

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 _____ Ілюшин Антон Сергійович _____
(П.І.Б.)

академічної групи _____ 184-16-4 III _____
(шифр)

спеціальності _____ 184 Гірництво _____
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою _____ Гірництво _____

(офіційна назва)

на тему _____ Розробка параметрів технології монтажу механізованого
комплексу пласта С₄ 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				
Рецензент				
Нормоконтролер	доц. Мамайкін О.Р.			

Дніпро
2020

ЗАТВЕРДЖЕНО:

завідувач кафедри

Гірничої інженерії та освіти

(повна назва)

проф. Бондаренко В.І.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«_____» _____ 2020 року

ЗАВДАННЯ**на кваліфікаційну роботу****ступеня** бакалавра

(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студенту Ілюшин А.С.

(прізвище та ініціали)

академічної групи 184-16-4 ПІ

(шифр)

спеціальності 184 Гірництво

(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво

(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології монтажу механізованогокомплексу пласта С₄ 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.	22.04.2020 р.
Розділ 2	Обґрунтування технологічних та технічних рішень (заходів). Розрахунок параметрів. Транспорт та вентиляція.	28.05.2020 р.
Охорона праці	Заходи з охорони праці та підтримання нормальних умов праці, технічні засоби для їх реалізації.	10.06.2020 р.

Завдання видано _____

(підпис керівника)

Мамайкін О.Р.

(прізвище, ініціали)

Дата видачі 06.04.2020 р.Дата подання до екзаменаційної комісії 15.06.2020 р.

Прийнято до виконання _____

(підпис студента)

Ілюшин А.С.

(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 57 аркушів друкованого тексту, 7 рисунків, 13 таблиць, 8 джерел, один додаток на трьох сторінках.

Ідея кваліфікаційної роботи полягає в розробці та використанні економіко-математичних моделей для обґрунтування нової структури технологічного процесу монтажу механізованого комплексу.

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 структури монтажу механізованого комплексу на більш безпечну та з економічної точки зору переважну, представлена технологічна схема транспорту.

У розділі "Охорона праці" розглянуті заходи щодо розробки плану ліквідації аварій при виникненні пожежі у виробці, розглянуті шкідливі і небезпечні фактори, а також шляхи підвищення безпеки праці.

В економічній частині кваліфікаційної роботи виконано розрахунок економічного ефекту від запровадження нової технології.

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

**ШАХТА, АНАЛІЗ ВИРОБНИЧОЇ СИТУАЦІЇ, МОНТАЖ,
ЕКОНОМІКО-МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.**

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	14
2. Технологічна частина	16
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	16
2.2 Розрахунок параметрів технології монтажу видобувного комплексу	17
2.3 Технологія виконання прийнятих рішень	27
2.4 Організація робіт на виробничій дільниці	30
2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці	32
2.6 Вентиляція виробничої дільниці	37
2.7 Охорона праці	41
2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутої корисної копалини	44
2.9 Висновки	50
Висновки	52
Перелік посилань	53
Додатки	54

ВСТУП

В даний час одними з основних напрямків економічного і соціального розвитку України є збільшення обсягів видобутку вугілля поліпшення його якості і підвищення ефективності роботи вуглевидобувної галузі. Для вирішення цих завдань, поряд з удосконаленням техніки і технології, необхідно реконструювати шахтний фонд в напрямку концентрації гірничих робіт, поліпшення планування підготовчих виробок з метою скорочення трудомісткості і вартості їх підтримки, підвищення ефективності роботи прохідницького і видобувної обладнання.

У ситуації, що склалася шахтам доводиться самостійно вирішувати питання обладнання, матеріалів, електроенергії і так далі для підвищення ефективності і продуктивності. Отже, стратегічним техніко-економічним напрямом розвитку шахт є створення і впровадження новітньої техніки і технології монтажу механізованого комплексу, процесів підземного видобутку вугілля, здатних при наявності конкуренції і ринкових цін на продукцію, посилення екологічних та ергономічних вимог підвищити продуктивність і ефективність шахти і праці шахтарів.

Метою даної кваліфікаційної роботи є збільшення виробничої потужності шахти за рахунок ліквідації "вузьких місць" у технологічному ланці (фронт гірських робіт) шляхом застосування найбільш раціональної і економічно вигідної технології монтажу механізованого комплексу, обґрунтування і вибір якої виконано в розділі 2 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 ПАТ «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°C, січня - мінус 11,5°C. Залягання порід і вугілля полого. Кути падіння порід 3–4°.

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° 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 до 375 м і кутами падіння 35-70°. 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'' , C_7'' , C_6 , C_5 , C_4 і C_1 . Запаси по пластах C_8'' і C_7'' 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 м³/год., по пласту C_1 до 5 м³/год.; максимальний: по пласту C_4 до 3 м³/год., по пласту C_1 до 7 м³/год. Шахтні води по відношенню до металу корозійні. До звичайних нессульфатостійких 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 м³/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 м³/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 розкрито 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 С₄ за Південно-Тернівським скидом здійснено двома квершлагами: вентиляційним з діючих виробок пласта С₇ і горизонтальним з існуючих виробок пласта С₆ гор. 140 м. Крім того, пласт С₄ розкривається похилим вентиляційним квершлагом, проведеним з магістрального відкочувального штреку пласта С₁.

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 грузолодському 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 м³, вантажопідйомністю 5,3 т. Допоміжний ствол обладнано двома одноклітьовими з противагами підйомами, які виконують допоміжні вантажолодські операції з гор. 140, 160, 190 і 235 м. Машини обох підйомів – типу ЦР4х3,2/0,6.

У проекті прийняті системи суцільної конвеєризації 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 С₅. 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 надгрунтових доріг типу ДКНЛ-1, у горизонтальних виробках - за допомогою акумуляторних електровозів АМ8Д з вагонетками ВГЗ,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 С₆ і С₅ 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 квершлягу $c7-c4$ 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 погашених 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 ґрунт в вибої не встигає розмокнути. У разі затримки води в лаві тривалий час ґрунт 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 самозарубуванням 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 середньому 8 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
Число робочих днів	діб	300
Число робочих змін	змін	4
Число змін з видобутку вугілля	змін	3
Списочний склад:	люд.	570

Показник	Од. вимір	Значення
Робочих на очисних роботах	люд.	2370
Робочих з видобутку вугілля	люд.	2684
Працівників на шахті		
Змінна продуктивність праці: Робочого на очисних роботах	т/люд.	2,72
Робочого з видобутку вугілля	т/люд.	0,65
Річна продуктивність праці: працівника з видобутку вугілля	т/люд.	506,33
працівника по шахті	т/люд.	447,09

1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Причини, які стримують розвиток гірських робіт і не дають можливості ритмічно працювати для досягнення більш високої виробничої потужності, а також заходи щодо їх усунення 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. Спадний порядок відпрацювання вугільних пластів	Схема розкриття	Забезпечення розвантаження гірського масиву по всій виїмковій площі зі зниженням загазованості, підвищенням безпеки робіт.
2. Групування пластів	Схема підготовки	Концентрація гірничих робіт, зменшення обсягів і протяжності одночасно підтримуваних виробок, спрощення схем транспорту і вентиляції.
3. Обладнання очисних вибоїв комплексами нового технічного рівня КД-90	Система розробки	Зниження трудомісткості і підвищення безпеки ведення очисних робіт, підвищення навантаження на очисний вибій.
4. Застосування нових ефективних конструкцій кріплень КШС і	Підготовчі роботи	Скорочення витрат на ремонтно-відновлювальні роботи до 150 у.о.. на 1 м виробки.

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
КШПУ з спецпрофіля для кріплення гірничих виробок		
5. Проведення підготовчих виробок із застосуванням прохідницьких комбайнів типу 4ПП-2М	Підготовчі роботи	Дозволяє проходити вироблення 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
6. Заміна нагнітального провітрювання підготовчих виробок і вантажних пунктів на відсмоктування	Підготовчі роботи	Зниження рівня запиленості на робочих місцях в 60-80 разів. Підвищення продуктивності, поліпшення умов роботи, забезпечення безпеки і гігієни.
7. Вертикальні вугільні (породні) бункера великої місткості	Скорочення транспортних потоків на підземному транспорті	Забезпечення незалежної роботи транспорту і очисних вибоїв, підвищення надійності технологічних схем, збільшення коефіцієнта машинного часу очисного або прохідницького обладнання.
8. Механізований бункер в ланцюзі конвеєрів дільничного і магістрального транспорту	Підземний транспорт	Підвищення коефіцієнта машинного часу очисного обладнання, збільшення навантаження на лаву.
9. Зміна організації робіт при монтажі механізованого комплексу	Очисні роботи	Зниження часу кінцевих операцій, що припадають на 1 т.с.д. Скорочення витрат на організацію робіт, що сприятиме зниженню собівартості видобутку.

1.4. Висновки

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

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

1.5. Вихідні дані на проект

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

На полі шахти робочими є такі пласти: С₆, С₅, С₄ і С₁. Пласти С₈^н і С₇^н шахтою відпрацьовані. Залягання порід і вугілля полого. 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 ІГПКС, 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 ділянок - зворотноточна.

2. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

В таблиці 2.1 наведено характеристики видобувної ділянки шахти «Павлоградська». В результаті виконання проекту необхідно запропонувати нову схему монтажу механізованого комплексу.

Таблиця 2.1 – Характеристики існуючої виймальної ділянки

Параметр	Значення	Кількість
Механізоване кріплення	МКД80	130
Очисний комбайн	КА80	1
Забійний конвєсер	СП250	1

У очисного комплексу типу 1МКД80 секції механізованого кріплення доставляються в шахту до місця установки на платформах у не розібраному виді.

Для даних гірничо-геологічних умов застосований механізований комплекс очисного обладнання 1МКД80, до складу якого входять механізоване кріплення 1КД80, комбайн КА80 з ланцюговим механізмом переміщення, скребковий конвєсер СП-251 з кабелеукладачем, перевантажувач на штреку, насосна станція, електрообладнання, система автоматичного й дистанційного управління машинами комплексу і інше допоміжне обладнання.

На шахтах українського Донбасу монтаж комплексу проводиться за першою схемою – підготовка монтажної камери механізованим комплексом. При цьому під час монтажу секції заводяться під дошку або брус. В лаві спостерігається підвищення кількості вивалам з привибійної частини, затискання секцій, при цьому кількість секцій посаджених на «жорстке» збільшується після зупинки лави постійно. У ряді випадків витягти секції не представляється можливим.

