугільного віків.

Водоносні горизонти приурочені, головним чином, до вапняків, рідше до пісковиків. В обводненні гірничих виробок приймають участь пісковики m_3SM_4 , M_1SM_2 , $\ell^H_8SM_1$, $L_7S\ell^H_8$, $L_1S\ell^1_1$, K_9Sk_8 , K_7SK_8 , K_6Sk_6 , K_3SK_4 і вапняки M_3 , M_1 , L_7 , L_1 , K_9 , K_7 .

Хімічний склад шахтної води: сухий залишок – 2,8 г/л; рН – 8,1; загальна жорсткість – 12 мг-екв/л; вміст хлоридів – 610 мг/л; вміст сульфатів – 1050 мг/л.

Води хлоридно-гідрокарбонатно-сульфатно-натрієвого складу з мінералізацією 0,92 г/л.

Фактичні водопритокі в шахту складають:

$$Q_{\text{норм}} = 115 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$Q_{\text{макс}} = 120 \text{ м}^3/\text{год}.$$

3.2 Розробка основних напрямків проєкту

Для розробки основних напрямків технічного переоснащення шахти оцінимо її роботу за останній рік. В табл. 3.4 представлені основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік.

Шахта була закладена в 1908 році, а після відновлення здана в експлуатацію в 1947 році. Реконструкція була здійснена в 1973 році.

В теперішній час роботи ведуться в уклонному полі гор. 665 м на пл. m_3 та k^B_8 . В роботі знаходяться наступні лави:

по пл. m_3 – лава, оснащена комплексом 2МКД 90 з комбайном 1К-101;

по пл. k^B_8 – лава, оснащена індивідуальним кріпленням 7СУГ-30 з

комбайном 1К-101.

Підготовчі виробки проводяться буровибуховим способом. Прибирання гірничої маси здійснюється машинами ППМ на ПНБ.

Таблиця 3.4 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік

| № | Показник | Од. | Значення | | |
|----|----------------------------------|---------|----------|--------|-------|
| | | вимір. | План | Факт | % |
| 1 | Проектна потужність шахти | т | 500000 | 111045 | 22,2 |
| 2 | Виробнича потужність | т | 360000 | 111045 | 30,8 |
| 3 | Навантаження на очисний вибій | т/добу | 500 | 154 | 30,8 |
| 4 | Кількість лав | шт | 2 | 2 | 100,0 |
| 5 | Посування ЛОЗ | м/міс | 28 | 27,5 | 98,2 |
| 6 | Швидкість проведення виробок | м/міс | 40 | 35 | 87,5 |
| 7 | Чисельність трудящих ППП | чол. | 1453 | 1434 | 98,7 |
| 8 | в тому числі робочих з видобутку | чол. | 1115 | 1149 | 103,0 |
| 9 | в тому числі ГРОВ | чол. | 205 | 214 | 104,4 |
| 10 | прохідників | чол. | 131 | 135 | 103,1 |
| 11 | Середня заробітна платня ППП | грн/міс | 4309 | 4270 | 99,1 |
| 12 | робочих з видобутку | грн/міс | 4204 | 4133 | 98,3 |
| 13 | ГРОВ | грн/міс | 5982 | 6359 | 106,3 |
| 14 | прохідників | грн/міс | 5780 | 5450 | 94,3 |
| 15 | Зольність видобуваного вугілля | % | 35,1 | 37,2 | 106,0 |
| 16 | Собівартість вугілля | грн/т | 1043,95 | 1416,8 | 135,7 |
| 17 | Ціна реалізованого вугілля | грн/т | 798,29 | 776,58 | 97,3 |

Транспортування вугілля по горизонтальних виробках здійснюється акумуляторними електровозами АМ-8Д, 2АМ-8Д та 13-АРП-1 у вагонетках ВД-3,3-900 із донною вигрузкою, по уклоні – стрічковими конвеєрами 1Л-80.

Транспортування обладнання і матеріалів здійснюється в глухих вагонетках УВГ-3,3-900 по горизонтальних виробках за допомогою акумуляторних електровозів АМ-8Д, 2АМ-8Д та 13-АРП-1, по похилих виробках за допомогою однокінцевих підйомів.

При аналізі вищенаведеної інформації було виявлено наступні "вузькі" місця в технологічній схемі шахти:

- фізичне зношення видобувного, прохідницького і транспортного обладнання;

- відсутність коштів на придбання високопродуктивної техніки та ремонт і заміну окремих вузлів та механізмів;

- 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 із кріплення сполучень, підтримці голівки забійного конвеєра та її пересуванню в міру посування лави.

Даним проєктом передбачаємо технічне переоснащення шахти. Для цього необхідно вирішити наступні задачі:

- розрахувати оптимальну виробничу потужність шахти;
- розрахувати кількість лав, необхідних для забезпечення розрахованої виробничої потужності;
- вибрати раціональну систему розробки;
- замінити застаріле очисне, прохідницьке, транспортне та вентиляційне устаткування на більш прогресивне і продуктивне.

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

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

Результати розрахунку:

- основна покрівля – важкозрушувана;
- безпосередня покрівля – стійка;
- "хибна" покрівля – не утворюється;
- підошва пласта – середньої стійкості;
- водоприток у лаву < 1 м³/год.

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

вузькозахватної техніки.

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

- технологічна схема із застосуванням вузькозахватних комбайнів та індивідуального кріплення;
- технологічна схема із застосуванням механізованих комплексів.

Застосування стругової технології не є раціональним, оскільки пласт має включення піриту, що несприятливо для ефективного використання стругових установок. Оскільки застосування мехкомплексу дозволяє підвищити середньодобове навантаження на лаву і продуктивність праці ГРОВ більше ніж у 2 рази у порівнянні з комплектами вузькозахватного устаткування з індивідуальним кріпленням, то приймаємо технологічну схему з використанням механізованого комплексу, причому для забезпечення потокової організації робіт транспорт вугілля з лави доцільно здійснювати конвеєрним транспортом.

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

У даних умовах можливе застосування наступних комплексів:

1КМ 103М з комбайном 1К 103М;

1МКД 90 з комбайном КА 90;

МДМ з комбайном 1К 103М.

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

| | |
|-----------------------------------|--|
| Вихідні дані 1-го масиву | |
| 0,8 | 0.63 1.36 290 0.85 1 200 0.089 1 1.1 1 1.053 15 200 0 35 0 0 |
| 0 | 0.98 0 0 0.02 0.08 0.03 360 15 3 |
| Робоча швидкість комбайна | 2.625478 |
| Час виймання вугілля комбайном | 110.1457 |
| Час підготовки до чергового циклу | 39.25476 |
| Видобуток із циклу | 210.0743 |
| Час технологічних перерв | 15 |
| Втрати часу | 21.21487 |
| Тривалість циклу | 107.3069 |
| Кількість циклів | 4,001158 |
| Добовий видобуток | 840.123 |

Вихідні дані 1-го масиву

0.8 0.63 1.36 250 0.85 1 200 0.089 1 1.1 1 1.053 20 200 0 35 0 0
 0 0.98 0 0 0.02 0.08 0.03 360 20 3
 Робоча швидкість комбайна 2.014787
 Час виймання вугілля комбайном 131.3253
 Час підготовки до чергового циклу 48.02587
 Видобуток із циклу 240.0743
 Час технологічних перерв 20
 Втрати часу 30.29523
 Тривалість циклу 110.2489
 Кількість циклів 5.547411
 Добовий видобуток 664.512

Вихідні дані 1-го масиву
 0.8 0.63 1.36 250 0.85 1 200 0.089 1 1.1 1 1.053 20 200 0 35 0 0
 0 0.98 0 0 0.02 0.08 0.03 360 20 3
 Робоча швидкість комбайна 2.415478
 Час виймання вугілля комбайном 115.1547
 Час підготовки до чергового циклу 47.15478
 Видобуток із циклу 240,0743
 Час технологічних перерв 20
 Втрати часу 35.14578
 Тривалість циклу 120.1487
 Кількість циклів 5.365847
 Добовий видобуток 609.307

Найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу 1КМ 103М з комбайном 1К 103М і складе 840 т/добу.

Розрахунок нормативного навантаження здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз". Відповідно до розрахунку нормативне навантаження на комплекс 1КМ103М складає 672 т/добу.

Отже, для подальшого розрахунку приймаємо навантаження по організаційно-технічному фактору, яке дорівнює 840 т/добу при виконанні 4 циклів.

Для визначення оптимального річного видобутку шахти використовуємо методику професора А.С. Малкіна [3]:

$$A_{\text{ш.р.}} = (k_{\text{пл}} + k_{\text{н.о.в}}) \sqrt{Z_{\text{шр}} \frac{m_{\text{о.р}}}{m_{\text{сум}}} k_{\text{глиб}}}, \text{ тис.т.}, \quad (3.1)$$

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

$$k_{\text{пл}} = \frac{n_{\text{пл.ор}} + \sqrt{n_{\text{пл}} - n_{\text{пл.ор}}}}{\sqrt{n_{\text{пл}}}}, \quad (3.2)$$

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

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

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

$$k_{\text{н.о.в}} = \sqrt{\psi_{\delta} \cdot A_{\text{ов}} \cdot \frac{m_{\text{сер}}}{m_{\text{pi}}}}, \quad (3.3)$$

де ψ_{δ} – 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_{pi} – 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;

$$k_{\text{глиб}} = 1 + \frac{H_{\text{в.м}}}{H_{\text{н.м}}}, \quad (3.4)$$

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

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

$$k_{\text{н.о.в}} = \sqrt{0,8 \cdot 28125 \cdot \frac{0,85}{0,85}} = 1,4;$$

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

$$A_{\text{ш.р.}} = (2 + 1,4) \cdot \sqrt{2668 \cdot \frac{0,85}{0,85} \cdot 1,17} = 543 \text{ тис.т.}$$

Приймаємо найближчу меншу проєктну потужність шахти $A_{\text{шп}} = 500$ тис. т.

Повний термін служби шахти:

$$T = T_{\text{розр}} + t_{\text{осв}} + t_{\text{згас}}, \text{ років}, \quad (3.5)$$

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

$t_{\text{осв}}$ – час на освоєння виробничої потужності шахти, років (при $A_{\text{шп}} = 500$ тис. т $t_{\text{осв}} \leq 2$ роки);

$t_{\text{згас}}$ – час на згасання видобутку, років ($t_{\text{згас}} = 1-2$ роки);

$$T_{\text{розр}} = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{шп}}}, \text{ років}; \quad (3.6)$$

$$T_{\text{расч}} = \frac{2668000}{500000} = 5 \text{ років.}$$

$$T = 5 + 1 + 1 = 7 \text{ років.}$$

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.

