

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 \_\_\_\_\_ Тригуба Олег Ігорович  
(П.І.Б.)

академічної групи \_\_\_\_\_ 184-17ск-3  
(шифр)

спеціальності \_\_\_\_\_ 184 Гірництво  
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою \_\_\_\_\_ Гірництво  
(офіційна назва)

на тему \_\_\_\_\_ Розробка параметрів технології виїмки вугілля стругами  
пласта С<sub>6</sub> шахти «Степова» 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.  
(прізвище, ініціали)

«\_\_\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2020 року

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

**студенту** Тригуба О.І. **академічної групи** 184-17ск-3  
(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 С<sub>6</sub> шахти «Степова» 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** \_\_\_\_\_ Мамайкін О.Р.  
(підпис керівника) (прізвище, ініціали)

**Дата видачі** 06.04.2020 р.

**Дата подання до екзаменаційної комісії** 15.06.2020 р.

**Прийнято до виконання** \_\_\_\_\_ Тригуба О.І.  
(підпис студента) (прізвище, ініціали)

## РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 52 аркуші друкованого тексту, 17 рисунків, 10 таблиць, 11 джерел.

Ідея кваліфікаційної роботи полягає в розробці та використанні економіко-математичних моделей для обґрунтування області використання стругових установок для ведення очисних робіт на пласті С<sub>6</sub> шахти «Степова».

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 "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	10
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	28
2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці	31
2.6 Вентиляція виробничої дільниці	35
2.7 Охорона праці	38
2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутої корисної копалини	43
2.9 Висновки	49
Висновки	51
Перелік посилань	52

## 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**

В адміністративному відношенні ШП «Степова» розташована на території Петропавлівського району Дніпропетровської області України.

У промисловому відношенні надра шахти підпорядковані ВСП ШУ «Першотравенське» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Найближчими до шахти промисловими підприємствами є: діюча ШП «Ювілейна», розташована в 4 км на південний схід, а так само закрита в 1999 році шахта «Першотравнева». Північно-західна частина шахтного поля перетинається залізничною магістраллю Красноармійськ-Дніпропетровськ, що зв'язує шахти «Ювілейна», «Степова» та «Першотравнева» з промисловим Донбасом і Придніпровським економічним районом. На цій магістралі, на гірничому відводі шахти «Степова», розташована ж.д. станція Миколаївка.

Електропостачання шахти здійснюється по дволанцюговій лінії 154 кВ від Павлоградської підстанції 154/35/6 кВ системи Дніпроенерго.

Клімат району помірно континентальний, середня температура липня +24,4 °С, січня – 11,5°С.

### **1.2. Гірничо-геологічна характеристика**

ШП «Степова» розташована в південно-східній частині Павлоградського-Петропавлівського геолого-промислового району Донбасу. В геологічну будову шахтного поля приймають участь відкладення докембрійського, палеозойського і кайнозойського віку. Докембрійські кристалічні свити розкриті на глибині 1114 м. Залягання вуглемістких порід в основному моноклинальне із зануренням на північний схід під кутом 2-5 градусів, ускладнене низкою діз'юнктивних порушень типу крутопадаючих скидів. Серед них слід відзначити серію більших скидів – поздовжні, Петропавлівського № 1, 2, 3, Петропавлівського, Західного. Простягання

основних тектонічних порушень північно-західне і південно-східне. Кути падіння цих порушень круті і складають  $60-85^\circ$ . Амплітуди зміщення порід в зонах порушень змінюються в межах від 7-10 м до 125 м. Також гірничими виробками шахти відзначений ряд мілкоамплітудних порушень з амплітудами порядку 0,10-0,70 м.

Пласт  $C_6$  щодо витриманий, інші пласти невитримані.

Підземні води на основній площі поширені в четвертинних, неогенових, палеогенових і кам'яновугільних відкладеннях. Горизонт в бучакського відкладеннях укладений в пісках, при їх насиченні водою вони нерідко мають пливунні властивості. Потужність пісків змінюється по площі від 0,0 до 25,4 м. Водоприплив в шахті формується в основному за рахунок динамічних запасів в пластах вугілля і пісковиках на основному полі, а в межах блоку №3 – за рахунок статичних запасів. Після затоплення закритої шахти «Першотравнева» додатковий перетік води в шахту «Степова» очікується до  $200 \text{ м}^3/\text{год}$ . Середньорічний приплив в шахту «Степова» склав  $908 \text{ м}^3/\text{год}$ .

Розміри шахтного поля становили по простяганню 3,2-11 км, по падінню 7,3 км. Площа поля шахти становила  $50 \text{ км}^2$ . Шахта «Степова» введена в експлуатацію в 1965 році з проектною потужністю 900 тис. т вугілля на рік, яку вона освоїла в 1972 році.

З тих пір протягом тривалого часу шахта працювала ритмічно і стійко з видобутком 1300-1580 тис. т вугілля на рік за 355-356 робочих днів.

У 1985 році інститут «Дніпрогіпрошахт» розробив проект «Розкриття і підготовки пластів  $C_6$  і  $C_6^1$  в ухилом полі, яким річна потужність шахти була визначена 1200 тис. т за 300 робочих днів.

З огляду на ритмічну роботу шахти і намічені проектом впровадження більш продуктивної техніки, в цьому проекті потужність шахти прийнята на рівні максимально досягнутої в перерахунку на 300 робочих днів на рік – 1200 тис. т на рік.

Блок №1 розкритий двома вертикальними центральними-здвоєними стовбурами – головним і допоміжним – діаметрами відповідно 5,5 і 6,0 м, пройденими до горизонту 145 м, і горизонтальними і похилими квершлагами. Головний стовбур обладнаний двохскиповими вугільним і односкиповим породним підйомами, служить для видачі вугілля і породи з горизонту 145 м і виведення вихідного струменя повітря. У верхньої межі (за Повздовжнім скиданням) похилі поле №2 блоку №1 розкрито горизонтальними квершлагами: магістральним конвеєрним і відкочувальним горизонту 145м, а також північним вентиляційним горизонту 130м.

Блок №2 розкритий двома вертикальними центральними-здвоєними стовбурами - повітряподавальним і вентиляційним - діаметром по 6,5 м, пройденими до горизонту 400 м, і квершлагами на горизонті 300 м. Бремсбергове поле №2 на горизонті 300 м розкрито з боку блоку №1 похилим квершлагом з людським ходком.

Схема підготовки - погоризонтна з відпрацюванням пластів довгими стовпами по повстанню спареними лавами. На східному крилі на горизонті 210м пройдений конвеєрний штрек, а на горизонті 200 м – вентиляційний. На горизонті 300 м пройдені відкаточний і вентиляційний штреки (проміжні).

Існуюча система розробки на шахті – довгі стовпи по повстанню.

Виїмка вугілля в очисних вибоях блоку №2 проводиться механізованими комплексами КМК-97, КД80 з комбайнами МК-67, КА80 в напрямку повстання.

Проходження виїмкових і панельних штреків проводиться прохідницькими комбайнами ПК-3р, ПК-9р і 4ПП-2, а також частково буропідривним способом з навантаженням відбитої породи і вугілля в вагонетки породонавантажувальними машинами.

Одночасно роботи велися в 6 підготовчих вибоях. Кріплення виробок – піддатливе металеве арочне з СВП.

Пройдено 11,1 км гірничих виробок, в тому числі прохідницькими комбайнами 10,1 км.



В даний час на шахті прийнята повна конвеєризація основного вантажопотоку вугілля від очисних вибоїв до бункера у головного стовбура шахти блоку № 1. По виїмкових штреках при роботі спареними лавами використовуються стрічкові конвеєри 1Л100У з шириною стрічки 1000 мм. Для відкати пород, доставки матеріалів і устаткування, а також для перевезення людей використовується рейковий і канатний транспорт (електровози, однокінцеві підйоми і моноканатна дорога).

Шахта віднесена до другої категорії по газу і небезпечна по вибуховості вугільного пилу. В даний час ведеться відпрацювання пластів С<sub>6</sub> і С<sub>6</sub><sup>1</sup> в блоці №2 на східному крилі горизонтів 210 м і 300 м, і західному - на горизонті 300 м. Пласти не схильні до раптових викидів вугілля, газу і самозаймання. Породний пил силікоzoneбезпечний. Провітрювання шахти здійснюється двома вентиляторами установками, розташованими на головному стовбурі блоку №1 і вентиляційному стовбурі блоку №2. Свіже повітря подається в шахту по допоміжному стовбуру блоку №1 і повітроподавального стовбура блоку №2. Схема провітрювання шахти комбінована, спосіб провітрювання – всмоктуючий. Схема провітрювання виїмкових ділянок – зворотноточна.

