

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 _____ Сущенко Олександр Володимирович
(П.І.Б.)

академічної групи _____ 184-19зск-5 ІІІ
(шифр)

спеціальності _____ 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою _____ Гірництво

(офіційна назва)

на тему _____ Розробка параметрів технології виїмки вугілля стругами
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	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.

(прізвище, ініціали)

«_____» _____ 2022 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу
ступеня _____ **бакалавра**
(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студенту Сущенко О.В. академічної групи 184-19зск-5 ПІ
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології виїмки вугілля стругами
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.	24.04.2022 р.
Розділ 2	Обґрунтування технологічних та технічних рішень (заходів). Розрахунок параметрів. Транспорт та вентиляція.	22.05.2022 р.
Охорона праці	Заходи з охорони праці та підтримання нормальних умов праці, технічні засоби для їх реалізації.	06.06.2022 р.

Завдання видано _____
(підпис керівника)

Мамайкін О.Р.
(прізвище, ініціали)

Дата видачі 04.04.2022 р.

Дата подання до екзаменаційної комісії 10.06.2022 р.

Прийнято до виконання _____
(підпис студента)

Сущенко О.В.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 43 аркуші друкованого тексту, 12 рисунків, 7 таблиць, 19 джерел.

Ідея кваліфікаційної роботи полягає в розробці та використанні економіко-математичних моделей для обґрунтування області використання стругових установок для ведення очисних робіт на пласті С₄ шахти «Павлоградська».

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 видобутку вугілля на більш безпечне та з економічної точки зору переважне, представлена технологічна схема транспорту.

У розділі "Охорона праці" розглянуті заходи щодо боротьби з пилом, розглянуті шкідливі і небезпечні фактори, а також шляхи підвищення безпеки праці.

В економічній частині кваліфікаційної роботи виконано розрахунок економічного ефекту від підвищення зменшення питомої собівартості видобутку.

Результати кваліфікаційної роботи можуть бути використані при підготовці запасів, що залишилися в умовах шахт ПрАТ "ДТЕК Павлоградвугілля".

**ШАХТА, АНАЛІЗ ВИРОБНИЧОЇ СИТУАЦІЇ, СТРУГ,
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	11
1.4. Висновки	12
1.5. Вихідні дані на проект	13
2. Технологічна частина	14
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	14
2.2 Розрахунок параметрів технології механізованого видобутку вугілля	15
2.3 Технологія виконання прийнятих рішень	24
2.4 Організація робіт на виробничій дільниці	27
2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці	31
2.6 Вентиляція виробничої дільниці	34
2.7 Охорона праці	36
2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутої корисної копалини	38
2.9 Висновки	40
Висновки	41
Перелік посилань	42

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 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 видобутку вугілля за допомогою стругової установки, 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 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 конвєсрним 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 вантажолюдські 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 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.

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.

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.

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:		
Робочих на очисних роботах	люд.	570
Робочих з видобутку вугілля	люд.	2370
Працівників на шахті	люд.	2684
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

Основними складовими підвищення економічної ефективності виїмки тонких пластів є: поліпшення якості вугілля, що добувається за рахунок збільшення сортності та виключення присічок бічних порід; зниження частки витрат на підготовчі роботи і кінцеві операції; забезпечення навантаження на лаву більше 3000 т/добу. Найбільш поширена в даний час комбайнова технологія ведення очисних робіт часто ставить вибої на тонких пластах в розряд недостатньо ефективних через низькі навантаження.

Відомо, що основними технічними та економічними перевагами стругового виймання в порівнянні з комбайновим є: можливість підвищення концентрації гірничих робіт, досягнення високих темпів посування лінії очисного вибою і отримання за рахунок цього високих навантажень на вибій; підвищення якості вугілля, що видобувається за рахунок збільшення сортності та зниження зольності; більш висока ремонтнопридатність за рахунок винесення приводів в прилеглі гірничі виробки; більш висока

безпека при відпрацюванні пластів, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу.

Незважаючи на доведену на практиці високу ефективність, в останні десятиліття стругова виїмка на шахтах України застосовується в обмеженому обсязі. Основними причинами такого стану є: припинення видобутку вугілля на шахтах з найбільшим обсягом стругового виймання; недостатня інформованість працівників вугільних шахт і проектних організацій про переваги і недоліки стругового виймання, про умови застосування стругових комплексів, технічних характеристиках сучасних стругових механізованих комплексів; відсутність механізованих кріплень, які найбільш повно відповідають струговому вийманню; припинення серійного випуску стругових комплексів на пострадянському просторі.

Проаналізувавши виробничу ситуацію на шахті «Павлоградська» можна зробити висновок, що стримують розвиток виробництва можна запропонувати:

- а) збільшити продуктивність праці робітників в очисних вибоях, шляхом правильної розстановки людей на робочих місцях і ув'язки всіх операцій в часі;
- б) для зменшення обсягу прохідницьких робіт, застосовувати більш ефективні способи охорони виїмкових штреків;
- в) збільшити навантаження на очисний вибій шляхом використання стругової техніки.

1.4. Висновки

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

- 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.

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" і С₇" 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 конвесризації 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 діляниць - 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 структуру видобувного комплексу.

Таблиця 2.1 – Характеристики існуючої виймальної ділянки

Параметр	Значення
Потужність пласта	1,1 м
Довжина очисного вибою	180 м
Кут падіння пласта	5 ⁰
Механізоване кріплення	МКД80
Очисний комбайн	КА80
Забійний конвеєр	СП251

Існуюча на сьогоднішній день технологія видобутку вугілля з відпрацюванням виїмкових стовпів довжиною до 1000 п. м., довжиною лав 150-200 м очисними комплексами КД-80, з комбайнами КА-80, К-103 забезпечує навантаження в межах 1000 т на добу і якість вугілля, що видобувається на рівні 37%.

Забезпечення цих ключових показників можливо тільки при значному збільшенні кількості діючих очисних вибоїв, забійного обладнання, обсягів проведення гірничих виробок, чисельності робітників очисних вибоїв і прохідників. Виконання цих заходів призведе до значного зростання собівартості видобутого вугілля.

Проте завдання, щодо зниження собівартості вугілля цілком реальні і технічно здійсненні, але потребують докорінної зміни технології видобутку вугілля, проведення гірничих виробок з впровадженням прогресивних технологій і використання обладнання імпортного виробництва.

Як видно з порівняльної характеристики доцільно використовувати стругову установку.

У відповідності до прийнятого рішення необхідно обґрунтувати структуру механізованого комплексу, а також провести техніко-економічний аналіз.

2.2 Розрахунок параметрів технології механізованого видобутку вугілля

2.2.1 Розрахунок зусилля на різцях

В таблиці 2.2 наведемо вихідні дані.