3.4 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів

Для відробки пласту на шахті прийнятий панельний спосіб підготовки. Залишаємо його без змін.

Вибір системи розробки проводимо методом техніко-економічного порівняння. У даних гірничо-геологічних умовах найбільш прийнятними є дві системи розробки: стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням (рис. 3.1) і стовпова система розробки лава-

ярус із проведенням виробок вприсічку до виробленого простору (рис. 3.2).

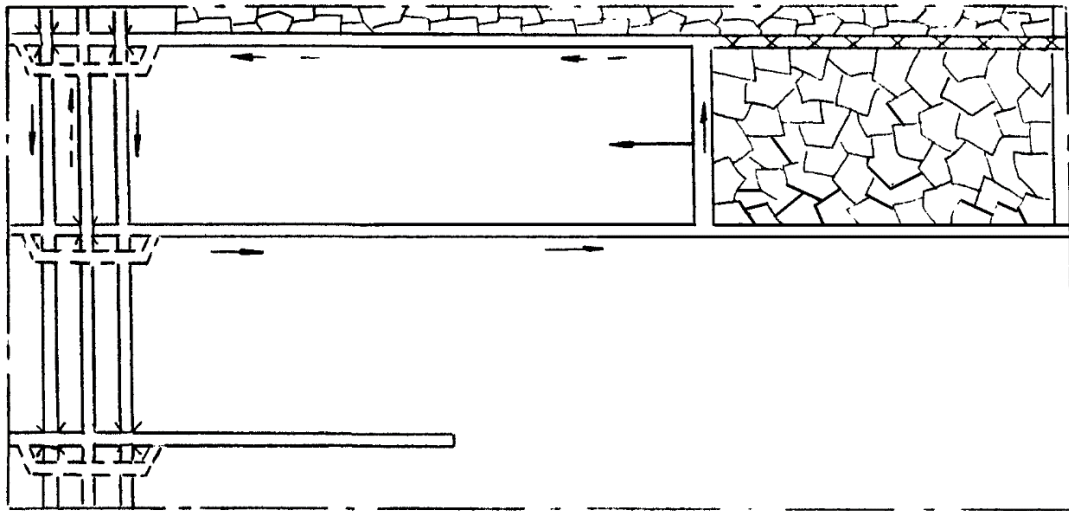


Рисунок 3.1 – Стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням

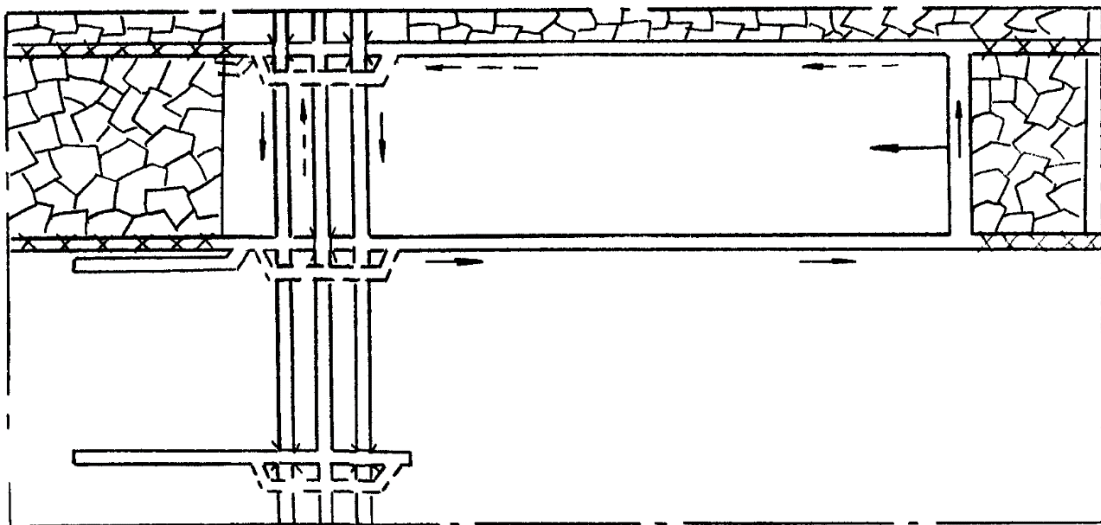


Рисунок 3.2 – Стовпова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору

Для економічного порівняння застосовуємо програму "Прогноз". За допомогою програми розрахуємо вартість проведення і підтримання 1 м виробок.

Таблиця 1 – Вихідні дані для кожного поєднання факторів

| | | | | | | | | |
|-------|-------|------|-------|------|------|------|------|------|
| 1 | X54= | 15.7 | X55= | 6.00 | X57= | 1.00 | X8= | 3.00 |
| | X58= | 8.00 | X59= | 1.00 | X56= | 3.00 | X11= | 0.85 |
| | X10B= | 1.00 | X60B= | 1.00 | X7= | 8.00 | X61= | 1.00 |
| ----- | | | | | | | | |
| 2 | X54= | 15.7 | X55= | 6.00 | X57= | 1.00 | X8= | 3.00 |
| | X58= | 8.00 | X59= | 1.00 | X56= | 3.00 | X11= | 0.85 |
| | X10B= | 1.00 | X60B= | 1.00 | X7= | 8.00 | X61= | 1.00 |
| ----- | | | | | | | | |
| 3 | X54= | 15.7 | X55= | 6.00 | X57= | 1.00 | X8= | 3.00 |
| | X58= | 8.00 | X59= | 1.00 | X56= | 3.00 | X11= | 0.85 |
| | X10B= | 1.00 | X60B= | 1.00 | X7= | 8.00 | X61= | 1.00 |

Таблиця 2 - Результати прогнозу

| № поєднання факторів | Вартість проведення 1м, грн. | Найменування виробки пласта |
|----------------------|---------------------------------|-----------------------------|
| 1 | 207 | Вар. 1. Провед в.штрека |
| 2 | 207 | Вар. 2. Провед к. штрека |
| 3 | 302 | Вар. 3. Провед к. штрека |

Витрати на підтримку пластових штреків та похилих виробок при стовповій системі розроблення

Таблиця 1 - Вихідні дані для кожного поєднання факторів

| | | | | | | | | |
|-------|-------|--------|-------|---------|------|--------|------|---------|
| 1 | X9= | 17,2 | X12= | 1000.00 | X19= | 3.00 | X8= | 3.00 |
| | X14= | 756.00 | X16= | 2.00 | X13= | 830.00 | X11= | 0.85 |
| | X80B= | 4.80 | X20B= | 15.00 | X97= | 0.80 | X61= | 1000.00 |
| ----- | | | | | | | | |
| 2 | X9= | 17,2 | X12= | 1000.00 | X19= | 3.00 | X8= | 3.00 |
| | X14= | 756.00 | X16= | 2.00 | X13= | 830.00 | X11= | 0.85 |
| | X80B= | 4.80 | X20B= | 8.00 | X97= | 0.80 | X61= | 1000.00 |
| ----- | | | | | | | | |
| 3 | X9= | 17,2 | X12= | 1000.00 | X19= | 3.00 | X8= | 3.00 |
| | X14= | 756.00 | X16= | 2.00 | X13= | 830.00 | X11= | 0.85 |
| | X80B= | 4.80 | X20B= | 15.00 | X97= | 0.80 | X61= | 1000.00 |

Таблиця 2 - Результати прогнозу

| № поєднання факторів | вартість проведення 1м, грн. | найменування виробки пласта |
|----------------------|---------------------------------|-----------------------------|
|----------------------|---------------------------------|-----------------------------|

| | | |
|---|-----|----------------------------|
| 1 | 375 | Вар. 1. Піддерж. в. штрека |
| 2 | 486 | Вар. 2. Піддерж. к. штрека |
| 3 | 512 | Вар. 3. Піддерж. к. штрека |

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

$$C = \frac{\Sigma K + \Sigma R}{Z_{\text{яp}}}, \text{ грн/т}, \quad (3.7)$$

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

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

Результати розрахунків зведено в табл. 3.5.

Таблиця 3.5 – 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 | 2,62 | 100 |
| 2 | 471900 | 279500 | 751400 | 2,97 | 114 |

Як видно з табл. 3.5, варіант 1 на 14 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{\text{д.доб}} = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{ м/добу}, \quad (3.8)$$

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

$n_{\text{ц}}$ – кількість циклів за добу ($n_{\text{ц}} = 4$, див. п. 2.2);

$$V_{\text{д.доб}} = 0,8 \cdot 4 = 3,2 \text{ м/добу.}$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{д.річ}} = N \cdot V_{\text{д.доб}} \cdot K, \text{ м/рік}, \quad (3.9)$$

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

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

$$V_{\text{д.річ}} = 300 \cdot 3,2 \cdot 0,95 = 912 \text{ м/рік}.$$

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

$$\Sigma p = \Sigma m \cdot \gamma_{\text{ср}}, \text{ т/м}^2, \quad (3.10)$$

Витрати на проведення підготовчих виробок за рахунок засобів експлуатації

$$\Sigma p = 0,85 \cdot 1,42 = 1,2 \text{ т/м}^2.$$

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

$$h_{\text{д}} = \frac{A_{\text{шр}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_{\text{д}} \cdot \Sigma p \cdot c}, \text{ м}, \quad (3.11)$$

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

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

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

$$h_{\text{д}} = \frac{500000 \cdot 1 \cdot 0,92}{912 \cdot 1,2 \cdot 0,95} = 348 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_{\text{д}}}{l_{\text{л}}}, \text{ лав,} \quad (3.12)$$

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

$$\Sigma n = \frac{348}{200} = 1,7 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{\text{д}} = \Sigma n_{\text{л.д}} \cdot l_{\text{л}}, \text{ м,} \quad (3.13)$$

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

Виходячи з рекомендацій [3], на 2 діючі лави не приймаємо резервно-діючих лав.