В таблиці 1.1 наведено техніко-економічні показники роботи шахти «Степова».

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.	999
Число робочих днів	діб	300
Число робочих змін	змін	4
Число змін з видобутку вугілля	змін	3
Списочний склад:		
Робочих на очисних роботах	люд.	334
Робочих з видобутку вугілля	люд.	2030
Працівників на шахті	люд.	2276

Показник	Од. вимір	Значення
Змінна продуктивність праці: Робочого на очисних роботах Робочого з видобутку вугілля	т/люд.	5,70
	т/люд.	0,94
Річна продуктивність праці: працівника з видобутку вугілля працівника по шахті	т/люд.	738,92
	т/люд.	659,05

### 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 1КД90	Система розробки	Зниження трудомісткості і підвищення безпеки ведення очисних робіт, підвищення навантаження на очисний вибій.
4. Застосування нових ефективних конструкцій кріплень КШС і КШПУ з спецпрофіля для кріплення гірничих виробок	Підготовчі роботи	Скорочення витрат на ремонтно-відновлювальні роботи до 150 грн. на 1 м виробки.

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
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 <sup>2</sup> 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 демонтажі 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.

Із аналізу таблиці 1.2 виникає необхідність збільшення числа очисних вибоїв на пластах  $C_6$  та  $C_6^1$ . Підготовлені до відпрацювання лави необхідно обладнати високопродуктивними комплексами очисної виїмки, які дозволять досягти максимальних навантажень на очисний вибій.

Підвищення техніко-економічних показників роботи шахти «Степова» нерозривно пов'язане з ритмічною роботою очисних вибоїв. У технологічній системі шахти ключовою ланкою, що впливає на максимальне значення функції мети, є підсистема «очисні роботи». Найважливішим її показником служить навантаження на очисний вибій. Вона визначає рівень концентрації та інтенсифікації гірничих робіт і в значній мірі впливає на схеми і параметри способів розкриття та підготовки шахтних полів.

На підставі цього можна сформулювати тему наступного розділу, який полягає у виборі найбільш економічно вигідного і технологічно доцільного варіанту інтенсифікації очисних робіт на на пласті С<sub>6</sub> шахти «Степова».

#### **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 видобувних і підготовчих ділянок.

Виходячи з вищесказаного, можна зробити висновок: пріоритетним напрямком підвищення техніко-економічних показників роботи підприємства є збільшення навантаження на лаву. Досягається це шляхом проведення часткової заміни застарілого обладнання на більш нове.

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

### **1.5. Вихідні дані на проект**

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

В даний час в роботі перебувають пласти С<sub>6</sub>, С<sub>6</sub><sup>1</sup>.

Шахта віднесена до другої категорії по газу і небезпечна по вибуховості вугільного пилу.

Схема провітрювання шахти комбінована, спосіб провітрювання – всмоктуючий. Схема провітрювання виїмкових дільниць – зворотньоточна.

Режим роботи шахти 4-х змінний: одна зміна ремонтно-підготовча і три зміни з видобутку вугілля. Добове навантаження на очисний вибій склало 760 т/доб., темпи проведення гірничих виробок склали 163 м/міс.

## 2. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

### 2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

В таблиці 2.1 наведено характеристики видобувної ділянки шахти «Степова». 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	160 м
Кут падіння пласта	4 <sup>0</sup>
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 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.

У цьому варіанті без прив'язки до діючого на шахті «Проекту відпрацювання шахти» виконано розподіл шахтного поля по пласту  $C_{10}^B$  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.

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

Продовження табл. 2.2

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 <sup>3</sup>	1,26
30	обводненість пласта, м <sup>3</sup> /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

$$X_z = X_0 + fY_z, \text{ кгс};$$

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

$Y_z$  – віджимна сила на затупленому різці, кгс;

$f$  – коефіцієнт опору руйнуванню.



Середня сила різання на гострому різці визначається за формулою:

$$X_0 = 1,1 \cdot A_p \cdot \frac{0,35 \cdot b_p + 0,3}{(b_p + h \cdot \operatorname{tg} \psi)} \cdot h \cdot t_p \cdot k_3 \cdot k_y \cdot k_\phi \cdot k_{cx} \cdot k_{om} \cdot \frac{1}{\cos \beta}, \text{ кгс};$$

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

$h$  – товщина стружки, см;

$t_\delta$  – розрахункова ширина зрізу, см (приймаємо 3 см);

$b_\delta$  – розрахункова ширина ріжучої частини різця, см (приймаємо 10 см);

$\beta$  – 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:

$$k_3 = [1 + 2 \cdot (\frac{t_{ш,y}}{t_w} - 1)^2] \cdot 0,38 = [1 + 2 \cdot (\frac{12,8}{14,73} - 1)^2] \cdot 0,38 = 0,393 \text{ і}$$

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

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

Розрахунковий раціональний крок розстановки лінійних різців:

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

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  $k_\phi$  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.

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

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

Середня віджимна сила на різці

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

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  $S_3$  (см<sup>2</sup>) площадки зносу різця на площину різання дорівнює: 1,2 при  $A_p$  до 200 кгс/см; 1 при  $A_p=200...250$

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  $\lambda_3$  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

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

де  $\eta$  – 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  $k_1 = 2 \dots 3$ ;

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

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

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  $W_o=0,2$ ).

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

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

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

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

Таким чином, для подальших розрахунків приймаємо 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 пропускної 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 м<sup>2</sup>;

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

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

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

$m$  – 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 приймальній 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  $C_6$  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	гук залягання пласта: - по простяганню; - по повстанню (падінню)	град.	до 35°
			до 10°
3	питомий опір на 1 м <sup>2</sup> підтримуваної площі	кН/м <sup>2</sup>	900
4	опір секції	кН	1970
5	коефіцієнт гідравлічного розсувні, не менше		1,9
6	питомий опір на кінці передньої консолі	кН/м <sup>2</sup>	903

	перекриття, не менше		
7	кількість стійок	шт	2
8	опір стійки	кН	985
9	площа перекриття	м <sup>2</sup>	5,28
10	середній тиск на ґрунт, не більше	МПа	2,04
11	крок установки секції	м	1,5
12	хід висування гідродократа пересування	м	0,8
13	крок пересування	м	0,077- 0,066
14	максимальний робочий тиск	МПа	32
15	зусилля при пересуванні: - секції; - конвеєра	кН	297 161
16	габаритні розміри секції: висота, мм: - мінімальна; - максимальна довжина перекриття, мм: - з консоллю; - без консолі ширина, мм		750 1650  3520 1070 1500
17	коефіцієнт затяжки покрівлі		0,9
18	розміри проходу в кріплення: - висота, mm; - ширина, mm	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 <sup>2</sup>
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;	0,52
	- у верхній гілці при холостому ході;	0,24
	- в нижній гілці	0,40

У цьому варіанті без прив'язки до діючого на шахті «Проекту відпрацювання шахти» виконано розподіл шахтного поля по пласту  $C_{10}^B$  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



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

Середньозмінне навантаження на струг GY9-38v

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

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

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

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

Середньодобове навантаження на очисний вибій

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

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

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

Вихід зі стружки

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

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

Необхідна кількість стружок на добу

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

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 технологіям 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 комбайновою лавою. Також і відстань від кінця козирка до вугільного вибою менше, так як видобуток ведеться на менших відрізках.