Таблиця 2.2 – Вихідні дані до розрахунку

№	Показники	Значення (характеристика) показників
1	довжина лави	300 м
2	довжина виїмкового стовпа	2100 м
3	загальна довжина стовпа	2400 м
4	категорія порід основної покрівлі	A2-3
5	категорія стійкості:	
6	- безпосередньої покрівлі	B3-2
7	- ґрунту	П2
8	потужність, м:	
9	- основної покрівлі;	13-20
10	- безпосередньої покрівлі	0,2-1,5
11	наявність геологічних порушень	немає
12	небезпека пласта:	
13	- по гірським ударам;	безпечний
14	- за раптовими викидами;	безпечний
15	- по схильності до самозаймання	не схильний
16	кут падіння пласта, град.	40-4045'
17	потужність пласта, м:	
18	- загальна;	0,87
19	- виймальна	0,95
20	в тому числі:	
21	сумарна потужність породних прошарків вугілля	0,02-0,03
22	коефіцієнт міцності пор. прошарків	2,5
23	крок посадки основної покрівлі, м:	
24	- первинної	18-20

25	- подальшої	15-21
26	опірність вугілля різанню, кг / см	до 300
27	глибина розробки (горизонт відкочувального штреку), м	370-540
28	пластова зольність вугілля,% Експлуатаційна зольність вугілля	9,0 -
29	щільність вугілля, т/м ³	1,26
30	обводненість пласта, м ³ /год	до 1,5

Розрахунок проводимо на підставі [5] для товщини стружки $h=8$ см.

Щоб визначити потужність приводів при виборі товщини стружки для конкретних гірничо-геологічних умов, потрібно визначити зусилля виникають на різцях під час відбою вугілля від масиву.

Розрахунок зусиль різання на одному різці визначається за формулою

$$X_s = X_0 + fY_s, \text{ кгс};$$

де X_0 , X_s – сила різання на гострому і затупленому різці, кгс;

Y_s – віджимна сила на затупленому різці, кгс;

f – коефіцієнт опору руйнуванню.

Середня сила різання на гострому різці визначається за формулою:

$$X_0 = 1,1 \cdot A_p \cdot \frac{0,35 \cdot b_p + 0,3}{(b_p + h \cdot \operatorname{tg} \psi)} \cdot h \cdot t_p \cdot k_s \cdot k_y \cdot k_\phi \cdot k_{ca} \cdot k_{om} \cdot \frac{1}{\cos \beta}, \text{ кгс};$$

де A_p – опірність пласта руйнування в невідтиснутій зоні, (приймаємо 300 кгс/см);

h – товщина стружки, см;

t_d – розрахункова ширина зрізу, см (приймаємо 3 см);

b_d – розрахункова ширина ріжучої частини різця, см (приймаємо 10 см);

β – кут установки різця, градус (приймаємо 40 град);

Тангенс кута бічного розвалу борозни різання дорівнює

$$\operatorname{tg}\psi = \frac{0,45 \cdot h + 2,3}{h} = \frac{0,45 \cdot 8 + 2,3}{8} = 0,7375.$$

Коефіцієнт оголення забою для лінійних різців:

$$k_1 = [1 + 2 \cdot (\frac{t_{m,y}}{t_w} - 1)^2] \cdot 0,38 = [1 + 2 \cdot (\frac{12,8}{14,73} - 1)^2] \cdot 0,38 = 0,393 \text{ t}$$

$$t_{m,y} = (1,5 \div 1,8) \cdot h = 1,6 \cdot 8 = 12,8 \text{ см};$$

де $t_{m,y}$ – крок установки різців на струги, см.

Розрахунковий раціональний крок розстановки лінійних різців:

$$t_m = [\frac{7,5 \cdot h}{h + 0,65} + 0,3 \cdot h + (b_p - 2)] \cdot k_m = [\frac{7,5 \cdot 8}{8 + 0,65} + 0,3 \cdot 8 + (10 - 2)] \cdot 0,85 = 14,73 \text{ см}.$$

Для різців попередньої підрубки $k_3=1,0$; для різців, які працюють в кутовому різанні, k_3 приймаються наступними: 1,1...1,15 – для різця, що працює по верхній частині пласта, причому великі значення приймаються при різанні в'язких вугілля; 1,2...1,25 – для різця, що працює по нижній частині пласта, причому великі значення приймаються при різанні в'язкого вугілля.

Коефіцієнт k_y впливу кута різання на питому енергію різання приймається для в'язкого вугілля $k_y=0,98$.

Коефіцієнт k_ϕ форми передньої грані різця дорівнює: 1 – для різців з плоскою передньою гранню, 0,9-0,95 – для різців з овальною передньою гранню, 0,85-0,90 – для різців з клиноподібною передньою гранню (приймаємо 0,85) .

Коефіцієнт k_{cx} схеми різання дорівнює 1 для полублокованої і 1,17 для ступінчастої (приймаємо 1).

Коефіцієнт f' опору вибирається в межах 0,38 ... 0,44, причому менші значення приймаються для пластів високої опірності руйнуванню.

$$X_o = 1,1 \cdot 300 \cdot \frac{0,35 \cdot 10 + 0,3}{(10 + 8 \cdot 0,7375)} \cdot h \cdot 3 \cdot 0,3931 \cdot 0,98 \cdot 0,85 \cdot 1 \cdot 0,67 \cdot \frac{1}{0,766} = 271,09 \text{ кгс};$$

$$X_y = 271,09 + 0,38 \cdot 286,67 = 380,02 \text{ кгс}.$$

Середня віджимна сила на різці

$$Y_o = Y_o \cdot (1 + 1,8 \cdot S_3) = 121,99 \cdot (1 + 1,8 \cdot 0,75) = 286,67 \text{ кгс}.$$

Середня віджимає сила на гострому різці

$$Y_o = X_o \cdot k_n = 271,09 \cdot 0,45 = 121,99 \text{ кгс}.$$

Для в'язкого вугілля $k_n = 0,45$.

Середня розрахункова проекція S_3 (см²) площадки зносу різця на площину різання дорівнює: 1,2 при A_p до 200 кгс/см; 1 при $A_p = 200 \dots 250$ кгс/см; 0,75 при $A_p > 250$ кгс/см.

2.2.2 Розрахунок потужності привода стругу

Потужність привода струга визначається за рівнянням

$$P = P_1 + P_2 \cdot \lambda_2 + P_3 \cdot \lambda_3 + P_4 = \frac{P_1 + P_4}{1 - \lambda_2 - \lambda_3}, \text{ кВт};$$

де P_1 – корисна потужність, що витрачається на руйнування вугільного вибою, кВт;

P_4 – потужність холостого ходу стругу, кВт.

При роботі стругу па більш міцному вугіллі λ_3 буде більше. У розрахунках можна приймати $\lambda_3 = 0,1 \dots 0,2$, $\lambda_2 = 0,1 \dots 0,05$ (приймаємо $\lambda_2 = 0,1$; $\lambda_3 = 0,2$).