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\Sigma n_{\text{заг}} = \Sigma n_{\text{л.д}} + \Sigma n_{\text{р.д.л}}, \text{ лав,} \quad (3.14)$$

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

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

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{\text{заг}} = \Sigma n_{\text{заг}} \cdot l_{\text{л}}, \text{ м}, \quad (3.15)$$

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

Середня продуктивність пластів:

$$p_{\text{ср}} = \frac{\Sigma p}{n_{\text{пл}}}, \text{ т/м}^2, \quad (3.16)$$

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

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

$$A_{\text{шп (max)}} = \Sigma h_{\text{заг}} \cdot V_{\text{д.р}} \cdot p \cdot c, \text{ т/рік}, \quad (3.17)$$

$$A_{\text{шп (max)}} = 400 \cdot 912 \cdot 1,2 \cdot 0,95 = 554000 \text{ т/рік}.$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{\text{рез}} = \frac{A_{\text{шп (max)}}}{A_{\text{шп}}}; \quad (3.18)$$

$$k_{\text{рез}} = \frac{554000}{500000} = 1,11.$$

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

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{заг}} = \frac{V_{\text{д.р}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рік}; \quad (3.19)$$

$$V_{\text{заг}} = \frac{912}{1,11} = 822 \text{ м/рік}.$$

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]:

$$T_{\text{підг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (3.20)$$

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:

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} \cdot t_{\text{р.п}} \cdot t_{\text{мон}} = t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{в.п}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{мон}}, \quad \text{міс}, \quad (3.21)$$

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:

$$T_{\text{оч}} = \frac{X}{V_{\text{оч}}}, \quad \text{міс}. \quad (3.22)$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{пв} = V_{ш} = V_{рп}, \text{ м/міс}, \quad (3.23)$$

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

$$V_{пв} = \frac{2 \cdot l_{л} + L_{в.п}}{\frac{x}{V_{оч}} - (t_{пл} + t_{ш} + t_{р.п} + t_{мон} + t_{рез})}, \text{ м/міс}; \quad (3.24)$$

$$V_{пв} = \frac{2 \cdot 200 + 1100}{\frac{500}{912} - (1 + 1 + 1 + 1 + 1)} = 180 \text{ м/міс.}$$

Для своєчасної підготовки нового виймального поля швидкість проведення виробок повинна бути не менше 180 м/міс, причому підготовку нового поля необхідно почати, коли в діючому полі залишиться відробити 500 м.

Шахтне поле розкрито вертикальними центральноздвоєними стовбурами – № 4 та № 5 і квершлагами на гор. 310 та 665 м. Для вентиляції служать свердловини № 2 та № 4.

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, а також календарний план відпрацьовування пл. m_3 представлені на листі № 2 графічної частини.

Стовбур № 5 (головний) – призначений для видачі з шахти вугілля і

породи та відводу відробленого струменя повітря. Стовбур обладнаний двома підйомами: односкіповим породним з противагою зі скіпом ємністю 7 м³ (10,6 т) і підйомною машиною ПР-6×3,2/0,5 і двоскіповим вугільним підйомом зі скіпами з донним розвантаженням ємністю 15,2 м³ (13 т) кожен і підйомною машиною ПР-6×3,2/0,5. Діаметр стовбура 5,5 м. Стовбур закріплений з/б тубінгами ВНПОМСА.

Стовбур № 4 (допоміжний) – призначений для спуску-підйому людей і обладнання, спуску матеріалів та подачі в шахту свіжого струменя повітря. Клітьовий підйом стовбура № 4 обладнаний двоповерховою кліттю на 2 вагонетки ємністю 3,3 м³ і одноповерховою кліттю. Підйом обладнаний машиною 2П-6×2,4. Діаметр стовбура 5,0 м. Стовбур закріплений з/б тубінгами ВНПОМСА.

Пристовбурний двір споруджено на гор. 665 м. Він містить наступні камери:

- камера головного водовідливу, в якій розташована головна водовідливна установка, обладнана 3 центробіжними насосами НЦШ 320/720;

- ЦПП, де застосовується секціонована система шин. В кожній секції є ввідне і секційні комплектні розподільчі пристрої типу КРУВ-6. Живлення на дільничні пересувні підстанції подається через розподільчі пункти високого напруження РП-6;

- гараж-зарядна, необхідна для зарядки і ремонту електровозів. Зміна батарей здійснюється за допомогою електричних кранів КЗД-3. Зарядка батарей здійснюється від зарядного пристрою ЗУК-155/230. Живлення зарядних пристроїв здійснюється від силових трансформаторів ТКШВП.

3.5 Гірничо-геологічний прогноз

Уточнення гірничо-геологічних умов відпрацьовування не проводимо, тому що швидкість посування очисного вибою не змінюється. Прогнозні дані представлені в п 3.4.

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт представлений на рис. 3.3.

Згідно до механізації очисних робіт приймаємо комплекс 1КМ103М, до складу якого входять [2]:

- вузькозахватний комбайн 1К103М;
- механізоване кріплення 1М103;
- скребковий конвеєр СП 202;
- кріплення сполучень ОКСА-КМ103;
- скребковий перевантажувач – ПС;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

Схема роботи комбайна – двостороння, ширина смуги, що виймається – 0,8 м, спосіб зарубки комбайна в пласт – самозарубкою "косими" заїздами.

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою:

$$R = B \cdot D \cdot \gamma_2 \cdot h_2 \cdot L_2 \leq 0,8 R_T, \quad (3.25)$$

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

D – коефіцієнт, що залежить від присутності над шаром важкозрушуємих порід легкозрушуємих;

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

h_2 – потужність основної покрівлі, м;

L_2 – шаг зрушення основної покрівлі, м;

R_T – табличне значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН/м

[2].

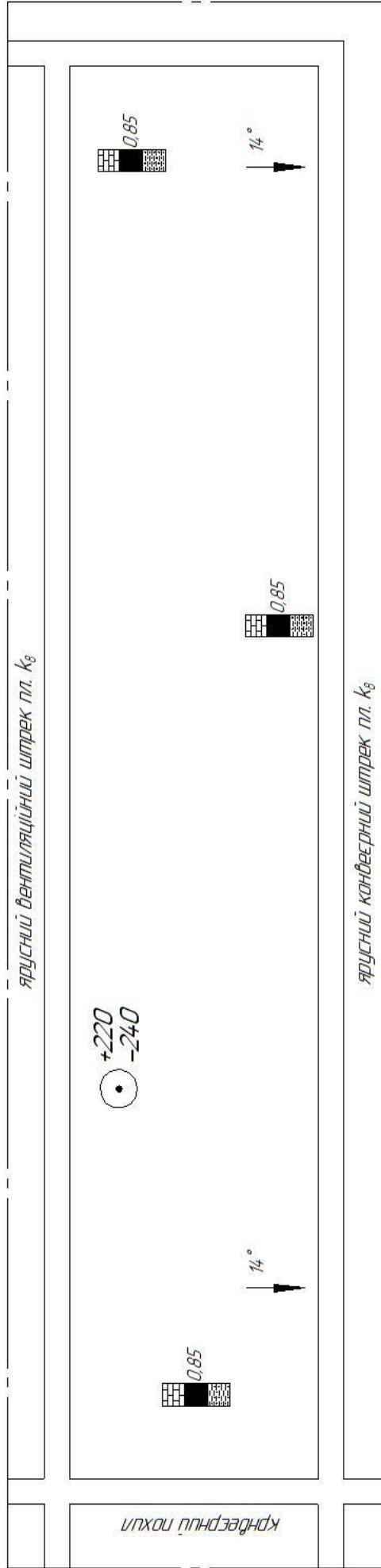


Рисунок 3.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

$$R = 0,5 \cdot 1 \cdot 0,026 \cdot 2,2 \cdot 20 = 2,7 \leq 0,8 \cdot 18,8 = 15,04.$$

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

У якості кріплення посилення в уклоні приймаємо металеві стійки 17ГКУ30, що встановлюються під кожні рами на відстані: перед лавою – 30 м; за лавою – 80 м

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

Монтаж і демонтаж комплексу здійснюється відповідно до [9].

Роботи з монтажу ведуться ланками гірномонтажників чисельністю 6 чоловік.

Розвантаження, розміщення і монтаж устаткування ведеться в наступному порядку:

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

Послідовність дій при монтажі скребкового конвеєру:

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

- доставляють і встановлюють навісне устаткування і лемехи.

Послідовність дій при монтажі секцій мехкріплення:

- доставлені під розріз секції на сполученні розвертають консолями по напрямку руху;

- до секції прикріплюють вантажний і холостий канати лебідок, подається сигнал машиністу на включення лебідок і здійснюється транспортування секції до розрізу;

- після доставки секції до місця установки, роблять її розворот (за допомогою лебідки і обвідного блоку), приєднують гідро устаткування і роблять розпір.

У такій послідовності монтують і інші секції мехкріплення. Монтаж комбайну 1К 103 здійснюється в конвеєрному штреку. Складові частини комбайну доставляються до розрізу і лебідкою зтягуються в нішу для монтажу.

Схема монтажу комплексу представлена на рис. 3.4.

Розрахунок показав, що механізоване кріплення 1М103 у даних гірничо-геологічних умовах може експлуатуватися з достатньою ефективністю, тому заходи щодо розупрочнення покрівлі не передбачаємо.

Вибір заходів щодо первинного осадку покрівлі у лаві.