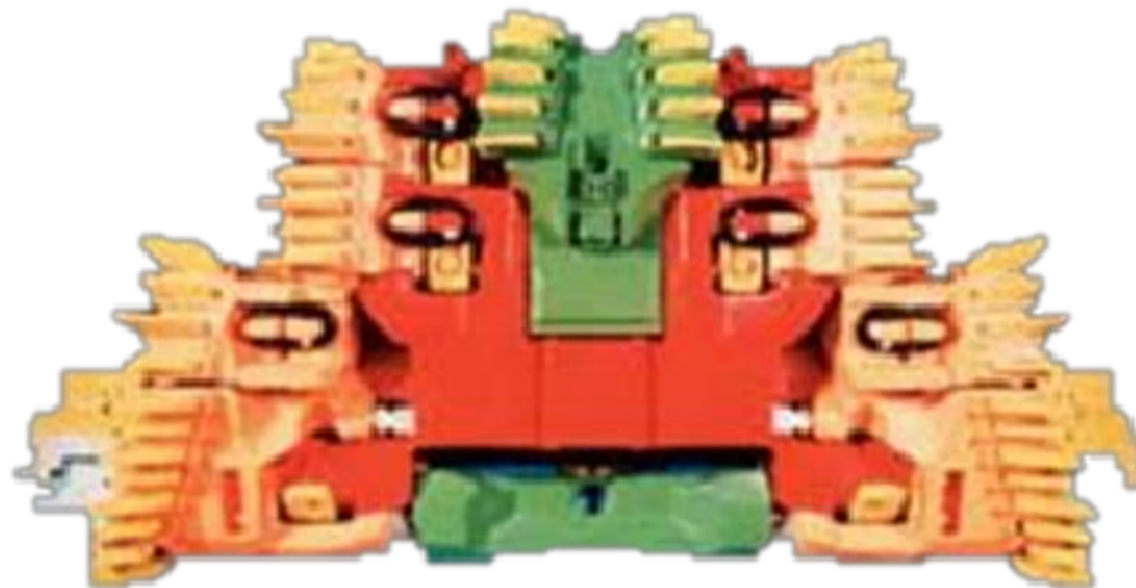


Рисунок 2.1 – Ковзний орган стругу

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

## 2.4 Організація робіт на виробничій дільниці

Робочі кожної видобувної змінного 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-заключних операцій, вони здійснюють перевірку і підготовку до роботи приводних станцій і струга.

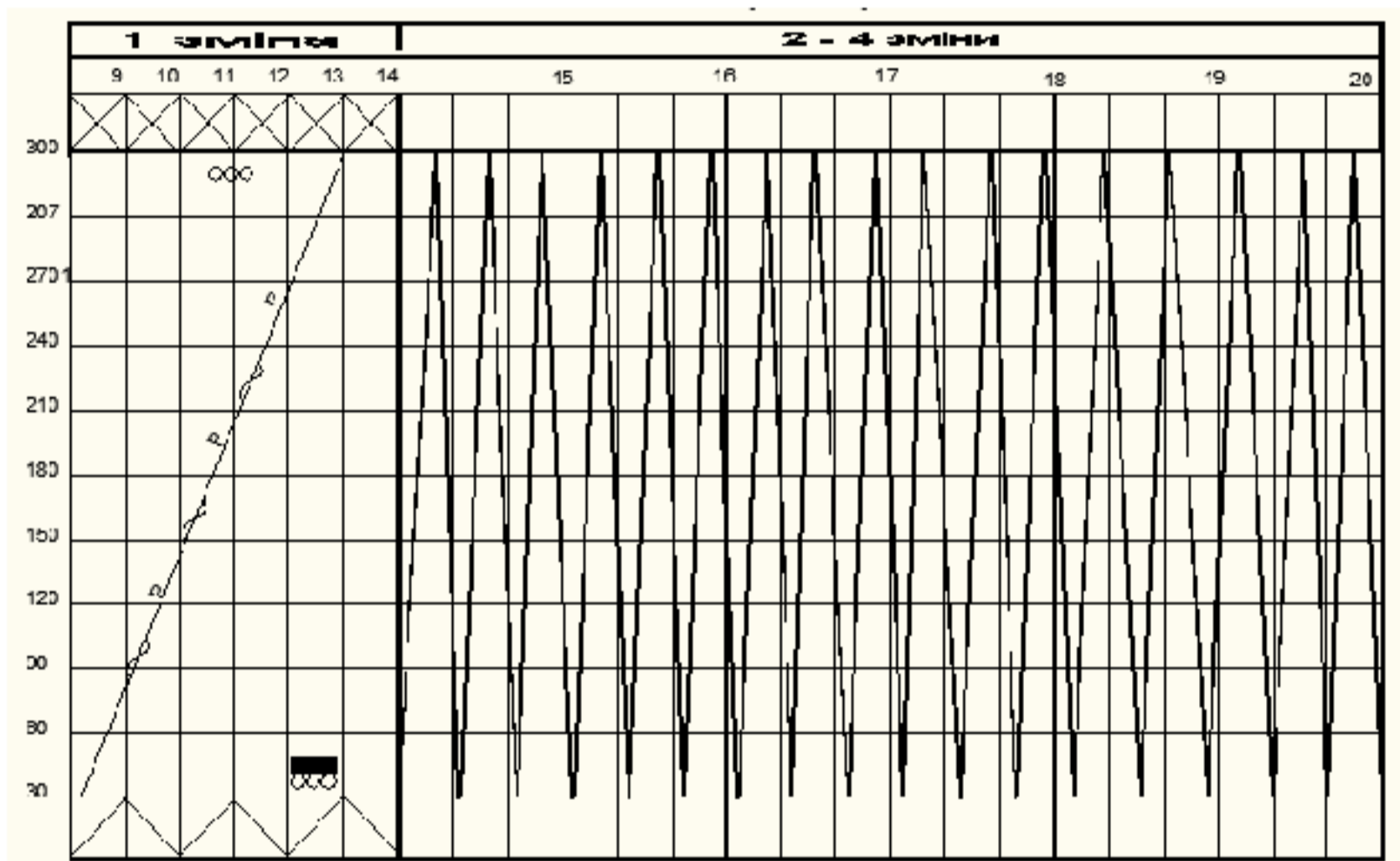


Рисунок 2.2 – Planoграма робіт

Машиніст стругової установки (основне робоче місце біля пульта управління, розташованого біля приводної станції в конвеєрній виробці очисного забою) виробляє пуск установки, стежить за роботою струга і конвеєра, 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



