

ДВНЗ «Донецький Національний Технічний Університет»
(повне найменування вищого навчального закладу)

Факультет «Гірничий»
(повне найменування інституту, назва факультету)

Кафедра «Охорона праці»
(повна назва кафедри)

«До захисту допущено»
Завідувач кафедри
_____/Александров С.М./
“ ____ ” _____ 2019 року

Випускна кваліфікаційна робота

магістр
(освітньо-кваліфікаційний рівень)

на тему: Розробка заходів та попередження екзогенних та ендогенних пожеж при підвищенні навантаження на очисний вибій робіт в умовах Шахти «Тернівська»

Виконав: студент 2 курсу, групи ОПГзм-17

напряму підготовки (спеціальності) 184 «Гірництво», спеціалізація «Охорона праці в гірництві»
(шифр і назва напряму підготовки, спеціальності)

Керівник доц. каф. ОП, к.т.н., доц. Андрєєва А.В.
(посада, наук. ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали) (підпис)

Рецензент _____
(посада, наук. ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали) (підпис)

*Засвідчую, що у цій кваліфікаційній
роботі немає запозичень з праць
інших авторів без відповідних
посилань.*

Студент Нікітін І.О.

(підпис)

Покровськ – 2019

ДВНЗ «Донецький Національний Технічний Університет»

Факультет ГірничийКафедра Охорона праціОсвітньо-кваліфікаційний рівень (освітній ступінь) магістрНапрямок підготовки (спеціальність) 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

_____/Александров С.М./

“ ____ ” _____ 2019 року

З А В Д А Н Н Я**НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРУ**Нікітіну Івану Олександровичу

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи: Розробка заходів та попередження екзогенних та ендогенних пожеж при підвищенні навантаження на очисний вибій робіт в умовах Шахти «Тернівська»

керівник роботи Андрєєва Антоніна Валеріївна, к.т.н., доц. каф. Охорона праці

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом № _____ від “ ____ ” _____ 2019 року

2. Строк подання студентом роботи 2019 року3. Вихідні дані до роботи Матеріали переддипломної практики

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити: аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт Шахти «Тернівська»; пропозиції з технологічних рішень та відпрацювання запасів; заходи з охорони праці та попередження екзогенних та ендогенних пожеж; інженерні заходи щодо підтримання нормальних умов праці, технічні засоби для їхньої реалізації; економічна оцінка прийнятого рішення. Розрахунок прибутку на підприємстві. Технічно-економічні показники.

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

6. Консультанти розділів роботи

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

7. Дата видачі завдання 11 лютого 2019 року

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ n/n	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи	При- мітка
1	Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт Шахти «Тернівська» .		
2	Пропозиції з технологічних рішень та відпрацювання запасів.		
3	Економічна оцінка прийнятого рішення. Розрахунок прибутку на підприємстві. Технічно-економічні показники.		
4	Заходи з охорони праці та попередження екзогенних та ендогенних пожеж. Інженерні заходи щодо підтримання нормальних умов праці, технічні засоби для їхньої реалізації.		
5	Висновки		
6	Оформлення роботи і підготовка до захисту		

Студент

_____ Нікітін І. О.
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник роботи

_____ Андрєєва А.В.
(підпис) (прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Нікітін І.О. Розробка заходів та попередження екзогенних та ендогенних пожеж при підвищенні навантаження на очисний вибій робіт в умовах Шахти «Тернівська»/ Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «магістр» за спеціальністю 184 «Гірництво» (спеціалізація «Охорона праці в гірництві»). – ДВНЗ ДонНТУ, Покровськ, 2019.

Магістерська робота присвячена вирішенню актуального завдання розробки заходів щодо запобігання небезпечних і шкідливих виробничих факторів, а також розробці схеми протипожежного захисту видобувної ділянки і заходів по боротьбі з ендогенними і екзогенними пожежами, при збільшенні навантаження на очисний вибій і зниження собівартості видобутку вугілля.

В результаті аналізу виробничої ситуації на шахті «Тернівська» запропонован варіант заміни очисного комбайна УКД-200/500 з винесеною системою подачі на комбайн УКД-400 з вбудованою системою подачі, а також заміну конвеєра СПЦ-271Н на конвеєр КСД-26В. Наведено загальні відомості з транспортування людей і гірської маси, розрахунок лавного скребкового конвеєра і перевірка головної вентиляційної установки. Розроблена схема протипожежного захисту видобувної ділянки і заходи по боротьбі з ендогенними і екзогенними пожежами наведено розрахунок техніко-економічних показників при впровадженні проектних рішень.

Ключові слова: комбайн, комплекс, технологія виїмки вугілля, охорона праці, транспорт, вентиляція.

SUMMARY

The development of measures and prevention of exogenous and endogenous fires with increasing workload in the treatment of work in the conditions of the mine "Ternivs'ka" / Graduation qualification work for obtaining «master's degree» in specialty 184 "Mining" (specialization of labor protection in mining)/ SHEI DonNTU, Pokrovsk 2019.

Master's work is devoted to solving the actual task of developing measures for the prevention of hazardous and harmful production factors, as well as the development of a fire protection scheme for the mining section and endogenous and exogenous fires fighting measures, with increasing load on clearing face and reducing the cost of coal mining.

As a result of the analysis of the production situation at the mine "Ternivs'ka" proposed replacement option of the **continuous miner** UKD-200/500 with integrated feed system to **continuous miner** UKD-400 with remote feed system, and also replacement of **continuous miner** SPT-271N to **conveyor KSD-26B**. The general information is given about transportation of people and mining mass, calculation of the lava scraper conveyor and checking of the main ventilation installation. The scheme of fire protection of the mining section and measures to fight endogenous and exogenous fires are developed. Calculation of technical and economic indicators in the implementation of design solutions.

Keywords: **continuous miner**, complex, coal mining technology, labor protection, transport, ventilation.

ЗМІСТ

ВСТУП

1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРСЬКОГО ПІДПРИЄМСТВА

- 1.1 Місце розташування підприємства
- 1.2. Гірничо-геологічна характеристика
- 1.3. Аналіз простоїв очисних вибоїв

2. ПРОПОЗИЦІЇ ПО ТЕХНОЛОГІЧНИМ РІШЕНЬ ТА ВІДПРАЦЮВАННЯ ЗАПАСІВ

2.1 Вибір пріоритетного напрямку і способу вирішення технологічного завдання

- 2.2 Обґрунтування технологічних і технічних рішень
- 2.3 Технологія очисної виїмки
- 2.4 Розрахунок параметрів очисної виїмки вугілля
- 2.5 Технологічна схема транспорту
- 2.6 Організація робіт по реалізації прийнятих рішень
- 2.7 Вентиляція шахти

3. ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ПРИЙНЯТОГО РІШЕННЯ

- 3.1 Чисельність штату по шахті
- 3.2 Продуктивність праці
- 3.3 Собівартість вугілля по шахті
- 3.4 Реалізація продукції
- 3.5 Прибуток
- 3.6. рівень рентабельності

4. ПРОТИПОЖЕЖНИЙ ЗАХИСТ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

- 4.1 Ступінь пожежної небезпеки підземних об'єктів шахти
- 4.2 Ступінь вогнестійкості кріплення гірничих виробок шахти
- 4.3 Способи і засоби виявлення екзогенних пожеж у гірничих виробках шахти
- 4.4 Способи і засоби оповіщення про пожежу
- 4.5 Протипожежний захист гірничих виробок, в тому числі розміщення первинних засобів пожежогасіння, пожежних дверей і пожежних арок
- 4.6 Профілактика екзогенних пожеж в шахті
- 4.7 Рішення по підвищенню рівня пожежної захисту гірничих виробок
- 4.8 Заходи з охорони навколишнього середовища

ВИСНОВКИ

ЛІТЕРАТУРА

ДОДАТОК А

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.

В даному дипломному проекті пропонується підвищити навантаження на очисний вибій за рахунок зменшення часу кінцевих операцій. А також пропонуються заходи з охорони праці та попередження екзогенних та ендогенних пожеж. Інженерні заходи щодо підтримання нормальних умов праці, технічні засоби для їхньої реалізації.

1. АНАЛІЗ ВИРОБНИЧОЇ СИТУАЦІЇ З РОЗВИТКУ ГІРНИЧИХ РОБІТ СУЧАСНОГО СТАНУ ОБ'ЄКА ДОСЛІДЖЕННЯ

1.1 Місце розташування підприємства

Шахта Тернівська закладена в 1953 році в Павлоградському районі Дніпропетровської області.

В 17 км від шахти з півночі на південь проходить залізнична магістраль Лозова-Синельникове; в 8 км на південний захід від шахти - магістраль Павлоград- Красноармійськ.

Найближчі до шахти населені пункти: містом Павлоград, села Богуслав, Богданівка та містом Тернівка. З містом Павлоградом шахта пов'язана асфальтованою автодорогою.

Найближчими промисловими підприємствами є будуються шахти Західно-Донбаська №4 і Західно-Донбаська №20 / 23, ділянки яких межують з полем шахти Тернівської зі сходу і заходу.

Постійне водопостачання шахти Тернівської здійснюється від групового водопроводу Західно-Донбасівських шахти селищ, який харчується підземними водами древнеаллювіальних горизонту межиріччя Самари та Вовчої.