Час на монтаж комплексу на шахтах становить 30-35 днів, основна частка витрат часу пов'язана з монтажем секцій і перекріплення монтажної камери. При цьому простій в роботі лави призводить до непрямих витрат видобутку, а відповідно і прибутку. Виняток цього недоліку можливо при проведенні монтажу в заздалегідь підготовлену камеру або ходок.

Таким чином, в роботі пропонується проект монтажу комплексу із застосуванням заздалегідь підготовленої камери, що дозволить зменшити простої та непрямі витрати.

2.2 Розрахунок параметрів технології монтажу механізованого комплексу

2.2.1. Перевірочний розрахунок канату для лебідки ЛВ-25 №1

Визначасмо максимальну масу вантажу, чіпляється до канату

$$Q_p = Q_c + Q_s;$$

де: $Q_c = 600\text{кг}$ – маса посудини (площадки);

$Q_p = 13,3\text{т}$ – максимальна маса секції кріплення.

$$Q_p = 13300 + 600 = 13900\text{кг}$$

Розрахунок маси одного погонного метра канату

$$P_k = \frac{Q_p (\omega_s \cdot \cos \alpha_p + \sin \alpha_p)}{\sigma \cdot 10^5 / m_k \cdot \gamma - L_k (\omega_k \cdot \cos \alpha_{cp,s} + \sin \alpha_{cp,s})};$$

де: $L_k = 250$ м – максимальна довжина канату від лебідки до розрахункової точки;

$G = 1600\text{Н/мм}^2$ – межа міцності металевих дротів на розрив;

$\gamma = 9000 \text{ кг/м}^3$ – приведена маса канату;

$\omega_b = 0,03$ – коефіцієнт опору руху судин по рейкам;

$\alpha_{\max} = 6^\circ$ – максимальний кут нахилу виробки

$\alpha_{\text{ср.н}} = 5^\circ$ – середньозважений кут нахилу виробки;

$\omega_{\text{до}} = 0,3$ – коефіцієнт опору руху канату по ґрунту;

$$P'_k = \frac{1330(0,03 \cdot 0,9945 + 0,1045)}{1600 \cdot 10^3 / 5 \cdot 9000 - 250(0,3 \cdot 0,9962 + 0,0872)} = 0,402 \text{ кг}$$

За визначеною масою одного погонного метра канату, за ГОСТ 3077-80 підходить канат $d = 11,5$ мм і більше. Проектом приймаємо канат $d = 16,5$ мм, $F_{p,k} = 159 \text{ кН}$, $P_k = 1,0$ кг.

Розраховуємо фактичний статичний натяг канату

$$F_{\text{ст.макс}} = g \left\{ Q_p (\omega_b \cdot \cos \alpha_p + \sin \alpha_p) + P_k \cdot L_k (\omega_{\text{до}} \cdot \cos \alpha_{\text{ср.н}} + \sin \alpha_{\text{ср.н}}) \right\}$$

$$F_{\text{ст.макс}} = 9,8 (13300 (0,03 \times 0,9945 + 0,1045) + 1,0 \times 250 (0,3 \times 0,9962 + 0,0872)) = 14553 \text{ Н}$$

Фактичний запас міцності при транспортуванні секції кріплення КД-80:

$$m_{\text{к.р.}} = \frac{F_{p,k}}{F_{\text{ст.макс}}} = 159/14,553 = 10,9 \quad 10,9 > 5$$

де: $F_{p,k} = 159 \text{ кН}$ - розривне зусилля для канату,

$F_{\text{ст.макс}} = 14,553 \text{ кН}$, що значно менше тягового зусилля лебідки ЛВ-25

$F_{\text{м.л.}} = 25 \text{ кН}$. Проектом приймаємо для транспортування секцій кріплення КМ-80 по монтажній камері лебідку ЛВ-25.

Здійснюємо перевірку за умово самокатного руху вантажу, що чіпляється до канату.

Найбільш важким буде відрізок кінцевий ділянки монтажної камери з $\alpha_{\min} = 5^\circ$

мінімальна маса вантажу, що спускається за умовою самокатного руху

$$m_{min} = p_k \cdot L_k (w_k \cdot \cos \alpha_{cp,a} - \sin \alpha_{cp,a}) / (\sin \alpha_{min} - \omega_b \cos \alpha_{min}) =$$

$$1,0 \cdot 250(0,3 \cdot 0,9962 - 0,087) / (0,0872 - 0,03 \cdot 0,9962) = 924 \text{ кг} < 13900 \text{ кг}$$

де: $L_k = 250 \text{ м}$ – довжина канату від лебідки до розрахункової точки;

$\omega_b = 0,03$ – коефіцієнт опору руху посудин по рейках;

$\alpha_{min} = 5^\circ$ – мінімальний кут нахилу виробки;

$\alpha_{cp,a} = 5^\circ$ – середньозважений кут нахилу виробки;

$\omega_{до} = 0,3$ – коефіцієнт опору руху канату по ґрунту;

$P_k = 1,0 \text{ кг}$ – маса 1 м канату.

2.2.2. Розрахунок жорсткого бар'єру №1 по монтажній камері

Початкові дані:

$\alpha = 6^\circ$ – максимальний кут нахилу виробки;

$\psi = 30^\circ$ – кут нахилу балки;

$n = 2$ шт – кількість балок СВП-22 в решітці;

$a = 240 - 20 - 34 = 186 \text{ см}$ – висота від вісі підвіски до нижньої кромки

буферу;

$H = 240 - 20 = 220 \text{ см}$ – висота від вісі підвіски балки до підшви

виробки;

$b = 34 \text{ см}$ – висота від шпали до вагонетки;

$c = 94 \text{ см}$ – висота кузова від буфера вагонетки;

$f = 20 \text{ см}$ – довжина буферу вагонетки;

$Q_p = 13900 \text{ кг}$ – маса вантажу, що перевозиться;

$d = 10 \text{ см}$ – ширина балки;

$W = 100 \text{ см}^3$ – момент поперечного перерізу спец профілю СВП-22;

$l = 14 \text{ см}$ – висота між шпалою і ґрунтом;

$\sigma = 20 \cdot 10^3 \text{ Н/см}^2$ – межа міцності металу.

Визначаємо максимальний кут β деформації балки

$$\beta = \operatorname{arctg} \frac{f}{c} = \operatorname{arctg} \frac{20}{94} = 12^\circ$$

Визначаємо деформацію балки x :

$$X_1 = a \cdot \operatorname{tg} \varphi + \frac{d}{2 \cos \varphi} - \frac{d}{2};$$

$$X_2 = (a - l) \operatorname{tg} \beta - \frac{d}{2 \cos \beta} + \frac{d}{2};$$

$$X = X_1 + X_2;$$

$$X_1 = 186 \cdot 0,5774 + \frac{10}{2 \cdot 0,866} - \frac{10}{2} = 107 \text{ см}$$

$$X_2 = (186 - 14) \cdot 0,2126 - \frac{10}{2 \cdot 0,9782} + \frac{10}{2} = 37 \text{ см}$$

$$X = 107 + 37 = 144 \text{ см}$$

Визначаємо зусилля деформації балки:

$$F_1 = \frac{[\sigma]_r 1,2WH}{a \cdot b (\cos \varphi / 2)^2};$$

$$F_2 = \frac{[\sigma]_r 1,2WH}{(a - l/2)(b + l/2)(\cos \beta / 2)^2};$$

$$F_1 = \frac{20 \cdot 10^3 \cdot 1,2 \cdot 100 \cdot 240}{186 \cdot 34 (0,9659)^2} = 97606 \text{ Н} \approx 97,6 \text{ кН};$$

$$F_2 = \frac{20 \cdot 10^3 \cdot 1,2 \cdot 100 \cdot 240}{(186 - 14/2)(34 + 14/2)(0,9945)^2} = 79355 = 79,4 \text{ кН};$$

Визначасмо енергопоглинаючу здатність бар'єру

$$\mathcal{E}_e = n(F_1 X_1 + F_2 X_2) - Q_e (\sin \alpha - \omega_e \cdot \cos \alpha) X$$

$$\mathcal{E}_e = 2(97,6 \cdot 10^3 \cdot 1,07 + 79,4 \cdot 10^3 \cdot 0,37) - 13900(0,087 - 0,03 \cdot 0,9962)1,44 = 265996 \text{ Дж}$$

Визначаємо енергію скачується вагонетки

$$\mathcal{E}_e = Q_{B_i} \cdot h_i$$

де: $Q_{B_i} = 13900$ – маса вантажу;

$h_i = 20$ м – відстань від бар'єра до посудини.

$$h_i = l_i \cdot \sin \alpha = 10 \cdot 0,087 = 0,87 \text{ м}$$

$$\mathcal{E}_e = 13900 \times 0,87 \times 9,8 = 118511 \text{ Дж}$$

З порівняння величини $\mathcal{E}_e = 216830$ Дж з потенційною енергією $\mathcal{E}_e = 118511$ Дж слід, що жорсткий бар'єр №1 з СВП-22 має запас енергопоглинаючої здатності $265996/118511 = 2,24$.

2.2.3. Розрахунок канату лебідок ЛПК-10 №1, 2, 3, 4

Визначаємо максимальну масу вантажу, чіпляється до канату

$Q_p = 13,3$ т – максимальна маса секції кріплення

$$P_k = \frac{Q_p (\omega_c \cdot \cos \alpha_p + \sin \alpha_p)}{\sigma \cdot 10^5 / m_k \cdot \gamma - L_k (\omega_k \cdot \cos \alpha_{p,k} + \sin \alpha_{p,k})};$$

де: $L_{kp} = 100$ м – довжина канату від лебідки до максимально віддаленої розрахункової точки;

$G = 1600$ Н/мм² – межа міцності металевих дротів на розрив;

$\gamma = 9000$ кг/м³ – приведена маса канату;

$\omega_s = 0,3$ – коефіцієнт опору руху секції по ґрунту;

$\alpha_{\max} = 6^\circ$ – максимальний кут нахилу виробки;

$\alpha_{\text{ср.в}} = 5^\circ$ – середньозважений кут нахилу виробки;

$\omega_{\text{до}} = 0,3$ – коефіцієнт опору руху канату по ґрунту;

$$P'_k = \frac{1330(0,3 \cdot 0,9945 + 0,1045)}{1600 \cdot 10^5 / 5 \cdot 9000 - 10(0,3 \cdot 0,9962 + 0,0872)} = 0,92 \text{ кг}$$

За приведеною масою одного погонного метра канату проходить сталевий канат подвійного звивання ЛК-О ГОСТ 2688-80 $d=15$ мм. Проектом приймаємо канат подвійного звивання ЛК-О ГОСТ 2688-80 $d=22$ мм, $F_{p,k}=279$ кН, $P_k = 1,74$ кг.