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

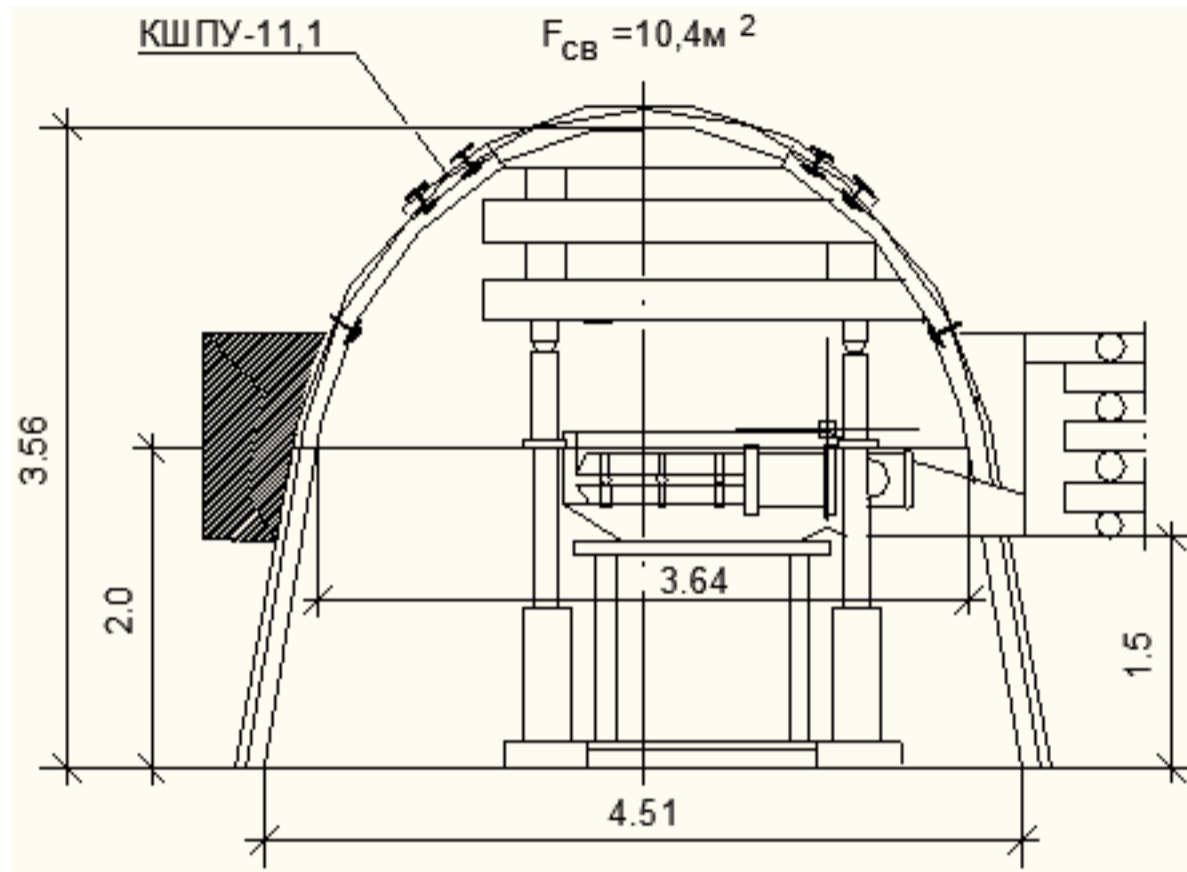


Рисунок 2.5 – Переріз сполучення очисного вибою з вентиляційною виробкою

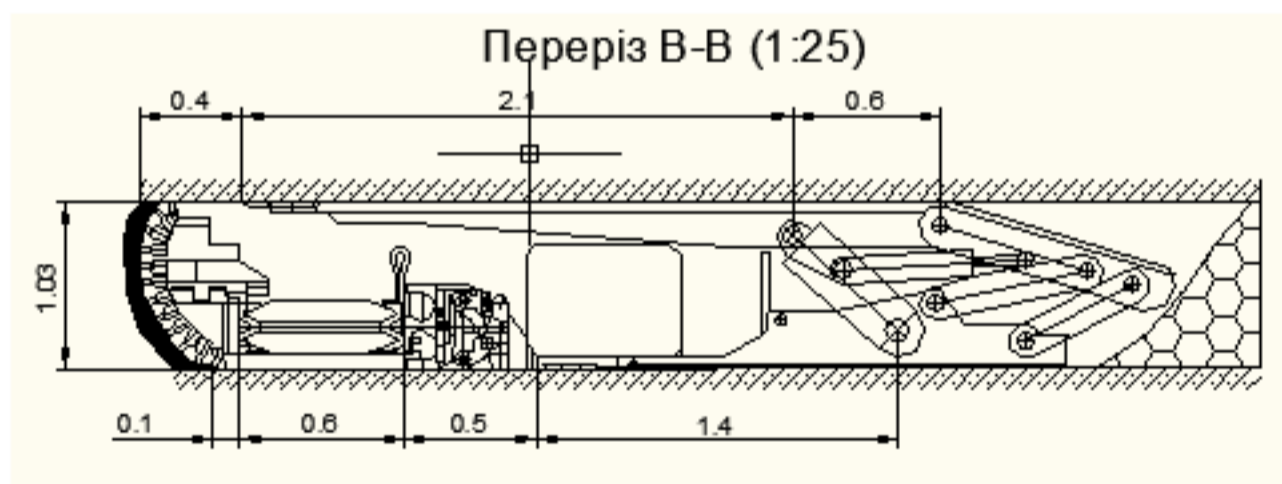


Рисунок 2.6 – Переріз виробки обладнаної струговою установкою

Оформлення сполучень очисного забою з конвеєрною і вентиляційною виробками, в періоди між перестановками кріплення сполучення, включаючи зачистку вугілля, що виноситься стругом з очисного вибою, установку стійок під верхняки основний кріплення конвеєрної вироблення позаду приводної

станції, витяг у вентиляційній виробці стійок з-під верхняків попереду приводній станції і верхняків позаду кріплення сполучення, зведення під покрівлю у конвеєрної вироблення залізобетонних плит і кострів і у вентиляційній – кострів здійснюється трьома ГРОЗ на кожному з штреків.

## 2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці

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

Розрахункова продуктивність конвеєра  $Q_p = 225,1(m / год)$ ;

- довжина транспортування  $L = 2000$  м,
- кут нахилу траси  $\beta = 3$  град.,
- напрямок транспортування (дільничний штрек по повстанню).

Попередньо вибираємо конвеєр типу 2ЛТ80У з наступними технічними характеристиками: швидкість руху стрічки – 2,0 м/с; максимальна продуктивність – 420 т/год; приймальня здатність – 8,2 м<sup>3</sup>/хв; сумарна потужність приводу (для одного конвеєра) – 55х2 кВт; стрічка – 2Шх800х4хТК; довжина доставки (для одного конвеєра) – 650 м; кількість приводних барабанів – 2; зв'язок між барабанами – з самостійними двигунами; кути обхвату приводних барабанів – 240; тип двигунів – ЕДКОФ43 – 4; Турбомуфти – ГПЕ – 400; діаметр приводних барабанів – 500 сталева поверхня без футировки; діаметр роликів – 89 мм. Покажемо на рис. 2.9 розрахункову схему дільничного конвеєру.

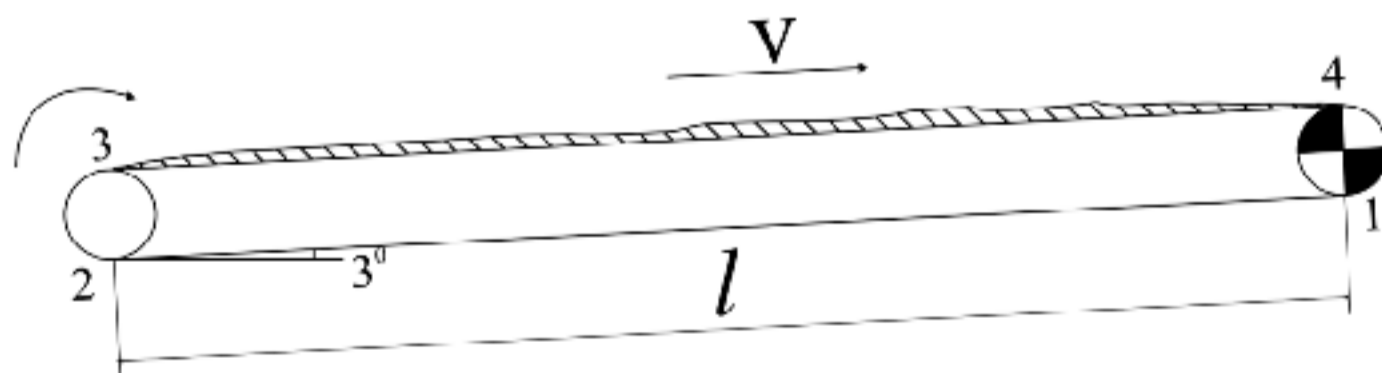


Рисунок 2.9 – Розрахункова схема дільничного конвеєра

Погонні маси рухомих частин

верхніх роликкоопор:

$$q_p^I = \frac{m_p^I}{l_p^I} = \frac{14,7}{1,400} = 10,5(\text{кг} / \text{м});$$

нижніх роликкоопор

$$q_p^{II} = \frac{m_p^{II}}{l_p^{II}} = \frac{11,62}{2,800} = 4,15(\text{кг} / \text{м});$$

стрічки

$$q_s = m \cdot B = 17,6 \cdot 0,8 = 14,08(\text{кг} / \text{м});$$

вантаж

$$q_{zp} = \frac{Q_p}{3,6 \cdot V} = \frac{210,1}{3,6 \cdot 2} = 29,2(\text{кг} / \text{м});$$

де  $m_p^I, m_p^{II}$  – маси обертових частин верхньої і нижньої роликкоопор;

$l_p^I, l_p^{II}$  – відповідно відстані між роликкоопорами;

$m$  – маса  $1\text{м}^2$  стрічки;

$B$  – ширина стрічки;

Сила тяги для переміщення гілок

нижньої

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

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

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

$$F_{1-2} = 2000 \cdot 14,08 \cdot 9,81 \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^\circ - \sin 3^\circ) + \\ + 1,1 \cdot 2000 \cdot 4,15 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 1263(\text{н});$$

верхньої

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



$$F_{4-3} = 2000 \cdot 9,81 \cdot (29,2 + 14,08) \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^\circ + \sin 3^\circ) + \\ + 1,1 \cdot 2000 \cdot 10,5 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 91384(N);$$

Тягове зусилля на приводних барабанах при роботі конвеєра:

$$F_{окр} = F_0 = F_{нб.сб} = F_{4-1} = F_{1-2} + F_{4-3} \\ F_{окр} = 1263 + 91384 = 92647(N);$$

Мінімальна початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі

$$F_{1min} = F_{сч.min} = \frac{F_{нб.сб} \cdot k_f}{e^{f\alpha^2} - 1} (N); \\ F_{1min} = \frac{92647 \cdot 1,3}{2,85 - 1} = 65103(N);$$

де:  $k_f = 1,3-1,4$  – коефіцієнт запасу міцності стрічки;

$f$  – коефіцієнт тертя зчеплення стрічки і барабана;  $e^{f\alpha^2} = 2,85$ ;

Сила натягу стрічки за умовою провисання вантажний гілки

$$F_{сп.min} = F_{3min} = (3000 - 4000) \cdot B; \\ F_{сп.min} = 3500 \cdot 0,8 = 2800(N);$$

Діаграма натягу стрічки при роботі конвеєра наведена нижче (рис. 2.10).