Енергопостачання шахти здійснюється від районної підстанції 35/6 кв. «Тернівська» розташованої близько 1 км від шахти.

В геологічну будову району та родовища беруть участь породи кам'яновугільного віку і покривають їх третинні і четвертинні відкладення.

Пласти вугілля, що мають промислове значення, приурочені до відкладень нижнього відділу карбону.

Що вміщують породи, в основному, представлені товщею пісковиків, піщаних і глинистих сланців.

З 42 вугільних пластів і прошарків 8 пластів досягають промислової потужності 0,66-1,22 м.

Третинні відкладення обводнені, причому найбільшою водообільністю відрізняється Буцький водоносний горизонт,

представлений дрібнозернистими пісками, потужністю до 30 і володіють пливуни властивостями.

Стовбурами шахти розкриті наноси загальною потужністю 100 м.

Залягання кам'яновугільних порід полого з зануренням в північно-східному напрямку під кутом 2-3. Простягання порід північно-західне.

Кам'яновугільні відкладення ускладнені трьома великими тектонічними порушеннями Богданівська, Південно-Тернівським і Тернівським скидами. Перший - найбільший в районі скидання, що має амплітуду до 340 м, Обмежує ділянку з північного сходу, другий-з південного заходу, а третій проходить через середину ділянки.

У обводнюванні гірничих виробок шахти будуть брати участь водоносні горизонти карбону, що залягають між нижнім шаром С1 і верхнім шаром С6,

а також водоносні горизонти, що знаходяться в зоні впливу гірничих робіт пласта С6 і води теоретичних і четвертинних відкладень.

Максимальний приплив води при проходженні стволів досягав 84 м³ / год в кожен стовбур.

За даними геологічного звіту по полю шахти Тернівської, в перший період розвитку гірничих робіт, коли статистичні запаси водоносного горизонту значні, нормальний приплив води до гірничих виробок шахти складе 138 м³ / год.

Самарська свита С3 нижнього карбону вельми насичена вугільними прошарками і пластами робочої потужності.

Шахта віднесена до 3 категорії по газу. За змістом летючих вугільний пил пластів вибухових і шахта ставитися до небезпечної по пилу. За змістом двоокису кремнію, бічні породи віднесені до селікозоопасним.

Вугілля відносяться до газових, спікається і слабоспечуване і аналогічні марки ГС за класифікацією Донбасівських вугілля.

Клімат району помірно континентальний і характеризується тривалим сухим літом і короткою малосніжною зимою.

За даними метеостанції м.Павлограда середня річна температура повітря становить $+ 8,6^{\circ} \text{C}$ при коливаннях від $+ 34,8^{\circ} \text{C}$ в липні до $-30,3^{\circ} \text{C}$ в січні.

Тривалість безморозного періоду коливається від 159 до 199 днів при середньомноголетнем - 161 день.

Висота снігового покриву зазвичай не перевищує 15 см. Максимальна промерзання ґрунту до 1м в січні-лютому, а в окремі роки - до 1,2-1,3м. У зимовий період часто спостерігаються відлиги з підвищенням температури повітря.

Середньорічна кількість опадів становить 479мм, з яких до 65% припадає на літній період, а найменшу кількість опадів випадає в зимовий період.

Панує напрям вітрів - східне і північно-східне, які переважають в холодну частину року. Середньорічна швидкість вітру дорівнює 4м / сек., Максимальна не перевищує 16-20 м / сек. Протягом року спостерігається в середньому шість днів з курній бурею.

1.2. Гірничо-геологічна характеристика

Структурна будова гірського масиву

В геологічну будову шахтного поля приймають участь осадові породи нижнього карбону, палеогенового, неогенового і четвертинного віку.

Кам'яновугільні відкладення представлені осадовими породами нижнього відділу Донецького карбону і залягають на розмитій поверхні докембрійського кристалічного масиву. Відкладення карбону представлені чергуванням різних за потужністю шарів піщаників, алевролітів і аргілітів, що вміщують порівняно малопотужні шари вугілля і дуже рідко - вапняків. Загальна потужність свити становить в середньому 450 м. Максимальна потужність розкритих порід Самарської свити на шахтному полі становить 240м. В відкладення свити міститься до 50 вугільних пластів і прошарків, з яких тільки 10 досягають робочої потужності, а саме: С8н, С8н1, С8н2, С7в, С7н, С6, С5в, С41, С4н і С1.

Основними маркують горизонтами свити є: витриманий порівняно малопотужний (0,3-1,3м) вапняк С1, С7н, С6, С5в, С4н і С1.

У відкладеннях свити переважають аргіліти і алевроліти. Літологічний склад свити наступний: пісковики - 24%, алевроліти - 45%, аргіліти - 26%, вугілля - 4,5%, вапняки - 0,5%.

Гідрогеологія

У межах шахтного поля розташовані поверхневі і підземні води. Продуктивна товщина карбону не виходить під обводнені породи і відділена від них потужної без вугільної товщею (139-270 м), що складається в основному з аргиллитів і алевролітів, що є водоупорами. Крім того, через кальматації тріщин в зонах тектонічних порушень глинистим матеріалом скиди, є природним екраном на шляху руху підземних вод і практично виключає взаємозв'язок між водоносними горизонтами карбону надходять по тріщинах вуглевміщуючих порід і тріщин обвалення.

Основні водо припливом відбуваються з повсюдно розвиненого бучакського водоносного горизонту, представленого слабгліністими пісками. Води покривних відкладень в обводнюванні гірничих виробок не беруть участь. У кам'яновугільних відкладеннях водоносними є шари пісковиків і вапняків, потужність яких змінюється від 7-10 м до 100,7 м. Підвищеною водоносністю мають породи верхньої частини товщі. Водоносність порід в зонах тектонічних порушень не відрізняється від водоносності порушених водомістких порід. Але це не виключає тимчасового припливу води до гірничих виробок при їх наближенні до тектонічних порушень.

Середньорічний приплив води в шахту становить 27 м³ / год, мінералізація шахтних вод - 0,6-3 г / л. В основному, води не агресивні, але іноді мають сульфатну агресивність до несульфатостойкім цементам. З метою зрошення умовно придатні. Жорсткість води коливається від 3,2 до 31 мг екв/л.

тектоніка

У геоструктурном щодо шахтне поле розташоване на північно-східному схилі Українського кристалічного масиву і тягнеться вздовж південно-західного борту Дніпровсько-Донецької западини. Ділянка відноситься до родовищ закритого типу, що в значній мірі ускладнює вивчення його тектонічної будови, так як кам'яновугільні відкладення перекриті товщею молодших утворень потужністю до 115 м.

Шахтне поле характеризується, в основному, спокійним, моноклінальним заляганням осадової товщі карбону. Падіння порід у північному та північно-східному напрямках під кутом 3-40, збільшується у зон тектонічних порушень до 5-8 °. Пологе залягання осадової товщі ускладнюється цілим рядом великих і дрібніших діз'юнктивних порушень типу скидів. Серед них слід відзначити більші: Богдановський, Тернівський та Південно-Тернівський скиди. До цих основних тектонічних порушень примикають більш дрібні.

Простягання основних тектонічних порушень північно-західне і південно-східне, в основному, збігається з простягання товщі нижнекам'яновугільних порід. Кути падіння цих порушень становлять 50-600.

Амплітуди зміщення порід в зонах порушень змінюються в межах 15-20м і до 320м. Нижче наводиться характеристика основних тектонічних порушень шахтного поля.

Богдановський скидання, що простежується уздовж північно-східного кордону шахтного поля на відстані 5,4 км. Простягання скидання північно-західне. Кути падіння площині сместителя 45-550. Амплітуда зміщення порід змінюється від 230-265м в північно-західній частині до 310-315 в південно-східній. Гірничими виробками шахти скидання НЕ підсікти.

Тернівський скидання, протягуючись через шахтне поле з північного заходу на південний схід, ділить його на дві приблизно рівні за площею частини. Тернівський скидання вивчений досить повно розвідувальними та гірничими роботами. Він підсікти п'ятьма розвідувальними свердловинами і

зафіксований вентиляційним квершлагом з пласта С5в на пласт С6, а також 2-м південним збірним штреком пласта С5в блоку №1 з амплітудою близько 40м. Кут падіння скидання 65-800.

Південно-Тернівський скидання, що простежується уздовж південно-західного кордону шахтного поля на протязі 4 км, підсікти 5 свердловинами. Загальне простягання скидання північно-західне з невеликим дугоподібним вигином. Падіння площині сместителя північно-східне, під кутом 55-650. Амплітуда зміщення порід збільшується в південно-східному напрямку від 60-80м до 130м.

Межі та розміри шахтного поля

Межами поля шахти Тернівської, встановленими в ув'язці з межами сусідніх шахт Західно-Донбасівських №20 / 23, і №16 / 17, прийняті:

На південному сході - річка Тернівка;

На південному заході - Південно-Тернівський скидання;

На північному заході - умовна лінія, що проходить через скважини-953, 6613, 6247 і віддалена від стовбурів на відстані 3,1 км,

На північному сході - Богдановський скидання.

Розміри шахтного поля рівні:

По лінії з південного сходу на північний захід - 4,8 км- 6,3 км.;

По лінії з північного сходу на південний захід - 3,2 км - 4,0 км.

