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

Інститут природокористування
(інститут)

Кафедра гірничої інженерії та освіти
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

кваліфікаційної роботи ступеню бакалавра
(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студент Набок Данило Ігорович
(П.І.Б.)

академічної групи 184-19ск-2 ІП
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів підвищення стійкості бокових порід виїмкової виробки шахти «Павлоградська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»
(назва за наказом ректора)

Керівники	**Прізвище, ініціали**	**Оцінка за шкалою**		**Підпис**
		рейтинговою	**інституційною**	
кваліфікаційної роботи	доц. Мамайкін О.Р.			
розділів:				
Розділ 1	доц. Мамайкін О.Р.			
Розділ 2	доц. Мамайкін О.Р.			
Охорона праці	проф. Яворська О.О.			

Рецензент				

Нормоконтролер	доц. Мамайкін О.Р.			

Дніпро
2022

ЗАТВЕРДЖЕНО:
завідувач кафедри
гірничої інженерії та освіти
(повна назва)
_____ проф. Бондаренко В.І.
(підпис) (прізвище, ініціали)
«_____» _____ 2022 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу
ступеня бакалавра
(бакалавра, спеціаліста, магістра)
студенту Набок Д.І. **академічної групи** 184-19ск-2 ІП
(прізвище та ініціали) (шифр)
спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)
за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів підвищення стійкості бокових порід виїмкової виробки шахти «Павлоградська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від ___№___

Розділ	Зміст	Термін виконання
Розділ 1	Характеристика гірничого підприємства. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт.	25.04.2022 р.
Розділ 2	Обґрунтування технологічних та технічних рішень (заходів). Розрахунок параметрів. Транспорт та вентиляція.	23.05.2022 р.
Охорона праці	Заходи з охорони праці та підтримання нормальних умов праці, технічні засоби для їх реалізації.	06.06.2022 р.

Завдання видано _____ Мамайкін О.Р.
(підпис керівника) (прізвище, ініціали)
Дата видачі 04.04.2022 р.
Дата подання до екзаменаційної комісії 10.06.2022 р.

Прийнято до виконання _____ Набок Д.І.
(підпис студента) (прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 48 аркушів друкованого тексту, 13 рисунків, 4 таблиць, 10 джерел, 1 додаток на трьох сторінках.

Ідея кваліфікаційної роботи полягає в розробці та використанні економіко-математичних моделей для обґрунтування параметрів підвищення стійкості бокових порід виїмкової виробки пласта C_4 шахти «Павлоградська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

У вступі дана оцінка нинішнього стану, зроблено аналіз виробничої ситуації, визначені технічні пріоритети, конкретизовано завдання на кваліфікаційну роботу.

Пояснювальна записка кваліфікаційної роботи має розрахунки, які підтверджують працездатність пропозицій щодо поліпшення техніко-економічного стану вугледобувного підприємства. Розроблено рекомендації по заміні існуючої технології проведення підготовчих виробок на більш безпечні та з економічної точки зору переважні, представлена технологічна схема транспорту.

У розділі «Охорона праці» розглянуті заходи підвищення безпеки праці під час проведення робіт у підготовчій виробці.

В економічній частині кваліфікаційної роботи виконано розрахунок економічного ефекту від запровадження проектних рішень.

Результати кваліфікаційної роботи можуть бути використані при підготовці запасів, що залишилися в умовах шахти «Павлоградська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

ШАХТА, АНАЛІЗ ВИРОБНИЧОЇ СИТУАЦІЇ, ПІДГОТОВЧІ ВИРОБКИ, ОХОРОНА ПРАЦІ, ПІДВИЩЕННЯ СТІЙКОСТІ.

ЗМІСТ

Реферат 3
Вступ 5
1. Характеристика гірничого підприємства 6
1.1 Місце розташування підприємства 6
1.2. Гірничо-геологічна характеристика 6
1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт 12
1.4. Висновки 14
1.5. Вихідні дані на проект 15
2. Технологічна частина 16
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень 16
2.2 Розрахунок параметрів технології проведення виїмкової виробки 17
2.3 Технологія виконання прийнятих рішень 28
2.4 Організація робіт на виробничій дільниці 30
2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці 32
2.6 Вентиляція виробничої дільниці 36
2.7 Охорона праці 37
2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутої корисної копалини 40
2.9 Висновки 41
Висновки 43
Перелік посилань 44
Додатки 45

ВСТУП

Незважаючи на світові тенденції, спрямовані на все більше використання альтернативних джерел отримання електроенергії, кам'яне вугілля ще довгі роки буде надзвичайно затребуваною сировиною. При цьому основні проблеми, пов'язані з його видобутком, стосуються впровадження технологій, що забезпечують зниження собівартості і підвищення безпеки працюючих. Ефективне вирішення їх може бути здійснено тільки з залученням сучасних методів геомеханіки, а відпрацювання технологічних параметрів повинно відбуватися в найбільш складних гірничо-геологічних умовах з тим, для того, щоб здійснювати розробку родовищ при несприятливих параметрах необхідно не тільки мати високопродуктивну техніку, але і забезпечити своєчасний ввід в експлуатацію очисних вибоїв. До таких родовищ відноситься Західний Донбас, який активно освоює міжнародна вугільна компанія ТОВ «ДТЕК ЕНЕРГО». Міжнародна вертикально інтегрована компанія ТОВ «ДТЕК ЕНЕРГО» є великою енерговугільною структурою. У Західному Донбасі компанія володіє п'ятьма шахтоуправліннями, які об'єднують десять шахт, а також підприємства транспортної та виробничої інфраструктури.

Метою даної кваліфікаційної роботи є розробка технології підвищення стійкості бокових порід виймальних виробок, яка дозволить пришвидшити темпи проведення підготовчих виробок за рахунок використання внутрішніх резервів прохідницьких бригад та правильної організації праці, обґрунтуванню і вибору якої присвячено 2 розділ цієї кваліфікаційної роботи.

1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Місце розташування підприємства

Шахта «Павлоградська» введена в експлуатацію в 1968 році з проектною потужністю 1200 тис. т вугілля на рік, яка була освоєна в 1977 році. Поле шахти «Павлоградська» розташоване в заплаві р. Самара. За адміністративним поділом відноситься до Павлоградського району Дніпропетровської області.

У гірничопромисловому відношенні шахта входить до складу ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». Поблизу поля шахти розташоване с. Вербки, а в 8 км на південний захід від знаходиться м Павлоград. У безпосередній близькості від шахти проходить автострада Донецьк–Київ і залізниця Павлоград–Лозова та Павлоград–Красноармійськ. Джерелом електричної енергії шахти є районна підстанція «Павлоградська–330» системи «Дніпроенерго», розташована в 6 км від шахти. Рельєф ділянки являє собою слабовсхолмлену рівнину. Клімат району помірно континентальний, середня температура липня плюс 24,4^{o}С, січня - мінус 11,5^{o}С. Залягання порід і вугілля пологе. Кути падіння порід 3–4^{o}.

1.2. Гірничо-геологічна характеристика

Шахтне поле приурочено до північно-східного схилу Українського кристалічного масиву і тягнеться вздовж південно-західного борту Дніпровсько-Донецької западини. Площа характеризується спокійним моноклінальним заляганням осадової товщі карбону з падінням порід в північному та північно-східному напрямках під кутом 3-4^{o} і ускладнюється цілим рядом великих і дрібніших тектонічних порушень. Найбільш великими є Богдановський, Південно-Тернівський, Павлоградський-В'язівський скиди з амплітудою зміщення порід від 20 до375 м і кутами падіння 35-70^{o}. Крім них

простежується ряд скидів №6, 7, 8, 9, 10, 11, оперяють Південно-Тернівський скид; №12 і 13, оперяють Павлоградсько-В'язівський скид.

Крім розривних порушень гірничими роботами встановлено значну кількість дрібних і дуже дрібних порушень як скидного, так і надвигового характеру з амплітудою зміщення від 0,05 до 2 м.

Промислова вугленосність шахтного поля приурочена до відкладів Самарської свити (C_1^3) нижнього карбону, в якій міститься до 50 вугільних пластів і прошарків, з яких робочої потужності більш 0,60 м досягають сім пластів: C_9, $C_8^н$, $C_7^н$, C_6, C_5, C_4 і C_1. Запаси по пластах $C_8^н$ і $C_7^н$ відпрацьовані шахтою в період з 1968 по 1990 рр. За ступенем витриманості вугільні пласти C_9, C_5 і C_1 відносяться до відносно витриманих, а вугільні пласти C_6 і C_4 – до невитриманих.

Вміщуючі породи представлені аргілітами, алевролітами і вапняками. Коефіцієнт міцності коливається в межах 2–3 за шкалою Протодьяконова.

Шахта віднесена до третьої категорії за метаном. Вугільні пласти не схильні до самозаймання, не є небезпечними по вибуху вугільного пилу. Вміщуючі породи сілікозонебезпечні, в нормальних умовах– середньої стійкості, при обводнюванні – слабостійкі. Приплив води в забій очікується проривними струменями. Нормальний приплив води в прохідницькі вибої очікується: по пласту C_4 до 2 м^3/год., по пласту C_1 до 5 м^3/год.; максимальний: по пласту C_4 до 3 м^3/год., по пласту C_1 до 7 м^3/год. Шахтні води по відношенню до металу корозійні. До звичайних несульфатостійких портландцементам води мають сульфатну і лужну агресивність. Мінералізація шахтних вод становить 4,5 г/л.

Природна газоносність вугільних пластів низька. Максимальна газоносність по шахті 12 м^3/т.с.б.м відзначена по пласту C_4 на глибині 258 м в центральній частині шахтного поля. За Південно-Тернівським скидом по пластах C_4 і C_1 вона не перевищує 2–3 м^3/т.с.б.м.

За останні п'ять років фактичний середньорічний видобуток шахти складає 1200 тис. т. Проектна потужність шахти становить 1200 тис. т на рік, яка забезпечується роботою чотирьох-п'яти очисних вибоїв.

Шахтне поле розкрите двома центрально-здвоєними вертикальними стволами (головним і допоміжним), горизонтальними і похилими квершлагами.

Діючі горизонти – 140, 160, 190 і 235 м. Стовбури пройдені до гор. 320 м. В даний час головний стовбур нижче гор. 190 м і допоміжний нижче гор. 265 м замулені, оскільки знаходилися на мокрій консервації.

Відповідно до ПЕР (1989 рік) здійснена розконсервування допоміжного стовбуру до гір. 235 м і нижче до позначки 255 м, яке в даний час триває. Для очищення цього стовбура до гор. 265 м, з гор. 235 м на гор. 265 м пройдена похила виробка.

Розкриття пласта C_4 за Південно-Тернівським скидом здійснено двома квершлагами: вентиляційним з діючих виробок пласта C_7 і горизонтальним з існуючих виробок пласта C_6 гор. 140 м. Крім того, пласт C_4 розкривається похилим вентиляційним квершлагом, проведеним з магістрального відкочувального штреку пласта C_1.

Схема провітрювання шахти – центральна, спосіб провітрювання – всмоктуючий. Схема провітрювання виїмкових дільниць – возвратноточная.