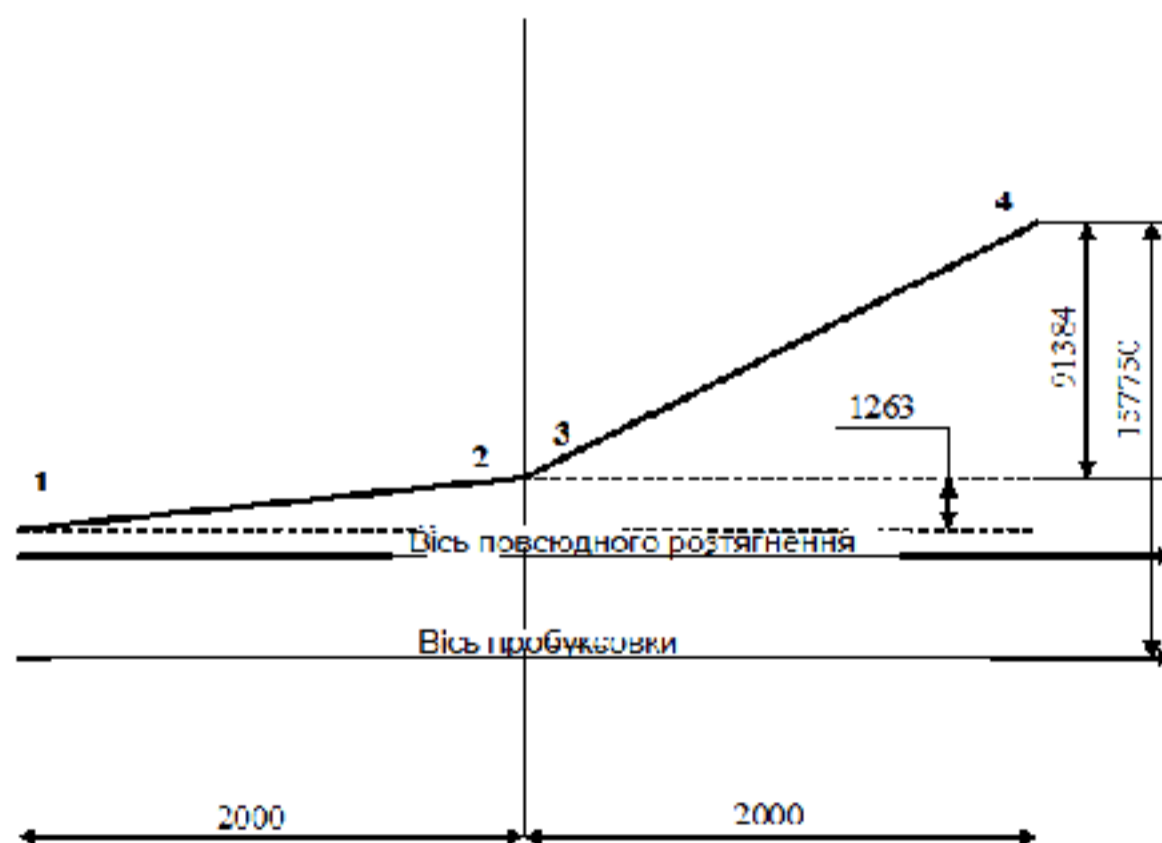


Рисунок 2.10 – Діаграма натягу стрічки дільничного конвеєру

Максимальний натяг стрічки

$$F_{\max} = F_{\text{сч. min}} + F_{\text{нб. сб}}$$

$$F_{\max} = 65103 + 92647 = 157750(\text{H});$$

Визначаємо руйнівний натяг стрічки

$$F_{\text{разр}} = 1000 \cdot B \cdot i \cdot \sigma_{\text{сп}};$$

$$F_{\text{разр}} = 1000 \cdot 0,8 \cdot 800 = 640000(\text{H});$$

де:  $\sigma_{\text{сп}}=800$  Н/мм – межа міцності стрічки;

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

$$n = \frac{F_{\max} \cdot m}{F_{\text{разр}}} = \frac{157750 \cdot 10}{640000} = 2(\text{шт});$$

$m = 8-10$  – запас міцності для гумотканинних стрічок.

Потужність двигуна

$$N_{\text{расч}} = \frac{F_{\text{н-с}} \cdot V_{\text{ном}} \cdot k_{\text{реж}}}{1000 \cdot \eta} = \frac{92647 \cdot 2 \cdot 1,10}{1000 \cdot 0,93} = 219(\text{кВт});$$

$k=1,1-1,2$  – коефіцієнт режиму, що враховує нерівномірність розподілу потужності двигунів для двоприводних конвеєрів.

Так як потужність приводу конвеєра становить 55 кВт, то на даній ділянці  $L=1200$  м остаточно приймаємо до установки 2 конвеєра: перший типу 1ЛТ80, другий типу 1Л80 з довжинами транспортування 600 м.

Повторний перевірючий розрахунок зробимо тільки по потужності двигуна, так як за іншими параметрами конвеєр задовольняв умови перевірки.

Потужність двигуна

$$N = \frac{F_{\text{н-с}}^1 \cdot V_{\text{ном}} \cdot k_{\text{реж}}}{1000 \cdot \eta} (\text{кВт});$$

$$N = \frac{46323,5 \cdot 2 \cdot 1,1}{1000 \cdot 0,93} = 110(\text{кВт});$$

$$F_{n-c}^1 = \frac{F_{n-c}}{2}$$

$$F_{n-c}^1 = \frac{92647}{2} = 46323,5(\text{н});$$

Остаточно до установки на збірному штреку приймаємо 2 конвеєра: перший - типу 2ЛТ80, другий – типу 2Л80 по 1000 м кожен.

Остаточно (по міцності стрічки) на конвеєрному штреку довжиною  $L = 2400$  м приймаємо до установки 3 конвеєра 1ЛТ-100У.

## 2.6 Вентиляція виробничої ділянки

Витрата повітря для очисних і підготовчих виробок проведено на ПЕОМ. Вихідні дані і результати розрахунків наведені в таблиці 2.6.

Таблиця 2.6 – Вихідні дані

Початкові дані	Значення
Глибина зони метанових газів $H_0$ , м	160
Глибина розробки $H$ , м	240
Довжина очисної виробки $L_{оч}$ , м	180
Природна метаносність пласта $X$ , м <sup>3</sup> /т	4,13
Пластова вологість вугілля $W$ , %	2,4
Зольність вугілля $A_3$ , %	9,1
Вихід летючих речовин $V_r$ , %	40,0
Повна потужність вугільних пачок пласта $M_{п}$ , м	0,75
Виймальна корисна потужність пласта $M_v$ , м	0,75
Виймальна потужність пласта з урахуванням породних прошарків $M_{в.пр.}$ , м	1,0
Швидкість посування очисного забою $V_{оч}$ , м/доб.	4,0
Кут падіння пласта, град.	3
Час з моменту закінчення проведення підготовчої виробки до початку очисних робіт, доб.	50
Кількість охоронних ціликів, шт.	0
Ширина охоронного цілика, м	0,0

Зважаючи на те що розрахунки велись із використанням ПЕОМ, то результати наведемо у вигляді скрин-шотів.