Балансові запаси ділянки шахти підраховані трестом Днепрогеологія і затверджені протоколом ДКЗ №3700 від 14.уп.62 р в кількості 98,1 млн. Тонн.

Внаслідок уточнення меж поля шахти Тернівська при ув'язці з полем сусідньої шахти Західно-Донбаській №4 балансові запаси ділянки поля ш. Тернівської по робочим і резервним пластів встановлено в кількості 104,6 млн.т.

схема розтину

Шахтне поле розкрито двома вертикальними центрально-здвоєними стовбурами, які пройдені до горизонту нижнього шару С1.

Розтин і відпрацювання пластів проводиться з одного горизонту 265 м, Розташованого в стійких породах між пластами С4 і С1. На цьому горизонті влаштовується навколостовбурні двір і від нього у напрямку простягання проходить груповий польовий штрек. З штреку для розтину пластів намічалось розбити на 5 блоків, з розмірами кожного 1-2 км і з визначенням похилих квершлагів з ходками в середині кожного блоку.

Для розкриття запасів на ділянці шахтного поля за Тернівським скиданням, які намічається відпрацьовувати через 35 років, від околоствольного двору горизонту 265 м передбачається проходження відкатувального квершлагу. Детальний рішення схеми розтину пластів на ділянці повинно бути прийнято після вивчення умов прохідності Тернівського скидання і умов ведення гірничих робіт під заплавою річки Самари.

Розтин шахтного поля здійснено двома центрально-здвоєними стовбурами - головним діаметром 5,0 і допоміжним діаметром 6,0.

Ділянки стволів пройдені по насосах і пливунів, закріплені металевими тубінгами; в корінних породах стовбури закріплені залізобетонними тубінгами. Устя стволів закріплені залізобетоном.

I. Головний ствол

У головному стовбурі розміщуються:

- 1) двухскіповимі вугільний підйом з скіпа ємністю 9 т і з секторними затворами;
- 2) односкіповой породний підйом з противагою з перекидним Ськіпом, ємністю 5,3 т породи;
- 3) кабелі контрольні та зв'язку.

Армування стовбура: розстріли - з двотаврових балок, провідники-рейки Р38, крок розстрілів 4168 м.

Стовбур служить для виведення вихідного струменя повітря.

II. У допоміжному стволі розміщуються:

- 1) двухклетьевим підйом з одноповерховими клітьми на одну вагонетку типу ВШ-5 т в поверсі;

- 2) сходовий відділення;
- 3) два става протипожежно-виробничого водопостачання діаметром по 100 мм;
- 4) два водовідливних става діаметром по 250 мм ;
- 5) силові кабелі, кабелі контрольні та зв'язку.

Армування стовбура: розстріли - з двотаврових балок №27 а, проводнікі- рейки Р38. крок расстрелов-4168 мм.

Допоміжний ствол служить для спуску-підйому людей, матеріалів і виконання інших допоміжних операцій. По стовбуру подається свіжий струмінь повітря в шахту.

Навколостовбурні двір і камери

Навколостовбурні двір призначений для видачі всієї видобутку шахти протягом всього терміну її роботи і розташований в ґрунті пласта С4 на глибині 265 м.

У дворі передбачена кругова схема руху з розташуванням головних відкатних виробок в хрест простягання порід.

Навколостовбурні двір запроектований для прийому вантажів, як з східного, так і з західного групового польового відкатувального штреку поїздами, що складаються з 26 тритонних вагонеток з вугіллям і акумуляторного електровоза типу 12 АРП-900. Можливо також надходження в навколостовбурні двір змішаних складів.

Приблизно через 30 років, при відпрацюванні пластів за Тернівським скиданням, вантажі в навколостовбурні двір будуть надходити по південному відкатувального квершлягу, який примикає до порожнякової гілки окоlostвольного двору.

Вантажна і порожнякових гілки окоlostвольного двору прийняті з урахуванням розміщення в них відповідно 30 і 40 вагонів, а вантажна і порожнякових породні гілки 16 і 20 вагонів. На вантажний і порожнякової гілки допоміжного ствола розміщується по 10 вагонів.

Всі вантажі, що направляються в навколостовбурні двір, надходять на роз'їздах між з'їздами №1-2 і №3-4. Електровоз, який прибув зі складом

вугілля або породи з східного групового польового штреку, проходить через з'їзд №1-2 до з'їзду №3-4, після чого заходить в «хвіст» складу і заштовхує вагони з вугіллям через стрілку №5. Перекидання блок, вагони з породою через стрілку №6 до породному перекидання блок. Затолкнув склад, електровоз по обгону шляху заходить на порожнякових гілка південь. Перекидача, або на порожнякових гілка породного перекидача, причіплює порожняк і вагони з матеріалами і йде за межі околоствольного двору на східне або західне крило шахтного поля.

Електровоз, який прибув зі складом вугілля або породи з західного групового польового штреку, проходить на роз'їздах між з'їздами №1-2 і №3-4, чи не відчеплений заштовхує через стрілку №5 вагони з вугіллям до перекидання блок або через стрілку №6 вагони з породою до породному перекидання блок. Подальші маневри аналогічні, як при надходженні складів з вугіллям зі східного групового польового штреку.

При надходженні в навколостовбурні двір змішаних складів електровоз, аналогічно описаному, заштовхує через стрілку №5 вагони з вугіллям до південь. Перекидання блок і через стрілку №6 вагони з породою до породному перекидання блок, а платформи і «кози» до допоміжному стовбуру.

Перетину виробок околоствольного двору гір. 265 м прийняті за габаритами рухомого складу з урахуванням необхідних зазорів і перевірені по пропуску необхідної кількості повітря. Термін служби двору близько 65 років, тому кріплення всіх виробок прийнято кам'яне - стіни з бетоніта, звід бетонний.

У приствольному дворі, на ділянці групового польового відкатувального штреку, передбачено місце посадки людей в вагонетки і стоянка людських вагонів. Рух людей від допоміжного ствола до місця посадки людей в людські вагонетки передбачено по найкоротшому шляху - вантажний гілки ок. двору.

У приствольному дворі передбачені типові камери: насосна, центральна електропідстанція, зарядна, перетворювальна, ремонтна

майстерня, камера очікування, медпункт, диспетчера, депо протипожежного поїзда, відстійник шахтних вод, а також вбиральня.

вентиляція

Шахта віднесена до надкатегорійної за газом метаном та небезпечної по вибуховості вугільного пилу. Всі пласти небезпечні за гірським ударам, раптовими викидами вугілля і газу і не схильні до самозаймання.

Шахта обладнана апаратурою аерогазового контролю «Метан», апаратурою АПТВ і «Вітер».

Схема провітрювання шахти - комбінована.

Спосіб провітрювання - всмоктуючий.

Свіже повітря надходить в шахту по допоміжному (клітьового) стовбура.

Для провітрювання шахти застосовуються вентилятори головного провітрювання: на головному стовбурі - ВОД30 продуктивністю 8100-13800 м³ / хв; на вентиляційному стволі №1 ВОКД-1.8 з максимальною продуктивністю 5400м³ / хв; на вентиляційному стволі №2 ВОД-21 з максимальною продуктивністю 6600 м³ / хв.

шахтний підйом

Шахтою розробляється один горизонт 265 м. Таким чином, максимальна глибина шахти, яку обслуговує підйомними установками, становить 265 м.

Стовбури обладнуються трьома підйомними установками.

Головний стовбур обладнується двухскіповим вугільним підйомом з скіпа вантажопідйомністю 9 т і односкіповим породним підйомом з Ськіпом вантажопідйомністю 5,3 т.

Для виконання всіх допоміжних операцій допоміжний ствол обладнується двухклетевим підйомом з одноповерховими клітьми на одну тритонки вагонетку типу ВШ-5Т в поверсі.

Розрахунок підйомних установок головного і допоміжного стволів проводиться з урахуванням коефіцієнта нерівномірності роботи $k = 1,5$ при

роботі шахти 300 днів в році і числі годин роботи в добу: скіпових підйомів-15 годин, клітьового підйому по добовому балансу, не більше-18 годин.

Проектом передбачені наступні види сигналізації:

- А) кодова - при підйомі вантажів;
- Б) кодова - при підйомі людей;
- В) сигналізація підйому обладнання та матеріалів;
- Г) ремонтна сигналізація;
- Д) аварійна сигналізація.

транспорт

В даний час на шахті для забезпечення транспортування вугілля використовується система повної конвейеризації від очисних вибоїв до завантажувального пристрою головного стовбура. Типи застосування конвеєрів: 1Л80; 1ЛТ80; 1Л100К1; 1Л100К1-01; 1ЛУ120; 2ЛБ120.

Транспортні операції по відкатці породи, доставки устаткування, матеріалів і людей виконується за допомогою локомотивної відкатки акумуляторними електровозами АМ8Д. Загальна кількість електровозів на шахті 32шт. Тип вагонетки - УВГ-3,3 загальна кількість близько 300шт.

Існуючі похилі допоміжні вироблення обладнані одноконцевими похилими підйомами.

Доставка людей по горизонтальних виробках здійснюється спеціальними складами з вагонеток ВЛ-18.