Депресія шахти – 256 даПа. Свіже повітря в шахту надходить по допоміжному стовбуру, а вихідний струмінь виводиться по головному. В очисні вибої свіже повітря надходить по магістральному відкочувальному виїмковому грузолюдському штреку, а вихідний струмінь виводиться по виїмковим і магістральним конвеєрним штреками. Відповідно до прийнятої схеми вентиляції для подальшої експлуатації зберігається існуюча вентиляторна установка у головного стовбура. Установка обладнана двома (один робочий) осьовими вентиляторами типу ВОД-30М з приводом кожного від синхронного електродвигуна типу СДВ-15-64-10УЗ, потужністю 1250 кВт, 600 об/хв., 6 кВ.

Головний стовбур обладнаний двоскіповими вугільним і односкіповим з противагою породним підйомами, що забезпечують видачу вугілля з гор. 140 м і породи з гор. 160 м. Машина вугільного підйому – типу 2Ц-4х1,8, вантажопідйомністю 9,0 т. Машини породного підйому – типу 2Ц-4х1,8, що забезпечує максимальну швидкість підйому – 5,8 м/с. Скіп ємністю 5,0 $м^3$, вантажопідйомністю 5,3 т. Допоміжний ствол обладнано двома одноклітьовими з противагами підйомами, які виконують допоміжні вантажолюдські операції з гор. 140, 160, 190 і 235 м. Машини обох підйомів – типу ЦР4х3,2/0,6.

У проекті прийняті системи суцільної конвеєрізації вантажопотоку вугілля від очисних вибоїв до головного стовбура шахти, комбінованого транспорту для відкатки породи і рейкового транспорту для доставки матеріалів, обладнання та перевезення людей.

У виїмкових штреках встановлені стрічкові конвеєри 1ЛТ80У, 1Л80У, 2ЛТ80, які транспортують вугілля до західного або східного конвеєрних штреків, де розташовані конвеєри 1Л100У, 2Л100У «Гварек-1000». З цих конвеєрів вугілля надходить на магістральний конвеєрний штрек пласта $С_5$. На цьому штреку встановлено стрічковий конвеєр 1ЛУ120, який передає вугілля на лінію з двох конвеєрів 1ЛУ120, а далі до завантажувального пристрою гор.140 м головного стовбуру.

Допоміжний транспорт по виїмкових штреках здійснюється за допомогою надґрунтових доріг типу ДКНЛ-1, у горизонтальних виробках - за допомогою акумуляторних електровозів АМ8Д з вагонетками ВГ3,3 (для породи, матеріалів і обладнання) і ВПГ-18 (для перевезення людей).

Доставка породи по виїмкових штреках здійснюється напочвенной дорогами ДКНЛ1, по магістральним виробках - електровозного транспортом до вуглеспускних гезенків, а далі - конвеєрним транспортом до породного бункера головного стовбура шахти з використанням стрічкових конвеєрів типу 1Л100У. Існуюча схема транспорту та встановлене обладнання

задовольняють діючому навантаженню і забезпечують виробничу потужність шахти.

Підготовка розроблюваних пластів C_6 і C_5 здійснюється за погоризонтною схемою, яка реалізується на шахті протягом всього періоду її роботи, і для гірничо-геологічних умов шахти, відповідає рекомендаціям «Норм технологічного проектування вугільних і сланцевих шахт» і є оптимальною.

Для підготовки пласта C_4 за Південно-Тернівським скиданням з вентиляційного квершлагу с7-с4 проходиться магістральний вентиляційний штрек, від якого в західному і східному напрямках планується проведення четвертих магістральних вентиляційних і конвеєрних штреків, а безпосередньо у Південно-Тернівського скидання третіх магістральних вентиляційних (дренажних) штреків .

З огляду на значні розміри шахтних полів пластів C_4 і C_1, проектом передбачається їх поділ на два крила (східне і західне). Східне крило пл. C_1 (довжиною понад 2,7 км) розділяється на два поля по простяганню і повстанню пласта.

Розробка пластів C_6 і C_5 здійснюється довгими стовпами по повстанню з проведенням виїмкових штреків вприсічку до раніше пройдених і погашеним для відпрацювання наступних стовпів.

Довжина стовпів коливається від 600 до 1200 м в залежності від поширення ділянок пластів з робочою потужністю, довжина лав – 160–180 м. Відпрацювання виїмкових стовпів ведеться по повстанню. Це обумовлено гідрогеологічними умовами. При надходженні в очисний вибій, вода самопливом стікає в вироблений простір, при цьому грунт в вибої не встигає розмокнути. У разі затримки води в лаві тривалий час грунт розмокає, очисний комплекс «просідає», що призводить до передчасного опускання покрівлі та завалу очисного вибою.

В кінці року в роботі було задіяно чотири лави (одна на пл. C_6, одна на пл. C_5 і дві на пласті C_4). Лави на пластах C_5 і C_6 обладнані механізованими

кріпленнями КД80 і комбайнами КА80, УКД-300, на пласті C_4 комбайнами КА80. Управління покрівлею - повне обвалення. Середнє навантаження на лаву по шахті склало в середньому 750-1000 т/добу.

Технологічна схема передбачає човникову виїмку вугілля з фронтальним самозаррубуванням комбайну на кінцевих ділянках лави. Відбите вугілля навантажується на скребковий конвеєр і транспортується на перевантажувач ПТК-1 збірного штреку. Пересування секцій кріплення здійснюється слідом за посування комбайну. Попереду лави, під металеві верхняки рамного кріплення встановлюється кріплення посилення з гідравлічних стійок ГСК на відстані 40-50 метрів.

Для безперервного автоматичного контролю вмісту метану в рудничній атмосфері безпосередньо на робочих місцях приймаємо аналізатори метану СМС ½, «Сигнал-2». Як переносні датчики контролю метану використовуються шахтні інтерферометри ШІ-10, ШІ-11.

Проведення підготовчих виробок на шахті здійснюється комбайнами ГПКС і 4ПП-2, темпи проведення: магістральних – 130-140 м/міс., дільничних 160-180 м/міс. Кріплення виїмкових штреків металева арочна типу КШПУ. Обсяг проведення магістральних і виїмкових штреків за останні п'ять років роботи шахти склав в середньому8 м на 1000 т видобутку.

Застосування комбайнів вибіркової дії із стрілоподібним виконавчим органом дозволяє здійснювати роздільну виїмку вугілля і породи, забезпечує зниження загальних витрат праці в 1,5–4 рази в порівнянні з буропідривним способом.

В таблиці 1.1 наведено техніко-економічні показники роботи шахти.

Таблиця 1.1 – Техніко-економічні показники роботи

Показник	Од. вимір	Значення
Потужність шахти:	тис. т/рік	1200
Кількість очисних вибоїв	лава	4
Навантаження на очисний вибій	т/доб.	732

Показник	Од. вимір	Значення
Число робочих днів	діб	300
Число робочих змін	змін	4
Число змін з видобутку вугілля	змін	3
Списочний склад: Робочих на очистних роботах Робочих з видобутку вугілля Працівників на шахті	 люд. люд. люд.	 570 2370 2684
Змінна продуктивність праці: Робочого на очисних роботах Робочого з видобутку вугілля	 т/люд. т/люд.	 2,72 0,65
Річна продуктивність праці: працівника з видобутку вугілля працівника по шахті	 т/люд. т/люд.	 506,33 447,09

1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Для підвищення ефективності виробництва слід знайти «вузькі» місця у виробничому циклі.

Причини, які стримують розвиток гірських робіт і не дають можливості ритмічно працювати для досягнення більш високої виробничої потужності [1, 2, 3], а також заходи щодо їх усунення, для умов шахти «Павлоградська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», зведені в таблицю 1.2.

Таблиця 1.2 – Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
1. Застосування анкерного кріплення	Підготовчі роботи	
2. Заміна очисного обладнання	Очисні роботи	Забезпечується збільшення навантаження на очисний вибій,

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
		підвищуються техніко-економічні показники роботи підприємства, зменшується собівартість видобутку.
3. Заміна ланцюгового типу органу переміщення комбайнів на безланцюговий	Очисні роботи	Підвищується безпека ведення очисних робіт, зменшується травматизм у очисних вибоях.
4. Застосування вузлів посилення	Підготовчі роботи	Підсилення опору кріплення деформаціям виробки
5. Застосування пакетно-контейнерного способу доставки	Підготовчі роботи	Підвищуються на 15% темпи проведення виймальних виробок
6. Проведення підготовчих виробок із застосуванням прохідницьких комбайнів типу 1ГПКС	Підготовчі роботи	Дозволяє проходити виробки по породам з міцністю до $f = 6$ і перетином в проходці до 25 м^2 і забезпечує підвищення темпів проходки в 1,5 рази, а продуктивність праці в 2÷2,2 рази. Більший експлуатаційний строк використання обладнання.
7. Заміна нагнітального провітрювання підготовчих виробок і	Підготовчі роботи	Зниження рівня запиленості на робочих місцях в 60-80 разів. Підвищення продуктивності, поліпшення умов роботи, забезпечення безпеки і гігієни.

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
вантажних пунктів на відсмоктуючий		
8. Застосування анкерного кріплення замість рамного	Підготовчі роботи	Зменшуються витрати на кріплення виробок.

1.4. Висновки

Для вирішення виробничих проблем і забезпечення ритмічної роботи шахти, а також її проектної потужності необхідно:

- підвищити стійкість бокових порід виймальних виробок;
- провести часткову заміну застарілого обладнання на нове, більш досконале;
- застосовувати системи розробки, що дозволяють застосовувати повторне використання виїмкових штреків;
- збільшити навантаження на очисний вибій;
- застосовувати більш досконалі технології виїмки вугілля на досить тонких і тонких пластах, що дозволяють знизити зольність вугілля, що видобувається;
- скоротити витрати на проведення підготовчих виробок за рахунок закладки порід у вироблений простір, а також за рахунок повторного використання виїмкових штреків;
- застосовувати прогресивні схеми провітрювання добувних і підготовчих ділянок.

Виходячи з вищесказаного, можна зробити висновок: пріоритетним напрямком підвищення техніко-економічних показників роботи

підприємства є збільшення навантаження на лаву. Досягається це шляхом проведення часткової заміни застарілого обладнання на більш нове.

Для обґрунтування прийнятого рішення необхідно провести детальні розрахунки параметрів технології видобутку вугілля з очисного вибою.

1.5. Вихідні дані на проект

Виробнича потужність шахти становить 1,2 млн т вугілля на рік.

На полі шахти робочими є такі пласти: C_6, C_5, C_4 і C_1. Пласти $C_8^н$ і $C_7^н$ шахтою відпрацьовані. Залягання порід і вугілля пологе. Кут падіння порід 3-4°.

Вміщуючі породи представлені аргілітами, алевролітами і вапняками. Коефіцієнт міцності коливається в межах 2-3 за шкалою Протодьяконова.

Потужність шахти забезпечується роботою 4-х лав із середнім навантаженням 1000 т/добу. Проведення підготовчих виробок на шахті здійснюється комбайном !ГПКС, темпи проведення 160-180 м/міс.