Розраховуємо фактичний статичний натяг канату при транспортуванні волоком секції кріплення (Спуск) :

$$F_{\text{ст.макс}} = g(Q_p (\sin \alpha_p - \omega_s \cdot \cos \alpha_p) + P_k \cdot L_k (\sin \alpha_{\text{ср.в}} - \omega_{\text{до}} \cdot \cos \alpha_{\text{ср.в}}))$$

$$F_{\text{ст.макс}} = 9,8 (13300 (0,3 \times 0,9945 - 0,1045) + 1,74 \times 10 (0,3 \times 0,9962 - 0,0872))$$

$$= 25300 \text{ Н}$$

Фактичний запас міцності при транспортуванні волоком секції кріплення:

$$m_{k.p.} = \frac{F_{p,k}}{F_{\text{ст.макс}}} = 279/25,3 = 11 > 5$$

де: $F_{p,k} = 279$ кН – розривне зусилля для канату;

$F_{\text{ст.макс}} = 25,3$ кН, що значно менше тягового зусилля лебідки ЛПК-10

$F_{\text{т.л}} = 130$ кН.

Проектом приймаємо для транспортування волоком секцій кріплення КМ-80 лебідку ЛПК-10.

Наведемо в таблиці 2.2 характеристику прийнятого для монтажу обладнання.

Таблиця 2.2 – Прийняте для монтажу обладнання

Найменування обладнання	Місце встановлення	Діаметр канату	Призначення
Лебідка ЛПК-10 N 1	монтажна камера	d = 22.0 мм	розвантаження, розворот і монтаж секцій
Лебідка ЛПК-10 N 2	монтажна камера	d = 22.0 мм	розвантаження, розворот і монтаж секцій
Лебідка ЛВ-25	ніша на вент. штреці	d = 22.0 мм	доставка обладнання по лаві
Лебідка ЛПК-10 N 3	вент. штрек	d = 22.0 мм	
Лебідка ЛПК-10 N 4	конв. штрек	d = 22.0 мм	доставка обладнання по конв. штреку
навантажувальний полок	на вантажному майданчику		навантаження секцій
відхиляючі блоки	на лебідках		
Апаратура сигналізації й зв'язку АПК			зв'язок і сигналізація при монтажних і постачальних роботах

2.2.4. Кріплення лебідок за допомогою стійки тертя типу 13Т

Лебідка закріплюється 4-ма стійками 13Т, які одним кінцем встановлюються на раму лебідки, іншим в покрівлю виробки (див. Граф. частина).

Номінальний опір стійки 13Т складає 250 кН (25000 кгс).

$$250 \times 4 = 1000 \text{ кН}$$

Фактичний статичний натяг канату при транспортуванні волоком секції кріплення КД80 $F_{ст.мах} = 25,3$ кН.

Тягове зусилля лебідки ЛПК-10Б - 130 кН.

Запас міцності по максимальному тяговому зусиллю лебідки становить

$$N = \frac{\sum T_{cm}}{T_{лсб}} = 1000/130 = 7,69$$

Установка 4-х стійок 13Т забезпечує надійний запас міцності при кріпленні лебідок, які застосовуються для монтажу забійного обладнання.

2.2.5 Розрахунок міцності кріплення лебідок за допомогою анкерів

Початкові дані:

1. Статичний натяг канату – 25,3 кН.

2. Тип застосовуваного анкера – ШК-1м

Кількість анкерів, що перешкоджають зрушенню

$$n = \frac{4 \cdot \kappa \cdot T}{d^2 \cdot \pi \cdot \tau_{\phi}}$$

де: $d=20$ мм – діаметр анкерного болта анкера ШК-1м ($L= 1,8$ м);

$\tau_{\phi} = 280$ Н/мм² – межа міцності матеріалу анкера на зріз.

$$n = \frac{4 \cdot 2 \cdot 25300}{400 \cdot 3,14 \cdot 280} = 0,57 \text{ анкери}$$

Перевіримо по тяговому зусиллю лебідки.

Кількість анкерів, що перешкоджають зрушенню

$$n = \frac{4 \cdot k \cdot T}{d^2 \cdot \pi \cdot \tau_{\varphi}}$$

де: $T = 130$ кН – тягове зусилля лебідки.

$$n = \frac{4 \cdot 2 \cdot 130000}{400 \cdot 3,14 \cdot 280} = 2,95 \text{анкера}$$

З урахуванням дублюючого кріплення для кріплення лебідок за допомогою анкерів необхідно не менше 4-х анкерів.

2.2.6 Канати, способи причеплення, причіпні пристрої, стропи

Сталеві канати, що застосовуються на лебідках повинні відповідати вимогам діючих ГОСТів або ТУ. Розрахунковий запас міцності канату повинен відповідати вимогам ПБ. Діаметр застосовуваних канатів повинен бути не менше розрахункового. Забороняється експлуатація сталевих канатів при наявності на якій-небудь ділянці обривів дротів.

Канати лебідок ЛПК-10Б №№1, 2, 3, 4 – причіплювати за допомогою ланцюга 18x64, з'єднувальних ланок, болта М20x80 з гайкою. Канати лебідок повинні бути запанцировані, згідно вимог «Технологічних схем монтажу і демонтажу механізованих комплексів...». До шнеків комбайна канат чіпляється за допомогою спецхомутів (від аркового кріплення) виготовлених з круглого металу $d=20$ мм з різьбленням на кінцях, накладкою і 2 гайками М20. Хомут пропускається через наскрізний отвір гнізда установки зубки. На нього одягається петля канату, встановлюється планка і закручуються гайкою.

Причіпні пристрої, стропи, повинні задовольняти вимогам ТУ, ГОСТ. Для причеплення канату до рухомого складу допускається застосування

причіпних пристроїв ПС-1, ПС-2. Запанцирювання канату проводиться зажимами через коуш.

Затискачі Г- і U образні. Їх кількість повинна бути не менше шести: п'ять робочих, і один контрольний. При транспортуванні обладнання волоком по ґрунті трос закріплюється за допомогою монтажною петлі. (Див. Граф. частину).

2.2.7 Розрахунок відхиляючих блоків

Фактичний статичний натяг канату при транспортуванні волоком секції кріплення КД80 $F_{ст.маx} = 25,3$ кН.

Розрахунок зусилля, що діє на блок

$$S2 = \frac{P1}{2 * \cos\left(\frac{a}{2}\right)} = \frac{25.3}{2 * \cos\left(\frac{60}{2}\right)} = 14,6 \text{ кН}$$

де a – мах кут між гілками канату, град.

Кількість анкерів, що перешкоджають зрушенню

$$N = \frac{4 \cdot \kappa \cdot T}{d^2 \cdot \pi \cdot \tau_{\varphi}}$$

де: $d=20$ мм – діаметр анкерного болта анкера ШК-1м ($L=1,8$ м);

$\tau_{\varphi} = 280 \text{ Н/мм}^2$ – межа міцності матеріалу анкера на зріз.

$$N = \frac{4 \cdot 2 \cdot 14600}{400 \cdot 3,14 \cdot 280} = 0,33 \text{ анкери}$$

Приймаємо для кріплення блоку 1 анкер АСП або ШК-1М.

На цьому розрахунок проекту монтажу комплексу можна вважати завершеним.

2.3 Технологія виконання прийнятих рішень

Послідовність виконання робіт наведено в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Послідовність виконання прийнятих рішень з монтажу обладнання

№	Найменування і послідовність виконання робіт	Од. вимір.	Кількість, шт.
<i>Підготовчі роботи</i>			
1	Доставка і установка ЛПК-10, ЛШМ	шт.	5
2	Доставка і монтаж апаратури управління і зв'язку.	площ.	2
3	Розстановка засобів пожежогасіння.	згідно ПБ	
4	Установка розвантажувального полку	шт	1
<i>Монтажні роботи:</i>			
1	Монтаж і підключення енергопоїздів	од	20
2	Монтування нижніх приводних головок лавного конвеєра	од	1
3	Монтаж рептячного ставу конвеєра СП251	од	145
4	Монтаж ланцюга лавного конвеєра СП251	м	500
5	Монтаж секцій кріплення КД80	секцій	148
6	Монтаж перевантажувача ПСП-308	шт	1
7	Монтаж ланцюга перевантажувача ПСП-308	м	80
8	Монтаж комбайна КА80	шт	1
9	Монтаж верхньої приводний головки лавного конвеєра СП251 і косого виїзду	шт	1

10	Монтаж кріплення сполучення	шт	1
<i>Заключні роботи.</i>			
1	Демонтаж і видача навантажувального полку	шт	1
2	Демонтаж і видача лебідок ЛПК-10, ЛШМ, ЛВ	шт	5
3	Демонтаж і видача апаратури управління і зв'язку.	площ.	2

Доставлена в монтажну камеру секція кріплення розвантажується і транспортується волоком від місця розвантаження до місця установки лебідками ЛПК-10 № 2, 3 або № 4. Після доставки секції до місця установки шляхом перечінки канату лебідок ЛПК-10 через блок за передні і задні вушка, секція розгортається і встановлюється в потрібне положення. Підключається гідравлика до стійок і проводиться їх розпір.

Під час транспортування секції кріплення по монтажній камері знаходження людей можливо тільки на конвеєрному і вентиляційному штреках, або не ближче 5-ої секції, рахуючи від останньої змонтованої. Не дозволяється перебування людей в зоні дії канату і ймовірного руху блоку в разі обриву його кріплення.

Збірка конвесра проводиться в такому порядку:

- встановити головний привід, відбійник, підприводну плиту;
- на головному приводі встановити блоки зрошення;
- встановити перехідну секцію з підставкою, з'єднати її з приводом;
- встановити послідовно секції ставу з підставками;
- встановити лінійні секції ставу;
- встановити комплект бокового заїзду;
- підключити електродвигуни до силової мережі за схемою з'єднань комплексу;

- Перевірити, чи правильно підключено електродвигуни, включаючи кожен з них окремо; напрямок обертання приводного вала на кожному приводі має відповідати руху скребкового ланцюга:

Монтаж гідро - електрообладнання ведеться паралельно з монтажем секцій кріплення з відставанням за часом.