Вугілля, виданий з шахти, через прийомні воронки надходить в прийомні бункери загальною ємністю 120 тонн, з яких від подається двома хитними живильниками типу КТ-14 на два гуркоти типу ГІТ-51А, де він розділяється на два класи + 100 і 0 - 100 мм . Вугілля класу + 100 мм надходить на два стрічкових конвеєра, на яких з нього вибирається великогабаритна порода і сторонні предмети. Сторонні предмети і порода накопичуються в жолобі і за допомогою живильника вантажаться в автомашини і вивозяться на відвал. Металеві предмети накопичуються в контейнері. Вугілля класу + 100мм з конвеєрів надходить на гуркоти і далі в навантажувальні бункера.

Порода видається односкіповим підйомом головного стовбура, через розвантажувальний пристрій направляється в приймальний бункер ємністю 100 тонн, з цього бункера порода хитними живильниками КТ-14 подається на лінійний конвеєр, яким доставляється в навантажувальні бункери (2шт.) ємністю по 175Т кожен. З цих бункерів живильниками КТ-14 вона вантажиться в автосамоскиди і вивозиться на відвал.

Порода складається в плоский відвал шарами по 5 метрів, які пересипаються піском з глиною шарами 1 метр. Планування породи на відвалі проводиться бульдозерами.

Споживачі і вимоги до якості корисної копалини

Споживачами шахти є:

Добропільська ЦЗФ, Павлоградська ЦЗФ, Курахівська ГРЕС, а також різні дрібні підприємства і фірми.

Основна маса вугілля, що видобувається надходить на Павлоградської ЦЗФ.

Вимоги споживача (ЦЗФ): Зольність - до 40%; вологість - 8%;

Вміст сірки - 0,8%; Сортність вугілля, що видобувається - рядовий;

Клас крупності від 0 до 100 мм, клас + 100мм піддається дробленню на технічному комплексі.

Спосіб підготовки та порядок відпрацювання запасів у шахтному полі.

На підставі аналізу гірничо-геологічних умов і розмірів шахтного поля, доцільно застосувати панельний спосіб підготовки. Панельна підготовка пластів має ряд переваг перед іншими способами:

—можливість високої концентрації очисних робіт і транспортних потоків за рахунок одночасної розробки декількох панелей на пласті і декількох ярусів в кожній панелі;

—повної конвейеризації транспорту від очисного вибою до стовбура;

—скорочення обсягу одночасно підтримуваних виробок;

—досягнення великої виробничої потужності шахти.

Підготовчі й очисні роботи в 2018 р. ведуться на пласті С4.

Довжина виїмкових стовпів 1200-2200. Середня довжина очисного забою склала 200м.

Порядок відпрацювання стовпів - від кордонів шахтного поля до стовбурів, порядок відпрацювання пластів - висхідний.

Відпрацювання ведеться одинарними лавами з погашенням воздухопадающего штреку. Вироблення з вихідним струменем залишається у виробленому просторі лави для відводу метано-повітряної суміші.

Розкривають і підготовляють вироблення охороняються цілком вугілля по всім верствам шириною 50 метрів.

Схема підготовки шахтного поля головними штреками. Кожна панель оконтуриваються відкатувальним, вентиляційним штреками для подачі свіжого струменя, видачі вихідної, доставки матеріалів, обладнання, видачі вугілля і пересування людей. З боку початку відпрацювання стовпа панель оконтуриваються дренажним штреком, який служить для відводу метано-повітряної суміші.

В даний час очисні роботи ведуться в двох очисних вибоях на пласті С4. Всі очисні вибої обладнані механізованими комплексами КД-90. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення. Середньодобове навантаження на очисний вибій склала - 2200Т.

В процесі експлуатації будуть проходитися магістральні і виймальних штреки, а так само розрізні печі очисних вибоїв.

система розробки

Доцільною є стовпова система розробки. Важливим її перевагою в умовах шахти є порівняно малі витрати на підтримку виїмкових штреків, також можливість забезпечення вищих техніко-економічних показників. Пологе залягання дозволяє приймати відпрацювання пласта довгими стовпами, як по простяганню, так і по повстанню (падінню). Очисні роботи ведуться одинарними лавами. Довжина лави при цьому становить 200-260м. Відпрацювання виїмкових стовпів виробляється в послідовному порядку без залишення ціликів. Підготовка стовпів здійснюється проведенням виїмкових

штреків впрісечку або повторним використанням дільничних виробок. Довжина стовпа 1000-2300м.

Для підтримки виїмкових штреків застосовується бесцеликовою охорона з викладенням багать 1,3х1,3м у виробленому просторі з щільністю установки 0,3 м. Для кріплення виїмкової штреку використовують арочне кріплення типу АП-9,2 або АП-9,5 шаг установки 0,5-1,0 м.

очисні роботи

Технологічна схема передбачає Челнокова виїмку зарубкою комбайна «косими заїздами» на кінцевих ділянках лави. Відбитий вугілля занурюється на скребковий конвеєр і транспортується на перевантажувач ПТК-1 збірного штреку. Далі вугілля транспортується стрічковим конвеєром назустріч свіжому струмені повітря. Перерозподіл секцій кріплення виробляється слідом за посування комбайна. Управління покрівлею повне обвалення.

Згідно куту падіння і потужності пласта, до роботи приймаємо механізований комплекс КД-90 з комбайном УКД 200/500. В діапазоні виймаємо потужності приймаємо механізований комплекс КД-90.

Привибійного конвеєр СПЦ-271м дозволяє розмістити головки і систему подачі комбайна на штреках. А також приймаємо дві насосні станції СНД-200. Попереду лави, під металеві верхняки рамного кріплення встановлюється кріплення посилення з дерев'яних стійок на відстані 0,8-1м.

За лаві відбитий вугілля транспортується скребковим конвеєром СПЦ-271м до збірного штреку, де вступає на скребковий перевантажувач ПТК-1, з подальшим транспортуванням по стрічкових конвеєрів 2ЛТ1000КСП до вуглеспускних гезенків.

Матеріали та обладнання доставляються по бортовому і збірному штреку канатними напочвенной дорогами типу ДКНЛ.

Для безперервного автоматичного контролю вмісту метану в рудничної атмосфері безпосередньо на робочих місцях приймаємо прилади СМС 1/2, «Сигнал-2». В якості переносних датчиків контролю метану використовуються шахтні інтерферометри ШІ-10, ШІ-11, «Сигнал-2».

Середнє навантаження на очисний вибій становить близько 2152 т / добу.

Перед початком виїмки вугілля, машиніст комбайну та його помічник оглядають комбайн, заливають масло в редуктор, виробляють дрібний ремонт комбайна, заміну зубків. Решта членів ланки ГРОЗ оглядають ґрунт і покрівлю лави, стан гідрофікованої кріплення, конвеєра, маслостанції. Після закінчення підготовки комплексу до роботи машиніст дає звуковий сигнал, включає конвеєр, комбайн, систему зрошення і виробляє виїмку вугілля.

Два ГРОЗ слідом за проходом комбайна здійснюють пересувку секцій механізованого кріплення. Один з ГРОЗ слідом за комбайном виробляє зачистку ґрунту від вугілля. Пересування конвеєра проводиться на відстані 8-10 рештаков від комбайна.

Застосовувана організація праці найбільш ефективна і безпечна в умовах шахти «Тернівська» при використанні комплексу КД-90.

Проведення підготовчих і нарізних виробок

Відповідно до прийнятого способу підготовки підготовчі виробки, як магістральні, так і виймальних проводяться по пласту з присечки вміщують порід і є практично горизонтальними. У зв'язку з цим відповідно до «прогресивними технологічними схемами розробки пластів на вугільних шахтах» для проведення підготовчих виробок приймаємо прохідницькі комбайни типу 4ПП-2М і ГПКС.

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

Вироблення кріпляться абочим кріпленням КШПУ перетином у світлі 11,2м²-15,2м², п'ятизвенная кріпленням ВПК перетином 12,0м², триланкової АП-11,2 і кільцевої кріпленням діаметром 4,5 і 5,5 м. Відстань між рамами кріплення 0,5-1,0 м.

Гірська маса від проходки мостовим перевантажувачем вантажиться в вагонетки (при проведенні горизонтальних виробок) або на стрічковий

конвеєр з подальшою перевантаженням в вагонетки. Завантажені вагони доставляються на опрокиду, і порода односкіповим підйомом видається на поверхню.

Матеріали та обладнання в забій в разі доставки гірничої маси конвеєрами доставляються напочвенной канатними дорогами на базі лебідок ТКС або ДКНЛ.

До контролю вмісту метану використовується апаратура телеметричного контролю, переносні прилади постійної дії і переносні прилади періодичної дії.

Профогляд і ремонт машин і механізмів проводиться щодня в ремонтну зміну. Основною формою організації праці приймається добова комплексна бригада, яка виконує всі основні і допоміжні роботи в забої, пов'язані з управлінням комбайна при проходці, кріпленням, наросуванням вентиляційних труб, настилкою рейкового шляху.

У кожній зміні роботу здійснюють прохідницькі ланки. Для проведення виробок площею понад 12м² необхідно ланка прохідників в складі 6 чоловік.

Заходку глибиною 0,4 м починається з поглиблення різцевого коронки в центрі на всю довжину. Потім переміщенням виконавчого органу в горизонтальній площині від зарубні щілини проводиться виїмка гірської маси по всьому перетину забою.