На шахті прийнята схема суцільної конвеєризації вантажопотоку вугілля від очисних вибоїв до головного стовбуру шахти, комбінованого транспорту для відкатки породи і рейкового транспорту для доставки матеріалів, обладнання та перевезення людей.

Існуюча схема транспорту та встановлене обладнання задовольняють діючому навантаженню і забезпечують виробничу потужність шахти.

Схема провітрювання шахти – центральна, спосіб провітрювання – всмоктуючий. Схема провітрювання виїмкових дільниць - зворотньоточна.

2. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

Проходка підготовчих виробок здійснюється прохідницькими комбайнами 1ГПКС. Підготовчі виробки кріпляться металевим арочним кріпленням. Транспортування гірської маси і матеріалів здійснюється локомотивними електровозами. Темпи проведення з тих чи інших причин не перевищують 120 м/міс при проходці дільничних виробок.

В обсязі робіт будівництва шахти горизонтальні гірничі виробки становлять від 50 до 70%. Тому вдосконалення техніки, технології та організації спорудження горизонтальних виробок є одним із головних завдань.

В запропонованій роботі з метою інтенсифікації прохідницьких робіт пропонується вдосконалення організації і технології спорудження горизонтальних гірничих виробок.

Основним фактором, що впливає на вартість і темпи спорудження гірничої виробки, є рівень механізації виробничих процесів.

При проведенні гірничих виробок прохідницькими комбайнами продуктивність праці прохідників в 1,5 рази вище, ніж при буропідривному способі. Недоліком буропідривного способу проведення виробок є велика частка (15-30%) непродуктивних витрат часу і праці, пов'язаних з провітрюванням вибою після вибухових робіт, прибиранням розкиданої вибухом породи, відгоном перед вибухом і доставкою після вибуху вантажної машини, виносом із забою інструменту і подальшому доставкою його і вибій, ремонтом пошкодженого кріплення тощо. Крім того, при буропідривному способі утворюються великі перебори бічних порід.

Досвід експлуатації шахт показав, що при використанні резервів можна забезпечити високі темпи проведення гірничих виробок прохідницькими комбайнами типу ПК-3М, ПК-3р, ЦПК, ПК-Ер, 4ПП-2.

З метою збільшення тривалості роботи комбайна, а відповідно підвищення темпів проведення гірничих виробок, кріплення покрівлі виробки і її боків не поєднується: закріплення склепіння проводиться безпосередньо в вибої виробки, а боки кріплять з відставанням від вибою на 5-8 м. Це дозволяє збільшити робочий час комбайна від 20 до 30% в залежності від прийнятого кроку установки кріплення і площі перетину гірничої виробки.

Спостереженнями встановлено, що на установку однієї арки металевого кріплення в середньому витрачається 15,2 хв., на установку затяжки по покрівлі виробки – 3,3 хв. і на перевірку напрямки при установці арки-1,5 хв. Таким чином, на монтаж арки кріплення і закріплення покрівлі витрачається 20 хв. На закріплення боків виробки з відставанням від забою витрачається в середньому 7–9 хв.

Таким чином, за рахунок правильної організації праці та пошуку додаткових резервів можна інтенсифікувати процес проведення підготовчих виробок.

2.2 Розрахунок параметрів технології проведення виїмкової виробки

2.2.1 Визначення розмірів рухомого складу і зазору між рухомим складом і кріпленням

Згідно правил безпеки у вугільних шахтах знову проводяться відкочувальні та вентиляційні виробки повинні мати мінімальну площу поперечного перерізу не менше 9,0 $м^2$.

Площа поперечного перерізу виробок у просвіті будемо визначати за габаритами рухомого складу і устаткування з урахуванням мінімально допустимих зазорів, величини усадки кріплення після впливу гірничого тиску і безремонтного їх змісту на протязі всього періоду експлуатації.

Мінімальна ширина виробки

$$B_1 = p + A_1 + m + n + A_2, \text{ м}$$

де p – ширина проходу для людей – 700 мм ;

A_1 – ширина рухомого складу – 1360 мм ;

m – зазор між рухомим складом і вент. рукавом – 400 мм.

A_2 – ширина конвеєрного ставу – 1040 мм ;

n – зазор між рухомим складом і конвеєром – 250 мм.

$$B_1 = 700 + 1360 + 250 + 1040 + 400 = 3750 \text{ мм}.$$

Користуючись типовими перетину виробок з кріпленням КШПУ, проектні перетину, використовувані на шахті, а також досвід підтримки вироблення до і після проходу лави, вибираємо кріплення перерізом 13,3 м^2 в світлі, і 16,2 м^2 «в чорні», закріплену кріпленням КШПУ- 14,4 (рис 2.1, рис. 2.2).

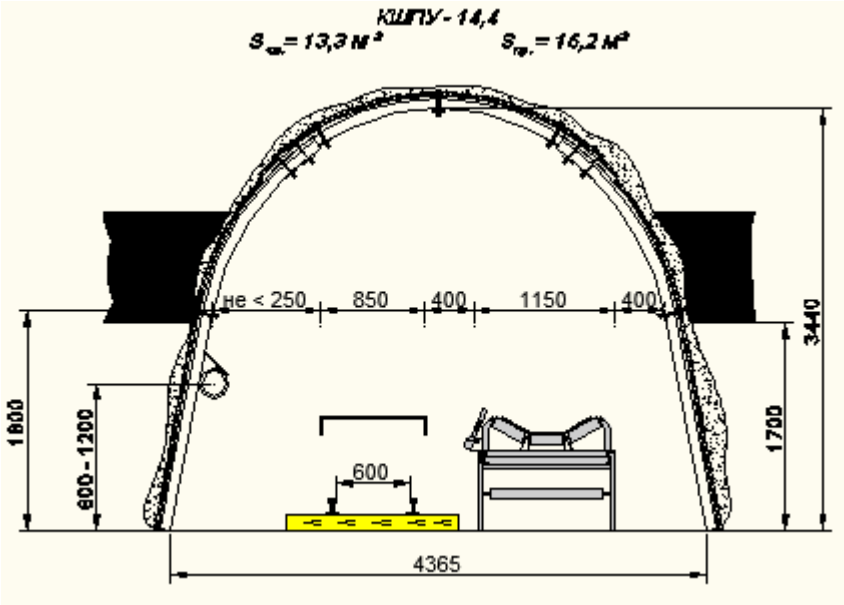


Рисунок 2.1 – Креслення перерізу виймальної виробки

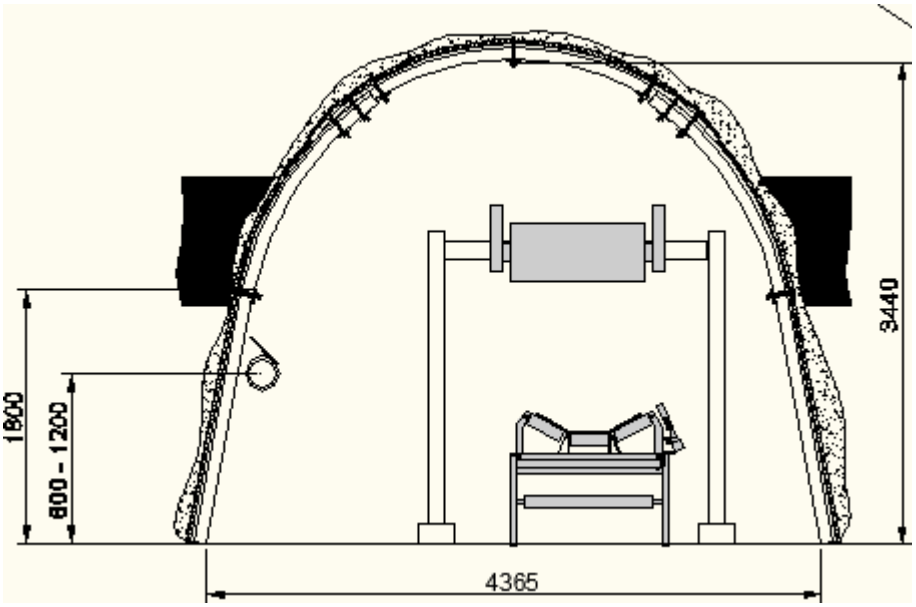


Рисунок 2.2 – Креслення перерізу виймальної виробки

2.2.2 Перевірка перерізу виробки по швидкості повітряного струменю

Здійснимо за формулою перевірку

$$V = \frac{A_{сут} \cdot k \cdot d}{S_{СВ} \cdot g \cdot 864} \leq V_{доп} м/с,$$

$A_{доб}$ – добовий вантажопотік у виробці – 2000 т/доб.;

d – метаноємність гірської маси-5,7 м^2/т;

k – коефіцієнт нерівномірності транспортування – 1,45;

$S_{СВ}$ – площа виробки у світлі –16,2 м^2;

g – гранично допустима концентрація метану в повітряному струмені – 1%;

$V_{доп}$ – гранична допустима швидкість руху повітряного струменя по виробці, за правилами безпеки $V_{доп} \leq 6$ м/с.

$$V = \frac{2000 \cdot 1{,}45 \cdot 5{,}7}{13{,}3 \cdot 1 \cdot 864} = 1{,}43 м/с < 6 м/с$$

Отже робимо висновок про те, що запропонований переріз виробки задовольняє вимогам Правил безпеки.

2.2.3 Розрахунок щільності кріплення

Розрахунок щільності кріплення виробляємо відповідно до «Інструкції з вибору піддатливого рамного металевого кріплення гірничих виробок». Виробка, що проводиться поза впливом очисних робіт в умовах пологого падіння.

Визначаємо розрахункову міцність порід

$$R_{ci} = \sigma_{сж} \cdot k_c \text{, МПа}$$

де $\sigma_{сж}$ – опірність породи стиску, МПа;

k_c – коефіцієнт опірності, k_c = 0,9.

Підставимо:

$$R_{c1} = 40 \cdot 0.9 = 36 \text{ МПа}$$

$$R_{c2} = 15 \cdot 0{,}9 = 13{,}5 \text{ МПа}$$

$$R_{c3} = 60 \cdot 0{,}9 = 54 \text{ МПа}$$

$$R_{c4} = 15 \cdot 0{,}9 = 13{,}5 \text{ МПа}$$

$$R_{c5} = 40 \cdot 0{,}9 = 36 \text{ МПа}$$

$$R_{c6} = 80 \cdot 0{,}9 = 72 \text{ МПа}$$

Виробка суха, тому міцність не знижується від впливу вологи усереднене значення R_c порід покрівлі визначається на висоту

$$R_c = 1{,}5 \cdot b, \text{ м}$$

де b – ширина виробки начорно, b = 4,93 м

$$R_c = 1{,}5 \cdot 4{,}93 = 6{,}78 \text{ м}$$

Порід грунту – на глибину 4,93 м .