Для забезпечення безпеки робіт, запобігання завалів лави, повітряних ударів при першому осаді завислої на великій площі покрівлі після відходу лави від розрізного просіку приймаємо спеціальні заходи [7]:

- організується щозмінне чергування в лаві інженерно-технічних робітників дільниці згідно з затвердженим графіком;

- проводиться щозмінний інструктаж робочих щодо правил поведінки при началі осадку основної покрівлі та виходу з лави в безпечне місце;

- на сполученнях лави з підготовчими виробками вивішується світлове табло: "УВАГА! ЛАВА ПРАЦЮЄ В ПЕРІОД ВІДХОДУ ВІД РОЗРІЗНОЇ ПЕЧІ";

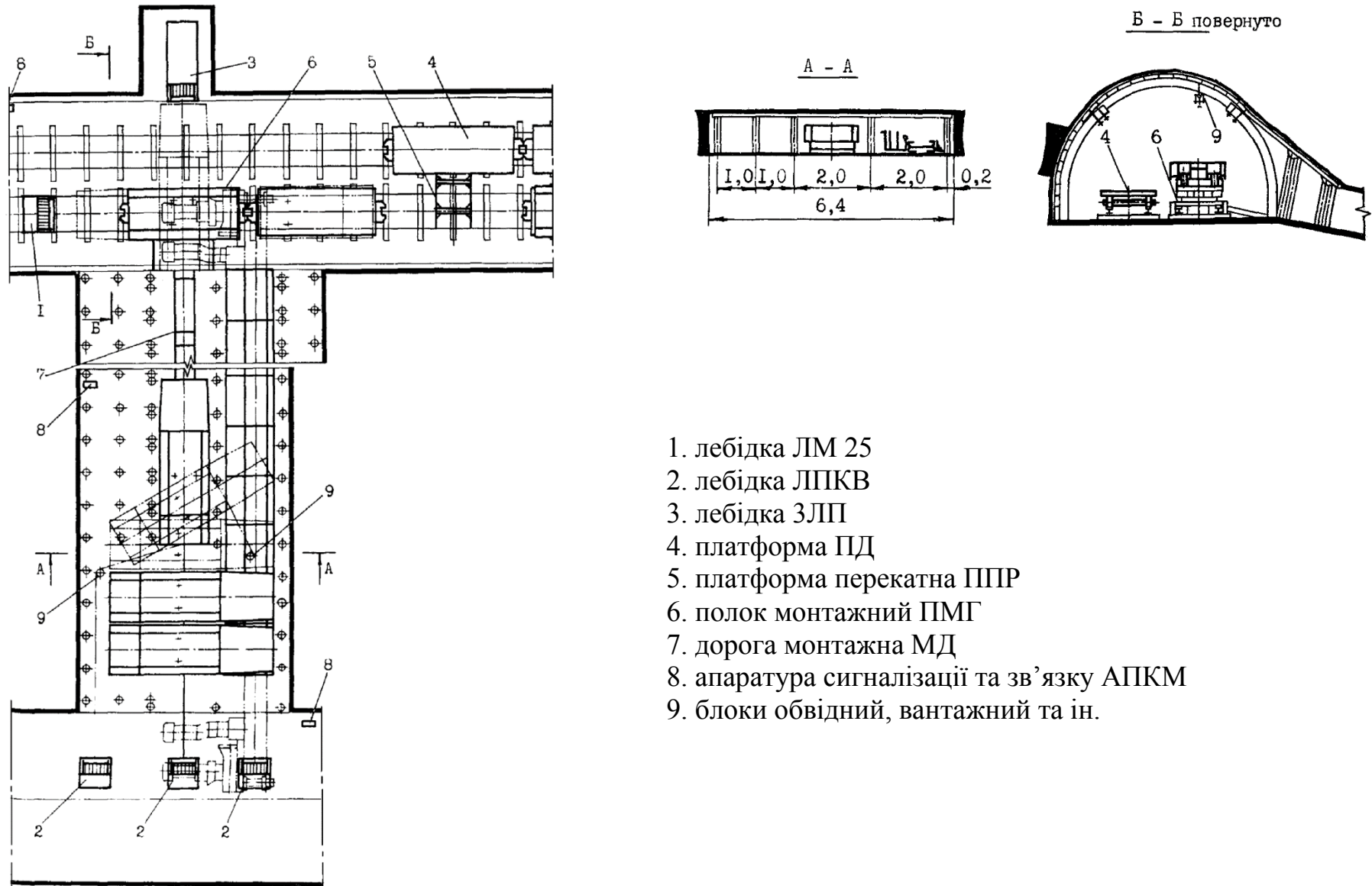


Рисунок 3.4 – Схема монтажу комплексу МДМ з застосуванням лебідок

- контролюється газовий режим надзором дільниці ВТБ два рази за зміну, надзором видобувної дільниці – три рази;
- при перших ознаках осаду основної покрівлі черговий, що знаходиться в середній частині лави, повинен подати встановлений звуковий сигнал по одній з абонентських станцій для виводу людей з лави;
- робочі відводяться від сполучення лави на відстань 50 м;
- до виводу людей в безпечне місце особа дільничного надзору негайно повідомляє гірничого диспетчера про початок первинного осаду основної покрівлі і прийнятих мірах;
- первинний осад основної покрівлі проводиться під керівництвом начальника дільниці або його заступника;
- до пуску лави в експлуатації допускається виймання 3-4 смуг для вирівнювання лінії очисного вибою.

Визначимо ступінь підняття порід підшоши в уклоні [7]:

$$k = \frac{k \cdot H}{\sigma_{\text{п}}}, \quad (3.26)$$

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

H – глибина розробки, м;

$\sigma_{\text{п}}$ – міцність порід підшоши, МПа;

$$k = \frac{3 \cdot 460}{50} = 27.$$

Отже, згідно [7], підшошва в штреках відноситься до слабо пучащій.

На підставі порівняння розрахункового коефіцієнту ступеня підняття підшоши з табличним значенням коефіцієнту [7], можна зробити висновок, що прийнятий спосіб охорони штреків не забезпечує допустимий ступінь підняття підшоши, тому що $k = 27 > k_{\text{т}} = 14$. Тому, в якості способу боротьби з підняттям підшоши приймаємо камуфлетне висадження порід з наступним 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.

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:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д}}, \text{ т}, \quad (3.27)$$

де $A_{\text{доб}}$ – навантаження на очисний вибій, т/доб;

$n_{\text{р.д}}$ – кількість робочих днів на місяць, днів;

$$D_{\text{міс}} = 840 \cdot 25 = 21000 \text{ т.}$$

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

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_{\text{к}} = L_{\text{к}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (3.28)$$

де $L_{\text{к}}$ – комбайнова довжина лави, м;

m – потужність пласта, м;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт видобутку вугілля;

$$D_k = 200 \cdot 0,85 \cdot 0,8 \cdot 1,42 \cdot 0,97 = 210 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів біля уклону та хідника:

$$n_{op} = \frac{r}{d} \cdot n_{op}, \text{ стійок,} \quad (3.29)$$

де d – діаметр стійки, м;

n_{op} – кількість рядів органного кріплення;

$$n_{op} = \frac{0,8}{0,15} \cdot 2 = 11 \text{ стійок.}$$

Викладення дерев'яних кострів для охорони хідника:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук,} \quad (3.30)$$

де a_k – крок встановлення кострів, м; n_k – кількість рядів кострів;

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

Зведення литої смуги:

$$Q_{л.п} = Ш \cdot m \cdot r, \text{ м}^3, \quad (3.31)$$

де $Ш$ – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 1,2 \cdot 0,85 \cdot 0,8 = 0,82 \text{ м}^3.$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 3.6 згідно з [10].

Таблиця 3.6 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої

| Вид робіт | Норма обслуговування | Норма виробки | | | Обсяг робіт на цикл | Трудоємність на цикл | Тарифна ставка, грн | Сума зарплати, грн | Обґрунтування ЕНВ-06 |
|--------------------------------------|----------------------|---------------|-----------------|-------------|---------------------|----------------------|---------------------|--------------------|----------------------|
| | | за збірником | загальний коеф. | встановлена | | | | | |
| Виймка вугілля комплексом, т | 6,9 | 309 | 1,27×1,05 | 412 | 225 | | | | т 3, 17 б |
| МГВМ 6р. | | | | | | 0,60 | 132,00 | 79,20 | |
| ГРОВ 5р. | | | | | | 3,2 | 113,58 | 363,46 | |
| Зведення органних рядів, ст. | | 94 | | 94 | 11 | 0,12 | 113,58 | 13,29 | т 65, 5 а |
| Викладення дерев'яних кострів, шт. | | 21,4 | 0,9 | 19,3 | 0,5 | 0,02 | 113,58 | 2,65 | т 67, 2 б |
| Зведення літої смуги, м ³ | | 1,13 | | 1,13 | 1,0 | 0,88 | 113,58 | 100,51 | т 69, 3 в |
| Разом | | | | | | 4,83 | | 559,11 | |

Коефіцієнти:

1,27 – зміна ширини захоплення комбайна;

1,05 – зміна питомої ваги вугілля;

0,9 – викладення кострів на сполученні лави з підготовчою виробкою.

3.6 Паспорт проведення та кріплення ярусного конвеєрного штреку

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності присікаємих порід не перевищує 4 (по шкалі проф. Протод'яконова М.М.), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн КСП 33. Відбита гірнична маса буде перевантажуватися на скребковий перевантажувач ПТК-3У і потім транспортуватися стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У. Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВГ-1,6-900 та на платформах шахтних ПТО 900-20. Виробка обладнується одноколіїним рейковим шляхом. Ширина колії – 900 мм, рейки Р-24 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно з [14]).

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, необхідної величини випередження очисних робіт підготовчими, приймаємо місячне посування підготовчого вибою $V = 180$ м. Тоді добове посування складе:

$$V_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{міс}}}{n_{\text{р.д}}}, \text{ м/доб}, \quad (3.32)$$

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

$$V_{\text{доб}} = \frac{180}{25} = 7,2 \text{ м/добу.}$$

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

Оскільки над вугільним пластом залягає пласт вапняку потужністю 0,9 м та міцністю 8, то виробку доцільно проводити трапецієвидної форми.

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

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м}, \quad (3.33)$$

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}, \quad (3.34)$$

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;

β – кут нахилу стійок кріплення до горизонтальної площини, град;

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,3 - 0,19) \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ = 0,75 \text{ м};$$

$$B = 0,4 + 1,4 + 0,4 + 1,32 + 0,75 = 4,27 \text{ м}.$$

Ширина виробки у світлі по баласту:

$$l_6 = B + 2 (h_p + h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}; \quad (3.35)$$

$$l_6 = 4,27 + 2 (1,3 + 0,19) \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ = 4,8 \text{ м}.$$

Ширина виробки у світлі по верхняку:

$$l_B = B - 2 (h_1 - h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}, \quad (3.36)$$

де h_1 – висота виробки у світлі від головки рейки до верхняку. Згідно [12]
 $h_1 \geq 2,2$ м.

$$l_B = 4,3 - 2 (2,5 - 1,3) \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ = 3,9 \text{ м}.$$

Висота похилу від рівня баласту до верхняку:

$$h_B = h_1 + h_p, \text{ м}, \quad (3.37)$$

$$h_B = 2,5 + 0,19 = 2,69 \text{ м}.$$

Площа поперечного перерізу виробки у світлі:

$$S_{\text{св}} = \frac{l_6 + l_B}{2} \cdot h_B, \text{ м}^2; \quad (3.38)$$

$$S_{\text{св}} = \frac{4,8 + 3,9}{2} \cdot 2,69 = 11,7 \text{ м}^2.$$

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [15].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{\text{кр}} = U + k_{\text{кр}} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (3.39)$$

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

$$U = k_\alpha \cdot k_\theta \cdot k_s^l \cdot k_B \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (3.40)$$

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

k_θ – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k_s^l – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

k_B – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

U_T – зміщення порід, прийняте за типове, мм;

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

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

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

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

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

$$U_{кр} = 41 + 1 \cdot 1,1 \cdot 0,4 \cdot 380 = 208 \text{ мм.}$$

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_{п} \cdot k_{н} \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^н, \text{ кН/м}, \quad (3.41)$$

де $k_{п}$ – коефіцієнт перевантаження;

$k_{н}$ – коефіцієнт надійності;

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

b – ширина виробки в прохідці, м;

$P^н$ – нормативне навантаження;

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,1 \cdot 70 = 393 \text{ кН/м.}$$

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (3.42)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

В якості кріплення приймаємо кріплення металеве податливе трапецієвидне КМП-Т(К) зі спецпрофілю СВП-27.

$$n = \frac{393}{350} = 1,12 \text{ рам/м.}$$

Приймаємо відстань між рамами 0,8 м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U_{кр}^I = U_{кр} + (U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм}, \quad (3.43)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

$$U_{кр}^I = 208 + (380 \cdot 0,4 + 850 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 542 \text{ мм}.$$

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,1 \cdot 100 = 561 \text{ кН/м}.$$

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м}, \quad (3.44)$$

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

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

$$n_1 \geq \frac{561 - 1 \cdot 450}{300} = 0,37 \text{ ст/м}.$$

Встановлюємо одну стійку посилення через одну раму основного кріплення.