Корисна потужність P_1 може бути визначена з рівняння

$$P_1 = \frac{[(n-1) \cdot X_2 + k_1 \cdot X_3] \cdot v}{102 \cdot \eta}, \text{ кВт};$$

де η – ККД струга, $\eta = 0,3 \dots 0,5$, (приймаємо 0,3);

n – число одночасно працюючих різців (приймаємо 8);

k_1 – коефіцієнт, що враховує важкі умови роботи різця, орієнтовно $k_1=2\dots3$;

v – швидкість руху струга $v=0,5\dots3,6$ (приймаємо $v=3,6$ м/с – найбільш важкий режим роботи струга).

$$P_1 = \frac{[(n-1) \cdot X_2 + k_1 \cdot X_3] \cdot 3,6}{102 \cdot \eta} = \frac{[(8-1) \cdot 380,02 + 3 \cdot 380,02] \cdot 3,6}{102 \cdot 0,3} = 447 \text{ кВт}.$$

Потужність холостого ходу струга обчислюється з рівняння

$$P_4 = \frac{T_x \cdot v}{102 \cdot \eta}, \text{ кВт};$$

де T_x – сила тяги при холостому ході струга залежить від його ваги, коефіцієнта тертя між ним і направляючими конвеєра, ступеня заштибовки напрямної труби холостої гілки тягового ланцюга.

$$T_x = N \cdot W_o, \text{ кг};$$

де N – вага струга;

W_o – коефіцієнт опору руху ланцюга (приймаємо $W_o=0,2$).

$$T_x = 5000 \cdot 0,2 = 1000 \text{ кг};$$

$$P_4 = \frac{1000 \cdot 3,6}{102 \cdot 0,3} = 117 \text{ кВт};$$

$$P = \frac{447 + 117}{1 - 0,1 - 0,2} = 805,1 \text{ кВт}.$$

Розрахункова потужність приводів трохи вище встановленої потужності приводу струга складової 2x400 кВт.

Таким чином, для подальших розрахунків приймемо швидкість рухів струга рівною 2,0 м/с, а товщину стружки рівній 8 см за фактором різання.

2.2.3 Визначення товщини стружки за прийнятною здатністю конвеєра

Максимальна глибина різання визначається виходячи з пропускнуої здатності конвеєра і роботи струга в випереджаючому режимі ($v_c > v_k$) і визначається з [5] за формулою

$$h = \frac{F_k \cdot (v_c^2 - v_k^2)}{k_p \cdot m \cdot v_c \cdot [(2 \cdot n + 3) \cdot (v_c - v_k)]}, \text{ м};$$

де F_k – завантажувальний перетин конвеєра PF-3/822 = 0,27 м²;

V_k – швидкість руху ланцюга конвеєра PF3/822 = 1,32 м/с;

v_c – швидкість струга GY9-38v = 2 м/с;

k_p – коефіцієнт розпушення (приймемо $k_p=1,29$);

m – потужність пласта, що відпрацьовується, м;

n – будь-який числове значення (1, 2, 3 і т.д.) відповідне пропорції

$$\frac{v_c}{v_k} = \frac{2n + 1}{2n + 3};$$

$$\frac{2}{1,32} = \frac{2n+1}{2n+3};$$

$$4n + 6 = 2,64n + 1,32, \text{ звідки}$$

$$n = \frac{1,32 - 6}{4 - 2,64} = 1,4 \approx 1;$$

$$h = \frac{0,27 \cdot (2^2 - 1,32^2)}{1,29 \cdot 1,03 \cdot 2 \cdot [(2 \cdot 1 + 3) \cdot (2 - 1,32)]} = 0,068 \text{ м.}$$

З отриманих результатів видно, що товщина стружки, отримана по приймальні здатності конвеєра менше, ніж товщина стружки, отримана за фактором різання вугілля. У подальших розрахунках приймаємо товщину стружки рівну $h=6,8$ см.

2.2.4 Структура видобувного комплексу

В даному проекті для відпрацювання запасів пласта C_4 пропонується використовувати струговий комплекс німецької фірми DBT, який включає струг ковзаючого типу GH-9-38ve, секції кріплення DBT, забійний конвеєр PF-3/822. Дане обладнання має технічні характеристики, наведені в табл. 2.3 –2.5.

Таблиця 2.3 – Технічні характеристики стругу ковзаючого типу GH-9-38ve

№ п/п	Найменування основних параметрів і розмірів	Показник
1	довжина струга	3756 мм
2	можлива висота струга	600 - 850 мм
		805- 1120 мм
		1070- 1385 мм
		1335-1650 мм
3	мех. діапазон регулювання висоти	250 - 315 мм
4	глибина різання	до 215 мм
5	швидкість струга	0,5-3,6 м/с

6	Вага	4550-6350 кг
7	положення ґрунтових різців: становище 1; становище 2; становище 3; становище 4.	+20 мм
		-3 мм
		-15 мм
		-30 мм
8	встановлювана потужність:	2x400 кВт

Таблиця 2.4 – Технічні характеристики механізованого кріплення DBT

№ п/п	Найменування основних параметрів і розмірів	Одиниці виміру	Показник
1	потужність пласта	м	0,87-1,05
2	гут залягання пласта:	град.	до 35° до 10°
	- по простяганню; - по повстанню (падінню)		
3	питомий опір на 1 м ² підтримуваної площі	кН/м ²	900
4	опір секції	кН	1970
5	коефіцієнт гідравлічного розсувні, не менше		1,9
6	питомий опір на кінці передньої консолі перекриття, не менше	кН/м ²	903
7	кількість стійок	шт	2
8	опір стійки	кН	985
9	площа перекриття	м ²	5,28
10	середній тиск на ґрунт, не більше	МПа	2,04
11	крок установки секції	м	1,5
12	хід висування гідродомкрата пересування	м	0,8
13	крок пересування	м	0,077- 0,066
14	максимальний робочий тиск	МПа	32
15	зусилля при пересуванні:	кН	297 161
	- секції; - конвесра		
16	габаритні розміри секції:		750
	висота, мм: - мінімальна;		

	- максимальна довжина перекриття, мм: - з консоллю; - без консолі		1650 3520 1070
	ширина, мм		1500
17	коефіцієнт затяжки покрівлі		0,9
18	розміри проходу в кріплення: - висота, min; - ширина, min	М	0,5 0,7

Таблиця 2.5 – Технічні характеристики забійного конвеєра PF-3/822

№ п/п	Найменування основних параметрів і розмірів	Показник
1	продуктивність	1700 т/год
2	встановлена потужність	2x400 кВт
3	завантажувальний перетин конвеєра	0,27 м ²
4	швидкість руху ланцюга конвеєра	1,32 м/с
конвеєрний ланцюг		
5	тип	подвійний центральний ланцюг
6	калібр	34x126
7	кількість ланок між скребками	8
8	вага одного скребка	46 кг
9	вага одного метра ланцюга	22,7 кг/м
10	запас міцності ланцюга	1450 кН
11	робоче навантаження ланцюга	906 кН
12	коефіцієнт опору: - у верхньої гілки; - у верхній гілці при холостому ході; - в нижній гілці	0,52 0,24 0,40

У цьому варіанті без прив'язки до діючого на шахті «Проекту відпрацювання шахти» виконано розподіл шахтного поля по пласту С₄ з урахуванням впровадження на шахті нової технології видобутку вугілля із застосуванням стругів імпортного виробництва та іншої очисної та прохідницької техніки. Довжини виїмкових стовпів складають оптимально економічно доцільну довжину від 2,0 до 3,0 км, довжина лави – 250–350 п.м.