Розрахункова міцність порід покрівлі дорівнює

$$R_{с.кр} = (R_{з1} \cdot m_1 + R_{с2} \cdot m_2 + R_{с3} \cdot m_3 + R_{с5} \cdot m_4 + R_{с4} \cdot m_{пл} + R_{с5} \cdot m_5)/ (m_1 + m_2 + m_3 + m_4 + m_{пл} + m_5), \text{ МПа}$$

де m_1– потужність першого шару, m_1 = 2,34 м;

m_2 – потужність другого шару, m_2 = 0,3 м;

m_3– потужність третього шару, m_3 = 4,0 м;

m_4 – потужність четвертого шару, m_4 = 2,0 м;

$m_{пл}$ – потужність вугільного пласта, $m_{пл}$ = 1,05 м;

m_5 – потужність п'ятого шару, m_5 = 0,8 м.

$$R_{кр} = (36 \cdot 2{,}34 + 13{,}5 \cdot 0{,}3 + 54 \cdot 4{,}0 + 36 \cdot 2{,}0 + 13{,}5 \cdot 1{,}05 + 36 \cdot 0{,}8)/ (2{,}34 + 0{,}3 + 4{,}0 + 2{,}0 + 1{,}05 + 0{,}8) = 40{,}9 \text{ МПа}$$

для грунту

$$R_{с.пч} = (R_{с5} \cdot m_4 + R_{с4} \cdot m_{пл} + R_{с5} \cdot m_5 + R_{с6} \cdot m_6)/(m_4 + m_{пл} + m_5 + m_6)$$

де m_4 = 1,86 м;

m_5 = 0,7 м;

m_6 = 4,35 м – потужність шостого шару.

$$R_{спч} = (36 \cdot 1{,}86 + 13{,}5 \cdot 0{,}7 + 36 \cdot 1{,}0 + 72 \cdot 4{,}35)/$$
$$(1{,}86 + 0{,}7 + 1{,}0 + 4{,}35) = 53{,}8, \text{ МПа}$$

в боках виробки

$$R_{\text{с б}} = (R_{с5} \cdot m_4 + R_{с4} \cdot m_{пл} + R_{с5} \cdot m_5) / (m_4 + m_{пл} + m_5), \text{ МПа}$$
$$R_{\text{с б}} = (36 \cdot 1{,}86 + 13{,}5 \cdot 0{,}7 + 35 \cdot 0{,}8) / (1{,}86 + 1{,}05 + 0{,}8) = 31{,}3, \text{ МПа}$$

Зсув порід визначається за формулою

$$V = k_a \cdot k_Q \cdot k_S \cdot k_B \cdot k_t \cdot V_T, \text{ мм}$$

де $k_a = 1$;

$k_Q = 1$-при визначенні зсувів з боку покрівлі або грунту;

$k_Q = 0{,}35$ при визначенні бічних зсувів;

$k_S = 0{,}2\ (4{,}52\text{-}1) = 0{,}704$ для грунту

$k_S = 0{,}2\ (5{,}12\text{-}1) = 0{,}824$ і покрівлі;

$k_S = 0{,}2\ (3{,}36\text{-}1) = 0{,}472$ для бічних

$k_S = 0{,}2\ (3{,}68\text{-}1) = 0{,}536$ зсувів;

$k_B = 1$ для одиночної виробки (п.2 разд.II);

$k_t = 1$ для всіх визначених зсувів;

$V_{\text{Т кр}} = 70$ мм;

$V_{\text{Т пч}} = 30$ мм;

$V_{\text{Т б}} = 150$ мм.

$$V_{кр} = 1 \cdot 1 \cdot 0{,}704 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 70 = 49{,}3 \text{ мм}$$
$$V_{пч} = 1 \cdot 1 \cdot 0{,}704 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 30 = 21{,}1 \text{ мм; } S_{СВ} = 11{,}0 \text{ м}^2;$$
$$V_{б} = 1 \cdot 0{,}35 \cdot 0{,}472 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 150 = 24{,}8 \text{ мм}$$
$$V_{кр} = 1 \cdot 1 \cdot 0{,}824 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 70 = 57{,}7 \text{ мм}$$

$$V_{пч} = 1 \cdot 1 \cdot 0{,}824 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 30 = 24{,}7 \text{ мм; } S_{СВ} = 13{,}3 \text{м}^2;$$

$$V_б = 1 \cdot 0{,}35 \cdot 0{,}536 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 150 = 28{,}1 \text{ мм}$$

Навантаження на 1 м виробки розраховуємо за формулою

$$P = k_П \cdot k_Н \cdot k_{ПР} \cdot b \cdot p^Н, \text{ кН/м}$$

де $k_П = 1{,}1$;

$k_Н = 1$;

$k_{ПР} = 0{,}6$ (при $H_Р / R_{СР} = 470 / 47{,}4 = 9{,}1$);

де $R_{СР} = (R_{З\,КР} \cdot R_{С\,ПЧ}) / 2 = (40{,}9 + 53{,}8) / 2 = 47{,}4$ МПа;

b – ширина виробки, $b = 4{,}93$ (5,32);

$p^Н = 40$ кПа при $V = 49{,}3$ мм і b = 4,93 м ;

$p^Н = 48$ кПа при $V = 57{,}7$ мм і b = 5,32 м ;

$$P = 1{,}1 \cdot 1 \cdot 0{,}6 \cdot 4{,}93 \cdot 40 = 119{,}3 \text{ кН/м при } S_{СВ} = 11{,}0 \text{ м}^2;$$

$$P = 1{,}1 \cdot 1 \cdot 0{,}6 \cdot 5{,}32 \cdot 48 = 162{,}2 \text{ кН/м при } S_{СВ} = 13{,}3 \text{м}^2.$$

Вибираємо кріплення виходячи з ширини виробки. При b=4,93 м приймаємо арочне кріплення з спец профілю СВП - 27 з прямими планками і скобами з різьбленням, з несучою здатністю в податливому режимі N_S=220 кН ($N_S = 250$ кН).

Вибір щільності кріплення

$$n = P / N_S, \text{ рам/м}$$

де P – навантаження на 1 м виробки, кН/м;

N_S – несуча здатність кріплення, кН.

$$n = 119{,}3/220 = 0{,}54 \text{ рам/м при } S_{СВ} = 11{,}0 \text{ м}^2;$$

n=162,2/250 = 0,65 рам/м при $S_{СВ}$ = 13,3 м^2 .

З огляду на досвід експлуатації гірських кріплень в даних гірничо-геологічних умовах приймаємо щільність кріплення 1,25 рам/м; при вході в зону підвищеної небезпеки і виході з неї – 2,5 рам/м.

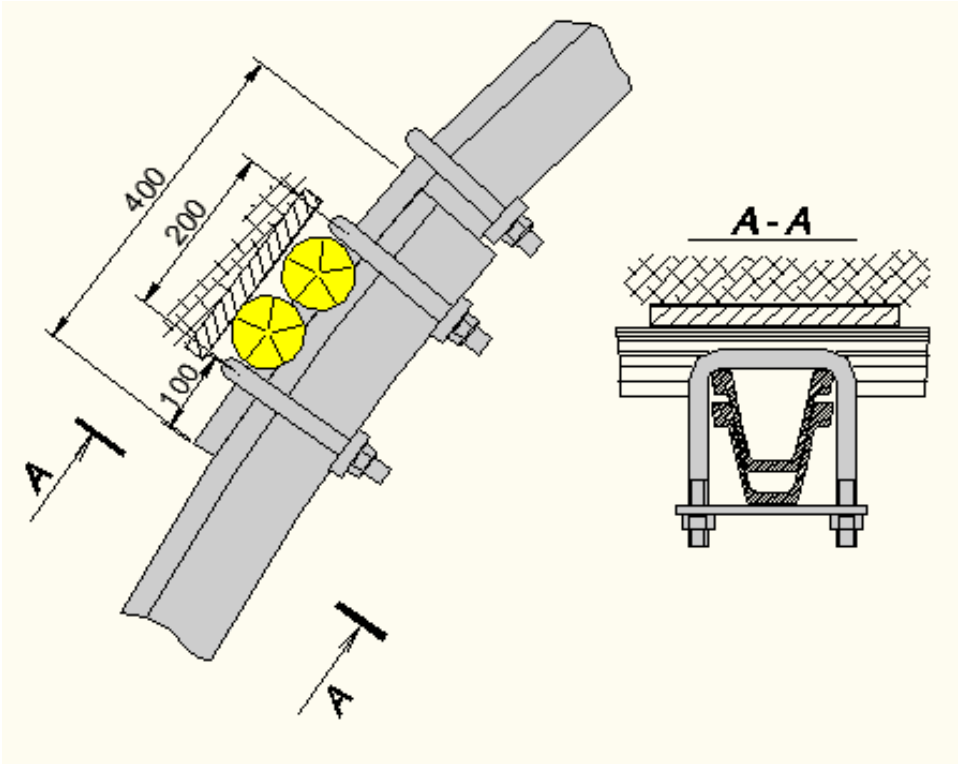


Рисунок 2.3 – Креслення вузлу кріплення

Піддатливість кріплення при n=1,25 рам/м вибираємо за умовою

$$\Delta k_{ОС} \cdot k_{АНК} \cdot k_{УС} \cdot V_{КР}\text{, мм}$$

де $k_{ОС}$ = 0,9;

$k_{АНК}$ =1 для анкерного кріплення

$k_{УС}$ =1 для кріплення посилення

$V_{КР}$ = 49,3 мм , ($V_{КР}$ =57,7 мм) – зміщення порід покрівлі.

$$\Delta 0{,}9 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 49{,}3 = 44{,}4 \text{ мм при } S_{СВ} = 11{,}1 \text{ м}^2;$$

$$\Delta 0{,}9 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 57{,}7 = 51{,}9 \text{ мм при } S_{СВ} = 13{,}3 \text{ м}^2.$$

Отже, триланкове арочне металева кріплення типу КШПУ-14,4 з СВП - 27 піддатливістю до 300 мм , щільністю 1,25 рам/м забезпечить нормальну експлуатацію даної виробки, причому в зоні впливу очисних робіт додатково використовуємо стійки посилення, що встановлюються під кожну раму.

В таблиці 2.1 наведемо характеристики прийнятого рішення

Таблиця 2.1 – Характеристика запропонованого рішення

Найменування показника	Од. вим	Кількість
тип кріплення		КШПУ 14,4
перетин в світлі	$м^2$	13,3
перетин в проходці	$м^2$	16,2
крок установки кріплення	м	0,8
довжина виробки	м	1700
кут нахилу	град	0
тип міжрамних огороджень: в покрівлі в боках		 ж/б затягування мет. сітка
тип рейок		Р-33
число рейкових шляхів	шт	1
ширина колії	мм	900
тип шпал		дерев'яні
відстань між шпалами	мм	700
перетин водовідвідної канавки	$м^2$	0,11

2.2.4 Розрахунок кількості вагонеток для видачі гірської маси за один цикл

Навантаження гірничої маси проводиться одночасно з відбійкою. Гірська маса з конвеєра прохідницького комбайну 1ГПКС надходить на перевантажувач і далі в вагонетки типу ВГ-2,5.

Для безперервної роботи комбайна протягом прохідницького циклу довжину перевантажувача вибирають з умови розміщення під ним вагонеток для навантаження гірської маси за цикл виймання

$$N_{цик} = \frac{S_{пр} \cdot L_{з} \cdot k_{раз}}{V_{ваг} \cdot k_{зап}},$$

де,

$N_{цик}$ – кількість вагонеток;

$k_{раз}$ – коефіцієнт розпушення гірської маси –1,3;

$k_{зап}$ – коефіцієнт заповнення вагонеток – 0,95;

$V_{ваг}$ – об’єм вагонетки ВГ– 2,5 м^3;

Підставимо

$$N_{цик} = \frac{16{,}2 \cdot 0{,}8 \cdot 1{,}3}{3{,}3 \cdot 0{,}95} = 5{,}37$$

Приймаємо 6 вагонеток.