Гідрообладнання доставляється робочими ділянки і складається в спеціально відведеному місці на вентиляційному штреку. Рукава гідророзподільників повинні доставлятися до місця монтажу з заглушками, щоб уникнути забруднення. Заглушки знімають тільки перед з'єднанням елементів між собою. Монтаж гідросистеми виробляється в наступному порядку:

- розстановка кронштейнів під гідророзподілювачі;
- монтаж гідророзподілювачів;
- стикування магістральних труб з гідророзподілювачами, гідророзподілювачів з гідростійками і гідродомкратами.

Паралельно ведуться роботи по монтажу електрообладнання, для чого спочатку розставляються необхідне обладнання, яке в подальшому з'єднується між собою кабельними перемичками у відповідність до прийнятої електричною схемою. В монтажній камері кабелі, що підводять струм до комбайна і конвеєра, доставляються і укладаються в жолоб, а комбайновий кабель, крім того монтується в кабелеукладач.

Монтаж комбайну проводиться в основній монтажній камері (у верхній її частині) після монтажу секцій кріплення і ставу конвеєра лебідками ЛПК-10 N 1,2 через блок, підвішений за елементи секцій кріплення.

Після монтажу комбайна проводиться монтаж верхньої приводної головки лебідкою ЛПК-10 після монтажу останніх секцій кріплення і комбайна. Монтування нижньої приводної головки проводиться аналогічно монтажу нижньої приводної головки.

Монтаж кріплення сполучення проводиться ланкою ГРОВ або гірничомонтажників в кількості трьох чоловік за допомогою лебідки ЛПК-10

після монтажу приводної станції лавного конвеєра і першої секції мехкріплення.

2.4 Організація робіт на виробничій дільниці

Перед початком монтажу механізованого комплексу МКД80 повинен бути проведений попередній інструктаж робітників щодо безпечного виконання монтажних-демонтажних робіт.

Монтаж механізованого комплексу КД80 здійснюється бригадою з п'яти ланок, чотири з яких зайняті роботами по монтажу механізованого комплексу КД80, а одна ремонтна ланка займається ревізією, ремонтом гірничошахтного обладнання.

Загальне керівництво бригадою здійснює – бригадир. Керівництво на зміні виробляє – ланковий, який несе відповідальність за дотримання паспорта.

Згідно ПБ перед початком робіт бригадир, ланковий і робочі зобов'язані перевірити свої робочі місця і привести їх у безпечний стан. При цьому необхідно упевнитися у відповідності кріплення паспорта кріплення, нормальному провітрюванню і газової обстановці, пиловихобезпеки виробок, а також в справності запобіжних пристроїв, кабельної мережі, огорожень, сигналізації та інших засобів безпеки.

Перед початком робіт особа змінного нагляду зобов'язана впевнитися у відповідності кріплення затвердженим паспортом, в забезпеченні робочих місць провітрюванням, засобами пожежогасіння, а також в справності запобіжних пристроїв, кабельної мережі, огорожень, сигналізації, засобів зв'язку. Перед початком робіт, машиністи лебідок зобов'язані оглянути кріплення виробки близько лебідки, переконавшись в надійності її закріплення, справності гальм (на холостому ході), упевнитися в цілісності канату, наявності мастильних матеріалів в робочих органах лебідки, оглянути шлях доставки вантажу і при необхідності звільнити його.

- Позиція № 1 - монтажна камера. Працюють 4 людини (№№ 1, 2, 3, 4), здійснюють розвантаження секцій кріплення і гірничошахтного устаткування, доставку секцій кріплення і гірничошахтного устаткування по транспортній доріжці від місця розвантаження до місця монтажу, розворот і монтаж секцій кріплення лебідками №№ 2, 3, 4. Старший на позиції робочий № 1, він же ланковий.

- Позиція № 2 – сполучення вентиляційного штреку з монтажною камерою і ніша, взята в створі з монтажною камерою на вентиляційному штреку. Працюють 2 людини (№№ 5, 6). Старший на позиції робочий № 5. Здійснюють доставку секцій кріплення і гірничошахтного устаткування по монтажній камері до місця розвантаження. Робочий №5 обслуговує лебідку ЛВ-25 № 1.

Розподіл обов'язків всередині ланки проводиться гірничим майстром і бригадиром (ланковим) з урахуванням досвіду і кваліфікації кожного робітника.

Відповідальність за узгодженість дій при монтажі і транспортуванні обладнання комплексу несе старший робітник на позиції, призначений при отримання наряду старшим. Відповідальність за організацію робіт по монтажу комплексу КД80, створення безпечних умов праці несе начальник дільниці.

Всі операції з доставки обладнання комплексів волоком повинні проводитися робочими пройшли спеціальне навчання, ознайомленими під розпис з проектом організації монтажу (демонтажу) і безпечними методами праці.

Доставка обладнання може проводитися тільки при надійному кріплення виробок, відсутності в доставочному відділенні сторонніх предметів і забезпеченні зазорів не менше 0,25 м між переміщуваним обладнанням і елементами кріплення.

Доставка обладнання волоком по підшві проводиться з використанням допоміжних лебідок ЛПК-10Б. Швидкість доставки по почві монтажної (демонтажної) камери не повинна перевищувати 30 м/хв.

У разі необхідності управління лебідкою з місця її установки, включення останньої повинно проводитися тільки за сигналом.

Причеплення обладнання до тягового органу (канату, ланцюга) і відчеплення повинні проводитися тільки при вимкненій лебідці. Причеплення і обв'язка обладнання повинні проводитися тільки відповідно до схем, встановленими для даного виду обладнання та виконання даної операції, які відображені в експлуатаційно-технічній документації на це устаткування. Виробляти зачіпку за допомогою ломів і штирів забороняється.

Від'єднання стропів, причіпних пристроїв, тягових органів дозволяється проводити тільки після установки доставленого обладнання в стійке положення, що виключає його перекидання або сповзання.

Усі заходи з організації робіт наведено на Листі 2 графічної частини роботи.

2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці

2.5.1 Характеристика шахтних вантажопотоків

При відпрацюванні запасів шахтного поля вугілля транспортується з очисних вибоїв за такою ланцюжку: відбитий вугілля за допомогою скребкового конвеєра транспортується з лави на збірний пункт; конвеєром ПТК1 перевантажується на стрічкові конвеєра типу 2ЛТ80У, які зі збірного штреку (протяжністю 1600-2000м) доставляє вугілля на конвеєр 4 східного магістрального конвеєрного штреку, обладнаного конвеєрами типу 1Л100; далі, через вуглеспускних гезенків, на магістральний конвеєрний штрек пласта з1, обладнаного конвеєрами типу 1Л120; далі на 2-й західний МКШ, обладнаного конвеєрами типу 1Л120У; далі на МКШ пласта с5, обладнаного конвеєрами типу 2ЛУ120; далі на конвеєрний вугільний квершлаг,

обладнаний конвеєрами типу 2ЛУ120; далі на похилій конвеєрній квершлаг, обладнаний конвеєрами типу 2ЛУ120.

2.5.2 Перевірочний розрахунок дільничного стрічкового конвеєру

Зробимо розрахунок дільничного стрічкового конвеєра за умови навантаження на лаву рівній 1120 т/добу.

Розрахункова продуктивність конвеєра

$$Q_p = \frac{Q_{\text{свт}} \cdot k_n}{t_{\text{свт}} \cdot k_m} = \frac{1120 \cdot 2,0}{16 \cdot 0,8} = 175 (\text{м} / \text{год});$$

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

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

$k_m = 0,6 - 0,8$ – коефіцієнт машинного часу.

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

Попередньо вибираємо конвеєр типу 2ЛТ80.

Погонні маси рухомих частин

верхніх роликкоопор

$$q_p^I = \frac{m_p^I}{l_p^I} = \frac{15,4}{1,400} = 11 (\text{кг} / \text{м});$$

нижніх роликкоопор

$$q_p^{II} = \frac{m_p^{II}}{l_p^{II}} = \frac{9,4}{2,800} = 3,36 (\text{кг} / \text{м});$$

стрічки

$$q_s = m \cdot B = 14,0 \cdot 0,8 = 11,2 (\text{кг} / \text{м});$$

вантаж

$$q_{\sigma} = \frac{Q_{\sigma}}{3,6 \cdot V} = \frac{175}{3,6 \cdot 2,0} = 24,31 (\text{кг} / \text{м});$$

m_p^I, m_p^{II} - маси обертових частин верхньої і нижньої роликпор;

l_p^I, l_p^{II} - відповідно відстані між роликпорами;

m - маса 1м^2 стрічки;

B - ширина стрічки;

Сила тяги для переміщення гілок

нижньої

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

$c_2=1,1$ - коефіцієнт, що враховує місцеві опори;

$\omega=0,04$ коефіцієнт опору руху гілок;

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

верхньої

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

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

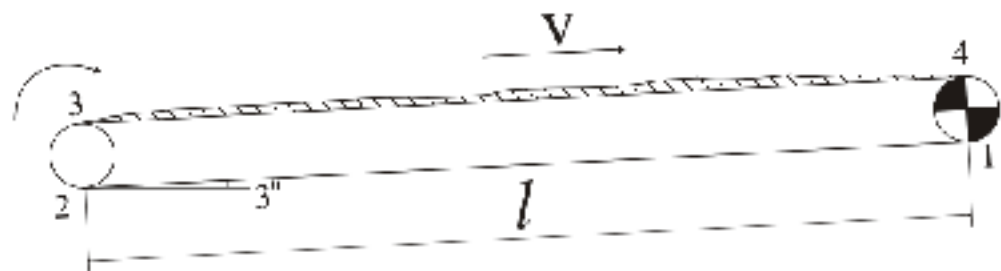


Рисунок 2.1 – Розрахункова схема дільничного транспорту

Тягове зусилля на приводних барабанах при роботі конвеєра:

$$F_{\text{впр}} = F_0 = F_{\text{мб.об}} = F_{4-1} = F_{1-2} + F_{4-3} = 1100 + 67600 = 68700 \text{Н}$$

Мінімальна початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі

$$F_{1\min} = F_{\text{ст. min}} = \frac{F_{\text{мг.ст}} \cdot k_f}{e^{f\alpha^2} - 1} = \frac{68700 \cdot 1.3}{8.17 - 1} = 35440H$$

$k_f = 1,3-1,4$ – 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

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

Максимальний натяг стрічки

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

Визначаємо руйнівний натяг стрічки

$$F_{\text{руп}} = 9.81 \cdot i \cdot B \cdot \sigma_{\text{сп}} = 9.81 \cdot 5 \cdot 80 \cdot 100 = 392400H;$$

i – кількість прокладок;

$\sigma_{\text{сп}} = 100$ кгс/см – межа міцності однієї прокладки.