Символ пласта:	$V_{оч}$	$x$	$x_0$	$K_{п}$	$Q_{пор}$
	м/сут	м <sup>3</sup> /т	м <sup>3</sup> /т	-	м <sup>3</sup> /т
$C_6$	4,00	4,19	1,42	0,25	0,45
$C_6^1$	4,00	5,24	1,49	0,25	0,61

Рисунок 2.11 – Результати розрахунку метановиділення із вміщуючих порід

Символ пласта:	$Q_{пл}$	$Q_{с.п}$	$Q_{пор}$	$Q_{уч}$
	м <sup>3</sup> /т	м <sup>3</sup> /т	м <sup>3</sup> /т	м <sup>3</sup> /т
$C_6$	2,10	1,32	0,45	3,87
$C_6^1$	3,35	1,37	0,61	5,33

Рисунок 2.12 – Результати розрахунку метанооб'ємності виймальних діляниць

Символ пласта:	$Q_{с.п}$	$Q_{пор}$	$K_{э.п}$	$x$	$x_0$	$Q_{в.п}$
	м <sup>3</sup> /т	м <sup>3</sup> /т	-	м <sup>3</sup> /т	м <sup>3</sup> /т	м <sup>3</sup> /т
$C_6$	1,32	0,44	-0,20	4,19	1,42	1,21
$C_6^1$	1,37	0,55	-0,22	5,24	1,49	1,08

Рисунок 2.13 – Результати розрахунку метановиділення із виробленого простору

Символ пласта:	$K_{о.у}$	$K_{пл}$	$x$	$x_1$	$K_{в.п}$	$Q_{в.п}$	$Q_{оч}$
	-	-	м <sup>3</sup> /т	м <sup>3</sup> /т	-	м <sup>3</sup> /т	м <sup>3</sup> /т
$C_6$	0,85	1,10	4,19	1,78	0,00	1,21	2,26
$C_6^1$	0,85	1,10	5,24	1,86	0,00	1,08	3,16

Рисунок 2.14 – Результати розрахунку метанооб'ємності із очисних виробок

Символ пласта:	$S_y$	$l_{\tau}$	$\rho$	$j$	$\Gamma_y$	$K_{\tau y}$	$x-x_0$	$J_{oy}$
	$m^2$	$m$	$t/m^3$	$t/мин$	$мин$	-	$m^3/t$	$m^3/c$
$C_6$	2,50	1,00	1,36	1,50	2,27	0,09	2,77	0,006
$C_6^1$	2,50	1,00	1,30	1,50	2,17	0,09	2,56	0,006

Рисунок 2.15– Результати розрахунку метановиділення із вугілля

За результатами розрахунків витрата повітря для очисної виробки прийнятий за газовим фактором:  $Q_{оч}=6,4 \text{ м}^3/\text{с}$ . Витрата повітря для виїмкової ділянки:  $Q_{уч} = 9,6 \text{ м}^3/\text{с}$ .

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку за газовим фактором  $A_{max}=3225 \text{ т/доб}$ . більше розрахункового навантаження  $A_p=750 \text{ т/доб}$ .

Для управління покрівлею – повне обвалення умови виконуються.

Прийнята вентиляторна установка здатна забезпечити провітрювання очисної виробки.

На шахті передбачена служба автоматичного газового захисту (АГЗ). Для контролю вмісту газу метану в підготовчих забоях, бортових штреках, в місцях установки розподільних пунктів застосовуємо систему контролю метану типу «Метан», яка подає до оператора АГЗ і гірничому диспетчеру оперативну інформацію, а при підвищенні концентрації метану подає звуковий і світловий сигнал і відключає контрольовану апаратуру.

Для контролю повітря в підготовчих забоях застосовуємо апаратуру типу «Азот». Для контролю та управління ВМП застосовуємо апаратуру «Вітер». Інформація від датчиків подається до оператора АГЗ.

При перевірці складу повітря визначається зміст метану, вуглекислого газу, кисню, а в зарядній камері – водню. Для контролю шахтної атмосфери застосовуються такі технічні засоби.

Для автоматичного управління шахтної вентиляторної установкою, а також для контролю, захисту та сигналізації Харківським електромеханічним заводом (ХЕМЗ) випускається уніфіковане комплектний пристрій

автоматизації вентиляторів головного провітрювання УКАВ-М. Всі вузли, деталі, елементи комплектного пристрою, а також контрольно-вимірювальна апаратура та інше розміщена в шафах управління зі складальними одиницями - осередками і з касетами типу БУК-Б, укріпленими на дротяних рамах.

Для безперервного автоматичного контролю вмісту метану безпосередньо на робочих місцях застосовується переносне метан-реле СШ-2 з автономним живленням.

Для експрес визначення змісту отруйних домішок застосовується хімічний газозначники ГХ-4. Для автоматичного контролю за вмістом метану використовується апаратура АМТ-3.

Для епізодичного контролю атмосфери застосовують переносні шахтні інтерферометри ШІ-11, які дозволяють визначити вміст  $\text{CH}_4$  і  $\text{CO}$  при їх одночасній присутності в шахтній атмосфері.

## **2.7 Охорона праці**

Під час проведення гірничих робіт адміністрація та інженерно-технічні працівники шахти зобов'язані виконувати правила безпеки, а робітники – утверджені інструкції по професіях.

Перед спуском у шахту робітники мають передчасно, згідно з установленим режимом роботи шахти, з'явитись у нарядну кімнату і отримати завдання (наряд) на виконання робіт у зазначену зміну і інструктаж з техніки безпеки. Наряд і інструктаж проводить представник технічного нагляду. Після цього робітники переходять у відділення для переодягання у спеціальну одягу. Спеціальні одягу і взуття мають бути справні і придатні для відповідних умов праці. Пошкоджене вбрання і взуття можуть стати причиною травмування або простудного захворювання.

Із очисного вибою має бути два нічим не загороджених виходи: один на вентиляційний і другий – на відкотний штреки.

У шахтах слід використовувати ізолюючі саморятувальники. До ізолюючих відносяться саморятувальники ШС-7М, ШСС-Т, ШСС-1М, які застосовуються для захисту органів дихання людини в отруйній або бідній киснем атмосфері незалежно від її газового вмісту при температурі від -20 до -40<sup>0</sup>С.

Все обладнання має бути зроблене у вибухобезпечному виконанні. Електроустаткування має спеціальні блокувальні пристрої, що не дозволяють зняти кришку, якщо не вимкнено напругу.

На кожній шахті має бути складений і затверджений план ліквідації аварії. Зміст і реалізація плану ліквідації аварій регламентуються правилами безпеки і відповідними інструкціями. Забороняється допускати в шахті до роботи людей, не ознайоmlених з планом ліквідації аварій, особливо в тій частині, де йдеться про безпосереднє місце роботи і маршрути пересування.

В разі аварії працюючим у шахті потрібно негайно вжити всі можливі заходи щодо її ліквідації, повідомити товаришів і обов'язково виконувати розпорядження представників технічного нагляду. Якщо пожежа виникла на робочому місці або по шляху слідування, робітникам необхідно її ліквідувати усіма можливими засобами. Робітникам слід негайно одягнути саморятувальник і терміново вийти з аварійної дільниці на поверхню за маршрутом, передбаченим у плані ліквідації аварій, або за вказівкою працівників технічного нагляду, що відповідають за рятування людей.

У кожному випадку травмування потерпілий або його товариші негайно попереджують особу змінного нагляду і медичного працівника шахти. Потерпілому надають першу медичну допомогу і організують його доставку до медичного пункту шахти. За відсутності або різкого порушення дихання потерпілому терміново необхідно робити штучне дихання до прибуття гірничорятувальників і медичного працівника.

Для боротьби з пилом в підготовчій виробці застосовується внутрішнє і зовнішнє зрошення (застосування водоповітряних ежекторів), а також для знепилювання вентиляційного струменя, що виходить з підготовчого вибою і

зниження пиловідкладення на бортах вироблення, на відстані 15-25 м від забою встановлюється однорядна водяна завіса. Для забезпечення цих заходів необхідно встановити:

- на прохідницький комбайн ГПКС - одну конусну форсунку типу КФ 1,6-75, яка забезпечить подачу рідини на ріжучий інструмент виконавчого органу комбайна;

- на водяну завісу - три форсунки типу ЗФ 1,0-75, які забезпечать очищення виходить із вироблення вентиляційного струменя.

Схема пилоподавлення зрошенням і пиловловлювання на добувних ділянках наведена на рисунку 2.16.