2.2.5 Визначення параметрів графіку організації робіт з підготовки запасів

Для своєчасної підготовки виймального стовпа, що знову вводиться для комплексу необхідно, щоб дотримувалися такої умови:

$$T_{\text{подг}} + t_{\text{рез}} \leq T_{оч}$$

де $T_{\text{подг}}$ – загальні витрати часу на підготовку стовпа, міс;

$t_{\text{рез}}$ – резерв часу для компенсації непередбачених затримок при підготовці стовпа, міс;

$T_{\text{оч}}$ – тривалість відпрацювання стовпа, міс.

Час на підготовку стовпа визначається за формулою

$$T_{подг} = \frac{L_{штр}}{V_{пр.ш}} + \frac{l_{л}}{V_{р.п}} = t_{ш} + t_{р.п}$$

де $L_{\text{штр}}$ – довжина виймального штреку, м;

$V_{\text{пр.ш}}$ – швидкість проведення штреку, м/міс.;

$\ell_{л}$ – довжина лави, м;

$V_{\text{р.п}}$ – швидкість проведення розрізної печі, м/міс;

$t_{\text{млн}}$ – час на монтаж устаткування в лаві, міс;

$t_{\text{ш}}$ – час на проведення штреку, міс;

$t_{\text{р.п}}$ – час на проведення розрізної печі, міс;

$$T_{подг} = \frac{1600}{160} + 1{,}5 = 11{,}5(мес);$$

Час відпрацювання стовпа визначається за формулою

$$T_{оч} = \frac{\ell_{ст}}{V_{оч}},$$

де $\ell_{ст}$ – довжина виймального стовпа, м;

$V_{\text{оч}}$ – швидкість посування очисного вибою, м/міс;

$$T_{оч} = \frac{1600}{120} = 13{,}3(мес);$$

Перевірка своєчасної підготовки виймальних стовпа проводиться за рівнянням:

$$11{,}5 + 1 \leq 13{,}3 \text{ міс}$$

$$12{,}5 \leq 13{,}3 \text{ міс}$$

Умови виконуються.

Для своєчасної підготовки виймальних стовпа передбачаємо роботу однієї прохідницької бригади з проведення збірного штреку, при цьому бортовий штрек підтримується у виробленому просторі.

2.3 Технологія виконання прийнятих рішень

Досвід застосування гірничопрохідницьких комбайнів дозволив відпрацювати найбільш раціональну технологію і організацію проведення протяжних гірничих виробок. Графік організації робіт з проведення штреку зі швидкістю 500 м/міс наведено на рис. 2.4.

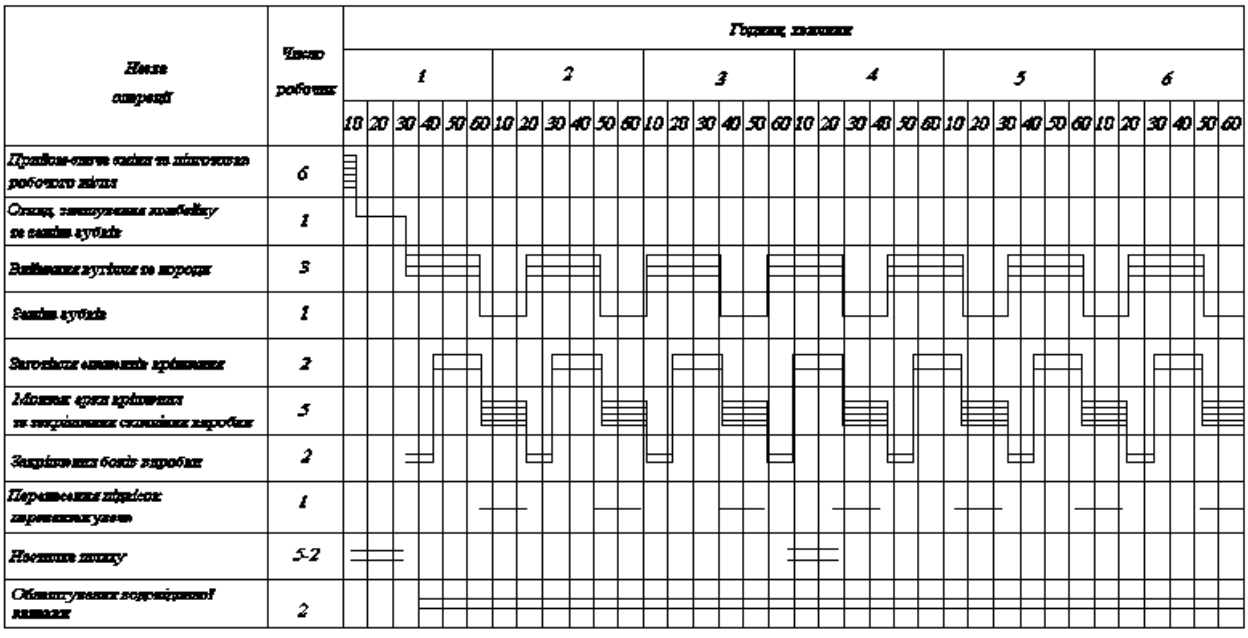


Рисунок 2.4 – Графік з організації робіт по проведенню штреку

В першу зміну проводиться профілактичний ремонт прохідницького комбайна, нарощуються вентиляційні труби, монтуються труби стисненого повітря і протипожежного ставу, а також нарощуються тимчасовий шлях. Крім того, в першу зміну доставляються матеріали та вироби в робочу зону. Протягом незайнятого часу на ремонт комбайна ведеться проведення виробки. Інші три зміни повністю зайняті проведенням гірничої виробки.

Крім профілактичного ремонту, який виконується в ремонтну зміну, ремонт комбайну проводиться в недільні дні.

У недільні дні такелажники, що входять до складу бригади, ведуть заготівлю матеріалів і виробів, які складуються недалеко від вибою виробки. Матеріали і вироби в робочі дні доставляються в забій щозміни і складуються в робочій зоні.

При електровозній відкатці вантажів необхідно, щоб обмін партій вагонеток проводився під час зведення кріплення виробки. Для цього довжина перевантажувача має бути достатньою для розміщення під ним складу вагонеток.

З метою скорочення часу простоїв через несвоєчасну доставку матеріалів і виробів необхідно впровадити обладнання та систему пакетно-контейнерної доставки вантажів.

Технологічна схема проведення гірничих виробок прохідницькими комбайнами із застосуванням пакетно-контейнерному доставки вантажів наведена на рис. 2.5.

Прохідницький комбайн 1 обладнується перевантажувачем 2, довжина якого повинна бути рівною довжині складу, що складається з партії вагонеток 3, в яких вміщується зруйнована гірська маса від посування вибою за один цикл, і платформи, на якій розміщуються контейнери 4 із затягуванням. За розробленою технологією контейнери з металевої арочним кріпленням 5, а також контейнери зі шпалами, рейками, трубами під перевантажувач не ставлять.

Розстановка прохідників показана цифрами в кружечках.

Після приймання-здачі зміни та огляду комбайна виробляють зарубку на першу заходку.

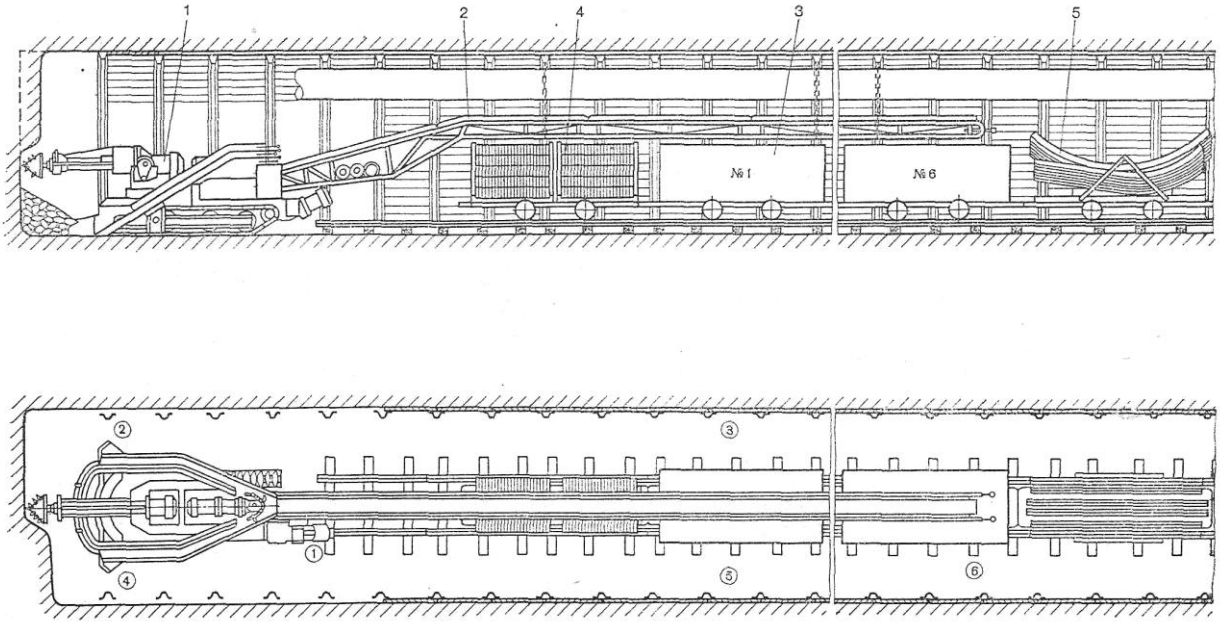


Рисунок 2.5 – Технологічна схема проведення виробки із застосуванням пакетно-контейнерної доставки

2.4 Організація робіт на виробничій дільниці

Оптимальним складом змінної ланки прохідницької бригади для проведення гірничої виробки площею перетину до 12 м^2 є бригада в складі 6 прохідників. При більшій площі перерізу виробки необхідно складу ланки збільшити до 7 осіб. Крім того, до складу прохідницької бригади необхідно включити по одному електрослюсарю в кожну зміну і двох робочих по влаштуванню водовідливної канавки, які працюють в першу зміну [4].

Між робочими розподіляються обов'язки, які повинні виконуватися строго за визначеним графіком участі робітників у виробничих процесах (рис. 2.6). Кожен робітник може взяти участь у виконанні роботи, яка не входить в його обов'язки, тільки після виконання роботи, запропонованої йому графіком.