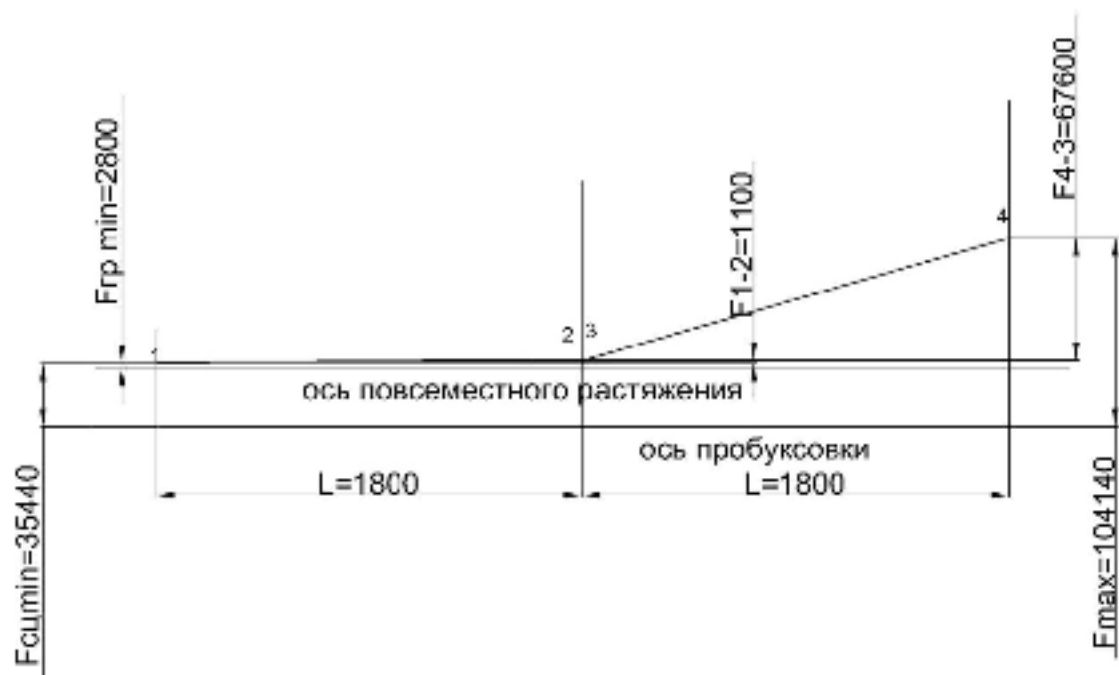


Рисунок 2.2 – Діаграма натягу стрічки конвеєра

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

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

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

Потужність двигуна

$$N_{\text{расч}} = \frac{F_{\text{м-с}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{расч}}}{1000\eta} = \frac{68700 \cdot 2 \cdot 1,1}{1000 \cdot 0,92} = 164(\text{кВт});$$

$k = 1,1-1,2$ – коефіцієнт режиму, що враховує нерівномірність роботи конвеєра.

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

2.5.3 Вибір засобів допоміжного транспорту

Засоби допоміжного транспорту призначені для доставки матеріалів, обладнання та людей за різними технологічними схемами транспорту. Основними факторами, що визначають види і обсяг перевезень допоміжним транспортом є тип кріплення в очисних і підготовчих вибоях, темпи посування очисних вибоїв, прийнята технологія ведення гірничих робіт, протяжність підтримуваних виробок.

Допоміжні матеріали за видами доставки: лісоматеріали, металева кріплення, сипучі матеріали, залізобетонні вироби, обладнання, в тому числі вузли машин і агрегатів, рідкі та мастильні матеріали.

Для доставки в очисній вибій (прохідницький) по виїмкових штреках приймаємо надгрунтову дорогу ДКН-3, призначену для транспортування матеріалів і устаткування гірничими виробками з ухилом до $\pm 0,09$ (кутом $\pm 5^\circ$). Відстань транспортування до 2000 м.

2.6 Вентиляція виробничої ділянки

Конструювання схеми вентиляції виробляємо на 2020 рік. Приймаємо центральну схему провітрювання. Спосіб провітрювання – всмоктуючий. Провітрювання здійснюється вентиляційною 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 H_0 , м	160
Глубина разработки H , м	140
Длина очистной выработки $S_{оч}$, м	160
Природная метаносность пласта X , м ³ /т	2.5
Пластовая влажность угля W , %	8.0
Зольность угля A_z , %	16.7
Выход летучих веществ V_f , %	40.0
Полная мощность угольных пачек пласта M_p , м	0.84
Вынимаемая полезная мощность пласта M_v , м	0.84
Вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослоек $M_{в.пр.}$, м	1.0
Скорость продвижения очистного забоя $V_{оч}$, м/сут	4.9
Угол падения пласта, град.	3
Время с момента окончания проведения подготовительной выработки до начала очистных работ, сут	45
Количество скранных целиков, шт.	0
Ширина охранного целика, м	0.0

Рисунок 2.3 – Фрагмент робочого вікна з вихідними даними

Характеристика зближених пластів та пропластків.

Индекс зближ. пласта	Мощность угольных пачек $M_{оп}$, м	Расстояние до разрабатываем. пласта $M_{оп}$, м	Метаносность природн. $X_{оп}$, м ³ /т	Пластов. влажн. угля W , %	Зольность угля A_z , %	Выход летучих веществ V_f , %	Кoeff. дегазации K_g
Подрабатываемые пласты							
c6	0.9	85.0	6.3	7.0	8.8	42.2	0.0
c5	1.1	20.0	7.3	6.0	8.1	42.6	0.0
Надрабатываемые пласты							
c1	0.9	20.0	10.5	5.9	10.1	41.3	0.0

Рисунок 2.4 – Фрагмент робочого вікна з характеристикою зближених пластів та пропластків

Індекс пласта	qпл, м3/ч	qсп.п м3/ч	qсп.н м3/ч	qпор, м3/ч	qв.п, м3/ч	qоч, м3/ч	qуч, м3/ч	Зв.п, м3/с	Зп, м3/с	Зв.п.мах м3/с
с4	0.59	1.48	0.97	0.06	2.51	3.01	3.09	0.000	0.000	0.0000
с6	1.85	0.00	0.00	0.15	0.15	1.73	2.00	0.000	0.000	0.0000
с5	1.28	0.19	0.17	0.11	0.48	1.56	1.75	0.000	0.000	0.0000
с4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.005	0.006	0.0000
с6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.008	0.011	0.0000
с5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.010	0.015	0.0000

Рисунок 2.5 – Фрагмент робочого вікна з характеристикою розрахунку прогнозу метанообільності гірничих виробок

Исходные данные	Значения
Длина очистной выработки $l_{оч}$, м	180
Вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослоек $M_{в.пр}$, м	1.0
Плотность угля, т/м ³	1.26
Коэффициент извлечения угля, доли единицы	0.98
Скорость продвижения очистного забоя $V_{оч}$, м/сут	6.30
Допустимая концентрация газа в исходящей С, %	1.3
Концентрация газа в поступающей на выемочный участок вентиляционной струе C_0 , %	0.5
Относительная газообильность очистной выработки $q_{оч}$, м ³ /т	3.0
Относительная газообильность выемочного участка $q_{уч}$, м ³ /т	3.1

Рисунок 2.6 – Вихідні дані до розрахунку допустимого навантаження на очисний вибій

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

Витрата повітря для провітрювання привибійного простору тупикової виробки дорівнює $Q_{з.л} = 2.5$ м³/с. Подача вентилятора місцевого провітрювання тупикової виробки $Q_{в} = 6.1$ м³/с визначена по мінімальній швидкості руху повітря. Витрата повітря, яке необхідно подати до місця установки ВМП дорівнює $Q_{п.в} = 8.7$ м³/с.

Витрату повітря для провітрювання виробок зведемо в таблицю 2.4.

Таблиця 2.4 – Витрата повітря для провітрювання гірничих виробок

індекс пласта	Очисна виробка, м ³ /с		Підготовча виробка, м ³ /с		
	лава	виїмкова ділянка	привиб. простір	подача вентилятора	до місця установки
C ₄	6,9	7,2	2,5	6,1	8,7
C ₅	4,6	4,8	2,5	6,1	8,7
C ₆	4,8	5,2	2,5	6,1	8,7

Витрата повітря для підтримуваних виробок.

До підтримуваним відносяться вироблення, які не використовуються для подачі свіжого повітря на виїмальних ділянки, в тупикові виробки, в камери і для відводу з них вихідного вентиляційного струменя.

Витрата повітря для таких виробок визначається за формулою

$$Q_{\text{под.л}} = S \cdot V_{\text{мін}}$$

де $V_{\text{мін}}$ – мінімально доступна швидкість руху повітря у виробках, провітрюваним за рахунок загально шахтної депресії.

Результати розрахунку зводимо в таблицю 2.5.

Таблиця 2.5 – Кількість повітря для підтримуваних виробок

Найменування виробок	Перетин S , м ²	Мінімальна швидкість $V_{\text{мін}}$, м/с	Кількість повітря $Q_{\text{под.л}}$, м ³ /с
1-й Північний МКШ	11,0	0,25	2,8
1-й Східний МКШ	11,0	0,25	2,8
2-й Східний МКШ	11,0	0,25	2,8
2-й Східний МВШ	11,0	0,25	2,8
МЗОШ пл. С ₁	14,0	0,25	3,5
4-й Східний МКШ пл. С ₄	13,0	0,25	3,3
Разом:			17,8

Наведемо результати витрат повітря за споживачами.

Таблиця 2.6 – Результати розрахунку повітря по споживачам

Споживачі повітря	Кількість об'єктів	Витрата повітря, м ³ /с
виїмкові ділянки	4	24,4
тупикові виробки	8	69,6
Підтримувані вироблення	6	17,8
камери:		
склади вибухових матеріалів	1	1,0
гараж зарядних	2	4,5
Витоку повітря через вентиляційні споруди:		
глухі перемички	26	11,24
шлюзи	34	66,4
Разом:		194,9

Загальна витрата повітря по шахті

$$Q_m = 1,1 \cdot 194,9 = 214,4 (\text{м}^3 / \text{с});$$

Наведемо результати розрахунку депресії за всіма виробками.