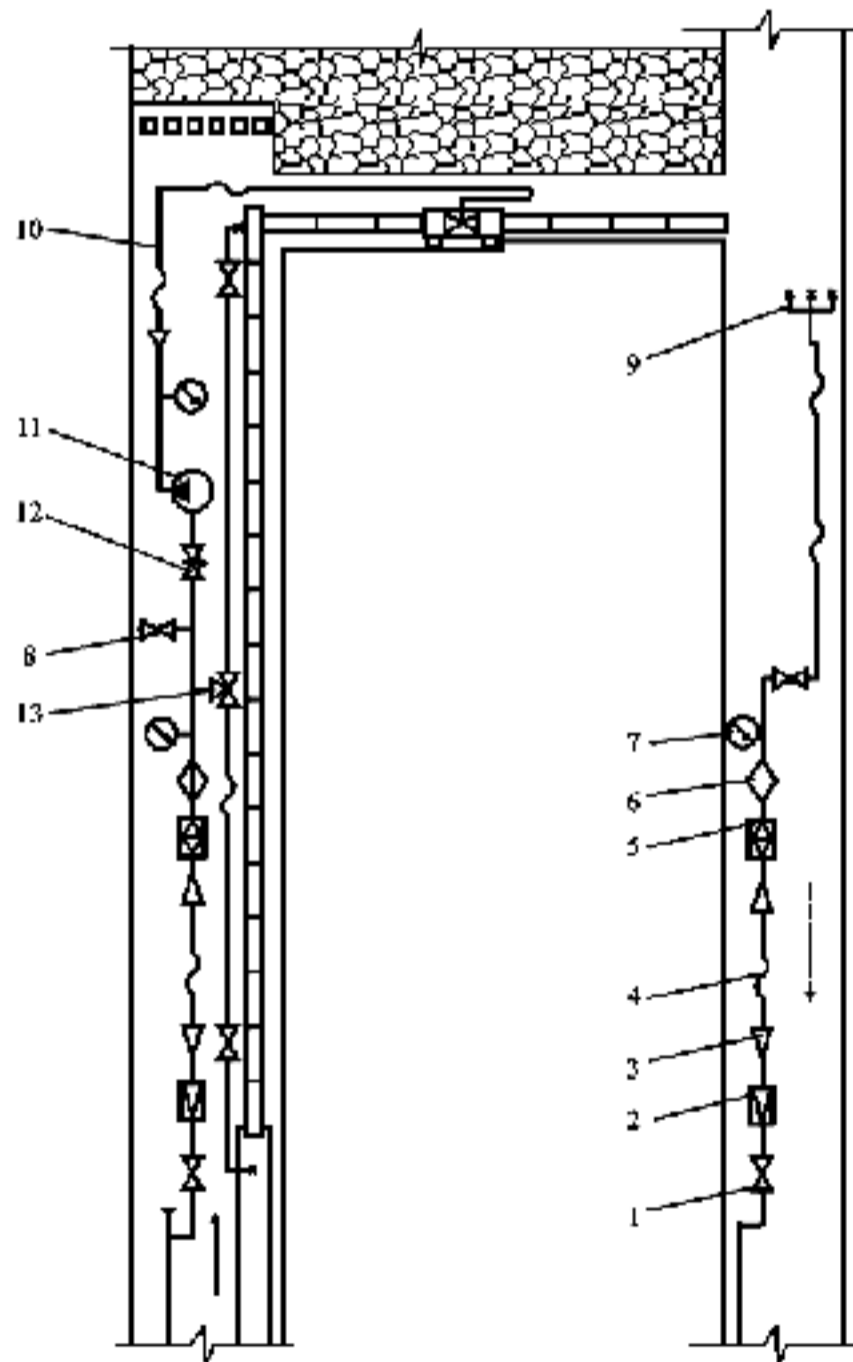


Рисунок 2.16 – Схема пилоподавлення зрошенням і пиловловленням



Для локалізації вибуху вугільного пилу на конвеєрних штреках і ухилах проектом передбачена установка водяних заслонів на протязі всієї виробки через 250 м.

Судини встановлюються на дерев'яних полицях шириною 150мм під покрівлю виробки. Відстань між покрівлю (кріпленням) і верхньою кромкою посудини має бути не менше 100 мм і не більше 600мм. Крім того, необхідно забезпечити висоту для вільного проходу людей не менше 1800мм від ґрунту до найбільш виступаючої частини заслону.

Судини заповнюються водою від протипожежно-зрошувального трубопроводу, обладнаного пунктами водозабору, і в міру її випаровування періодично доливаються. Періодичність доливання приймається в залежності від відносної вологості і швидкості руху повітря і становить 10 діб.

За пожежонебезпеки шахта відноситься до першої категорії. Небезпечні зони по пожежонебезпеки 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 ендогенних 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 стволем. 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.

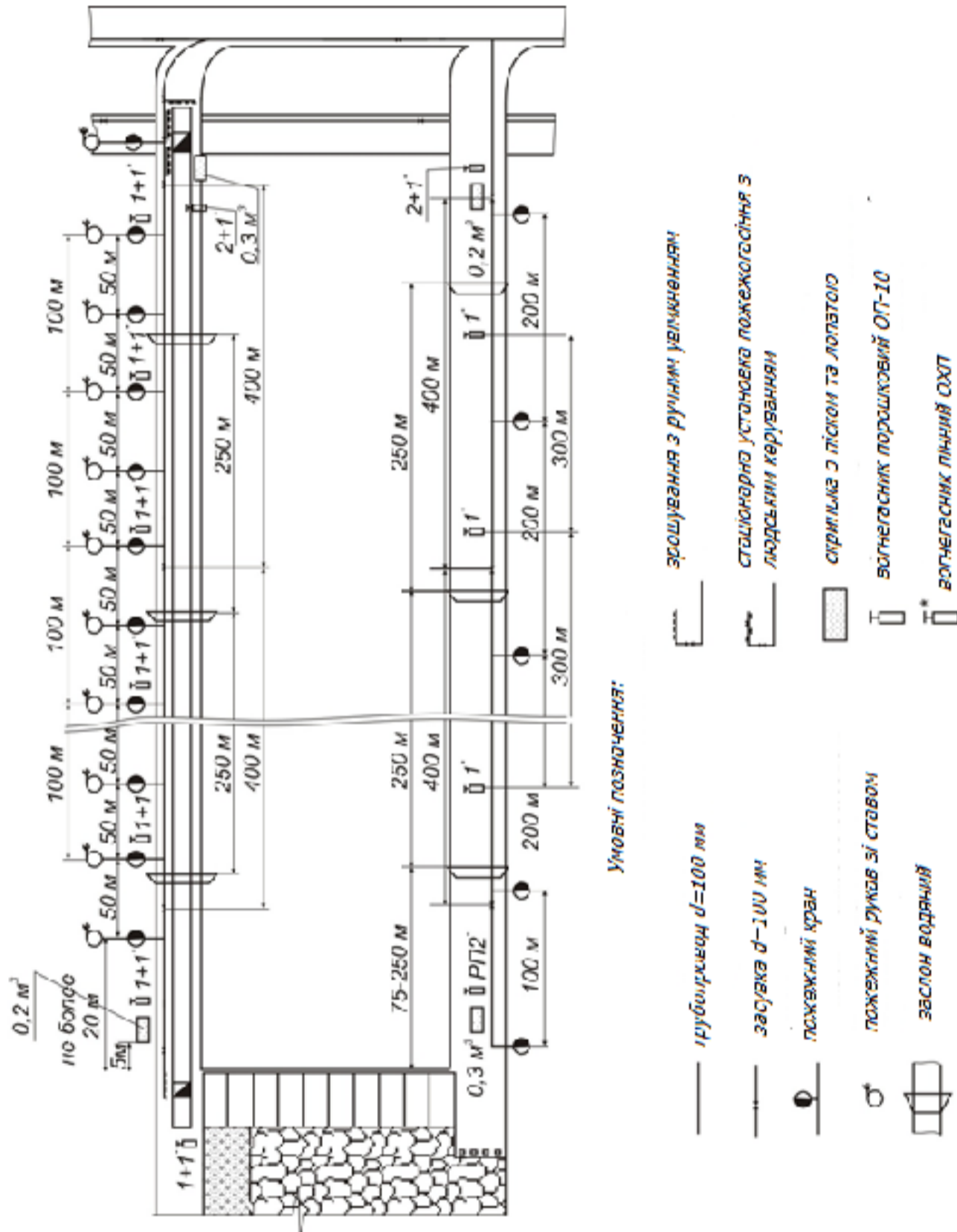


Рисунок 2.17 – Схема розташування засобів пожежогасіння

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 м<sup>3</sup> піску; у сполучень збірних штреків з лавою - по два вогнегасники та 0,3 м<sup>3</sup> піску; у електромеханізмів - по три вогнегасника і 0,3 м<sup>3</sup> піску; на бортових штреках не далі 20 м від сполучення з лавою, де ведуться вибухові роботи - два вогнегасники та 0,2 м<sup>3</sup> піску; у розподільні пункти - два вогнегасники та 0,2 м<sup>3</sup> 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 включає в себе наступні елементи витрат:

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

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

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»,  $P_{зф} = 96,22 \text{ у.о./т}$ ;

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

$\Delta Z$  – зменшення фонду заробітної плати при здійсненні проектних рішень, тис. грн/рік,

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

де  $N$  – чисельність працівників з видобутку за звітом шахти;

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

$\Delta N$

$$\Delta Z = 1500 \cdot 121,01 \cdot \frac{-241}{2265} = -19313,5 \text{ тис. у.о.}$$

$$P_{зп} = 121,01 \cdot \left( 1 - 0,5 \cdot \left( 1 - \frac{1500}{2000} \right) \right) - \frac{19313,5}{2000} = 96,22 \text{ у.о./т.}$$

2. Нарахування на заробітну плату:

$$P_{нп} = H_3 \cdot P_{зп}$$

$$P_{нп} = 0,506 \cdot 96,22 = 48,69 \text{ у.о./т.}$$

3. Допоміжні матеріали:

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

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

$\Delta M$  – річне подорожчання або економія матеріалів;

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

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

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

$A_{\text{зод}}^{\text{н}}$ ,  $A_{\text{зод}}^{\phi}$  – річний дільничний видобуток за фактом і проекту відповідно, тис. т;

$$P_{\text{МП}} = 84,24 \cdot \left( 1 - 0,507 \cdot \left( 1 - \frac{1500}{2000} \right) \right) + 0 = 73,56 \text{ у.о./т.}$$

4. Куплені вироби і послуги виробничого характеру:

$$P_{\text{ХПП}} = P_{\text{ХПФ}} \cdot K, \text{ грн/т};$$

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

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

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

5. Паливо:

$$P_{\text{ТП}} = P_{\text{ТФ}} \cdot K, \text{ грн/т};$$

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

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

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

6. Електроенергія:

$$P_{ЭП} = P_{ЭФ} \cdot \left( 1 - \alpha_{Э} \cdot \left( 1 - \frac{D_{\phi}}{D_{П}} \right) \right) + \frac{\Delta Э}{D_{П}}$$

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

$\Delta E$  – річне подорожчання (або економія) витрати електроенергії, тис. грн.

$$\Delta Э = Z_{Эн}^{доб} \cdot D_{н} - Z_{ЭФ}^{доб} \cdot D_{\phi},$$

$Z_{Эн}^{доб}$  і  $Z_{ЭФ}^{доб}$  – проектна і фактична собівартість по елементу «електроенергія» по очисній ділянці, грн/т.

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

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

$$P_{ЭП} = 50,27 \cdot \left( 1 - 0,687 \cdot \left( 1 - \frac{1500}{2000} \right) \right) + 0 = 41,64 \text{ у.о./т};$$

#### 7. Амортизаційні відрахування:

$$P_{АП} = P_{АФ} \cdot \left( 1 - \alpha_{А} \cdot \left( 1 - \frac{D_{\phi}}{D_{П}} \right) \right) + \frac{\Delta А}{D_{П}}$$

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

$\Delta A$  – зміна річної суми амортизаційних відрахувань, викликане проектним рішенням, у.о. грн;

$$\Delta A = A_n^{\text{зод.уч}} - A_\phi^{\text{зод.уч}}$$

$A_n^{\text{зод.уч}}$ ,  $A_\phi^{\text{зод.уч}}$  – проектні та фактичні річні відрахування на амортизацію по очисному вибою, тис. у.о.

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

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

$$P_{\text{АП}} = 98,25 \cdot \left( 1 - 0,717 \cdot \left( 1 - \frac{1500}{2000} \right) \right) + \frac{4267,14}{769} = 148,86 \text{ у.о./т}$$

8. Інші витрати:

$$P_{\text{III}} = P_{\text{ПФ}} \cdot \left( 1 - \alpha_{\text{П}} \cdot \left( 1 - \frac{D_\phi}{D_{\text{П}}} \right) \right)$$

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

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

$$P_{\text{III}} = 20,68 \cdot \left( 1 - 0,913 \cdot \left( 1 - \frac{1500}{2000} \right) \right) = 15,96 \text{ у.о./т.}$$

Витрати по допоміжних матеріалах зводимо в таблицю 2.10.

Собівартість 1 т вугілля по дільниці на основі розрахованих раніше витрат зводимо в таблицю 2.7.

Таблиця 2.7 – 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

Загальний техніко-економічний аналіз запропонованого рішення наведено в таблиці 2.8.

Таблиця 2.8 – Техніко-економічний аналіз прийнятого рішення

Наименование показателей	Одиниця вимір.	Величина показників		Відхилення значень від проектних	
		проект	факт	±	%
Потужність шахти	тис. т	2000	1500	-500	-33,33
Кількість очисних вибоїв	лава	2	4	2	50,00
Навантаження на лаву	т/доб.	4350	1250	-3100	-248,00
Число робочих днів	доб.	300	300	0	0,00
Число робочих змін	змін	4	4	0	0,00
Число змін з видобутку	змін	3	3	0	0,00
Вартість основних фондів	млн. у.о.	2057899	1489400	-568499	-38,17



Продовження табл. 2.8

Списочний штат:					
Працівників з видобутку	чол.	162	323	161	49,85
Робітників на очисних роботах	чол.	1778	2019	241	11,94
Працівників на шахті	чол.	2024	2265	241	10,64
Змінна продуктивність праці:					
Робітника на очисних роботах	т/міс	15,43	5,80	-9,63	-166,03
Робітника з видобутку вугілля	т/міс	1,41	0,93	-0,48	-51,61
Річна продуктивність праці:					
Працівника з видобутку	т/рік	1124,86	742,94	-381,92	-51,41
Працівника по шахті	т/рік	988,14	662,25	-325,89	-49,21
Валові витрати	тис. у.о./рік	727955	644970	-82985	-12,87
Амортизаційні відрахування	тис. у.о./рік	297720	147375	-150345	-102,02
Валовий дохід	тис. у.о./рік	1070000	802500	-267500	-33,33
Ціна на вугілля	у.о./т	535	535	0	0,00
Собівартість вугілля	у.о./т	512,84	528,23	15,39	2,91
Скорегований прибуток (збиток)	тис. у.о./рік	44325	10155	-34170	-336,48
Чистий прибуток (збиток)	тис. у.о./рік	33244	7616	-25628	-336,50
Загальна рентабельність виробництва	%	2,15	0,68	-1,47	-216,18
Розрахункова рентабельність виробництва	%	1,62	0,51	-1,11	-217,65
Річний економічний ефект по проекту	тис.	15,28			

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 очисний 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 С<sub>6</sub> прийнятий струг типу GH-9-38ve, механізоване кріплення DBT, забійний конвеєр 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 безопасности в угольных шахтах/ НПАОП 10.0-1.01-10. – Інформаційно-аналітичний центр «ЛІГА», 2010. – 432 с.
2. Струговая выемка угля. Под общ. ред. Жукова В.И. М.: Недра, 1978.- 237 с.
3. Горные машины и автоматизированные комплексы. В.И.Солод М.: Недра, 1981г. – 416 с.
4. Задачник по подземной разработке угольных месторождений/под ред. К.Ф. Сапицкого.-М.: Недра, 1981.- 311 с.
5. Кияшко И.А. Процессы подземных горных работ, - К.: «Вища школа», 1992.- 334 с.
6. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников/под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. – М.: Недра, 1985.- 565 с.
7. Рудничная вентиляция. Справочник. – М.: Недра, 1988.- 440 с.
8. Охрана труда/под ред. К.С. Ушакова. – М.: Недра, 1986.- 624 с.
9. 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.
10. 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.
11. 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.