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

Обсяг проведення підготовчих виробок (без урахування повторно використовуваних виїмкових штреків) становить 14,5-16,1 км на рік, або 14,5-13,5м на 1000т середньодобовий вихід породи становить 1800т.

енергопостачання

Електропостачання шахти здійснюється від Тернівської підстанції системи Дніпроенерго. Для живлення всієї підземної навантаження на горизонтах 205, 265 споруджені ЦПП, харчування яких здійснюється за

вісьмома вводів (стовбуровим кабелям) 6кВ безпосередньо з ДПП: від ЦПП харчування отримують високовольтні розподільні пункти (РПП-6 кВ), розташовані на горизонтах 205, 265 західного і східного крила. А від РПП-6 кВ отримують харчування групи пересувних трансформаторних підстанцій. Харчування низьковольтних споживачів в шахті здійснюється напругою 660В.

Для електроустановок на поверхні шахти побудовані: РУ-6кВ і КТМ-6 / 0,4 кВ-0,23кВ з глухо заземленою нейтраллю, від них отримують харчування силові і освітлювальні навантаження шахтної поверхні. Для виконання виробничих процесів в шахті і на поверхні використовується як електроенергія, так і стисненого повітря.

Для отримання пневматичної енергії побудована компресорна станція, на якій встановлені два компресора 2ВМ-63/8 і два компресори 4ВМ-100/8, відповідно з продуктивністю 50м³ / год з максимальним тиском 8атм і робочим батм.

Пневматична енергія на поверхні використовується для допоміжних операцій (обвалення вугілля в бункерах, автоматична чистка стрілок, пневматичний інструмент, а в шахті для роботи комплексу обміну вагонеток).

Організація робіт на гірничому підприємстві

Режим роботи на шахті з безперервною робочим тижнем. Для шахти передбачені загальні вихідні дні під час загальнодержавних свят. На шахті встановлено наступний режим роботи:

Число робочих днів у році - 300

Число робочих змін з видобутку вугілля - 3

Число ремонтних змін - 1

Графік виходів робітників видобувних і прохідницьких ділянок - ковзний. Тривалість робочої зміни:

На підземних роботах - 6 годин

На поверхні - 8 годин

1.3. Аналіз простоїв очисних вибоїв

Підземне видобування вугілля комплексно-механізованими забоями в Україні виробляється на великих глибинах у складних гірничо-геологічних умовах. Висока газонасність більшості розроблюваних вугільних пластів, нестійкі породи, що вміщують і висока обводненість робить стримуючий вплив на темпи видобутку. Простої з гірничо-геологічними і гірничотехнічними причин, як в очисних вибоях, так і по шахті в цілому, знижують продуктивність вугледобувного підприємства, підвищують собівартість вугілля і, відповідно, знижують економічну ефективність шахти. Зниження часу простоїв, що не запланованих організацією робіт, є актуальним завданням вугільної галузі.

З позицій системного підходу комплексно-механізовані технології виїмки вугілля розглядаються як сукупність взаємопов'язаних у часі виробничих процесів і операцій в очисному забої. Отже, оптимізація витрат часу на виконання технологічних процесів в очисному забої є актуальне завдання. Для оптимізації виїмки вугілля в лаві необхідно структурувати витрати часу на виконання процесів і операцій очисного циклу. Тривалість виробничих процесів і операцій обумовлюється сукупністю продуктивних і непродуктивних витрат часу, тобто передбачених і не передбачених технологічним паспортом. Ведення очисних робіт із застосуванням механізованих комплексів передбачає виконання технологічних (штатних) процесів і операцій, які умовно можна розділити на три групи:

- виїмка вугілля комбайном, механізована зачистка вугілля при односторонній схемі роботи комбайна, пересування секцій механізованого кріплення і забійного конвеєра;
- кінцеві операції: пересування головок конвеєра, профілактичний огляд устаткування та ін.;
- інші витрати часу: прийом-здача зміни, буровибухові роботи, противикидні заходи і ін.

Особливу категорію виробничих операцій складають нештатні операції - обумовлені необхідністю усунення відмов. Тривалість виконання

позаштатних операцій визначається часом простоїв по внутрішнім причин. Окрему групу непродуктивних витрат часу (простоїв) складають зупинки по позаплановим причин, що залежать від загальношахтного і дільничного транспорту, перебоїв в постачанні електроенергії, заборони робіт через порушення правил безпеки та ін.

Позаштатні операції, в залежності від їх викликають, поділяються на такі групи непродуктивних витрат часу:

- в процесі виїмки вугілля;
- в процесі транспортування вугілля до підготовчої виробці;
- в процесі кріплення і управління покрівлю;
- при виконанні кінцевих операцій, проведення противикидних заходів, буро-вибухових робіт, зміцнення порід і ін.

Комплексно-механізована виїмка вугілля, як і будь-яка технологія, характеризується певною циклічністю виконання процесів і операцій в часі. Виїмка вугілля комбайном здійснюється одночасно з перерозподілом секцій механізованого кріплення і става конвеєра. Виняток становлять технології, що передбачають односторонню схему роботи комбайна, або фронтальну пересувку конвеєра [1]. В цьому випадку процеси не поєднуються в часі. Кінцеві операції передбачають пересувку головок конвеєра, профілактичний огляд і дрібний ремонт комбайна та ін. До інших виробничих витрат часу відносяться кінцеві операції, буровибухові роботи, заходи з дегазації, зміцнення порід і ін.

На практиці часто виникає необхідність обмеження швидкості посування очисного вибою з тих чи інших причин. Найбільш часті випадки коригування швидкості посування лави пов'язані з необхідністю забезпечення стійкого провітрювання лави, проведення штатних і позаштатних ремонтів, а також зниження швидкості при переході геологічних порушень.

Постійна швидкість посування очисного забою забезпечує не тільки його стабільну продуктивність, але і передбачуване стан масиву порід, що вміщують. Після зупинки очисного вибою в породах покрівлі і ґрунту пласта

попереду і позаду лави процеси зрушень тривають ще тривалий час. Попереду лави в породах безпосередньої покрівлі триває розкриття існуючих і утворення нових тріщин. Так само триває і руйнування привибійної частини вугільного пласта [2]. Згодом інтенсивність геомеханічних процесів знижується до мінімального рівня.

При поновленні виїмки порушена частина безпосередньої покрівлі виходить в перетину виїмкових вироблення. Наявність в покрівлі утворилися за час тривалого простою великої кількості тріщин обумовлює інтенсивне вивалоутворень [3]. Тому мінімізація не передбачених паспортом виїмкової ділянки і організацією робіт на підприємстві зупинок очисного забою є важливим завданням при вирішенні питань оптимізації вугільного виробництва.

Для дослідження причин простоїв на вугільних шахтах необхідне проведення довгострокових хронометражних спостережень.

Такі спостереження вимагає значних непродуктивних трудовитрат від групи спостерігачів, які повинні виконувати безперервні спостереження протягом тривалого періоду. Тому було прийнято рішення в якості вихідних даних для первинної оцінки витрат часу на виконання очисного циклу використовувати звіти гірських майстрів добувних ділянок, які фіксуються черговим по шахті в диспетчерському журналі.

До дослідження прийняті матеріали диспетчерського журналу шахти «Тернівська» м.Тернівка з 01.04.2018 по 30.09.2018гг. На цьому вугільному підприємстві прийнята чотирёхсменная організація робіт. Перша зміна - ремонтно-підготовча, друга, третя і четверта - видобувні.

Для зручності аналізу вихідні дані були занесені в спеціальну форму, в якій крім перерахованих груп простоїв вказувалося і час працездатного стану очисного забою.

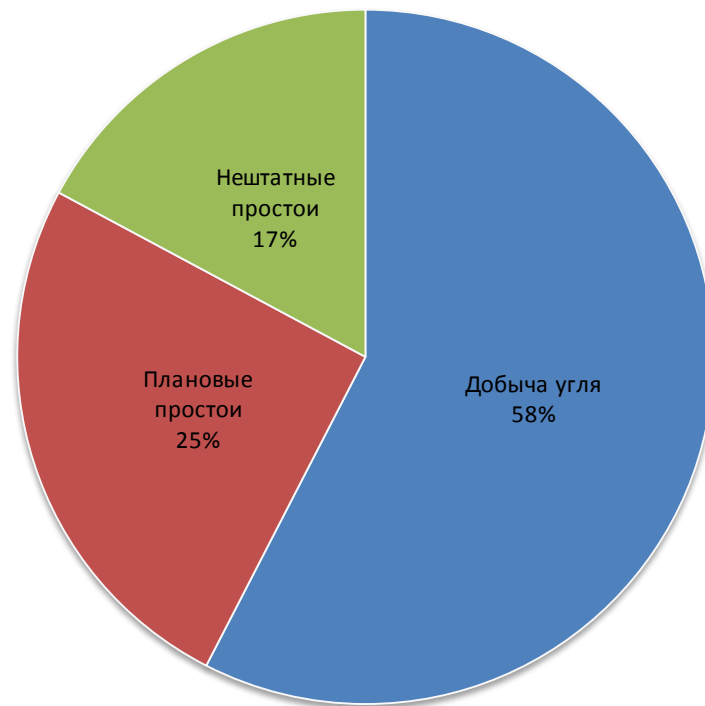


Рис.1.1. *Аналіз роботи очисного забоя*

Аналіз витрат часу показав, що час на ремонтно-підготовчі зміни, на прийом-здачу зміни протягом аналізованого періоду часу - «планові простой» - складають 25.5-26.8% від загального часу аналізованого періоду. В інший час система знаходиться в двох станах: працездатному стані - «видобуток вугілля» - 57.5-58.2% і неробочому стані - «нештатний простій» - 16.8-17.1% (Рис.1.1).