Тип кріплення по податливості:

$$\Delta \geq k_{ос} \cdot k_{анк} \cdot k_{ус} \cdot U_{кр}^I, \text{ мм}, \quad (3.45)$$

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

$$\Delta \geq 1 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 542 = 363 \text{ мм.}$$

Остаточо приймаємо кріплення металеве податливе трапецієвидне КМП-Т(К) з спецпрофілю СВП-27 (податливість 800 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо через одну 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.

Розробляємий 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 1М103М; навантаження на лаву – 840 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [20], приймаємо схему провітрювання виймальної ділянки типу 1-М-Н-в-вт.

Відносна метанообільність виймальної ділянки:

$$q_{д\text{іл}} = q_{пл} + q_{сп} + q_{пор}, \text{ м}^3/\text{т.с.д.}, \quad (3.46)$$

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

$q_{сп}$ – метановиділення зі зближених вугільних пластів, $\text{м}^3/\text{т.с.д.}$;

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

$$q_{пл} = q_{о.п} + q_{о.у} + k_{е.п} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{т.с.д.}, \quad (3.47)$$

де $k_{е.п}$ – коефіцієнт, що враховує експлуатаційні втрати вугілля в межах

виймальної ділянки;

X_0 – залишкова метаноносність вугілля, що залишається у виробленому просторі, у ціликах і т.п., м³/т;

$$X_0 = X_{0,\Gamma} \cdot k_{WA}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (3.48)$$

де $X_{0,\Gamma}$ – залишкова метаноносність вугілля, м³/т.с.б.м.;

$$X_{0,\Gamma} = 18,3 \cdot (V^{\text{daf}})^{-0,6}, \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.}, \quad (3.49)$$

де V^{daf} – вихід летких речовин, %;

$$X_{0,\Gamma} = 18,3 \cdot 40^{-0,6} = 2,0 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.};$$

k_{WA} – коефіцієнт перерахування метаноносності пласта на вугілля, частки од.

$$k_{WA} = \frac{100 - W - A}{100}, \text{ частки од.}, \quad (3.50)$$

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

$$k_{WA} = \frac{100 - 4,4 - 21}{100} = 0,75.$$

$$X_0 = 2,0 \cdot 0,75 = 1,5 \text{ м}^3/\text{т}.$$

X – природна метаноносність пласта, м³/т;

$$X = X_{\Gamma} \cdot k_{WA}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (3.51)$$

де X_{Γ} – природна метаноносність пласта, м³/т.с.б.м.;

$$X = 15 \cdot 0,75 = 11,2 \text{ м}^3/\text{т}.$$

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

$$q_{o,п} = 0,85 \cdot X \cdot k_{пл} \cdot \exp(-n), \text{ м}^3/\text{т}; \quad (3.52)$$

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

$$k_{пл} = \frac{l_{оч} - 2 \cdot b_{з.д}}{l_{оч}}, \quad (3.53)$$

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

$$k_{пл} = \frac{200 - 2 \cdot 11}{200} = 0,89.$$

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

$$n = a_1 \cdot V_{оч} \cdot \exp(-0,001 \cdot H + b_1 \cdot V^{daf}), \quad (3.54)$$

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

$$n = 0,152 \cdot 4 \cdot \exp(-0,001 \cdot 900 + 0,051 \cdot 40) = 1,9;$$

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

$$q_{o,y} = q^I_{o,y} + q^{II}_{o,y}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (3.55)$$

де $q^I_{o,y}, q^{II}_{o,y}$ – відносне метановиділення з відбитого вугілля в лаві та в

штреку відповідно, $\text{м}^3/\text{Т}$;

$$q_{\text{о.у}}^{\text{I}} = X \cdot k_{\text{пл}} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] (b_2 \cdot k_{\text{т.у}} + b_3 \cdot k_{\text{т.у}}^{\text{I}}), \text{м}^3/\text{Т}; \quad (3.56)$$

$$q_{\text{о.у}}^{\text{II}} = X \cdot k_{\text{пл}} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] b_2 \cdot k_{\text{т.у}}^{\text{II}}, \text{м}^3/\text{Т}; \quad (3.57)$$

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

$k_{\text{т.у}}, k_{\text{т.у}}^{\text{I}}, k_{\text{т.у}}^{\text{II}}$ – коефіцієнти, що враховують ступінь дегазації відбитого від масиву вугілля відповідно в очисній виробці на конвеєрі, на ґрунті в лаві і на конвеєрі у виробці виймальної ділянки, частки од.;

$$k_{\text{т.у}} = a \cdot T_{\text{т.л}}^b; \quad (3.58)$$

$$k_{\text{т.у}}^{\text{I}} = a \cdot T_{\text{т.п.л}}^b; \quad (3.59)$$

$$k_{\text{т.у}}^{\text{II}} = a \cdot T_{\text{т.к}}^b - a \cdot T_{\text{т.л}}^b; \quad (3.60)$$

де a, b – коефіцієнти, що характеризують газовіддачу з відбитого вугілля;

$T_{\text{т.л}}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля на конвеєрі в лаві, хв.;

$$T_{\text{т.л}} = \frac{l_{\text{оч}}}{60 \cdot V_{\text{к.л}}}, \text{хв}, \quad (3.61)$$

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

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

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

$$T_{\text{т.к}} = \frac{\sum_{i=1}^{n_i} l_{\text{тi}}}{60 \cdot V_{\text{тi}}}, \text{хв}, \quad (3.62)$$

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

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

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

$$T_{т.к} = \frac{1100}{60 \cdot 2} = 9,2 \text{ хв.}$$

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

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

$$k^l_{т.у} = 0;$$

$$k^{ll}_{т.у} = 0,118 \cdot 9,2^{0,25} - 0,052 \cdot 2,4^{0,71} = 0,103.$$

$$q_{о.п} = 0,85 \cdot 11,2 \cdot 0,89 \cdot \exp(-1,9) = 1,3 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q^l_{о.у} = 11,2 \cdot 0,89 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,9)] \cdot (1 \cdot 0,097 + 0) = 0,8 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q^{ll}_{о.у} = 11,2 \cdot 0,89 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,9)] \cdot 1 \cdot 0,103 = 0,9 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{о.у} = 0,8 + 0,9 = 1,7 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{пл} = 1,3 + 1,7 + 0,03 \cdot (11,2 - 1,5) = 3,3 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Відносне метановиділення із супутників:

$$q_{сп} = \sum q_{сп.п} + \sum q_{сп.н} \text{ м}^3/\text{т}. \quad (3.63)$$

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

$$q_{сп} = 1,14 \cdot V_{оч}^{-0,4} \cdot \frac{m_{сп}}{m_b} \cdot (X_{сп} - X_o) \cdot \left(1 - \frac{M_{сп}}{M_p}\right), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (3.64)$$

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

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

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

m_b – виймальна корисна потужність розроблюємого пласту, м;

$M_{сп}$ – відстань по нормалі між покрівлею розроблюваного і підшовою зближеного (при підробці) пластів і між підшовою розроблюваного і покрівлею зближеного (при надробці) пластів, м;

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

При надробці пологих і похилих вугільних пластів значення $M_p = 60$ м, а при підробці пологих і похилих пластів визначається по формулі:

$$M_p = 1,3 \cdot I_{оч} \cdot k_{у,к} \cdot k_{л} \cdot \sqrt{m_{в.пр}} \cdot (\cos \alpha_{пл} + 0,05 \cdot k_{л}), \text{ м}, \quad (3.65)$$

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

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

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

$$k_{л} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot V^{daf}), \quad (3.66)$$

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

$$k_{л} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot 40) = 0,92;$$

$$M_p = 1,3 \cdot 200 \cdot 1 \cdot 0,92 \cdot \sqrt{0,85} \cdot (\cos 14 + 0,05 \cdot 0,92) = 225 \text{ м.}$$

$$q_{сп1} = 1,14 \cdot 4^{-0,4} \cdot \frac{0,5}{0,8} \cdot (11,2 - 1,5) \cdot \left(1 - \frac{140}{225}\right) = 1,5 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{сп3} = 1,14 \cdot 4^{-0,4} \cdot \frac{0,55}{0,8} \cdot (11,2 - 1,5) \cdot \left(1 - \frac{31}{60}\right) = 2,1 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{сп} = 1,5 + 2,1 = 3,6 \text{ м}^3/\text{т}.$$

У зв'язку з відсутністю даних з метаноносності вміщуючих порід

метановиділення визначаємо по формулі:

$$q_{\text{пор}} = 1,14 \cdot V_{\text{оч}}^{-0,4} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{сп}} \cdot (H - H_0), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (3.67)$$

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

H – глибина розробки, м;

H_0 – глибина верхньої границі зони метанових газів, м;

$$q_{\text{пор}} = 1,14 \cdot 4^{-0,4} \cdot (11,2 - 1,5) \cdot 0,00106 \cdot (600 - 100) = 3,4 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Тоді відносна метанообільність виймальної ділянки складе:

$$q_{\text{діл}} = 3,3 + 3,6 + 3,4 = 10,3 \text{ м}^3/\text{т}.$$

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

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{діл}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (3.68)$$

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

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

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{955 \cdot 10,3}{1440} = 6,8 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$I_{\text{оч(діл)}} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\text{max}} \cdot S_{\text{min}} \cdot c}{k_H}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (3.69)$$

де V_{max} – максимально припустима по ПБ швидкість руху повітря в лаві, м/с;

k_n – коефіцієнт нерівномірності метановиділення в лаві (з табл. 6.3 [20]);

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

S_{\min} – мінімальна площа перетину лави, m^2 ;

$$S_{\min} = k_{o3} \cdot S_{oч.min}, m^2, \quad (3.70)$$

де k_{o3} – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного (з табл. 6.4 [20]).

$$S_{\min} = 1,2 \cdot 1,7 = 2,0 m^2;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,0 \cdot 1}{1,5} = 3,2 m^3/xв;$$

$$I_{oч(дiл)} = 6,8 m^3/xв > I_p = 3,2 m^3/xв.$$

Отже, необхідно проводити дегазацію.