Таблиця 2.7 – Результати розрахунку депресії за виробками

Найменування виробки	номери вузлів	Тип кріплення	α $\frac{h \cdot c^2}{M^4}$	S, м ²	Kф	L, м	R , $\frac{h \cdot c^2}{M^5}$	Q, м ³ /с	h, Па	V, м/с
клітьовий стовбур	1-2	бетон	0,032	28,3	3,54	140	0,00093	214,4	42,8	5,83
клітьовий стовбур	2-3	-	0,032	28,3	3,54	20	0,00013	223,9	6,7	6,09
клітьовий стовбур	3-4	-	0,032	28,3	3,54	30	0,00020	208,5	8,7	5,67
клітьовий стовбур	4-5	-	0,032	28,3	3,54	45	0,00030	193,1	11,2	5,25
квершлаг на доп. ств.	5-6	-	0,0039	18,3	3,8	100	0,00026	163,1	6,9	6,86
квершлаг на доп. ств.	6-7	-	0,0039	18,3	3,8	20	0,00005	163,1	1,4	6,86
квершлаг на доп. ств.	7-8	-	0,0039	18,3	3,8	420	0,00109	160,8	28,1	6,76
маг. втк. штрек	8-9	СВП	0,02	14	3,8	410	0,01062	89,4	84,9	4,91
1й ЮМОШ	9-10	-	0,02	14	3,8	100	0,00259	119,4	36,9	6,56
1й ЮМОШ	10-11	-	0,02	14	3,8	300	0,00777	116,9	106,2	6,42
1й ЮМОШ	11-12	-	0,02	14	3,8	750	0,01943	114,9	256,5	6,31
1й ЮМОШ	12-13	-	0,02	14	3,8	100	0,00259	112,9	33,0	6,20
1й ЮМОШ	13-14	-	0,02	14	3,8	300	0,00777	83,4	54,1	4,58
1й ЮМОШ	14-15	-	0,02	14	3,8	750	0,01943	81,4	128,7	4,47
1й ЮМОШ	15-16	-	0,02	14	3,8	10	0,00026	79,4	1,6	4,36
1й ЮМОШ	16-17	-	0,02	14	3,8	40	0,00104	79,4	6,5	4,36
4й ВМОШ	17-18	-	0,02	13	3,8	50	0,00156	75,9	9,0	4,49
4й ВМОШ	18-19	-	0,02	13	3,8	580	0,01809	73,9	98,8	4,37
4й ВМОШ	19-20	-	0,02	13	3,8	180	0,00561	65,2	23,9	3,86
4й ВМОШ	20-21	-	0,02	13	3,8	540	0,01684	63,7	68,3	3,77
4й ВМОШ	21-22	-	0,02	13	3,8	180	0,00561	53,5	16,1	3,17
4й ВМОШ	22-23	-	0,02	13	3,8	720	0,02245	43,3	42,1	2,56
420 борт. штрек	23-24	-	0,021	10,2	3,8	70	0,00420	8,7	0,3	0,66
420 борт. штрек	24-25	-	0,021	10,2	3,8	1200	0,07205	7,2	3,7	0,54
420 лава	25-26	ДМ	-	2,1	-	160	2,48000	6,9	118,1	3,29

Продовження табл. 2.7

Найменування виробки	номери вузлів	Тип кріплення	α , $\frac{H \cdot c^2}{M^4}$	S , м ²	$K\phi$	L , м	R , $\frac{H \cdot c^2}{M^3}$	Q , м ³ /с	h , Па	V , м/с
420 зб. штрек	26-27	СВП	0,025	10,2	3,8	1200	0,08577	7,2	4,4	0,54
заїзд 420 зб. штрек	27-28	-	0,025	10,2	3,8	70	0,00500	8,7	0,4	0,66
4й ВМКШ	28-29	-	0,025	13	3,8	180	0,00702	24,2	4,1	1,43
4й ВМКШ	29-30	-	0,025	13	3,8	720	0,02806	25,7	18,5	1,52
4й ВМКШ	30-31	-	0,025	13	3,8	180	0,00702	35,9	9,0	2,12
4й ВМКШ	31-32	-	0,025	13	3,8	540	0,02105	46,1	44,7	2,73
4й ВМКШ	32-33	-	0,025	13	3,8	180	0,00702	54,8	21,1	3,24
4й ВМКШ	33-34	-	0,025	13	3,8	580	0,02261	56,3	71,7	3,33
Заїзд на 4й ВМКШ	34-35	-	0,025	13	3,8	70	0,00273	58,3	9,3	3,45
МКШ пл. С ₁	35-36	-	0,025	14	3,8	800	0,02591	63,8	105,5	3,51
МКШ пл. С ₁	36-37	-	0,025	14	3,8	400	0,01295	102,1	135,0	5,61
2й ЗМКШ	37-38	-	0,025	14	3,8	160	0,00518	104,1	56,2	5,72
1й ЮМКШ	38-39	-	0,025	14	3,8	1440	0,04663	114,9	615,7	6,31
вугледупускний гезенки	39-40	бетон	0,0039	9,3	3,54	20	0,00026	117,4	3,6	9,71
конв. уг. кв-г	40-41	СВП	0,025	15,9	3,8	370	0,00872	117,4	120,1	5,68
конв. уг. кв-г	41-42	-	0,025	15,9	3,8	370	0,00872	119,9	125,3	5,80
збійка між кв-ми	42-43	-	0,025	15,9	3,8	50	0,00118	122,4	17,6	5,92
накл. конв. кв-г.	43-44	-	0,025	15,9	3,8	50	0,00118	124,9	18,4	6,04
накл. конв. кв-г	44-45	-	0,025	15,9	3,8	100	0,00236	127,4	38,2	6,16
накл. конв. кв-г	45-46	-	0,025	15,9	3,8	200	0,00471	129,9	79,5	6,28
накл. конв. кв-г	46-47	-	0,025	15,9	3,8	70	0,00165	127,9	27,0	6,19
збійка гл. стовбура	47-48	бетон	0,025	18,3	3,8	50	0,00083	206,4	35,3	8,68
скиповий стовбур	48-49	бетон	0,0299	44,2	3,54	140	0,00029	214,4	13,1	3,73
Усього:	-	-	-	-	-	-	-	-	2768,2	-

Для автоматичного оперативного управління газовою обстановкою (концентрацією метану) в діючих виробках шахти з метою зняття обмежень на продуктивність виїмкових дільниць і шахти по газовому фактору, економії електроенергії на провітрювання і забезпечення високого рівня безпеки гірничих робіт, проектом передбачається впровадження системи автоматичного управління вентиляції шахти (САУ ВШ).

2.7 Охорона праці

2.7.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних виробничих факторів

На шахті мають місце такі небезпечні та шкідливі виробничі фактори:

- рухомі машини, механізми, рухомі частини виробничого обладнання;
- обвалюються гірські породи;
- підвищена запиленість повітря робочої зони;
- підвищений рівень шуму на робочому місці (біля ВМП, до 130 дБ, під час роботи очисного комбайну, компресорні установки);

- підвищений рівень вібрації (робота з перфораторами, на електровозах, прохідницьких комбайнах);
- небезпека ураження електричним струмом;
- відсутність природного освітлення;
- нервово-психічні перевантаження, монотонність праці.

2.7.2 Протипожежний захист виїмкової дільниці

У проекті розроблена схема протипожежного захисту виїмкової дільниці пл. С₄ на період побудови схеми вентиляції. Протипожежні засоби встановлюються в гірничих виробках у відповідності з [1].

Розстановка протипожежних технічних засобів наведена на схемі виїмкової дільниці рис. 2.7.

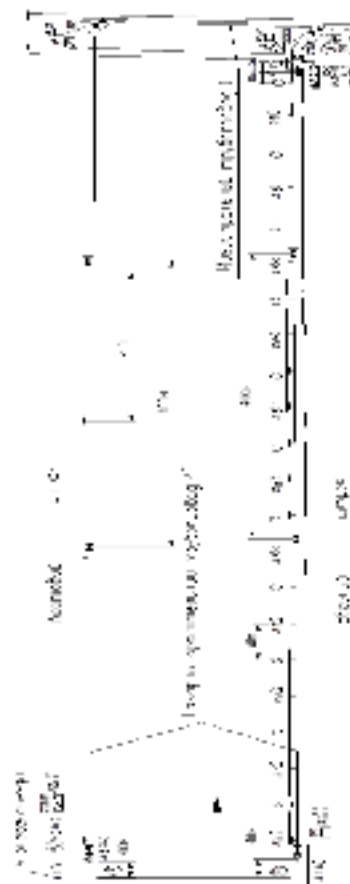


Рисунок 2.7 – Схема протипожежного захисту виїмальної дільниці

2.7.3 Оперативна частина плану ліквідації аварії

Наведемо в таблиці 2.8 заходи із порятунку людей і порядку ліквідації аварій.

Таблиця 2.8 – Оперативна частина плану ліквідації аварій при виникненні пожежі на 4 східному магістральному конвеєрному штреку під час виникнення пожежі

№	Заходи з порятунку людей і ліквідації аварії	Виконавець відповідальний за виконання заходів
1	викликати оперативний взвод 1 ДВГРС	<u>гірничий диспетчер</u> телефоністка
2	забезпечити прибуття на шахту відділення ДВГРС відповідно до диспозиції виїздів на аварії	<u>командир загону</u> черговий біля телефону ДВГРС
3	забезпечити нормальну роботу вентилятора головного провітрювання.	<u>головний механік</u> гірничий диспетчер черговий слюсар на ВГП.
4	сповістити людей про аварію. вивести всіх людей з шахти.	<u>гірничий диспетчер</u> змінні ІТП ділянок члени ВГК
5	послати не менше двох членів ВГК 402 лави з респіраторами та засобами пожежогасіння в 4-й ВМКШ до місця пожежі.	<u>головний інженер</u> гірничий диспетчер, Члени ВГК
6	забезпечити подачу води по протипожежному ставу 4-го ВМКШ.	<u>головний механік</u> черговий слюсар УСО
7	підготувати поїзд на р 235 м для доставки відділень ДВГРС до місця аварії	<u>начальник ВШТ</u> підземний диспетчер
8	направити відділення ДВГРС для виведення людей і ліквідації аварії	<u>головний інженер</u> командир ДВГРС

Наведемо в таблиці 2.9 шлях і час виходу людей при виникненні пожежі на 4 східному магістральному конвеєрному штреку під час виникнення пожежі із зазначенням позицій та дій.