Рис 1.2- *Групи простоїв очисного ділянки*

Дані диспетчерського журналу по «нештатних простоїв» були розбиті на групи по причині виникнення. Виділено наступні групи простоїв (Рис 1.2). На підставі аналізу даних диспетчерських журналів групи простоїв за кількістю витраченого часу розподілені в такому порядку.

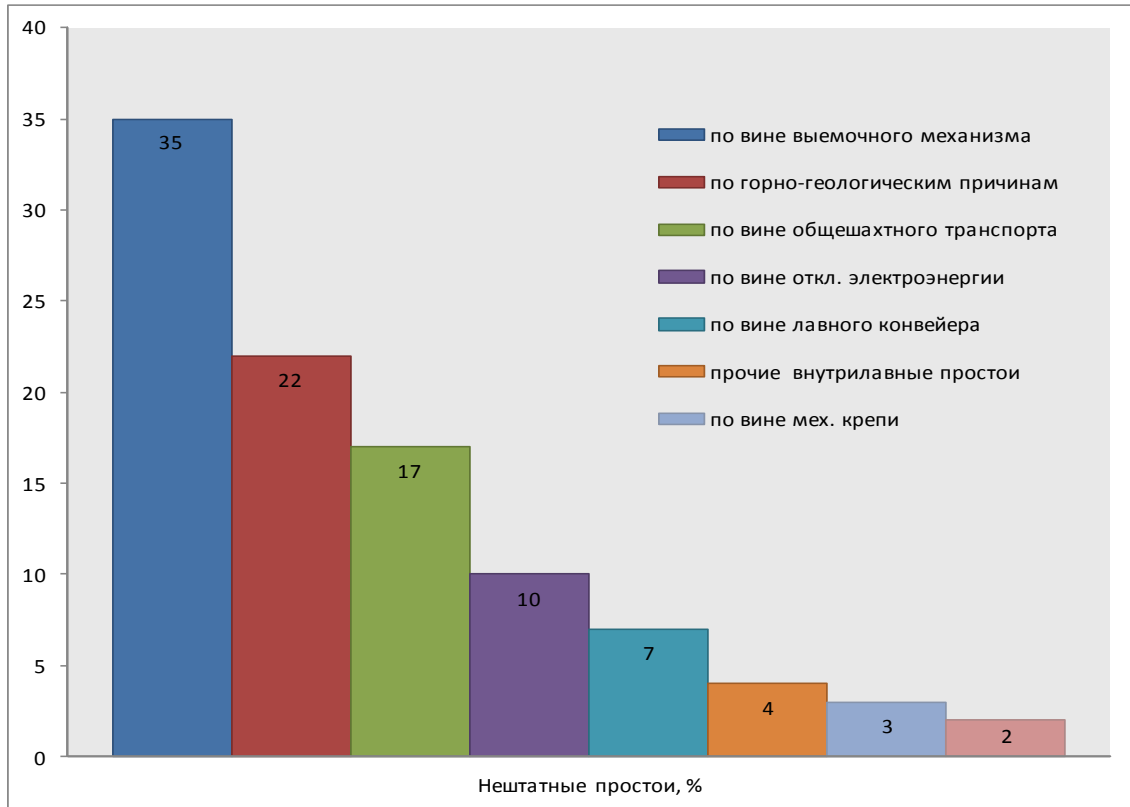


Рис 1.3 - Аналіз позаштатних простоїв

1. 34.3-36.9% від загального часу «нештатних простоїв» займають простої через виїмкової механізму. До них відносяться витрати часу на непланові заміну різців, чистку форсунок зрошення, ремонт системи подачі і електричної частини комбайна, відновлення працездатності газового захисту на комбайні, відновлення механічної і гідравлічної частини комбайна, усунення поривів тягового ланцюга.

2. 21.1-23.8% від загального часу «нештатних простоїв» займають простої за гірничо-геологічними причин. До них відносяться витрати часу на: усунення наслідків вивалам порід безпосередньої покрівлі в призабойное простір лави; ліквідацію наслідків «заривания» підстави кріплення в ґрунт пласта; провітрювання виїмкової ділянки при перевищенні гранично допустимих концентрацій метану в лаві і вентиляційних виробках;

здійснення заходів щодо попередження обвалення безпосередньої покрівлі пласта в призабойное простір лави.

3. 17.2-17.4% від загального часу «нештатних простоїв» займають простої через загальношахтного транспорту. До них відносяться витрати часу на очікування відновлення працездатності магістральних конвеєрів, розвантаження бункерів накопичувачів, на очікування відновлення працездатності скіпового підйому шахти.

4. 10-10.2% від загального часу «нештатних простоїв» займають простої через відключення електроенергії. До них відносяться витрати часу на ліквідацію відмов пускової апаратури і апаратури газового захисту, на аварійне відновлення цілісності оболонок кабельних мереж, на відновлення роботи при общешахтном відключенні подачі електроживлення.

5. 6.6-7.5% від загального часу «нештатних простоїв» займають простої через лавного конвеєра. До них відносяться витрати часу на усунення поривів тягового ланцюга конвеєра, заливку робочої рідини в гідромуфти, заміну гідромуфти, усунення несправностей в електричних ланцюгах управління конвеєром, аварійні роботи по відновленню редукторів приводних станцій конвеєра.

6. 3.9-4.2% від загального часу «нештатних простоїв» займають інші внутрілавні простой. До них відносяться всі витрати часу на нештатні роботи в очисному забої, які призводять до зупинки виїмки вугілля: відновлення зв'язку вздовж очисного вибою, непланові доставка матеріалів по лаві, нештатне посилення кріплення сполучень лави зі штреками (зведення багать, встановлення додаткової кріплення посилення).

7. 3.8-4.1% від загального часу «нештатних простоїв» займають простої через механізованого кріплення. До них відносяться витрати часу на відновлення працездатності кріплення (ліквідація поривів гідравлічних шланг, заміна ущільнюючих кілець, заміна гідродомкратів пересування, заміна гідророзподільників керування кріпленням).

8. 1.8-2% від загального часу «нештатних простоїв» займають інші внелавні простой. До цієї групи належать витрати часу на ліквідацію

порушень Правил безпеки, виявлених ІТП шахти; на нештатное витяг анкерного і / або аорчного кріплення підготовчих штреків на сполученні з лавою; відновлення кріплення підтримуючої лебідки на вентиляційному штреку; відновлення системи провітрювання виїмкової ділянки та ін.

Крім того, аналіз причин простоїв за даними диспетчерських журналів за досліджувані періоди за обраним вугледобувному підприємству показав, що найбільший показник «нештатних» простоїв, унаслідок несправностей виїмкової механізму, більш детальна інформація представлена в таблиці 1.1.

Проведені дослідження дозволили: провести аналіз простоїв очисного забою і об'єднати простої в групи з причин виникнення простою; встановити співвідношення витрат часу на «планові простої», «видобуток вугілля» і «нештатний простий», які склали за аналізовані періоди відповідно 25.5, 57.5 і 17% відповідно; встановити ієрархію причин виникнення «нештатних простоїв».

Таблиця 1.1 - Простої виїмкової механізму

№ п / п	Причина простою	Кількість простоїв	Час усунення 1 простою, хв	Загальний час на усунення простоїв, годину
1	Непланова заміна різців	96	15-30 хвилин	35 годин
2	Чистка форсунок зрошення	73	20-35 хвилин	33 годин
3	Ремонт системи подачі і електричної частини комбайна	18	30-400 хвилин	65 годин
4	Відновлення роботи газового захисту на комбайні	45	20-40 хвилин	16 годин
5	Відновлення механічної і гідравлічної частини на комбайні	15	40-360 хвилин	52 годин
6	Усунення поривів тягового ланцюга	48	30-60 хвилин	40 годин

2 ПРОПОЗИЦІЇ ЗА ТЕХНОЛОГІЧНИМИ РІШЕННЯМИ ТА ВІДПРАЦЮВАННЯ ЗАПАСІВ

2.1 Вибір пріоритетного напрямку і способу вирішення технологічного завдання

В даний час на шахті «Тернівська» для технології ведення очисних робіт в очисних вибоях застосовується комплекс КД-90 з комбайном УКД 200/500 з виносної системою подачі комбайна і конвеєром СПЦ-271М. Виїмка вугілля здійснюється за челноковою схемою з послідовною засувкою секцій кріплення. Управління покрівлею - повне обвалення. Засоби очисної виїмки представлені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 - Засоби очисної виїмки

Наіменованіє	Тип	кількість
комбайн	УКД 200/500	1
механізоване кріплення	КД-90	134
конвеєр	СПЦ-271М	1

З досвіду застосування очисного комбайн УКД 200/500 з виносної системою подачі в умовах шахти виявлені такі недоліки:

1. Наявність в лаві двох рухомих гілок тягового органу, що ускладнює пересування забійного конвеєра.
2. Ускладнення системи переміщення і управління нею за рахунок наявності двох механізмів переміщення.
3. Часті пориви тягового ланцюга, що призводить до додаткових простоїв, і створення небезпечних умов праці.
4. Значні втрати потужності систем на переміщення тягового ланцюга по замкнутому жолобу.
5. Низький коефіцієнт корисної дії і високу аварійність електро-магнітних гальм - в ВСПК;

2.2 Обґрунтування технологічних і технічних рішень

Вибір і обґрунтування системи розробки та її елементів

Вибір системи розробки проводиться виходячи з можливостей досягнення найкращих показників ведення очисних робіт, згідно з аналізом гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов [4].