Проводимо наступні способи дегазації:

дегазація свердловинами, пробуреними по пласту з підготовчих виробок

$$k_{дег} = 0,45;$$

дегазація пласта-супутника свердловинами, пробуреними з підготовчих виробок $k_{дег} = 0,2-0,5$;

відсос газу з виробленого простору $k_{дег} = 0,3-0,7$.

Визначимо очікуване метановиділення з очисної виробки і виймальної ділянки:

$$q_{oч} = (q_{o.п} + q_{o.y}^l) \cdot (1 - k_{д.пл}) + k_{в.п} \cdot q_{в.п}^l, m^3/т; \quad (3.71)$$

$$q_{дiл} = (q_{o.п} + q_{o.y}) \cdot (1 - k_{д.пл}) + q_{в.п}^l, m^3/т, \quad (3.72)$$

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

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

$q^l_{в.п}$ – очікуване метановиділення з виробленого простору на виймальній ділянці, m^3/t ;

$$q^l_{в.п} = [k_{е.п} (X - X_0) \cdot (1 - k_{д.пл.}) + (\sum q_{сп.пі} + q_{пор}) \cdot (1 - k_{д.сп}) + \sum q_{сп.ні} (1 - k_{д.сн})] \cdot (1 - k^l_{д.вп}) \cdot (1 - k_{д.в.о}), m^3/t; \quad (3.73)$$

де $k_{д.сп}$, $k_{д.сн}$, $k_{д.в.о}$, $k^l_{д.вп}$ – коефіцієнти, що враховують ефективність дегазації зближених пластів і порід, що надроблюються; зближених пластів, що підроблюються; виробленого простору та ефективність ізольованого відводу метану відповідно, частки од;

$$q^l_{в.п} = [0,03 \cdot (11,2 - 1,5) \cdot (1 - 0,45) + (1,5 + 3,4) \cdot (1 - 0,3) + 2,1 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0,5) \cdot (1 - 0,5) = 1,4 m^3/t;$$

$$q_{оч} = (1,3 + 0,8) \cdot (1 - 0,45) + 1 \cdot 1,4 = 2,5 m^3/t;$$

$$q_{діл} = (1,3 + 1,7) \cdot (1 - 0,45) + 1,4 = 3,0 m^3/t;$$

$$I_{діл} = I_{оч} = \frac{955 \cdot 3,0}{1440} = 2,0 m^3/хв;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,0 \cdot 1}{1,76} = 2,7 m^3/хв;$$

$$I_{оч (діл)} = 2,0 m^3/хв < I_p = 2,7 m^3/хв.$$

Отже, дегазація ефективна.

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

$$Q_{дл} = \frac{100 \cdot I_{дл} \cdot k_H}{C - C_0}, m^3/хв, \quad (3.74)$$

де k_n – коефіцієнт нерівномірності виділення газу, частки од.;

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

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

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot 2,0 \cdot 1,76}{1 - 0,05} = 370 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрати повітря повинні задовольняти умові:

$$Q_{\text{дл}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{ут.в}} = 60 \cdot S_{\text{оч max}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{ут.в}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (3.75)$$

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

$k_{\text{ут.в}}$ – коефіцієнт, що враховує витоки повітря через вироблений простір у межах виймальної ділянки (приймаємо по рис. 6.13 [20]);

$$Q_{\text{дл}} = 370 \leq 60 \cdot 2,0 \cdot 4 \cdot 1,7 = 816 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова виконується.

Приймаємо $Q_{\text{дл}} = 370 \text{ м}^3/\text{хв.}$

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (3.76)$$

де I_p – середня абсолютна метанообільність очисної виробки (приймаємо по табл. 7.1 [20]);

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 [20]);

$$A_{\text{max}} = 1160 \cdot 0,65^{-1,67} \cdot \left[\frac{816 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 2160 \text{ т/добу.}$$

Метановиділення в виробку, проведеному по пласту:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов 1}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (3.77)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов 2}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (3.78)$$

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

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (3.79)$$

де $V_{\text{п}}$ – проектна швидкість посування вибою тупикової виробки, $\text{м}/\text{добу}$;

$k_{\text{т}}$ – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення в часі, частки од.
(приймаємо по табл. 3.2 [20]).

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

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{тy}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (3.80)$$

де j – технічна продуктивність комбайну, $\text{т}/\text{хв.}$ (приймаємо по табл. 3.3 [20]);

$k_{\text{тy}}$ – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації відбитого вугілля, частки од.;

$$k_{\text{тy}} = a \cdot T_{\text{y}}^b, \quad (3.81)$$

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

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

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв}; \quad (3.82)$$

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

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

$$T_y = \frac{6,7 \cdot 1 \cdot 1,3}{1,0} = 8,7 \text{ хв};$$

$$k_{\text{гy}} = 0,118 \cdot 8,7^{0,25} = 0,2;$$

$$I_{\text{о.у.п}} = 1,0 \cdot 0,2 \cdot (3,9 - 1,6) = 0,5 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов 1}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,0 \cdot 9 \cdot (3,9 - 1,6) \cdot 0,35 = 0,3 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов 2}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,0 \cdot 9 \cdot (3,9 - 1,6) \cdot 0,11 = 0,1 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{п}} = 0,3 + 0,5 = 0,8 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{з.п}} = 0,1 + 0,5 = 0,6 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахуємо витрати повітря для провітрювання привибійного простору при комбайновому способі проведення:

$$Q_{\text{з.п}} = \frac{100 \cdot I_{\text{з.п}}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (3.83)$$

$$Q_{\text{з.п}} = \frac{100 \cdot 0,6}{1 - 0,05} = 63 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{\text{з.п}} = 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (3.84)$$

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

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{п \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (3.85)$$

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

$$Q_{з.п} = 60 \cdot 0,25 \cdot 12,2 = 183 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$Q_{з.п} = 20 \cdot V_{прив \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (3.86)$$

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

$$Q_{з.п} = 20 \cdot 1,0 \cdot 12,2 = 244 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Приймаємо $Q_{з.п} = 244 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Витрати повітря для провітрювання усєї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot I_{п} \cdot k_{н.п}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (3.87)$$

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

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot 0,8 \cdot 1}{1,0 - 0,05} = 84 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{\Pi} = 6 \cdot n_{\text{чол.н}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (3.88)$$

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

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

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{\Pi} \geq Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (3.89)$$

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

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр}1} \cdot k_{\text{ут.тр}2}, \quad (3.90)$$

де $k_{\text{ут.тр}1}$ – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [20]);

$k_{\text{ут.тр}2}$ – коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [20]);

$$k_{\text{ут.тр}} = 1,11 \cdot 1,02 = 1,13;$$

$$Q_{\Pi} = 84 \geq 244 \cdot 1,13 = 276 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова не дотримується, тому приймаємо $Q_{\Pi} = 276 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Вибір засобів провітрювання виробки.

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:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (\ell_{\text{тр}1} + 20 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_2) + r_{\text{тр к}} \cdot (\ell_{\text{тр}2} + 20 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_2), \text{ к}\mu, \quad (3.91)$$

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

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

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

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

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

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

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

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0161 \cdot (300 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + 0,0046 \cdot (800 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 14,2 \text{ к}\mu.$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (3.92)$$

$$Q_p = 244 \cdot 1,13 = 276 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (3.93)$$

$$h_p = 4,6^2 \cdot 14,2 \cdot \left(\frac{0,59}{1,13} + 0,41 \right)^2 = 260 \text{ даПа}.$$

По додатку 1 [20] і розрахунковим значенням Q_p і h_p вибираємо вентилятор

типу ВМ-6.

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

Результати розрахунків зводимо в табл. 3.7.

Таблиця 3.7 – Результати розрахунків

| $Q_{з.п.}, \text{ м}^3/\text{с}$ | 2 | 3 | 4 | 5 |
|----------------------------------|------|------|------|------|
| $k_{уг.тр}$ | 1,05 | 1,08 | 1,11 | 1,15 |
| $Q_p, \text{ м}^3/\text{с}$ | 2,1 | 3,2 | 4,4 | 5,7 |
| $h_p, \text{ даПа}$ | 60 | 135 | 240 | 345 |

Побудуємо характеристику трубопроводу на аеродинамічній характеристиці вентилятора (рис. 3.5).

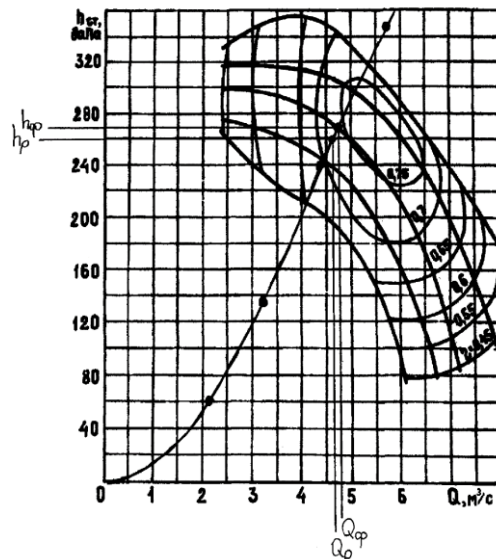


Рисунок 3.5 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМ-6 та вентиляційного трубопроводу

З побудови видно що $Q_{\phi} = 285 \text{ м}^3/\text{хв}$; $h_{\phi} = 270 \text{ даПа}$.