і запасом вугілля в одному виїмковому стовпі не менше 1,0 млн т. При цьому річний обсяг видобутку вугілля по шахті повинен бути не менше, ніж продуктивність вугільного підйому, а в окремих випадках і перевищувати його з подальшою реконструкцією підйомних установок. У разі невідповідності існуючих конвеєрних ліній по транспортуванню вугілля від стругових лав проводиться модернізація конвеєрів в бік збільшення їх продуктивності із заміною приводів і конвеєрних стрічок.

2.3 Технологія виконання прийнятих рішень

2.3.1 Розрахунок навантаження на очисний вибій

Продуктивність стругової установки

$$Q_{\max} = 3600 \cdot h \cdot m \cdot \gamma \cdot v_c, \text{ м/ч};$$

$$Q_{\max} = 3600 \cdot 0,068 \cdot 1,03 \cdot 1,26 \cdot 2 = 635 \text{ м/ч};$$

або

$$q_{\max} = \frac{635}{60} = 10,6 \text{ м/мин.}$$

Середньозмінне навантаження на струг GY9-38v

$$A_{\text{ср.}} = T_{\text{ср.}} \cdot q \cdot K_{\text{м}}, \text{ т/см};$$

де $T_{\text{ср.}}$ – тривалість зміни, $T_{\text{ср.}} = 360$ хв;

$K_{\text{м}}$ – коефіцієнт машинного часу.

$$A_{\text{ср.}} = 360 \cdot 10,6 \cdot 0,38 = 1450 \text{ т/см.}$$

Середньодобове навантаження на очисний вибій

$$A_{\text{св}} = A_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}}, \text{ т / сутки};$$

де $n_{\text{см}}$ – кількість змін з видобутку вугілля.

$$A_{\text{св}} = 1450 \cdot 3 = 4350 \text{ т / сутки} .$$

Вихід зі стружки

$$Ц = L \cdot h \cdot m_e \cdot \gamma \text{ Т};$$

$$Ц = 300 \cdot 0,068 \cdot 1,03 \cdot 1,26 = 26,5 \text{ т}.$$

Необхідна кількість стружок на добу

$$n = \frac{A_{\text{св}}}{Ц} = \frac{4350}{26,5} = 164 .$$

Необхідний відхід на добу

$$O = n \cdot h = 164 \cdot 0,068 = 11 \text{ м / сутки} .$$

Річне посування лави

$$V_{\text{год}} = O \cdot N_{\text{р.д.}} = 11 \cdot 300 = 3300 \text{ м / год} .$$

де $N_{\text{р.д.}} = 300$ кількість робочих днів у році.

2.3.2 Загальна характеристика виконання прийнятого рішення

Сам струг є чисто механічним агрегатом. Приводи на обох кінцях лави тягнуть струг уздовж вибою зі швидкістю до 3,6 м/с при глибині стружки до 250 мм в залежності від міцності вугілля. Завдяки цьому стругові установки можуть досягти продуктивності до 1500 тонн вугілля на годину, навіть на пластах дуже малої потужності.

Автоматизовані стругові установки є найбільш надійними видобувними агрегатами, і дозволяють отримувати вугільні запаси на пластах малої потужності з найбільшою рентабельністю. Повна система автоматизації дозволяє встановити певну глибину стружки і скорочує присічки породи, навіть при проходженні зон геологічних порушень або при експлуатації на пластах з нерівномірною структурою залягання.

Присутність персоналу необхідно тільки для монтажних робіт і технічного обслуговування, а також для здійснення дистанційного керування – від пульта управління в кінці лави або з пульта диспетчера, що знаходиться на поверхні.

Так як струг проходить не під козирками секцій, то він вимагає менше простору у верхній частині на відміну від комбайна – таким чином, відпадає необхідність присічки породи при проходженні видобувного агрегату. Це призводить до меншого зносу обладнання і скорочує витрати на збагачення вугілля.

При видобутку по стругових технологіях досягається менше пилоутворення, ніж при ріжучої видобутку із застосуванням комбайна. А так як струг працює з меншою глибиною стружки, то і зміст метану значно менше в порівнянні з комбайнковою лавою. Також і відстань від кінця козирка до вугільного вибою менше, так як видобуток ведеться на менших відрізках.



Рисунок 2.1 – Ковзний орган стругу

При збільшенні (або зменшенні) потужності пласта передбачається можливість установки (або зняття) на струг проставок з різцями, а для більш точного налаштування – безступінчатого регулювання положення верхнього різця черв'ячною передачею або змінними прокладками.

2.4 Організація робіт на виробничій дільниці

Робочі кожної видобувної змінної ланки комплексної добової бригади розподіляються по робочих місцях для виконання робіт, супутніх виїмки вугілля струговою установкою. Управління струговою установкою здійснюють машиніст і його помічник. У відрізок часу, відведений для виконання підготовчо-заклучних операцій, вони здійснюють перевірку і підготовку до роботи приводних станцій і струга.