Доцільною є стовпова система розробки як з погашенням виїмкових штреків слідом за проходом лави, так і з їх повторним використанням. Головним її перевагою в умовах шахти є порівняно малі витрати на підтримку виїмкових штреків, а також можливість забезпечення вищих техніко-економічних показників [5].

Пологе залягання дозволяє приймати відпрацювання пласта довгими стовпами як по повстанню-падіння (до магістральних виробках) так і по простяганню. Внаслідок високого гірського тиску очисні роботи ведуться одинарними лавами. Довжина лави при цьому досягає 180-260м. Відпрацювання виїмкових стовпів виробляється в послідовному порядку без залишення ціликів і проведенням виїмкових штреків впрісечку, або з їх повторним використанням. Підготовчі роботи випереджають очисні на один стовп. Довжина стовпа 800-2200м.

Вибір засобів очисної виїмки

Для підвищення навантаження на очисний вибій передбачаємо заміну очисного комбайна УКД-200/500 з ВСПК на комбайн УКД-400 з вбудованою системою переміщення. А також заміну конвеєра СПЦ-271м на конвеєр КСД-26В.

Позитивні сторони:

1. Нерухоме опорний орган
2. Відносна простота системи переміщення, і управління нею.
3. Безпечне ведення очисних робіт.

УКД-400

Сумарна номінальна потужність електроприводу

комбайна, кВт, не менше

467,5

в тому числі:

-Привід виконавчих органів 2х200	
-Привід вбудованої цевочної системи подачі	2х30
Номинальна напруга електроприводу, в 1140	
Тип механізму подачі	вбудована цевочного
Максимальна робоча швидкість подачі без обліку ковзання двигуна, м / хв, не менше	12
Продуктивність, т / хв, не менше:	
-При опірності вугілля різанню 120 кН / м	12
-При опірності вугілля різанню 280 кН / м 7.5	
-При опірності вугілля різанню 400 кН / м 5	
Тягове зусилля при максимальній робочій швидкості подачі, кН, не менше	300
Середній ресурс до капітального ремонту, тис.т:	700
Основні розміри, мм, не більше:	
-довжина порталу 3860	
-висота корпусу 460	
ширина	2200
-довжина по осях шнеків 7700	

КСД-26В

Продуктивність максимальна, т / год	600 (10)
Довжина конвеєра в постачанні, м	до 300
Число електродвигунів і розташування приводних блоків, шт.	два, одностороннє
Електродвигуни:	
- номінальна потужність, кВт	2х55 / 160
- напруга живлення, В	1140
Швидкість руху тягового органу, м / с:	
- основна (робоча)	1,06

- допоміжна (маневрова)	0,35
Тяговий орган:	
- число і розташування ланцюгів, шт.	дві в центрі з відстанню по осях
- тип ланцюга (калібр, крок, клас міцності)	200 мм 26х92-С
- крок установки скребків, мм	920
Рештачного ставши (по боковинам), мм:	
- висота профілю	228
- ширина рештака	642
- довжина рештака	1485
- ресурс, млн. Т	1,75

Таблиця 2.2 - Засоби очисної виїмки

Найменування обладнання	Одиниці виміру	кількість
Секції кріплення КД-90	шт.	134
Комбайн УКД-400	шт.	1
Скребковий конвеєр КСД-26В	шт.	1
Скребковий перевантажувач ПТК-1	шт.	1
Маслостанція СНД-200	шт.	2
насос зрошення 1АЦНС13-350	шт.	1

2.3 Технологія очисної виїмки

Виїмка вугілля в очисному забої ведеться по Челноковій схемою. Спосіб управління покрівлею в лаві - повне обвалення.

Виробничий цикл в лаві складається з наступних робочих процесів:

1. самозарубка комбайна в пласт "косим заїздом»;
2. виїмка вугілля комбайном;
3. пересування секцій механічного кріплення;

4. пересування конвеєра;
5. підготовка комбайна до виїмки наступної смуги;
6. кінцеві операції.

Після профілактичного огляду комбайна і конвеєра виїмка смуги вугілля здійснюється в наступній послідовності.

У вихідному положенні конвеєр присунений до забою крім кінцевого ділянки лави довжиною 15-20м для зарубки комбайна косим заїздом для виїмки наступної смуги, секції кріплення своїм підставою відстають від конвеєра на крок пересування (0,80 м), при цьому відстань від консолей кріплення до забою НЕ перевищує 300мм. Перед початком виїмки смуги вугілля машиніст і його помічник призводять комбайн в робочий стан, оглядають кабель, шланг зрошення, перевіряють і регулюють натяг тягового ланцюга [6]. Решта членів ланки готують інструмент, оглядають лаву, стан кріплення і конвеєра.

Після закінчення підготовки машиніст після подачі сигналу включає конвеєр, комбайн, систему зрошення і починає виїмку вугілля, регулюючи положення шнеків комбайна.

Вруб в вугільний цілик повинен проводитися на малій швидкості подачі комбайна, тобто не більше 1,0 м / хв. Карб комбайна в пласт косим заїздом проводиться на ділянці лави довжиною 15-20м в два проходи комбайна в наступній послідовності. Машиніст опускає правий шнек до ґрунту, а лівий шнек піднімає в верхнє положення до покрівлі. При русі комбайна лівий шнек руйнує верхню частину пласта, правий шнек руйнує нижню частину пласта і виробляє відвантаження вугілля на конвеєр. При русі комбайна назад лівий шнек опускається в нижнє положення, а правий шнек піднімається у верхнє положення. Комбайн завершує руб і змінює напрямок руху. Лівий шнек виймає нижню частину пласта і здійснює часткову відвантаження вугілля на конвеєр.

Конвеєр на відстані близько 15-20 метрів за комбайном поступово засувається на забій. Комбайн після першого проходу частково, а після другого повністю зарубивається в пласт на повну ширину захвату виконавчого

органу. Рухаючись уздовж лави, комбайн виробляє отбойку вугілля з навантаженням його на забійний конвеєр [7].

У міру посування комбайна і оголення покрівлі до забою ГРОЗ підтягують секції кріплення, закріплюючи призабойне простір. Секції кріплення пересуваються до забою на крок пересування (0,80 м) по черзі, при цьому відставання фронту пересування секцій кріплення від комбайна не повинна перевищувати 1,5 м.

ГРОЗ стежить за тим, щоб перекриття секції кріплення не впирається в виступи, нерівності покрівлі або в корпус комбайна, спостерігає за станом покрівлі над пересувається секцією кріплення. Пересувку виробляють з-під сусідньої нерухомої (распёртой) секції кріплення.

Пересувку лінійних секцій лавного конвеєра виробляє ГРОЗ з відставанням від комбайна на $15 \div 20$ м. Схема засувки конвеєра лави з вигином. При пересуванні стежать за тим, щоб під домкрат не потрапив кабель або шланг, а конвеєр переміщався до забою плавно без зупинок і поштовхів.

Після засувки конвеєра проводиться зачистка від вугілля ґрунту між секціями кріплення і конвеєром лави ("кишені"). Прибирання і вантаження вугілля виробляються вручну на забійний конвеєр.

Розстановка робочих при виїмці вугілля комбайном:

- | | |
|------|-----------------------------|
| 1 | - машиніст комбайну |
| 2 | - пом. машиніста комбайна |
| 3 | - ГРОЗ по засувці кріплення |
| 4 | - ГРОЗ по засувці конвеєра |
| 5 | - ГРОЗ по зачистці «кишень» |
| 6 | - ГРОЗ петлевий |
| 7,8, | - кінцеві операції лави |
| 9,10 | |

Кінцеві операції проводяться в присутності особи дільничного нагляду. Всі роботи по кріпленню сполучень виконуються при вимкненому

комбайні, лавного конвеєрі і штрекового перевантажувачі (на збірному штреку).

Організація робіт в ремонтно-підготовчу зміну

За виконання всіх ремонтних робіт в ремонтно-підготовчу зміну відповідальним є механік ділянки (як перший заступник начальника ділянки), а в його відсутність особа технічного нагляду, яка його заміщує.

Наряди на ремонт, усунення несправностей і обслуговування гірничо-шахтного обладнання на ділянці видає механік ділянки, а в його відсутність начальник ділянки (заступник, помічник начальника ділянки), затверджуються начальником виробничої зміни по підприємству і узгоджуються зі службою ВІД. При випробуванні механізмів під навантаженням, відповідальність за координацію всіх робіт в цей період і порядок виконання процесів покладається, на механіка ділянки, як старше особа технічного нагляду ділянки.