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot Q_{\phi} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (3.94)$$

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

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot 285 \cdot 1,1 = 448 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{\text{з.п.ф}} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{\text{ф}}}{R_{\text{тр.г}}}} - 0,69 \cdot Q_{\text{ф}}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (3.95)$$

$$Q_{\text{з.п.ф}} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{270}{14,2}} - 0,69 \cdot 4,8 = 4,3 \text{ м}^3/\text{с} = 258 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

4 ОХОРОНА ПРАЦІ

Для забезпечення безпеки при веденні очисних робіт необхідно:

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

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

- у випадку зупинки робіт в очисному вибої на час понад добу вживати заходи із попередження обвалення покрівлі в привибійний простір, загазування та затоплення;

- у процесі роботи здійснювати перевірку стійкості покрівлі і вибою шляхом огляду й обстукування;

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

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

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

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

При монтажно-демонтажних роботах необхідно:

- закріпити монтажну камеру відповідно до паспорта кріплення;

- усі дії по веденню робіт здійснювати по умовних сигналах;

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

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

- використовувати доставочне відділення для проходу людей заборонено.

Заходи щодо забезпечення безпеки робіт при веденні прохідницьких робіт:

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

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

- відстань від кінця чи перегородок вентиляційних труб до вибою не повинна перевищувати 8 м. Наприкінці гнучких повітропроводів повинна навішуватися труба з твердого матеріалу довжиною не менш 2,0 м, що забезпечує нормальний перетин вихідного отвору труби.

Вимоги, пропоновані до дільничного транспорту:

- стрічкові конвеєри повинні обладнуватися:

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

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

- в) пристроями з очищення стрічок і барабанів.

5 ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ РОЗРАХУНКИ

Розрахунок комплексної виробки і розцінки проводимо згідно [16] і вносимо в табл. 5.1.

Таблиця 5.1 – 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 | 0,51 | 0,97 | 0,49 | 3 | 2,05 | 6,15 | | 197,9 | табл. 3, п. 85 д |
| машиніст гірничих виймальних машин VI розряду | | | | | 3 | 0,5 | 1,5 | 229,08 | 53,94 | |
| прохідник V розряду | | | | | 3 | 1,55 | 4,65 | 197,16 | 143,96 | |

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м}, \quad (5.1)$$

де N – змінна норма виробки на бригаду, м ($N = 2,06$ (§ 1, табл. 3, п. 85 д);

k – коефіцієнт за збірником;

$$Q = 2,06 \cdot 0,97 = 2,0 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 людину:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м}, \quad (5.2)$$

де T – змінна нормативна трудомісткість, чол.-змін, м ($T = 4,06$ чол.-змін (§ 1, табл. 3, п. 85 е);

$$Q_{1ч} = \frac{2,06}{4,06} = 0,51 \text{ м.}$$

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

$$Q_{зм} = Q_{1ч} \cdot k, м; \quad (5.3)$$

$$Q_{зм} = 0,51 \cdot 0,97 = 0,49 м.$$

Трудовісткість на зміну:

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}}, \text{чол.} - \text{зм}; \quad (5.4)$$

$$T_{зм} = \frac{2,0}{0,49} = 4,1 \text{чол.} - \text{зм.}$$

Трудовісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q}, \text{чол.} - \text{зм}; \quad (5.5)$$

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{2,0} = 0,5 \text{чол.} - \text{зм};$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{ПРОХ} = \frac{(T_{зм} - 1)}{Q}, \text{чол.} - \text{зм}; \quad (5.6)$$

$$T_{ПРОХ} = \frac{(4,1 - 1)}{2,0} = 1,55 \text{чол.} - \text{зм.}$$

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. 5.2.

Таблиця 5.2 – 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-06 |
| 2 | Перевантажувач | ПТК-3У | 1 | 1183 | 1183 | |
| 3 | Стрічковий конвеєр | 2Л100У | 1 | 4311 | 4311 | |
| 4 | Дорога напочвенна | ДКН4-2 | 1 | 995 | 995 | |
| 5 | Лебідка | ЛВД 34 | 1 | 186 | 186 | |
| 6 | Трубопроводи | | 1,7 | 135 | 202 | |
| 7 | Вентилятор | ВМП | 1 | 42 | 42 | |
| 8 | Коефіцієнт | | | | 1 | |
| 9 | Усього | | | | 8579 | |
| 10 | Коефіцієнт К1 | | | | 0,6 | |
| 11 | Коефіцієнт К2 | | | | 1,2 | |
| 12 | Коефіцієнт К3 | | | | 1,3 | |
| 13 | Нормативна явочна чисельність | | | | 4 | |

Остаточно приймаємо явочну кількість робітників за добу: МГВМ VI розряду – 4 чол.; прохідників V розряду – 12 чол.; слюсарів – 4 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (5.7)$$

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 [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. 5.3. Розрахунок штату та фонду оплати праці ділянки ГПР робимо в табл. 5.4.

Таблиця 5.3 – 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 (СНВ, розділ 2) |
|---|-------------|---------|------------------------|--|---------------------------|-------------------------------------|-------------------------|-------------------------------|
| | од. вим. | на цикл | | на цикл | на зміну | на цикл | на зміну | |
| ПЗО | | | 5 | | 129 | | 25,8 | § 2, табл. 50 |
| Усунення мілких несправностей | | | 5 | | 90,5 | | 18,1 | § 2, табл. 50 |
| Управління комбайном | м | 0,8 | 1 | $140,28 \cdot 1 = 140,28$ | $140,28 \cdot 3 = 420,84$ | $70,24 \cdot 1 = 70,24$ | $70,24 \cdot 3 = 210,7$ | § 2, табл. 51 |
| Підкидка гірничої маси, расплитовка, підтягування і підвіска кабеля | м | 0,8 | 1 | $58,62 \cdot 1 = 58,62$ | $58,62 \cdot 3 = 175,86$ | $18,5 \cdot 1 = 18,5$ | $18,5 \cdot 3 = 55,5$ | § 2, табл. 51 |
| Зачистка за комбайном | м | 0,8 | 1 | $15,0 \cdot 1 = 15,0$ | $15,0 \cdot 3 = 45,0$ | $6,8 \cdot 1 = 6,8$ | $6,8 \cdot 1 = 20,4$ | § 2, табл. 51 |
| Отведення і проробка во | м | 0,8 | 1 | $10,72 \cdot 1 = 10,72$ | $10,72 \cdot 3 = 32,16$ | $7,69 \cdot 1 = 7,69$ | $7,69 \cdot 3 = 23,1$ | § 2, табл. 51 |
| Огляд і заміна зубків, перевірка напрямку виробки | м | 0,8 | 2 | $9,34 \cdot 1 = 9,34$ | $9,34 \cdot 3 = 28,02$ | $5,62 \cdot 1 = 5,62$ | $5,62 \cdot 3 = 16,8$ | § 2, табл. 51 |
| Встановлення і пересування запобіжного кріплення | м | 0,8 | 1 | $6,3 \cdot 1 = 6,3$ | $6,3 \cdot 3 = 18,9$ | $2,9 \cdot 1 = 2,9$ | $2,9 \cdot 3 = 8,7$ | § 2, табл. 51 |
| Кріплення | м | 0,8 | 2-5 | $145,1 \cdot 1 = 145,1$ | $145,1 \cdot 3 = 435,3$ | 93,7 | 281,2 | § 2, табл. 52 |
| Нарощування конвеєру | м | 0,8 | 3 | $69,6 \cdot 1 = 69,6$ | $69,6 \cdot 3 = 208,8$ | $25,2 \cdot 1 = 25,2$ | $25,2 / 3 = 8,4$ | § 2, табл. 52 |
| Нарощування вент. трубопроводу | м | 0,8 | 2 | $3,54 \cdot 1 = 3,54$ | $3,54 \cdot 3 = 10,62$ | - | $10,62 / 2 = 5,3$ | § 2, табл. 52 |
| Нарощування рейкового шляху | м | 0,8 | 2-5 | $44,27 \cdot 1 = 44,27$ | $44,27 \cdot 3 = 132,81$ | - | $132,81 / 5 = 26,5$ | § 34, табл. 132 |
| Усього | | | | 495 | 2486 | | | |

Таблиця 5.4 – Розрахунок штату та фонду оплати праці ділянки ГПР

| Професія робітника (посада) | Од. вимір | Обсяг робіт | | | | Чисельність робітників на роботі | | | | За списком | Розцінка, тарифна ставка, оклад, грн. | Фонд оплати праці, грн/м | | | | | | | |
|-----------------------------|-----------|-------------|---------|-----------|---|----------------------------------|-------|----|---|------------|---------------------------------------|--------------------------|----|------------|---------|---------|--------|--------|-----------|
| | | на місяць | на добу | по змінам | | | за до | 1 | 2 | | | 3 | 4 | пряма з.п. | доплати | | | Усього | |
| | | | | 1 | 2 | 3 | | | | | | | | | 4 | премія | нічні | | інші |
| МГВМ 6 р | м | 225 | 9 | 0 | 3 | 3 | 3 | 4 | 1 | 1 | 1 | 1 | 6 | 229,08 | 14097,0 | 3020,50 | 4810,0 | 6121,5 | 21670,50 |
| Прохідник 5р | | | | | | | | 12 | 0 | 4 | 4 | 4 | 19 | 197,16 | 5544,0 | 1396,20 | 0 | 735,62 | 7675,82 |
| Електрослюсар 5р | | | | | | | | 4 | 4 | 0 | 0 | 0 | 6 | 169,06 | 5094,0 | 1123,23 | 902,0 | 389,56 | 6748,79 |
| Начальник ділянки | | | | | | | | 1 | 0 | 1 | 0 | 0 | 1 | 3408,00 | 3408,00 | 256,40 | 0 | 49,80 | 1206,20 |
| Зам. нач. ділянки | | | | | | | | 1 | 1 | 0 | 0 | 0 | 1 | 3181,00 | 3181,00 | 242,30 | 0 | 49,80 | 1172,10 |
| Пом. нач. ділянки | | | | | | | | 1 | 0 | 0 | 1 | 0 | 1 | 3067,00 | 3067,00 | 229,50 | 655,0 | 49,80 | 1226,55 |
| Механік ділянки | | | | | | | | 1 | 1 | 0 | 0 | 0 | 1 | 3181,00 | 3181,00 | 235,10 | 0 | 49,80 | 1144,90 |
| Гірничий майстер | | | | | | | | 5 | 2 | 1 | 1 | 1 | 6 | 2640,00 | 15840,0 | 1693,56 | 1016,0 | 498,56 | 7866,62 |
| Оплата непередбач. робіт | | | | | | | | | | | | | | | | | | | 295,60 |
| Усього | | | | | | | | 29 | 9 | 7 | 7 | 6 | 41 | | 45900,0 | 8196,79 | 7383,0 | 7944,5 | 169424,29 |

Розрахунок собівартості проведення 1 м виробки.