Таблиця 2.9 – Шляхи та час виходу людей у разі виникнення пожежі

Шляхи і час виходу людей	Шляхи руху відділенні ДВГРС та завдання
<u>Працівники, 428 збірною штреку, 420 лави, 410 збірною і 410 бортового, а також 402 лави після оповіщення про аварії,</u> і по свіжому струмені зі своїх місць роботи виходять на 4ВМВШ (8-15 хв.), по ньому (10-26 хв.), далі по МЗОШ пл. С ₁ (12 хв.), (12 хв.), виходять до допоміжному стовбуру на гір.235 м.	1-е відділення ДВГРС по допоміжному стовбуру на горизонт 235 м, по пристовбуровому двору, 1 південному МЗОШ, по МЗОШ пл. С ₁ , на 4ВМКШ до місця пожежі для його обстеження і виведення людей
<u>Працівники знаходяться на 4 ВМКШ</u> включаються в саморятівники вживають заходів по ліквідації пожежі, в разі неможливості його ліквідувати слідує на 4ВМВШ (8-15 хв.), по ньому (10-26 хв.), далі по МЗОШ пл. С ₁ (12 хв.), 1 південному МЗОШ (12 хв.), виходять до допоміжному стовбуру на гор.235 м	2-е відділення ДВГРС по допоміжному стовбуру на горизонт 235 м, по пристовбуровому двору, 1 південному МЗОШ, по МЗОШ пл. С ₁ , на 4ВМКШ до місця пожежі для його гасіння
	3-е відділення ДВГРС по допоміжному стовбуру на горизонт 190 м, по 1 ВМОШ, збійки з 1 ЮМКШ, по 1 ЮМКШ, 2 ВМКШ, МКШ пл. С ₁ , 3ВМВШ, 428 бортовому штреку, збійки на 4ВМКШ, по 4 ВМКШ до місця пожежі для його гасіння

2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутку корисної копалини

Собівартість видобутку вугілля по шахті визначається укрупненим розрахунком з використанням звітних даних за попередній рік і внесенням поправок за основними статтями калькуляції, обумовленим прийнятими в проєкті конкретними рішеннями.

1.Затрати на оплату праці визначаються за формулою

$$P_{зп} = P_{зф} \cdot \left(1 - \alpha_3 \cdot \left(1 - \frac{D_{ф}}{D_{п}} \right) \right) + \frac{\Delta Z}{D_{п}}, \text{ у.о./т};$$

де $D_{ф}$ і $D_{п}$ – відповідно фактичний і запланований за проектом річний видобуток, тис. т;

$P_{зф}$ і $P_{зп}$ - відповідно фактична і проектна собівартість по елементу «витрати на оплату праці», $P_{зф} = 121,02$ у.о./т;

α_3 - питома вага умовно – постійних витрат в елементі собівартості, «витрати на оплату праці», $\alpha_3 = 0,5$ частки од;

ΔZ – зменшення фонду заробітної плати при здійсненні проектних рішень, тис. у.о./рік,

$$\Delta Z = D_{ф} \cdot P_{зф} \cdot \frac{\Delta N}{N}, \text{ тис. у.о./рік};$$

де N – чисельність працівників з видобутку за звітом шахти;

ΔN – чисельність працівників, які вводяться відповідно до проектних рішень, $\Delta N = 50$ люд.

$$\Delta Z = 1200 \cdot 121,02 \cdot \frac{50}{2684} = 2705 (\text{тис. у.о.});$$

$$P_{зп} = 121,02 \cdot \left(1 - 0,5 \cdot \left(1 - \frac{1200}{1331} \right) \right) + \frac{2705}{1331} = 117,10 (\text{у.о./т}).$$

2. Нарахування на заробітну плату:

$$P_{пз} = H_3 \cdot P_{зп}$$

$$P_{пз} = 0,506 \cdot 117,10 = 59,25 (\text{у.о./т}).$$

3. Допоміжні матеріали:

$$P_{мз} = P_{мф} \cdot \left(1 - \alpha_M \cdot \left(1 - \frac{D_{ф}}{D_{п}} \right) \right) + \frac{\Delta M}{D_{п}}$$

де $P_{мп}$ і $P_{мф}$ – відповідно проектна та фактична собівартість по елементу «матеріали», $P_{мф} = 84,24$ у.о./т;

ΔM – річне подорожчання або економія матеріалів;

α_m – питома вага умовно-постійних витрат в елементі собівартості «матеріали», $\alpha_m = 0,507$ частки од.

$$\Delta M = M_{ф} \cdot A_{год}^ф - M_{пр} \cdot A_{год}^н = 4,2 \cdot 381 - 4,2 \cdot 250 = 550,2 (\text{тис. у.о.})$$

$M_{ф}$, $M_{пр}$ – дільнична собівартість матеріалів за фактом і проекту відповідно, у.о./т;

$A_{год}^н$, $A_{год}^ф$ – річний дільничний видобуток за фактом і проекту відповідно, тис. т;

$$P_{мп} = 84,24 \cdot \left(1 - 0,507 \cdot \left(1 - \frac{1200}{1331} \right) \right) + \frac{550,2}{1331} = 80,45 (\text{у.о./т})$$

4. Куплені вироби і послуги виробничого характеру:

$$P_{мп} = P_{мпф} \cdot K, \text{ у.о./т};$$

де $P_{мп}$ і $P_{мпф}$ – відповідно проектна та фактична собівартість по елементу «послуги виробничого характеру», $P_{мпф} = 70,90$ у.о./т;

D_o – поправочний коефіцієнт, $K = 0,95$.

$$P_{мп} = 70,90 \cdot 0,95 = 67,36 \text{ у.о./т.}$$

5. Паливо:

$$P_{мп} = P_{тф} \cdot K, \text{ у.о./т};$$

де $P_{мп}$ і $P_{тф}$ – відповідно проектна та фактична собівартість по елементу «паливо», $P_{тф} = 10,83$ у.о./т;

D_0 – поправочний коефіцієнт, $K = 0,9$.

$$P_{\text{тп}} = 10,83 \times 0,9 = 9,75 \text{ у.о./т.}$$

6. Електроенергія:

$$P_{\text{эл}} = P_{\text{эф}} \cdot \left(1 - \alpha_{\text{э}} \cdot \left(1 - \frac{D_{\text{ф}}}{D_{\text{п}}} \right) \right) + \frac{\Delta \text{Э}}{D_{\text{п}}}$$

де $P_{\text{эл}}$ і $P_{\text{эф}}$ – відповідно проектна та фактична собівартість по елементу «електроенергія», $P_{\text{эф}} = 45,92 \text{ у.о./т.}$;

ΔE – річне подорожчання (або економія) витрати електроенергії, тис. у.о.

$$\Delta \text{Э} = Z_{\text{эл}}^{\text{пр}} \cdot D_{\text{п}} - Z_{\text{эф}}^{\text{пр}} \cdot D_{\text{ф}},$$

$Z_{\text{эл}}^{\text{пр}}$ і $Z_{\text{эф}}^{\text{пр}}$ – проектна і фактична собівартість по елементу «електроенергія» по очисній ділянці, у.о./т.

$$\Delta \text{Э} = 8,2 \cdot 381 - 9,12 \cdot 250 = 844,2 \text{ (тис. у.о.)};$$

$\alpha_{\text{э}}$ – питома вага умовно-постійних витрат в елементі собівартості «електроенергія», $\alpha_{\text{э}} = 0,678$ частки од.

$$P_{\text{эл}} = 45,92 \cdot \left(1 - 0,687 \cdot \left(1 - \frac{1200}{1331} \right) \right) + \frac{844,2}{1331} = 43,45 \text{ (у.о./т.)};$$

7. Амортизаційні відрахування:

$$P_{\text{ам}} = P_{\text{аф}} \cdot \left(1 - \alpha_{\text{а}} \cdot \left(1 - \frac{D_{\text{ф}}}{D_{\text{п}}} \right) \right) + \frac{\Delta A}{D_{\text{п}}}$$

де $P_{\text{пр}}$ і $P_{\text{ф}}$ – відповідно проектна та фактична собівартість по елементу «амортизація», $P_{\text{ф}} = 98,28$ у.о./т;

ΔA – зміна річної суми амортизаційних відрахувань, викликане проектним рішенням, тис. у.о.;

$$\Delta A = A_{\text{пр}}^{\text{год, уо}} - A_{\text{ф}}^{\text{год, уо}}$$

$A_{\text{пр}}^{\text{год, уо}}$, $A_{\text{ф}}^{\text{год, уо}}$ – проектні та фактичні річні відрахування на амортизацію по очисному вибою, тис. у.о..

$$\Delta A = 7419,1 - 104,8 = 7314,3 \text{ (тис. у.о.)};$$

α_a – питома вага умовно-постійних витрат в елементі собівартості «амортизація», $\alpha_a = 0,717$ частки од.

$$P_{\text{пр}} = 98,28 \cdot \left(1 - 0,717 \cdot \left(1 - \frac{1200}{1331} \right) \right) + \frac{7314,3}{1331} = 96,84 \text{ (у.о./т)}$$

8. Інші витрати:

$$P_{\text{пр}} = P_{\text{ф}} \cdot \left(1 - \alpha_{\text{в}} \cdot \left(1 - \frac{D_{\text{ф}}}{D_{\text{п}}} \right) \right)$$

де $P_{\text{пр}}$ і $P_{\text{ф}}$ – відповідно проектна та фактична собівартість по елементу «інші витрати», $P_{\text{ф}} = 20,68$ у.о./т;

$\alpha_{\text{в}}$ – питома вага умовно-постійних витрат в елементі собівартості «інші витрати», $\alpha_{\text{в}} = 0,913$ частки. од.

$$P_{\text{пр}} = 20,68 \cdot \left(1 - 0,913 \cdot \left(1 - \frac{1200}{1331} \right) \right) = 18,82 \text{ (у.о./т)}.$$

В таблиці 2.10 наведено результати розрахунків за елементами витрат.