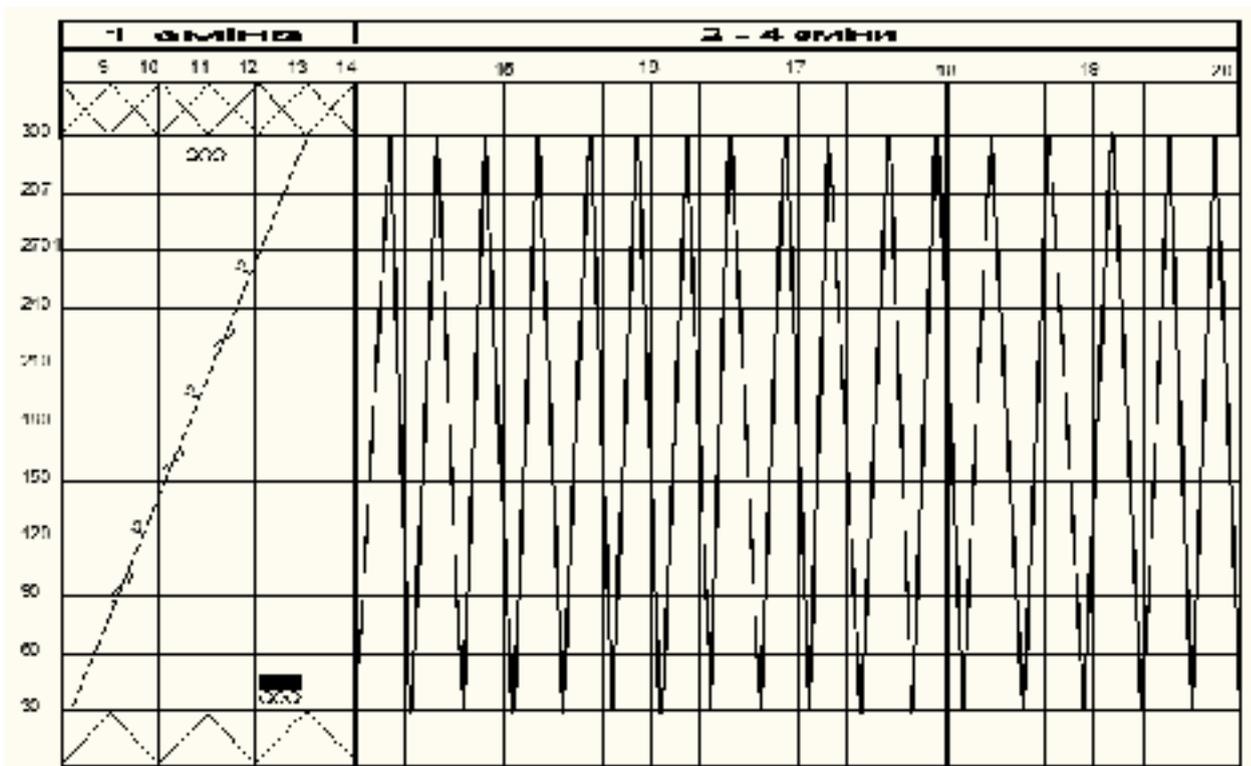


Рисунок 2.2 – Planoграма робіт

Машиніст стругової установки (основне робоче місце біля пульта управління, розташованого біля приводної станції в конвесрній виробці очисного забою) виробляє пуск установки, стежить за роботою струга і конвесера, виробляє їх зупинку при появі нетранспортабельних плит вугілля і в інших випадках технологічної необхідності, а також при відмовах устаткування. При ручному управлінні реверсом струга вмикає і вимикає установку при появі струга у кінців очисного забою. Періодично проводить пересувку гідрофікованого столу з приводною станцією.

Помічник машиніста (основне робоче місце – кнопковий пульт у приводної станції у вентиляційній виробці) стежить за роботою струга і конвесера, здійснює їх зупинку при технологічній необхідності або відмові обладнання. При ручному управлінні стругом діє так само, як машиніст, виконує всі супутні роботи.

Найменування професії	Кількість людей				Графік виходу								
	1 ЗМІН	2 ЗМІН	3 ЗМІН	4 ЗМІН	1 ЗМІН	2 ЗМІН	3 ЗМІН	4 ЗМІН	1 ЗМІН	2 ЗМІН	3 ЗМІН	4 ЗМІН	
Механік пружної установки	1	1	1	1									
Політехнік	1	1	1	1									
Робітник очисного вибою	12	6	3	3									
Машиніст підземної установки	1	1	1	1									
Електролютер	1	1	1	1									
П. К. М. П.													

Рисунок 2.3 – Графік виходу працівників

Пересування кріплення здійснюється автоматично з використанням апаратури контролю і пересування секцій кріплення з конвеєрної виробки ділянки. Крок пересування кріплення – 0,8 м.

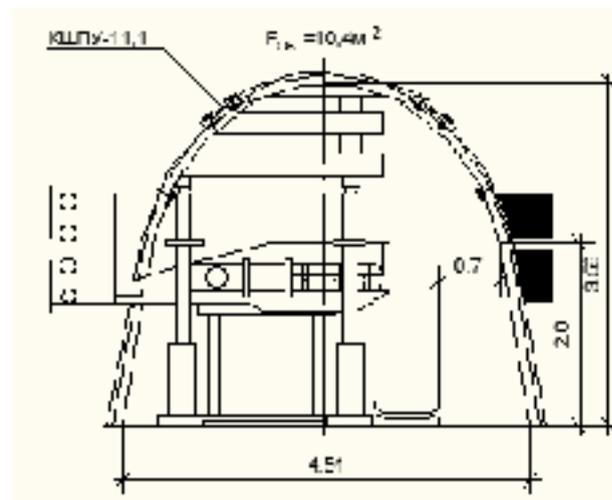


Рисунок 2.4 – Переріз сполучення очисного вибою з конвеєрною виробкою

Дроблення нетранспортабельних плит вугілля здійснюється дробаркою встановленою на конвеєрній виробці очисного забою.