професія	число робочих					1 зміна						2 зміна						3 зміна						4 зміна					
	в зміну				в добу	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	1	2	3	4	5	6	7
	1	2	3	4																									
машиніст комбайну	1	1	1	1	4																								
прохідник	8	5	5	5	23																								
електрослюсар	2	1	1	1	5																								
ВСЬОГО	10	7	7	7	32																								

Рисунок 2.6 – Графік виходу працівників

В даний час при комбайновому способі проведення гірничих виробок зведення металевої арочного кріплення здійснюється вручну. На проведення першої заходки (посування вибою на крок кріплення) витрачається 18 хв, а на проходку шостої заходки – 20 хв, тобто тривалість циклу проведення збільшилася на 11%, а тривалість зведення кріплення шостої рами в порівнянні з першою збільшилася більш ніж в 2 рази (при закріпленні міжрамного простору по всьому периметру). Ці дані показують, що необхідно вживати невідкладних заходів по механізації зведення постійного металевого арочного кріплення.

З метою збільшення тривалості роботи комбайна, а відповідно підвищення темпів проведення гірничих виробок, кріплення покрівлі виробки і її боків не поєднується: закріплення склепіння проводиться безпосередньо в вибої виробки, а боки кріплять з відставанням від вибою на 5-8 м. Це дозволяє збільшити робочий час комбайну від 20 до 30% в залежності від прийнятого кроку установки кріплення і площі перетину гірничої виробки.

Спостереженнями встановлено, що на установку однієї арки металевого кріплення в середньому витрачається 15,2 хв, на установку затяжки по покрівлі виробки – 3,3 хв і на перевірку напрямку при установці арки – 1,5 хв. Таким чином, на монтаж арки кріплення і закріплення покрівлі витрачається 20 хв. На закріплення боків виробки з відставанням від забою витрачається в середньому 7-9 хв.

Спосіб доставки матеріалів в вибій має також важливе значення для ефективності гірничопрохідницьких робіт. Виконані дослідження показали, що доставка в забій матеріалів навалом в вагонетках вимагає додатково містити в вибої в кожну зміну по два такелажника, які ведуть розвантаження і підношення матеріалів. При пакетно-контейнерному способі доставки матеріалів і виробів такелажники не потрібні, а темпи проведення виробок підвищуються на 10-15%.

Руйнування вугілля і гірських порід проводиться за схемою 3 рис 2.7. Після руйнування порід па величину однієї заходки, виробляють збір порід на підошві виробки. Для цього комбайн відганяють назад на 0,5–0,7 м , опускають лоток, а потім комбайн, рухаючись вперед, підбирає породу.

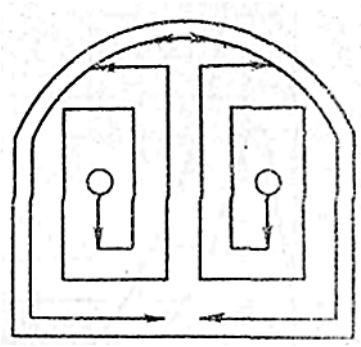


Рисунок 2.7 – Схема відпрацювання виробки прохідницьким комбайном

Швидкість проведення гірничих виробок може значно бути збільшена без додаткового збільшення чисельності бригади, причому число робочих по доставці матеріалів скорочується в два-три рази.

2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці

Виконаємо розрахунок стрічкового конвеєра, що використовується для транспортування гірської маси від скребкового перевантажувача до магістрального конвеєрного штреку [5].

Розрахункова продуктивність конвеєра

$$Q_p = \frac{Q_{сут} \cdot k_н}{t_{сут} \cdot k_м} = \frac{1120 \cdot 2,0}{16 \cdot 0,8} = 175(т/год);$$

де: $t_{сут}$= 16 год – тривалість роботи конвеєра в добу;

$k_н$= 2,0 - коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку;

$k_м$= 0,6– 0,8 – коефіцієнт машинного часу.

Початкові дані: довжина транспортування L = 1800 м, кут нахилу траси β=3 град., напрям транспортування (дільничний штрек по повстанню).

Попередньо вибираємо конвеєр типу 2ЛТ80.

Погонні маси рухомих частин

верхніх роликоопор

$$q^1{}_р = \frac{m^1_р}{l^1_р} = \frac{15,4}{1,400} = 11(кг/м);$$

нижніх роликоопор

$$q^{11}{}_р = \frac{m^{11}_р}{l^{11}_р} = \frac{9,4}{2,800} = 3,36(кг/м);$$

стрічки

$$q_л = m \cdot B = 14,0 \cdot 0.8 = 11,2(кг/м);$$

вантажу

$$q_{гр} = \frac{Q_р}{3.6 \cdot V} = \frac{175}{3.6 \cdot 2,0} = 24,31(кг/м);$$

$m^1{}_р$, $m^{11}{}_р$ - маси обертових частин верхньої і нижньої ролікопор;

$l^1{}_р$, $l^{11}{}_р$ - відповідно відстані між роликоопорами;

m - маса 1м^2 стрічки;

B – ширина стрічки;

Сила тяги для переміщення гілок

нижньої

$$F_{1-2} = L \cdot q_л \cdot g \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos\beta - \sin\beta) + c_2 \cdot L \cdot q_p^{11} \cdot g \cdot \omega$$

c_2=1,1 – коефіцієнт, що враховує місцеві опори;

ω= 0,04 коефіцієнт опору руху гілок;

$$F_{1-2} = 1800 \cdot 11{,}2 \cdot 9{,}81 \cdot (1{,}1 \cdot 0{,}04 \cdot \cos 3^0 - \sin 3^0) + 1{,}1 \cdot 1800 \cdot 3{,}36 \cdot 9{,}81 \cdot 0{,}04 = 1100(H);$$

верхньої

$$F_{4-3} = L \cdot g \cdot (q_{гр} + q_л) \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos\beta + \sin\beta) + c_2 \cdot L \cdot q_p^{1} \cdot g \cdot \omega;$$

$$F_{4-3} = 1800 \cdot 9{,}81 \cdot (24{,}31 + 11{,}2) \cdot (1{,}1 \cdot 0{,}04 \cdot cos 3^0 + \sin 3^0) + 1{,}1 \cdot 1800 \cdot 11 \cdot 9{,}81 \cdot 0{,}04 = 67600(H);$$

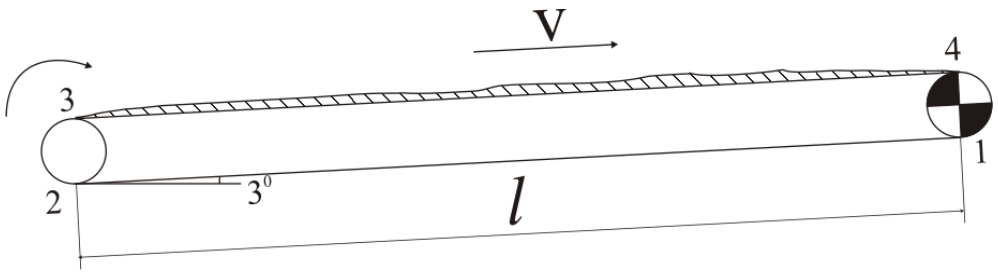


Рисунок 2.8 – Розрахункова схема дільничного транспорту

Тягове зусилля на приводних барабанах при роботі конвеєра:

$$F_{окр} = F_0 = F_{нб.сб} = F_{4-1} = F_{1-2} + F_{4-3} = 1100 + 67600 = 68700H$$

Мінімальна початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі

$$F_{1\min} = F_{сц.\min} = \frac{F_{нб.сб} \cdot k_t}{e^{f\alpha 2} - 1} = \frac{68700 \cdot 1.3}{8{,}17 - 1} = 35440H$$

k_t= 1,3–1,4 – коефіцієнт запасу міцності стрічки;

f–коефіцієнт тертя зчеплення стрічки і барабана; $e^{f\alpha 2}$= 8,17;

Сила натягу стрічки за умовою провисання вантажний гілки

$$F_{гр.\min} = F_{3\min} = (3000 - 4000)B = 3500 \cdot 08 = 2800H$$

Максимальний натяг стрічки

$$F_{\max} = F_{1-2} + F_{4-3} + F_{1\min} = 1100 + 67600 + 35440 = 104140 H$$

Визначаємо руйнівний натяг стрічки

$$F_{разр} = 9.81 \cdot i \cdot B \cdot \sigma_{вр} = 9.81 \cdot 5 \cdot 80 \cdot 100 = 392400 (н);$$

i - кількість прокладок;

$\sigma_{вр}$ = 100 кгс/см - межа міцності однієї прокладки.

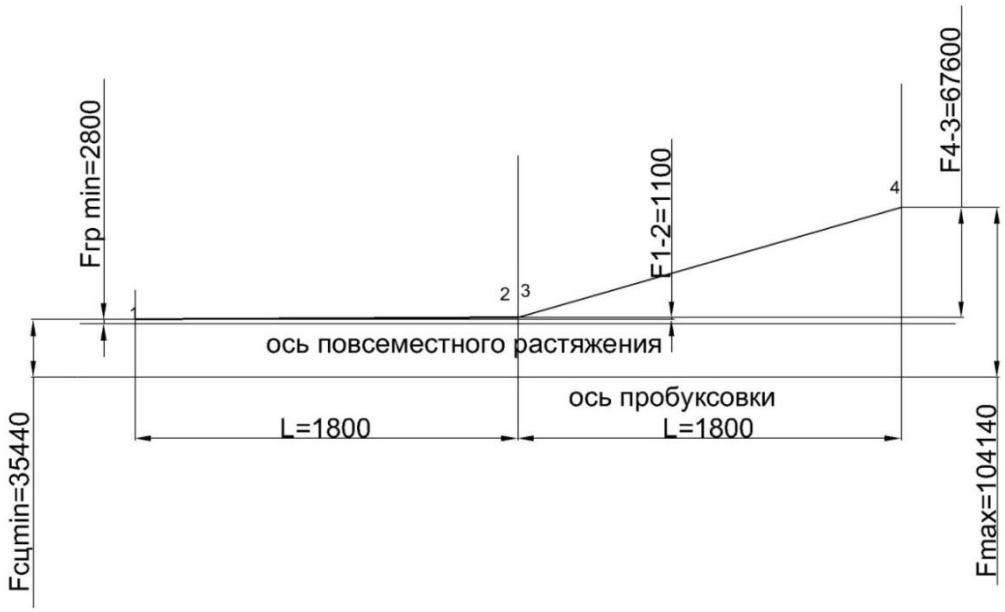


Рисунок 2.9 – Діаграма натягу стрічки конвеєра

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

$$n = \frac{F_{\max} \cdot m}{F_{разр}} = \frac{104140 \cdot 10}{392400} = 2{,}63 (шт);$$

m = 9-11 - запас міцності для гумотканинних стрічок;

Потужність двигуна

$$N_{расч} = \frac{F_{н-с} \cdot V_{ном} \cdot k_{реж}}{1000 \eta} = \frac{68700 \cdot 2 \cdot 1{,}1}{1000 \cdot 0.92} = 164 (кВт);$$

k = 1,1–1,2 – коефіцієнт режиму, що враховує нерівномірність роботи

конвеєра.

За результатами розрахунку видно, що мінімально можливу кількість конвеєрів типу 2ЛТ-80 в дільничній виробленні становить 3 штуки по 600 м кожен. Остаточно на збірному штреку до установки приймаємо три конвеєра типу 2ЛТ80 з довжиною транспортування L = 600 м кожен.