Таблиця 2.10 – Результати розрахунків собівартості за елементами витрат

Елементи витрат	Витрати, у.о.			
	по проекту		по факту	
	на 1т	на весь обсяг	на 1т	на весь обсяг
1 матеріальні витрати	201,01	267544	216,24	259488
1.1 паливо	9,75	12977,3	10,83	12996
1.2 електроенергія з боку	43,45	57832	50,27	60324
1.3 послуги виробничого характеру	67,36	89656,2	70,9	85080
1.4 допоміжні матеріали	80,45	107079	84,24	101088
2. витрати на оплату праці	117,10	155860	121,02	145224
3. нарахування на заробітну плату	59,25	78865,2	61,24	73488
4. амортизація основних фондів	96,84	128894	98,25	117900
5. інші грошові витрати	18,82	25049,4	20,68	24816
позавиробничі витрати	10,80	14374,8	10,8	12960
повна собівартість	503,82	670588	528,23	633876
валові витрати	406,98	541693	429,98	515976

Економія відбувається за рахунок зниження витрат допоміжних матеріалів, а також за рахунок скорочення невиробничих витрат.

Вартість реалізованого вугілля, продукції допоміжних підсобних цехів і послуг складають валовий дохід шахти.

Таблиця 2.11 – Техніко-економічні показники проекту

Найменування показників	Од. вимір.	величина показників		відхилення показників	
		проект	факт.	±	%
обліковий штат:					
робочих на очисних роботах	люд.	620	570	50	8,77
робітників з видобутку вугілля	люд.	2420	2370	50	2,11
трудящих на шахті	люд.	2734	2684	50	1,86
змінна продуктивність праці:	т/люд.	2,77	2,72	0,05	1,84

Найменування показників	Од. вимір.	величина показників		відхилення показників	
		проект	факт.	±	%
робочого на очисних роботах робітника з видобутку вугілля	т/люд.	0,71	0,65	0,06	9,23
річна продуктивність праці: робітника з видобутку вугілля трудящого по шахті	т/люд.	550,00	506,33	43,67	8,62
	т/люд.	486,83	447,09	39,74	8,89
валові витрати	тис. у.о./рік	541693	515976	25718	4,98
амортизаційні відрахування	тис. у.о./рік	128894	117900	10994	9,32
валовий дохід	тис. у.о./рік	712085	642000	70085	10,92
ціна на вугілля	у.о./т	535	535	0	0,00
собівартість вугілля	у.о./т	503,82	528,23	-24,41	-4,62
вартість основних фондів	млн у.о.	438050	425000	13050	3,07
скоригований прибуток (збиток)	тис. у.о./рік	41497	8124	33373	410,80
чистий прибуток (збиток)	тис. у.о./рік	31123	6093	25030	410,80
загальна рентабельність виробництва	%	9,13	1,84	7,29	396,20
розрахункова рентабельність виробництва	%	6,85	1,38	5,47	396,38
річний економічний ефект за проектом	тис. у.о./рік	25030			

Отже річний економічний ефект від запровадження нової технології монтажу, а також пришвидшення вводу в експлуатацію нового очисного вибою складе 25 млн у.о.

2.9 Висновки

1. В процесі виконання проекту запропоновано нову технологію проведення монтажу механізованого комплексу МКД80. На відміну від існуючої технології запропонована технологія передбачає попереднє спорудження монтажної камери.

2. Впровадження нової технології дозволить скоротити часові витрати на монтаж комплексу МКД80, а також забезпечить більш безпечні умови праці.

3. Для заданих гірничо-геологічних умов визначено способи кріплення монтажної камери, проведено розрахунок параметрів обладнання, запропоновано структурну схему монтажу, а також описано технологію монтажу.

4. В результаті виконання проекту економія відбувається за рахунок зниження витрат допоміжних матеріалів, а також за рахунок скорочення невиробничих витрат.

5. Очікуваний річний економічний ефект від запровадження нової технології монтажу, а також пришвидшення вводу в експлуатацію нового вибою складе 25 млн у.о..

ВИСНОВКИ

В результаті виконання кваліфікаційної роботи запропоновано нову структуру циклу монтажу механізованого комплексу МКД80. Замість існуючої структури, яка передбачає наявність монтажної камери перед відпрацюванням очисного вибою запропоновано зводити монтажну камеру за допомогою прохідницького обладнання, попередньо перед завершенням відпрацювання вибою. Запропонована структура відрізняється від існуючої меншою питомою собівартістю видобутку, вищою надійністю, забезпечує безпечніші умови праці, а також дозволяє підвищити стійкість виробок та скоротити часові витрати на монтаж комплексу. Окрім цього запропоновано застосовувати канатні анкери.

Питома собівартість 1 т вугілля від запровадження нової технології знизиться на 25 у.о./т (528 у.о./т – для існуючої, 503 у.о./т – для запропонованої). В результаті виконання проекту економія відбувається за рахунок зниження витрат допоміжних матеріалів, а також за рахунок скорочення невиробничих витрат. Очікуваний річний економічний ефект від запровадження нової технології монтажу, а також пришвидшення строків вводу в експлуатацію нового комплексу складе 25 млн у.о.

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.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. НПАОП 10.0-1.01-10 Правила безпеки у вугільних шахтах. – К.: Друкарня ДП «Редакція журналу «Охорона праці» 2010. – 52 с.
2. Збірник інструкцій по правилам безпеки у вугільних шахтах. Том 1.- К.: Основа, 2003. – 478 с.
3. Збірник інструкцій по правилам безпеки у вугільних шахтах. Том 2.- К.: Основа, 2003. – 409 с.
4. 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.
5. 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.
6. Гелескул М.І., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. - М.: Недра, 1982. – 479 с.
7. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин: Підручник для вузів / Бондаренко В.І., Кузьменко О.М., Грядущий Ю.Б., Гайдук В.А., Колоколов О.В., Табаченко Н.М., Почепов В.М. – Дніпропетровськ, 2005. – 708с.
8. 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	$\frac{0,96 - 1,20}{1,03}$	$\frac{0,93 - 1,09}{0,99}$	1,26	1,28	52	3 – 5	складне, рідше просте	невитриманий
	C ^B ₈	$\frac{0,62 - 0,97}{0,70}$	$\frac{0,62 - 0,96}{0,70}$	1,26	1,27	7	3 – 5	просте	відносно витриманий
	C ^H ₈	$\frac{0,87 - 1,05}{0,95}$	$\frac{0,86 - 1,02}{0,94}$	1,26	1,27	24	3 – 5	складне	витриманий
	C ^H ₇	$\frac{0,60 - 0,82}{0,71}$	$\frac{0,60 - 0,80}{0,70}$	1,27	1,28	49	3 – 5	просте	відносно витриманий
	C ₆	$\frac{0,62 - 1,01}{0,88}$	$\frac{0,61 - 0,96}{0,86}$	1,27	1,28	39	3 – 5	просте, рідше складне	невитриманий
	C ₅	$\frac{0,67 - 0,96}{0,77}$	$\frac{0,67 - 0,95}{0,77}$	1,26	1,26	36	3 – 5	просте	відносно витриманий
	C ^B ₄	$\frac{0,61 - 1,08}{0,84}$	$\frac{0,60 - 1,00}{0,80}$	1,26	1,26	56	3 – 5	просте	відносно витриманий
	C ₁	$\frac{0,60 - 1,31}{0,97}$	$\frac{0,50 - 1,11}{0,90}$	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 $W_t^r, \%$ від-до середня	Зольність $A_d, \%$ від – до середня		Масова частка загальної сірки $S_d, \%$ від – до середня	Вихід летких речовин $V_{daf}, \%$ від – до середня	Товщина пластичного шару вугілля, мм від – до середня	Питома теплота згоряння $Q_{daf}, \text{ккал/кг}$ від – до середня	Збагачуваність вугілля по золі і сере
			Вугільних пачек	Вугілля та породних прошарків					
C_{10}^B	Γ_6	<u>5,0 – 13,2</u> 7,1	<u>2 – 18</u> 8	<u>2 – 29</u> 9	<u>0,7 – 4,2</u> 2,1	<u>36 – 46</u> 41	<u>6 – 12</u> 8	<u>7635 – 8415</u> 8123	легка
C_8^B	Γ_6	<u>2,3 – 9,3</u> 6,1	<u>2 – 18</u> 8	<u>2 – 28</u> 8	<u>0,6 – 3,2</u> 1,5	<u>32 – 44</u> 39	<u>6 – 17</u> 9	<u>7786 – 8480</u> 8184	легка
C_8^H	Γ_6	<u>3,8 – 8,7</u> 6,2	<u>2 – 18</u> 7	<u>2 – 25</u> 10	<u>0,6 – 3,0</u> 1,3	<u>35 – 46</u> 39	<u>7 – 15</u> 10	<u>7920 – 8395</u> 8169	легка
C_7^H	Γ_6	<u>2,6 – 7,7</u> 5,5	<u>2 – 20</u> 8	<u>2 – 30</u> 11	<u>0,6 – 4,8</u> 1,7	<u>33 – 45</u> 39	<u>7 – 17</u> 10	<u>7765 – 8624</u> 8167	легка
C_6	Γ_{11}	<u>2,0 – 6,0</u> 3,9	<u>2 – 20</u> 9	<u>2 – 29</u> 10	<u>0,3 – 3,9</u> 1,9	<u>32 – 45</u> 39	<u>7 – 19</u> 11	<u>7736 – 8565</u> 8230	легка
C_5	Γ_{11}	<u>2,2 – 7,4</u> 5,3	<u>2 – 20</u> 7	<u>2 – 30</u> 10	<u>0,4 – 3,1</u> 1,4	<u>35 – 44</u> 40	<u>8 – 20</u> 12	<u>7860 – 8510</u> 8247	легка
C_4^B	Γ_{11}	<u>2,1 – 6,4</u> 5,3	<u>2 – 16</u> 9	<u>2 – 30</u> 11	<u>0,4 – 3,4</u> 1,5	<u>35 – 46</u> 39	<u>7 – 21</u> 12	<u>7890 – 8710</u> 8300	легка
C_1	Γ_{11}	<u>1,3 – 5,3</u> 3,0	<u>2 – 19</u> 10	<u>2 – 30</u> 15	<u>0,4 – 3,7</u> 1,2	<u>35 – 46</u> 40	<u>7 – 22</u> 13	<u>7940 – 8675</u> 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	Самозаймістість вугілля	Вибухо-небезпека вугільного пилу
C ^B ₁₀	3	240	1 – 2	Аргіліти, алеволіти, 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	