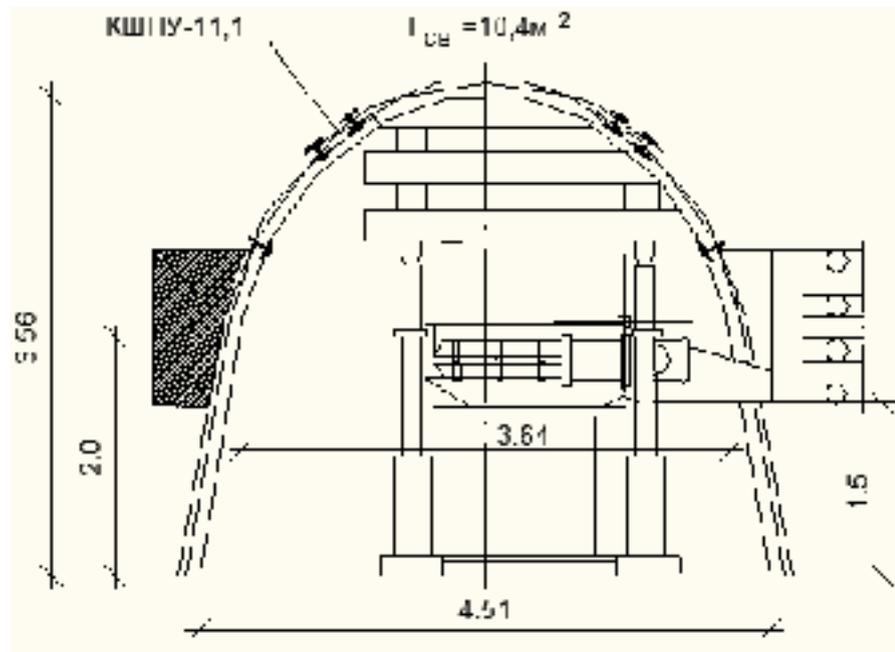


Рисунок 2.5 – Переріз сполучення очисного вибою з вентиляційною виробкою

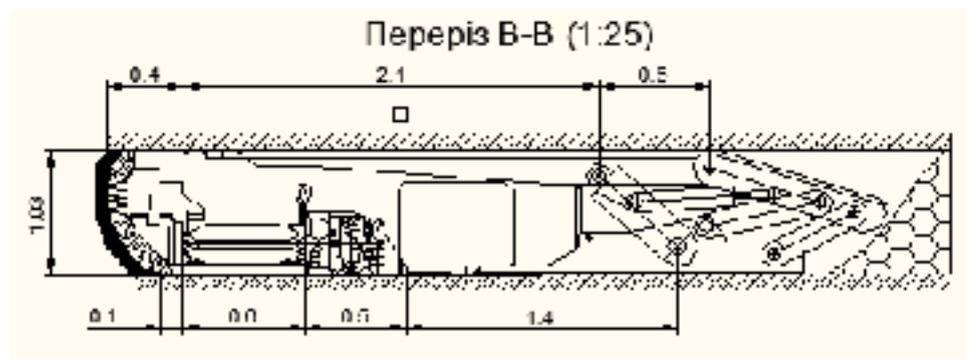


Рисунок 2.6 – Переріз виробки обладнаної струговою установкою

Оформлення сполучень очисного забою з конвєсною і вентиляційною виробками, в періоди між перестановками кріплення сполучення, включаючи зачистку вугілля, що виноситься стругом з очисного вибою, установку стійок під верхняки основний кріплення конвєсної вироблення позаду приводної станції, витяг у вентиляційній виробці стійок з-під верхняків попереду приводний станції і верхняків позаду кріплення сполучення, зведення під

покрівлю у конвеєрній виробленні залізобетонних плит і кострів і у вентиляційній – кострів здійснюється трьома ГРОЗ на кожному з штреків

2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці

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

Розрахункова продуктивність конвеєра

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

де: $t_{зм} = 16$ 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

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

нижніх роликкоопор

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

стрічки

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

вантаж

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

$m_{\text{р}}^I, m_{\text{р}}^{II}$ - маси обертових частин верхньої і нижньої роликпор;

$l_{\text{р}}^I, l_{\text{р}}^{II}$ - відповідно відстані між роликпорами;

m - маса 1м^2 стрічки;

B - ширина стрічки;

Сила тяги для переміщення гілок

нижньої

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

$c_2=1,1$ - 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

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

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

Тягове зусилля на приводних барабанах при роботі конвєсера:

$$F_{\text{всп}} = F_0 = F_{\text{ср.сб}} = F_{4-1} = F_{1-2} + F_{4-3} = 1100 + 67600 = 68700 \text{Н}$$

Мінімальна початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі

$$F_{1\text{min}} = F_{\text{ср. min}} = \frac{F_{\text{ср.сб}} \cdot k_f}{e^{f\alpha^2} - 1} = \frac{68700 \cdot 1,3}{8,17 - 1} = 35440 \text{Н}$$

$k_f=1,3-1,4$ - 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

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

Максимальний натяг стрічки

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

Визначаємо руйнівний натяг стрічки

$$F_{rup} = 9.81 \cdot i \cdot B \cdot \sigma_{sp} = 9.81 \cdot 5 \cdot 80 \cdot 100 = 392400H;$$

i - кількість прокладок;

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

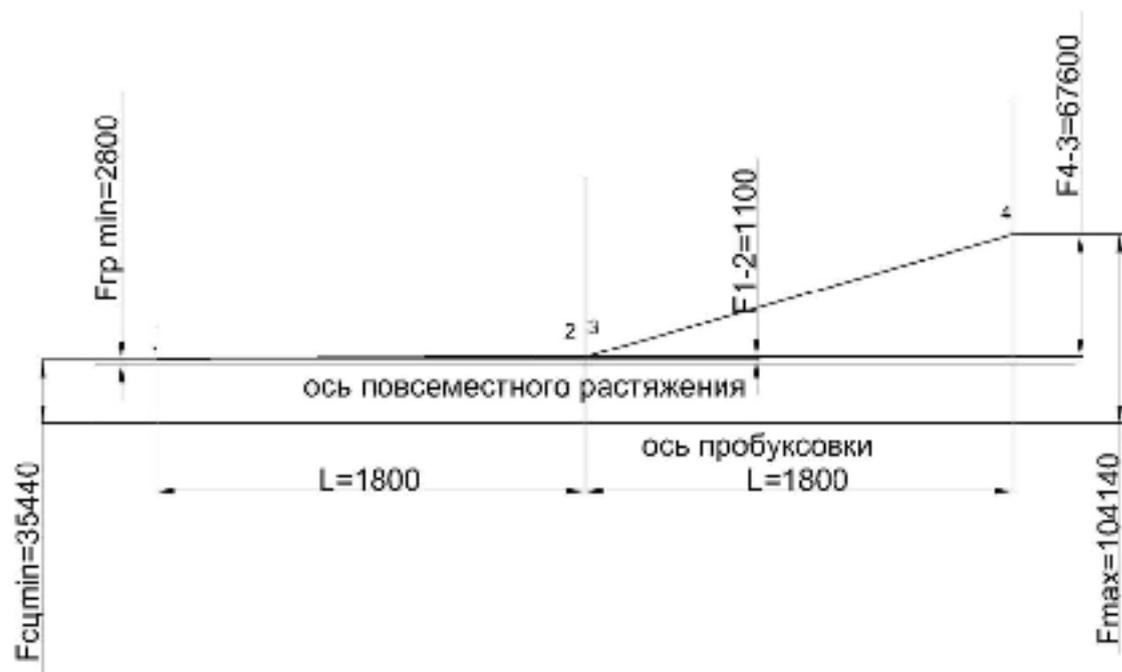


Рисунок 2.7 – Діаграма натягу стрічки конвеєра

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

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

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

Потужність двигуна

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

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

За результатами розрахунку видно, що мінімально можливу кількість конвеєрів типу 2ЛТ-80 в дільничній виробленні становить 3 штуки по 600 м кожен. Остаточо 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 2021 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 U_f , %	40.0
Полная мощность угольных пачек пласта M_p , м	0.84
Вынимаемая полезная мощность пласта M_b , м	0.84
Вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослоек $M_{в.пр.}$, м	1.0
Скорость подвигания 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 охранных целиков, шт.	0
Ширина охранный целика, м	0.0

Рисунок 2.8 – Фрагмент робочого вікна з вихідними даними

Характеристика обліжених пластів и пропластків.