2.6 Вентиляція виробничої дільниці

Конструювання схеми вентиляції виробляємо на 2020 рік. Приймаємо центральну схему провітрювання. Спосіб провітрювання – всмоктуючий. Провітрювання здійснюється вентиляційної установкою ВРЦД-1,5.

Витрата повітря для очисних і підготовчих виробок проведено на ПЕОМ. Вихідні дані і результати розрахунків наведені на скрин-шотах.

Исходные данные	Значения
Глубина зоны метановых газов Но, м	160
Глубина разработки Н, м	140
Длина очистной выработки Соч, м	160
Природная метаноносность пласта Х, м3/т	2.5
Пластовая влажность угля W,%	8.0
Зольность угля Аз,%	16.7
Выход летучих веществ Vг, %	40.0
Полная мощность угольных пачек пласта Мп, м	0.84
Вынимаемая полезная мощность пласта Мв, м	0.84
Вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослоек Мв.пр., м	1.0
Скорость подвигания очистного забоя Vоч, м/сут	4.9
Угол падения пласта, град.	3
Время с момента окончания проведения подготовительной выработки до начала очистных работ. сут	45
Количество охранных целиков, шт.	0
Ширина охранного целика, м	0.0

Рисунок 2.10 – Фрагмент робочого вікна з вихідними даними

Индекс пласта	qпл, м3/т	qсп.п м3/т	qсп.н м3/т	qпор, м3/т	qв.п, м3/т	qоч, м3/т	qуч, м3/т	Jз.п, м3/с	Jп, м3/с	Jз.п.max м3/с
c4	0.59	1.48	0.97	0.06	2.51	3.01	3.09	0.000	0.000	0.0000
c6	1.85	0.00	0.00	0.15	0.15	1.73	2.00	0.000	0.000	0.0000
c5	1.28	0.19	0.17	0.11	0.48	1.56	1.75	0.000	0.000	0.0000
c4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.005	0.006	0.0000
c6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.008	0.011	0.0000
c5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.010	0.015	0.0000

Рисунок 2.11 – Фрагмент робочого вікна з характеристикою розрахунку пронозу метанообільності гірничих виробок

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку по газовому фактору A_{max} = 1568 т/доб. перевищує розрахункове навантаження $A_р$ = 1210 т/доб.

Витрата повітря для провітрювання привибійного простору тупикової виробки дорівнює $Q_{з.п}$=2.5 м^3/с. Подача вентилятора місцевого провітрювання тупикової виробки $Q_в$ = 6.1 м^3/с визначена по мінімальній швидкості руху повітря. Витрата повітря, яке необхідно подати до місця установки ВМП дорівнює $Q_{п.в}$ = 8.7 м^3/с.

Для управління покрівлею – повне обвалення умови виконуються.

Прийнята вентиляторна установка здатна забезпечити провітрювання очисної виробки [6, 7].

2.7 Охорона праці

У цьому підрозділі розроблено заходи щодо комплексного знепилювання очисних робіт.

Зробимо вибір заходів по боротьбі з пилом в очисному забої [8].

Питоме пиловиділення при роботі комбайна в лаві без засобів пилопридушення

$$q_п = q_{пл} \cdot V \cdot k_к = 30 \cdot 1{,}6 \cdot 1 = 48(г/м)$$
$$q_п = 30 \cdot 0{,}5 \cdot 0{,}33 = 5 г/м;$$

де $q_п$ – питомий пиловиділення шахтопласта, що характеризує сумарний вміст в зруйнованому вугіллі частинок розміром 70 мм, здатних переходити у зважений стан для умов виїмки вугілля з еталонним виконавчим органом, постійним режимом руйнування вугілля при будь-яких гірничотехнічних умовах і швидкості руху повітряного струменя рівній 1м/с;

V – швидкість руху повітря, м/с;

$k_К$ – коефіцієнт, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на утворення і виділення пилу.

Схема пилопридушення зрошенням і пиловловлювання на добувній ділянці наведена на рис. 2.12.

Залишкова запиленість повітря в очисних вибоях на відстані 5–8 м від місця роботи комбайна за ходом вентиляційного струменя при застосуванні комплексу забезпечують заходів

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot q_{п \cdot оч} \cdot P_{оч} \cdot k_v \cdot k_c}{Q_{оч}} (мг / м^3)$$

де $q_{п.оч.}$ – питоме пиловиділення при роботі комбайна, г/т;

$P_{оч}$ – продуктивність комбайна, т/хв;

$Q_{оч}$ – витрата повітря через лаву, м^3/хв;

k_v – коефіцієнт, що враховує вплив швидкості руху вентиляційного струменя в очисному забої на запиленість повітря;

k_c – коефіцієнт, що враховує ефективність комплексу заходів в очисному забої

$$k_c = (1 - Э_1) \cdot ... \cdot (1 - Э_n) = (1 - 0{,}83) \cdot (1 - 0{,}9) = 0{,}017$$

де Э1 ... $Э_n$ - ефективність окремих заходів, частки од.

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot 48 \cdot 1{,}43 \cdot 1 \cdot 0{,}017}{7{,}9 \cdot 60} = 2{,}46 (мг / м^3)$$

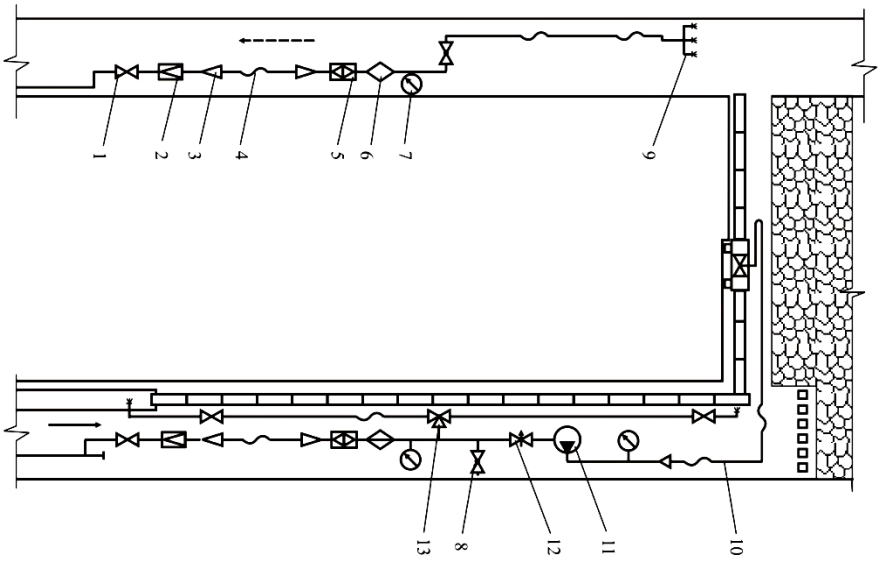
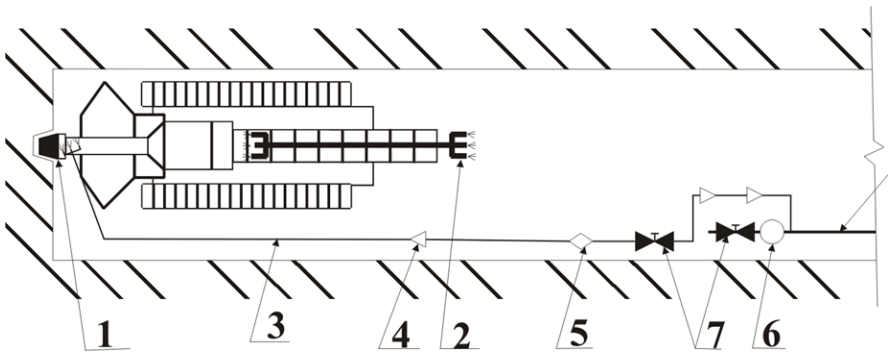


Рисунок 2.12 – Схема пилопридушення зрошенням і пиловловлювання: 1 - вентиль фланцевий; 2 - клапан редукційний; 3 - перехідник 32/50; 4 - рукав напірний; 5 - фільтр штрековий; 6 - дозатор змочувача; 7 - манометр; 8 - кран прохідний; 9 - завіса водяна; 10 - водопровід забійний; 11 - насосна установка; 12 - вентиль електромагнітний; 13 - кран триходовий муфтовий;

Залишкова запиленість 2,46 мг/м^3 перевищує санітарні норми (гранично-допустима концентрація - 2% при вмісті в пилу двоокису кремнію понад 10%).

Для боротьби з пилом застосовують високонапірне зрошення і зрошення з подачею води в зону різання. На комбайні КА-80 встановимо форсунки КФ 1,6-75 з витратою води 23,5 м^3/добу.

Для боротьби з пилом застосовують високонапірне зрошення з тиском рідини не менше 1,2 МПа і подачею води в зону різання [9]. Розроблена схема розташування пилопридушенні обладнання показана на рис. 2.13.



1 -форсунка зовнішнього зрошення; 2 - зрошувальний пристрій; 3 - рукав напірний; 4 - перехідна муфта; 5 - дозатор; 6 - манометр; 7 – вентиль

Рисунок 2.13 – Схема розташування обладнання для пилопридушення

Добові витрати води на зрошення

$$Q_{сут} = 10^{-3} \cdot k \cdot \sum V \cdot q = 10^{-3} \cdot 1{,}1 \cdot (10{,}4 \cdot 125 \cdot 2{,}0 / 30) \cdot 40 = 3{,}81 (м^3 / сут)$$

де k – коефіцієнт, що враховує незаплановані втрати води;

V – добовий об'єм робіт, т/доб.;

q – питомі витрати оди по окремим процесам, л/т;

Необхідна кількість форсунок для зрошення

$$n = \frac{Q_{сут}}{3{,}13 \cdot a \cdot \sqrt{p}} = \frac{3{,}81}{3{,}13 \cdot 1{,}6 \cdot \sqrt{2}} = 0{,}54(шт)$$

де Q – витрати води на зрошення, л/хв.;

a – коефіцієнт витрат води форсункою;

p – тиск води в форсунці, МПа.

На комбайні 1ГПКС встановлюємо 1 форсунку типу КФ 1,6-75 з витратами води 7,01 м^3/доб.

2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутку корисної копалини

Собівартість включає в себе наступні елементи витрат:

1. Заробітна плата (основна і додаткова).
2. Нарахування на заробітну плату.
3. Допоміжні матеріали.
4. Електроенергія.
5. Амортизаційні відрахування

Зважаючи на те, що собівартість впроводовж року змінюється та відсутні об'єктивні дані собівартість розраховуємо в умовних одиницях (у.о.) це дозолить прорахувати отримане рішення у часовій перспективі.

Собівартість 1 т вугілля по дільниці на основі розрахованих раніше витрат зводимо в таблицю 2.2.