Розрахунок суми доплат за роботу у нічний час робимо в табл. 5.5.

Таблиця 5.5 – Розрахунок суми доплат за роботу у нічний час

| № п/п | Професія | Тариф. ставка (оклад), грн | Кількість годин | | Розмір доплати за 1 годину роботи в нічний час, грн | Сума, грн |
|-------|-------------------|----------------------------|-----------------|-----------|---|-----------|
| | | | за добу | за місяць | | |
| 1 | МГВМ VI р | 229,08 | 8 | 200 | 8,80 | 1118,00 |
| 2 | Прохідник | 197,16 | 40 | 800 | 7,57 | 4810,00 |
| 3 | Пом. нач. ділянки | 3067 | 6 | 125 | 5,56 | 1205,00 |
| 4 | Гірничий майстер | 2640 | 8 | 200 | 5,08 | 1016,00 |
| 5 | Усього | | | | | 7383,00 |

Розрахунок вартості матеріалів робимо в табл. 5.6.

Таблиця 5.6 – Розрахунок вартості матеріалів

| № п/п | Матеріал | Од. вим | Норма витрат на 1м | Обсяг на місяць | Витрати матеріалів в місяць | Ціна за одиницю, грн | Вартість матеріалів за місяць |
|-------|--------------------|----------------|--------------------|-----------------|-----------------------------|----------------------|-------------------------------|
| 1 | Кріплення КМП-Т(К) | компл. | 1,0 | 180 | 180 | 940,00 | 211500,0 |
| 2 | Затяжка | м ³ | 0,23 | | 51,75 | 370,0 | 12265,0 |
| 3 | Вент труба | м | 1 | | 180 | 104,00 | 15600,0 |
| 4 | Рейки Р 24 | т | 0,048 | | 7,2 | 3000,0 | 21600,0 |
| 5 | Шпали дерев'яні | м ³ | 0,064 | | 14,4 | 180,00 | 2592,00 |
| 6 | Усього | | | | | | 711452,0 |

Розрахунок вартості амортизаційних відрахувань робимо в табл. 5.7.

Таблиця 5.7 – Розрахунок вартості амортизаційних відрахувань

| № п/п | Обладнання | Кількість | Ціна за одиницю, грн | Витрати на транспорт та монтаж (15%), грн | Первісна стоимость, грн | Річна норма амортизації, % | Сума амортизаційних відрахувань, грн |
|-------|------------|-----------|----------------------|---|-------------------------|----------------------------|--------------------------------------|
| 1 | КСП-33 | 1 | 1000000 | 150000 | 1150000 | 20 | 230000 |
| 2 | 2Л100У | 1 | 750000 | 112500 | 862500 | 20 | 17250 |
| 3 | ВМП | 1 | 1200000 | 180000 | 1380000 | 20 | 27600 |
| 4 | ЛВД 34 | 1 | 200000 | 30000 | 230000 | 20 | 4600 |
| 5 | КТПВ | 1 | 170000 | 25500 | 195500 | 20 | 3910 |
| 6 | ПВИ 250БТ | 5 | 650000 | 97500 | 747500 | 20 | 14950 |
| 7 | АВ 400ДО | 2 | 300000 | 45000 | 345000 | 20 | 6900 |
| 8 | Усього | | 220000 | 33000 | 253000 | 20 | 5060 |
| | | | | | | | 668960 |

Калькуляцію собівартості 1 м виробки робимо в табл. 5.8.

Таблиця 5.8 – Калькуляція собівартості 1м виробки

| № п/п | Елемент витрат | Сума витрат, грн/міс | Обсяг робіт на місяць, м | Собівартість 1м, грн/м | Уд. вага, % |
|-------|-----------------------------------|----------------------|--------------------------|------------------------|-------------|
| 1 | Витрати на оплату праці | 169424,29 | 180 | 941,25 | 10 |
| 2 | Відрахування на соц. міри (49,5%) | 83865,02 | 180 | 465,92 | 5 |
| 3 | Допоміжні матеріали | 711452,0 | 180 | 3952,51 | 44 |
| 4 | Амортизація | 668960,0 | 180 | 3716,44 | 41 |
| 5 | Усього | | | 9076,12 | 100 |

ВИСНОВКИ

У магістерській роботі досліджено геологічну будову шахтного поля, розраховано кількість запасів вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Обґрунтовано вибраний напрямок роботи, а саме вибору системи розробки. В якості системи розробки прийнята стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням. В магістерській роботі наведено переваги та недоліки запропонованої системи розробки.

Вирішені питання механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс 1КМ103М з комбайном 1К 103М і добовим навантаженням 840 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пл. тз. Для механізації проведення виробок прийнятий комбайн КСП 33. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання шахти та магістрального транспорту.

Вирішені питання, пов'язані з вибором раціонального способу охорони дільничих виробок. Проведені техніко-економічні розрахунки, зокрема розрахунок ремонтної складності обладнання, розрахунок технологічних параметрів процесу комбайнового виймання гірничих порід, розрахунок штату та фонду оплати праці ділянки ГПР, розрахунок вартості матеріалів та амортизаційних відрахувань, калькуляція собівартості 1м виробки.

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

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Амоша А.И., Кабанов А.И., Стариченко Л.Л. Особенности и ориентиры развития угледобычи в Украине. Некоторые параллели с российским опытом // Уголь Украины. - 2005. - № 10. - С. 3-10.
2. Сорокин В.Т. Технология и безопасность взрывных работ. - М.: Недра, 2003. - 130 с.
3. Ляшенко О. Ф., Макаров В.М. Досвід і перспективи використання техніки нового технічного рівня на вугільних шахтах України//Проблеми загальної енергетики. - 2003. - № 9. - С. 16-21.
4. Звягильский Е.Л., Грязнов В.С., Ефремов И.А. и др. Миллион тонн угля комплексом ЗКД-90 при отработке выбросоопасного пласта на большой глубине// Уголь Украины. - 2002. - № 1. - С. 12-16.
5. Макаров В.М. Проблемы ведения подготовочных работ на вугільних шахтах України та напрями їх вирішення // Проблеми загальної енергетики. - 2004. - № 10. - С. 57-62.
6. Мазин В.А. Анализ состояния и тенденций развития комбайновой проходки выработок // Уголь Украины. - 2003. - № 9. - С. 29-32.
7. Лаптев А.Г. Интенсификация и концентрация производства - ключ к повышению объемов добычи угля// Уголь. - 2002. - № 2.-С.33-37.
8. Ляшенко О.Ф., Макаров В.М. Резерви підвищення ефективності роботи вугільних шахт України за рахунок технологічного оновлення виробництва //Проблеми загальної енергетики. - 2005. - № 12. - С. 23-27.
9. Косарев В.В., Стадник Н.И., Косарев И.В. и др. Новое горно-шахтное оборудование для технического переоснащения угольных шахт //Уголь Украины. - 2007. - № 2. - С. 3-11.
10. Артемьев В.Б. Перспективы струговой выемки угля // Уголь. - 2004. - № 3. - С. 9.
11. Луганцев Б.Б., Беликов В.В. Стругово-комбайновая выемка угля// Уголь. - 2005. - № 1. - С. 3-4.

12. Пономаренко В.В. Проблемы отработки тонких пологих, наклонных и крутых пластов // Уголь Украины. - 2006. - № 1. - С. 23-25.
13. Макаров В.М. Аналіз стану механізованої відробки крутих і крутопохилих пластів на шахтах України // Проблеми загальної енергетики. - 2004. - № 11. - С. 73-76.
14. Андреев Г.В., Косарев И.В., Лелека И.Т. Создание оборудования для отработки крутых и крутонаклонных пластов // Уголь Украины. - 2003. - № 9. - С. 16-19.
15. Алишев А.И., Коломиченко В.А, Литвинов Ю.Г. и др. Опыт отработки крутых пластов щитовыми агрегатами // Уголь Украины. - 1998. - № 3. - С. 9-11.
16. Пивень Ю.А. Горная техника для крутых и крутонаклонных пластов // Уголь Украины. - 2004. - № 11. - С. 3-6.
17. Жуков В.Е. Об одной стратегической ошибке в разрешении проблемы разработки крутых пластов // Уголь Украины. - 2001. - № 7. - С. 6-10.
18. Тищенко В.А. Совершенствование технологии добычи угля на большой глубине // Уголь Украины. - 2001. - № 1. - С. 11-13.
19. Атрушевич О.А. и др. Гидротехнология - экономически выгодная технология добычи угля // Уголь. - 1999. - № 10. - С. 12-15.
20. Кузнецов А.С. и др. О применении тонких струй высокого давления для выемки угля // Уголь Украины. - 2005. - № 7. - С. 3-5.
21. Крейнин Е.В. Еще раз о реанимации подземной газификации угля в России // Уголь. - 2006. - № 7. - С. 58-59.
22. Литвинский Г.Г. Шахта XXI века // Уголь. - 2006. - № 1. - С. 44-46.
23. Булат А. Ф., Чемерис И. Ф. Перспективы создания энергетических комплексов на базе угледобывающих предприятий // Уголь. - 2006. - № 2. - С. 3-6.
24. Правила безпеки у вугільних шахтах. Нормативно-правовий акт з охорони праці. – К.: 2012. – 398 с.
25. Машины и оборудование для шахт и рудников. Справочник. С.Х. Клорикьян, В.В Старичнева, М.А. Сребный и др. М.: изд-во МГГУ, 1994.-471с.

26. 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 ДонДТУ, 1999.-194с.
27. Правила технической эксплуатации шахт. М.: Недра, 1985.-400с.
28. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981.-60с.
29. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983.-487с.
30. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. Е.П. Мухин, Е.П. Захаров, Е.Д. Дубов и др. К.: Тэхника, 1994.-190с.
31. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов КМ 103М, КМК 97М, КД 80, КМ 137, КМТ, КМ 138. Луганск, 1991.
32. Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. М.: Минуглепром СССР, 1998.-136с.
33. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебное пособие для вузов. М.: Недра, 1989.-240с.
34. Бокий Б.В., Зимина Е.А., Смирнянов В.В. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М.: Недра, 1972.-336с.
35. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: Недра, 1991.-250с.
36. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 1994.-312 с.
37. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992.-400 с.
38. Справочник по борьбе с пылью в горнодобывающей промышленности. Под ред. А.С. Кузьмича. М.: Недра, 1982. – 240 с.