Индекс обліж. пласта	Мощность угольных пачек $M_{сп}, м$	Расстояние до разрабатываем. пласта $M_{пр}, м$	Метано-носность природн. $X_{сп}, м^3/т$	Пластов. влажн. $W, \%$	Поль-ность углл $A_{в}, \%$	Выход летучих веществ $V_{в}, \%$	Коефф. догаза K_d
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
Подрабатываемые пласты							
c1	0.9	20.0	10.5	5.9	10.1	41.3	0.0

Рисунок 2.9 – Фрагмент робочого вікна з характеристикою зближених пластів та пропластків

Индекс пласта	$q_{пл}, м^3/т$	$q_{сп.п}, м^3/т$	$q_{сп.н}, м^3/т$	$q_{пор}, м^3/т$	$q_{в.п}, м^3/т$	$q_{оч}, м^3/т$	$q_{уч}, м^3/т$	$J_{э.п}, м^3/с$	$J_{п}, м^3/с$	$J_{э.п.мах}, м^3/с$
c4	0.59	1.48	0.97	0.06	2.57	3.07	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	0.070	0.075	0.0000

Рисунок 2.10 – 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, t/m^3	1.26
Коеэффициент извлечения угля, доли единицы	0.98
Скорость подвигания очистного забоя $V_{оч}, м/сут$	6.30
Допустимая концентрация газа в исходляей $C, \%$	1.3
Концентрация газа в поступающей на взвешочный участок вентиляционной струе $C_0, \%$	0.5
Относительная газообильность очистной выработки $q_{оч}, м^3/т$	3.0
Относительная газообильность взвешочного участка $q_{уч}, м^3/т$	3.1

Рисунок 2.11 – 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 $Q_v = 6.1$ 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.

Прийнята вентиляторна установка здатна забезпечити провітрювання очисної виробки.

2.7 Охорона праці

За пожежонебезпеки шахта відноситься до першої категорії. Небезпечні зони по пожежонебезпеці не постійні. Згідно вимог ПБ кріплення гірничих виробок повинна бути негорючою. Кріплення основних виробок відповідає цій вимозі. Збірні, бортові штреки, що примикають до очисних вибоїв, закріплені металевим кріпленням з дерев'яною затягуванням і оброблено вогнезахисними складами, згідно ПБ. Відповідно до вищесказаного кріплення виробок виконано негорючим кріпленням і додаткових заходів не вимагає.

Для запобігання виникнення ендегенних пожеж, відпрацьовані ділянки шахтного поля і зони геологічних порушень повинні бути ізольовані. Термін ізоляції встановлюється головним інженером шахти, але не більше 2-х місяців з часу відпрацювання ділянки шахтного поля.

Збірні штреки, обладнані стрічковими конвеєрами, на 5 м по обидві сторони від приводів конвеєрів, закріплені негорючим кріпленням (металевим кріпленням з ж/б затягуванням), якщо вироблення на всьому протязі закріплена металевою арочним кріпленням під дерев'яну затяжку.

Через 50 м по протипожежному ставу встановлені пожежні крани, ящики, де зберігається 20 м пожежного рукава зі стволом. З обох сторін приводних головок стрічкових конвеєрів на відстані 10 м встановлені додаткові пожежні крани і ящики з рукавом і стволом. Кожна приводна головка стрічкового конвеєра обладнана стаціонарною водяною завісою типу УАК-2, що приводиться в дію автоматично.

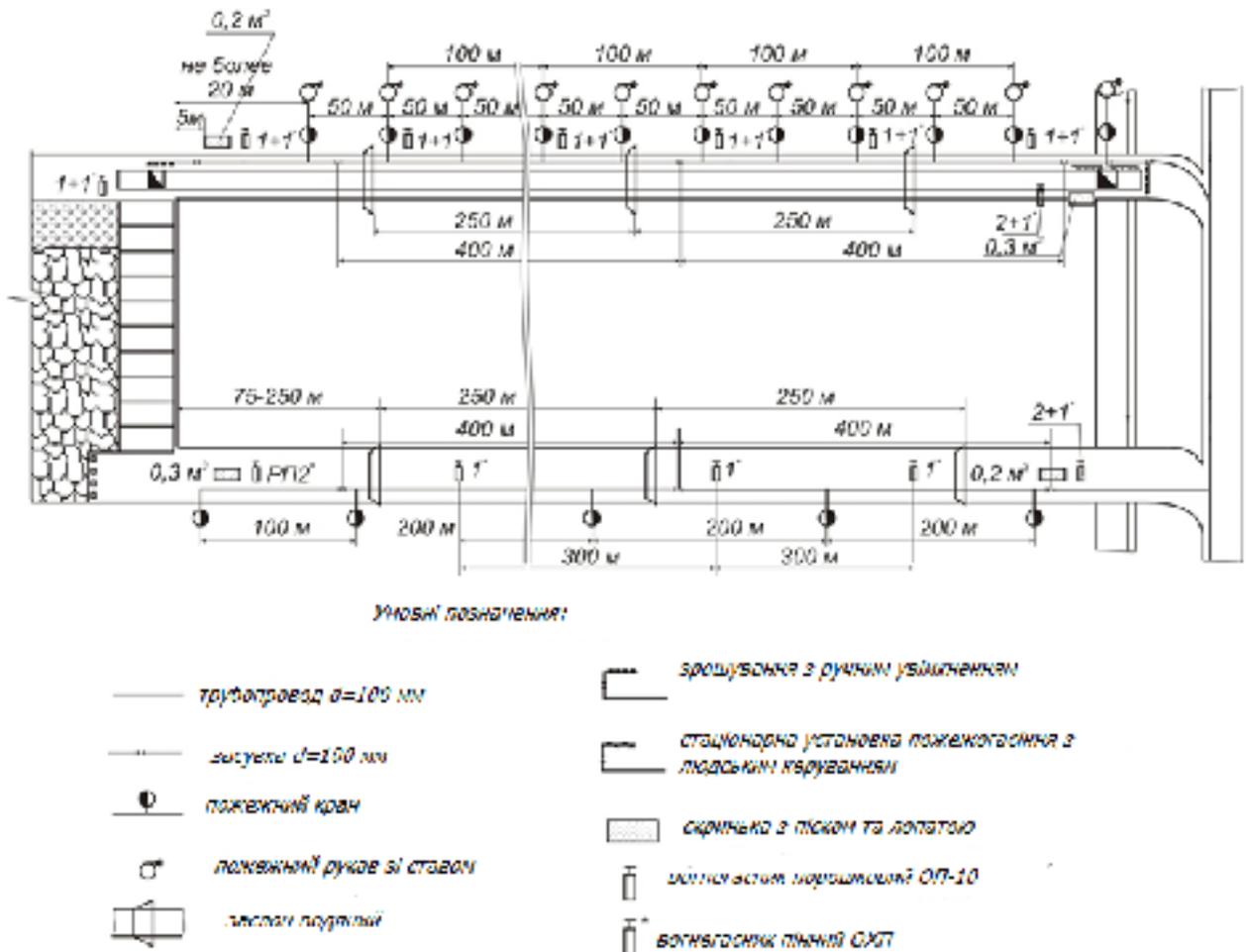


Рисунок 2.12 – Схема розташування засобів пожежогасіння

Бортові штреки на протипожежному посаді через 200 м мають пожежні крани.