Таблиця 2.2 – Калькуляція собівартості вугілля за елементами витрат

Елементи витрат	Витрати, у.о.			
	по проекту		по факту	
	на 1т	на весь об'єм	на 1т	на весь об'єм
1 Матеріальні витрати	60,4	72480000	57,9	72954000
1.1 Паливо	1,1	1320000	1,1	1386000
1.2 Електроенергія зі сторони	34,5	41400000	32,8	41328000
1.3 Послуги виробничого характеру	9	10800000	9	11340000
1.4 Допоміжні матеріали	15,8	18960000	15	18900000
2. Витрати на оплату праці	136,8	164160000	127,9	161154000
3. Нарахування на витрати	50,6	60720000	47,3	59598000
4. Амортизація основних фондів	100,1	121200000	84	108840000
5. Інші грошові витрати	8,5	10200000	8,5	10710000
Невиробничі витрати	7,5	9000000	7,5	9450000
Повна собівартість	344,8	387760000	373,1	419706000
Валові витрати	284	340800000	256	322560000

В результаті впровадження нової техніки, підвищились темпи проходження підготовчих виробок, що дозволило швидше перейти до вводу нових очисних вибоїв. Окрім цього покращились умови праці, а також спостерігається економія матеріалів.

Річний економічний ефект за проектом становить 11,70 млн. у.о., а питома собівартість видобутку 1 тони вугілля знизилась на 28 у.о./т.

2.9 Висновки

1. В процесі виконання роботи було розроблено технологію проведення виїмкових виробок, яка дозволить пришвидшити темпи проведення підготовчих виробок за рахунок використання внутрішніх резервів прохідницьких бригад та правильної організації праці.

2. Було встановлено та визначено для заданих гірничо – геологічних умов наступні параметри: обрано способи кріплення виробок; проведено техніко-економічний аналіз показників очисного вибою; запропоновано найбільш правильні і ефективні технологічні рішення, що дозволило досягти

економічного ефекту. Для впровадження наведеного рішення описано технологічні схеми комбайнової проходки, а також наведено порядок роботи прохідницьких бригад.

3. Перехід на пакетно-контейнерний спосіб доставки вантажів, запропоновану схему відпрацювання виробки прохідницьким комбайном дозволить пришвидшити темпи проходження виробок на 15%. В результаті впровадження нової техніки, підвищились темпи проходження підготовчих виробок, що дозволило швидше перейти до вводу нових очисних вибоїв. Річний економічний ефект за проектом становить 11,70 млн. у.о., а питома собівартість видобутку 1 т вугілля на 28 у.о/т.

4. Зроблено розрахунок транспортного ланцюжку від очисного вибою до магістрального штреку при зміні техніки для відпрацювання пласта, а також вентиляції виїмкової дільниці.

ВИСНОВКИ

В результаті виконання кваліфікаційної роботи запропоновано нову структуру технологічного циклу із проведення виймальних виробок. Запропоновано використовувати для проведення прохідницьких робіт комбайн 1ГПКС замість 4ПП-2, окрім цього розраховано параметри прохідницьких робіт, які дозволяють підвищити стійкість бокових порід виймальних виробок. Також наведено технологію виконання прийнятого рішення.

Перехід на пакетно-контейнерний спосіб доставки вантажів, запропоновану схему відпрацювання виробки прохідницьким комбайном дозволить пришвидшити темпи проходження виробок на 15%. В результаті впровадження нової техніки, підвищились темпи проходження підготовчих виробок, що дозволило швидше перейти до вводу нових очисних вибоїв. Окрім цього, застосування вузлу підсилення кріплення дозволить підвищити стійкість бокових порід виймальної виробки. Річний економічний ефект за проектом становить 11,70 млн. у.о., а питома собівартість видобутку знизилась на 28 у.о./т.

Зроблено розрахунок транспортного ланцюжка від очисного вибою до магістрального штреку при зміні техніки для відпрацювання пласта, а також вентиляції виїмкової дільниці.

Кошти, отримані від застосування технологічних рішень можна вкласти в оновлення матеріально-технічної бази шахти. Адже сучасні комплекси машин і механізмів дозволяють забезпечувати високі навантаження на очисні вибої.

Остаточно приймаємо для підвищення стійкості вузол посиленого кріплення, а також застосуємо анкерне кріплення.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безопасности в угольных шахтах/ НПАОП 10.0-1.01-10. – Інформаційно-аналітичний центр «ЛІГА», 2010. – 432 с.

2. Розрахунок шахтного локомотивного транспорту: навч. посіб. / О.О. Ренгевич , О.М. Коптовець, П.А. Дьячков, Є.А Коровяка; М-во освіти і науки України . «Нац. гірн. ун-т». – Д.: НГУ, 2007. – 83 с.

3. Довідник з гірничого обладнання дільниць вугільних і сланцевих шахт: навч. посібник / М.М. Табаченко, Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський та ін. – Д.: НГУ, 2012. – 432 с.

4. Транспорт на гірничих підприємствах: Підручник для вузів. – 3-є вид. / Заг. редагування доповнень проф. М.Я. Біліченка – Д.НГУ,2005. – 636с.

5. Сивко В. Й. Розрахунки з охорони праці: Навчальний посібник. – Житомир: ЖІТІ, 2001. – 152с.

6. Ткачук К. Н., Гурін А. О., Бересневич П. В. та ін. Охорона праці (підручник для студентів гірничих спеціальностей вищих закладів освіти). За ред. К.Н. Ткачука. Київ, 1998. – 320с.

7. НПАОП 0.00-1.66-13. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – Київ: Норматив, 2013. – 127 с.

8. НПАОП 0.00-1.77-16. Правила безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом. – Затв. Наказом Мін. соціальної політики України 23.12.2016. – Київ: Норматив, 2016. – 178 с.

9. Програма та методичні вказівки до виконання кваліфікаційної роботи бакалавра спеціальності 184 Гірництво (освітньо-професійна програма «Гірництво», блок 1 «Підземна розробка родовищ» та блок 2 «Інжиніринг гірництва») / Упоряд.: В.В. Фомичов, В.М. Почепов, О.Р. Мамайкін, В.В. Лапко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро : НТУ «ДП», 2019. – 24 с.

ДОДАТКИ

Додаток А – Характеристика вугільних пластів

Таблиця А.1 – Характеристика вугільних пластів

Символ світи	Символ пласта	Потужність пласта, м. від – до середня		Щільність, т/м^3		Відстань до нижчого пласта по нормалі	Кут падіння пласта, град.	Будова пласта	Витриманість пласта
		Загальна	Корисна	Вугільних пачок	Загальна щільність				
C^3_1	C^B_{10}	0,96 – 1,20 1,03	0,93 – 1,09 0,99	1,26	1,28	52	3 – 5	складне, рідше просте	невитриманий
	C^B_8	0,62 – 0,97 0,70	0,62– 0,96 0,70	1,26	1,27	7	3 – 5	просте	відносно витриманий
	C^H_8	0,87 – 1,05 0,95	0,86 – 1,02 0,94	1,26	1,27	24	3 – 5	складне	витриманий
	C^H_7	0,60 – 0,82 0,71	0,60 – 0,80 0,70	1,27	1,28	49	3 – 5	просте	відносно витриманий
	C_6	0,62 – 1,01 0,88	0,61 – 0,96 0,86	1,27	1,28	39	3 – 5	просте, рідше складне	невитриманий
	C_5	0,67 – 0,96 0,77	0,67 – 0,95 0,77	1,26	1,26	36	3 – 5	просте	відносно витриманий
	C^B_4	0,61 – 1,08 0,84	0,60 – 1,00 0,80	1,26	1,26	56	3 – 5	просте	відносно витриманий
	C_1	0,60 – 1,31 0,97	0,50 – 1,11 0,90	1,28	1,35	-	3 – 5	складне, рідше просте	відносно витриманий

Таблиця А.2 – Характеристика вугільних пластів

Символ пласта	Марка вугілля	Масова частка загальної робочої вологи W^r_t,% від -до середня	Зольність A_d, % від – до середня		Масова частка загальної сірки S_{dt}, % від – до середня	Вихід летких речовин V_{daf}, % від – до середня	Товщина пластичного шару вугілля, мм від – до середня	Питома теплота згоряння Q_{daf}, ккал/кг від – до середня	Збагачуваність вугілля по золі і сере
			Вугільних пачек	Вугілля та породних прошарків					
$С^{В}_{10}$	$Г_6$	5,0 – 13,2 7,1	2 – 18 8	2 – 29 9	0,7 – 4,2 2,1	36 – 46 41	6 – 12 8	7635 – 8415 8123	легка
$С^{В}_{8}$	$Г_6$	2,3 – 9,3 6,1	2 – 18 8	2 – 28 8	0,6 – 3,2 1,5	32 – 44 39	6 – 17 9	7786 – 8480 8184	легка
$С^{Н}_{8}$	$Г_6$	3,8 – 8,7 6,2	2 – 18 7	2 – 25 10	0,6 – 3,0 1,3	35 – 46 39	7 – 15 10	7920 – 8395 8169	легка
$С^{Н}_{7}$	$Г_6$	2,6 – 7,7 5,5	2 – 20 8	2 – 30 11	0,6 – 4,8 1,7	33 – 45 39	7 – 17 10	7765 – 8624 8167	легка
$С_6$	$Г_{11}$	2,0 – 6,0 3,9	2 – 20 9	2 – 29 10	0,3 – 3,9 1,9	32 – 45 39	7 – 19 11	7736 – 8565 8230	легка
$С_5$	$Г_{11}$	2,2 – 7,4 5,3	2 – 20 7	2 – 30 10	0,4 – 3,1 1,4	35 – 44 40	8 – 20 12	7860 – 8510 8247	легка
$С^{В}_{4}$	$Г_{11}$	2,1 – 6,4 5,3	2 – 16 9	2 – 30 11	0,4 – 3,4 1,5	35 – 46 39	7 – 21 12	7890 – 8710 8300	легка
$С_1$	$Г_{11}$	1,3 – 5,3 3,0	2 – 19 10	2 – 30 15	0,4 – 3,7 1,2	35 – 46 40	7 – 22 13	7940 – 8675 8300	легка

Таблиця А.3 – Характеристика вугільних пластів

Символ пласта	Коефіцієнт міцності вугілля	Опірність вугілля різанню, кг/см	Наявність породних прошарків і їх міцність	Наявність мінеральних включень, їх форма, міцність	Наявність інших ускладнюючих чинників	Орієнтування основних систем тріщин	Самозаймистість вугілля	Вибухо-небезпека вугільного пилу
C^{B}_{10}	3	240	1 – 2	Аргіліти, алевроліти, рідше кальцити, кварцити, зростки піриту, f=1 – 6	Нестійкі породи покрівлі	85 - 88^0	не схильні	За викидами - безпечні, щодо вибуху газу і вугільного пилу - небезпечні
C^{B}_{8}	3	240	-		За одиничними свердловинами відзначена «помилкова» покрівля	85 - 88^0	не схильні	
C^{H}_{8}	3	420	1 – 3		Зустрічається «помилкова» покрівля	86 - 88^0	не схильні	
C^{H}_{7}	3	305	-		«Помилкова» покрівля відсутня	86 - 88^0	не схильні	
C_6	3	305	-		«Помилкова» покрівля зустрічається дуже рідко	86 - 88^0	не схильні	
C_5	3	280	-		«Помилкова» покрівля на 30% площі	86 - 88^0	не схильні	
C^{B}_{4}	3	301	-		««Помилкова» покрівля на 45% площі	86 - 88^0	не схильні	
C_1	3	315	-		«Помилкова» покрівля на 15% площі	86 - 88^0	не схильні	