Дільничні вироблення забезпечені первинними засобами пожежогасіння: в забої підготовчих виробок і у вантажних пунктів лав не далі 20 м від місця роботи - по два вогнегасники та $0,2 \text{ м}^3$ піску; у сполучень збірних штреків з лавою - по два вогнегасники та $0,3 \text{ м}^3$ піску; у

електромеханізмів - по три вогнегасника і 0,3 м³ піску; на бортових штреках не далі 20 м від сполучення з лавою, де ведуться вибухові роботи - два вогнегасники та 0,2 м³ піску; у розподільні пункти - два вогнегасники та 0,2 м³ піску; по всій довжині гірничої виробки, закріпленої арочним кріпленням з дерев'яною затягуванням через 300 м два вогнегасники.

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.

Затрати на оплату праці визначаються за формулою

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

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

P_{ϕ} і P_{zp} - відповідно фактична і проєктна собівартість по елементу «витрати на оплату праці», $P_{\phi} = 121,02$ 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 проєктних рішень, тис. у.о./рік,

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

де N – чисельність працівників з видобутку за звітом шахти;

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

$$\Delta Z = 1200 \cdot 121,02 \cdot \frac{50}{2684} = 270 \text{ (тис.у.о.)};$$

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

Нарахування на заробітну плату:

$$P_{нп} = H_3 \cdot P_{зп}$$

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

Допоміжні матеріали:

$$P_{мп} = P_{мф} \cdot \left(1 - \alpha_m \cdot \left(1 - \frac{Д_ф}{Д_п}\right)\right) + \frac{\Delta M}{Д_п}$$

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

ΔM – річне подорожчання або економія матеріалів;

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

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

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

$A_{\text{вс}}^п$, $A_{\text{вс}}^ф$ – річний дільничний видобуток за фактом і проекту відповідно, тис. т;

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

Собівартість 1 т вугілля по дільниці на основі розрахованих раніше витрат зводимо в таблицю 2.6.

Таблиця 2.6 – Калькуляція собівартості вугілля

Елементи витрат	Витрати, у.о.			
	по проекту		по факту	
	на 1т	на весь об'єм	на 1т	на весь об'єм
1 Матеріальні витрати	192,31	384620	216,24	324360
1.1 Паливо	9,75	19500	10,83	16245
1.2 Електроенергія зі сторони	41,64	83280	50,27	75405
1.3 Послуги виробничого характеру	67,36	134720	70,9	106350
1.4 Допоміжні матеріали	73,56	147120	84,24	126360
2. Витрати на оплату праці	96,22	192440	121,02	181530
3. Нарахування на витрати	48,69	97374,6	61,24	91860

4. Амортизація основних фондів	148,86	297720	98,25	147375
5. Інші грошові витрати	15,96	31920	20,68	31020
Невиробничі витрати	10,80	21600	10,8	16200
Повна собівартість	512,84	1025675	528,23	792345
Валові витрати	363,98	727955	429,98	644970

Отже річний економічний ефект від заміни обладнання складе 15,3 млн у.о. за рахунок збільшення продуктивності праці і річного видобутку, а також зниження питомої собівартості.

2.9 Висновки

1. В процесі виконання проекту встановлено найбільш раціональні типи очисного обладнання, а також область експлуатації його на шахті.

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

3. Перехід на стругову техніку істотно підвищує продуктивність праці робітників і дозволяє досягти навантажень на очисній вибій 4000-5000 т/добу, чого неможливо досягти при роботі механізованих комплексів з вузькозахватними комбайнами в даних умовах.

4. У бакалаврській роботі для інтенсифікації відпрацювання пласта С₄ прийнятий струг типу GH-9-38ve, механізоване кріплення DBT, забійний конвєсєр PF-3/822. Навантаження на лаву складає 4350 т/добу, а добове посування очисного вибою – 11 м. Зроблено розрахунок транспортного ланцюжка від очисного вибою до магістрального штреку при зміні техніки для відпрацювання пласта, а також вентиляції виїмкової ділянки.

5. Перехід на стругову техніку забезпечить зниження собівартості вугілля на 15,38 у.о. і дозволить отримати економічний ефект 15,3 млн у.о. за рахунок збільшення продуктивності праці і річного видобутку, а також зниження питомої собівартості.

ВИСНОВКИ

В результаті виконання кваліфікаційної роботи запропоновано нову структуру видобувного комплексу. Замість існуючої структури, яка складається із кріплення КД80-комбайн КА80-конвеєр СП251 запропоновано нову, яка складається із стругу типу GH-9-38ve, механізованого кріплення DBT, забійного конвеєр PF-3/822. Це дозволить збільшити навантаження на лаву до 4350 т/добу, а добове посування очисного вибою – 11 м. Зроблено розрахунок транспортного ланцюжка від очисного вибою до магістрального штреку при зміні техніки для відпрацювання пласта, а також вентиляції виїмкової ділянки.

Перехід на стругову техніку забезпечить зниження собівартості вугілля на 15,38 у.о. і дозволить отримати економічний ефект 15,3 млн. у.о. за рахунок збільшення продуктивності праці і річного видобутку, а також зниження питомої собівартості.

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.

Остаточо приймаємо у якості засобів механізації струг типу GH-9-38ve, механізоване кріплення DBT, забійний конвеєр PF-3/822.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах / НПАОП 10.0-1.01 - 10.- К., 2010. - 430 с.
2. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 1. - К., 2003. - 478 с.
3. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 2.- К., 2003. - 409 с.
4. Уніфіковані типові перерізи гірничих виробок. Том 1,2-К.: Будівельник, 1971.-382,415 с.
5. Гайко Г. І. Конструкції кріплення підземних споруд. - Алчевськ : Донбаський державний технічний університет, 2006. - 133 с.
6. 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 М.М., Почепов В.М. – Дніпропетровськ, 2004. – 708 с.
7. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. / К.Ф.Сапицький, В.П. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та інші. - М.: РВА ДонДТУ, 1999. - 194с.
8. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт.– Донецьк: Касіопея, 2004.– 292 с.
9. Збірник задач з дисципліни «Основи теорії транспорту»: Навч. посібник / М.Я. Біліченко, Є.А. Коровяка, П.А. Дьячков, В.О. Расцветаєв – Д.: НГУ, 2007. – 151 с.
10. 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.
11. 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.

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

13. 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.

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

15. 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.

16. 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.