Бригада розділена на чотири ланки (видобувні), які складаються з 10 чол. Змінне ланка очолює ланковою. Бригадир, як правило, виходить в першу зміну. В ремонтні годинник проводиться профілактичний огляд, ремонт і змащування комбайна, обслуговування общеучасткових механізмів і електроапаратури. Ремонт хутро. кріплення і маслостанцій, перевірка ланцюгів скребкових конвеєрів, на бортовому штреку і на збірному штреку перенесення випереджальних кріплень, кріплення сполучення лави зі штреками. Проводять пересувку ПТК-1 (штрековий скребковий перевантажувач) і енергопоїзди. Підтримка збірного і бортового штреку.

2.4 Розрахунок параметрів очисної виїмки вугілля

Продуктивність комбайна визначається за швидкістю його подачі, яка залежить від [8]:

- потужності двигуна комбайна (енергоозброєності комбайна);
- міцності вугільного пласта (опірність різанню);
- кількості метану, що виділяється з пласта;
- швидкості пересування секцій кріплення.

1) Розрахунок швидкості подачі комбайна по його енергоозброєності:

$$V_p^k = \frac{N_{уст}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma_{cp} \cdot k_{осл}}, (м / мин)$$

де $N_{уст}$ - тривала потужність двигуна комбайна, кВт;

H_w - питомі енерговитрати на руйнування вугілля, кВт / т;

m - виймаємо потужність пласта, м;

r - ширина захвату виконавчого органу комбайна, м;

γ - об'ємна вага вугілля, т / м³;

$K_{осл}$ - коефіцієнт, що враховує ослаблення пласта врубав;

Стійка потужність двигуна розраховується за формулою:

$$N_{уст} = 0,7 \cdot N_{наст}$$

$$N_{уст} = 0,7 \cdot 400 = 280 (кВт)$$

Питомі енерговитрати на руйнування вугілля:

$$H_w = 0,00185 \cdot A_p \cdot (0,77 + 0,008 \cdot R);$$

де A_p - опірність вугілля різанню, Н / см;

R - показник крихкості вугілля;

Для вузьких вугілля визначається за формулою:

$$R = 0,25 \cdot A_p$$

$$V_p^k = \frac{280}{60 \cdot 1,5 \cdot 1,05 \cdot 0,8 \cdot 1,45} = 2,5 (м / мин)$$

2) швидкість подачі комбайна по газовому фактору визначається за формулою:

$$V_k^z = \frac{0,6 \cdot Vm_{\phi} \cdot \phi \cdot d \cdot K_{\phi,л}}{q \cdot r \cdot m_{пол} \cdot \gamma_y \cdot K_n}$$

де V - допустима по ПБ швидкість руху повітряного струменя в лаві, м / с;

m - виймаємо потужність пласта, м;

b - ширина призабойного простору, м;

ϕ - коефіцієнт звуження повітряного струменя;

d - допустиме по ПВ вміст метану у вихідному струмені, %;

$K_{в.п.}$ - коефіцієнт, що враховує рух частини повітряного струменя по виробленому просторі;

q - метановість пласта, мЗ / т.с.б.

$m_{\text{пол}}$ - геологічна потужність пласта, м;

K_n - коефіцієнт нерівномірності виділення метану в лаву.

q - 3 мЗ / т.с.б.

$$V_{\kappa}^{\circ} = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1,05 \cdot 3,85 \cdot 1 \cdot 1,2}{3,0 \cdot 0,8 \cdot 0,85 \cdot 1,45 \cdot 1,4} = 2,8 (\text{м} / \text{сек});$$

3) Швидкість подачі комбайна по фактору кріплення визначається за формулою:

$$V_{\kappa}^{kp} = \frac{b}{\sum t_{kp}}$$

де b - крок установки секцій кріплення в лаві, м;

$\sum t_{kp}$ - час на повний цикл пересування секцій, хв;

$$\sum t_{kp} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$$

де t_1 - час на переміщення робочого від секції до секції і огляд секції, сек;

t_2 - час на зачистку секції кріплення перед перерозподілом, сек;

t_3 - час на розвантаження секції кріплення, сек;

t_4 - час на пересувку секції кріплення, сек;

t_5 - час на розпір секції, сек;

$$\sum t_{kp} = 7 + 8 + 8 + 9 + 5 = 37 (\text{сек}) = 0,61 (\text{мин});$$

$$V_{\kappa}^{kp} = 1,5 / 0,61 = 2,5$$

Остаточню приймаємо швидкість подачі по енергоозброєності: $V_{\kappa}^{\circ} = 2,5$ (м / сек)

4) Тривалість циклу виїмки:

$$t_y = (t_0 + t_3 + t_6) \left(1 + \frac{K_0}{100}\right) \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 + t_{\kappa}$$

де t_0 - тривалість роботи комбайна на виїмці вугілля, хв;

t_3 - тривалість роботи комбайна по зачистці лави, хв;

t_6 - тривалість допоміжних операцій, хв;

K_0 - коефіцієнт відпочинку;

k_1 - коефіцієнт, що враховує гіпсометр ґрунту пласта;

k_2 - коефіцієнт, що враховує ступінь обводнення лави;

k_3 - коефіцієнт, що враховує ступінь нестійкості покрівлі;

k_4 - коефіцієнт, що враховує кут падіння пласта;

t_k - сумарна тривалість кінцевих операцій в циклі, хв;

Тривалість виїмки вугілля комбайном визначається по формулі:

$$t_0 = \frac{(l_l - \sum l_n)}{V_p^k}$$

де l_l - довжина лави, м;

$\sum l_n$ - сумарна довжина ніш, м;

V_p^k - швидкість подачі комбайна, м / хв;

$$t_0 = (200-0) / 2,5 = 80 \text{ (хв)}$$

Тривалість, супутніх виїмки допоміжних операцій визначається за формулою:

$$t_b = 0,08 * l_l$$

$$t_b = 0,08 * 200 = 16 \text{ (хв)}$$

Сумарна тривалість виконання кінцевих операцій в циклі визначається за формулою:

$$\sum t_k = \frac{2 \cdot l_k + l_{изг}}{V_p^k}$$

де l_k - довжина корпусу комбайна, м;

$l_{изг}$ - довжина вигину конвеєра, м;

$$t_k = (2 * 7,7 + 15) / 2,5 = 12,6$$

$$t_y = (80 + 0 + 16) (1 + 0,1) * 1,05 * 1 * 1,15 * 1 + 12,6 = 140 \text{ (хв)}$$

5) Розрахунок кількості циклів виїмки в лаві за добу:

$$n_u = \frac{1440 - t_{рем} - t_{в.в.} - (t_{н.з} + t_{м.н}) \cdot n_{см}}{t_u}$$

де 1440 - кількість хвилин в добі;

$t_{рем}$ - тривалість ремонтної зміни, хв;

тв.в - тривалість робіт з попередження раптових викидів вугілля і газу, хв;

тпер - тривалість неперервних технологічних процесів в зміні, хв;

тп.з - тривалість підготовчо-заключних операцій, хв;

псм - кількість змін з видобутку на добу.

$$пц = 1130/140 = 8$$

Приймаємо 8 циклів і отримуємо скориговане час циклу $t_{ц} = 135$ мін.

6) Видобуток вугілля за один цикл:

$$Д = m \cdot l_{л} \cdot r \cdot \gamma_y \cdot c$$

$$Д = 1,05 \cdot 200 \cdot 0,8 \cdot 1,45 \cdot 1,2 = 292,3 \text{ (м)}$$

7) Максимально можлива добова продуктивність лави:

$$A_{сут} = m_{вын} \cdot l_{л} \cdot r \cdot \gamma_{с.м} \cdot n_{ц} \cdot c$$

$$A_{сут} = 292,3 \cdot 8 = 2338 \text{ (м)}$$

8) Річна планова навантаження на лаву;

$$A_{год} = A_{сут} \cdot N_{р.д}$$

де $N_{р.д}$ - число робочих днів у році, днів;

$$A_{год} = 2338 \cdot 300 = 701400 \text{ (м)}$$

2.5 Технологічна схема транспорту

Транспортування гірської маси

Транспортування вугілля здійснюється гірничими виробками наступним транспортним устаткуванням:

по очисному забою - скребковий конвеєр КСД-26В;

по 336 збірному штреку пласта С4 - пререгружатель ПТК-1, стрічковий конвеєр 2ЛТ1000КСП;

І далі перевантажується на транспортну магістральну конвеєрну лінію на Конвеєрний квершлаг №2.

Транспортування матеріалів, обладнання та перевезення людей здійснюються відповідно до «Проектом по безпечному перевезенню людей і вантажів у гірничих виробках, обладнаних електровозною відкаткою, з ухилом рейкового шляху більш 0,005».

Транспортування вантажів (матеріалів, обладнання) до лави здійснюється гірничими виробками наступним транспортним устаткуванням:

завантаження контейнерів, транспортних майданчиків здійснюється на промисловому майданчику шахти ділянкою ВШТ-2 і поверхневими робітниками;

спуск по допоміжному стовбуру в кліті на гір. 265м - ділянку ВШТ-2;

транспортування по магістральних виробленнях гір. 265м - ділянку ВШТ-2 електровозного транспортом по рейковому шляху на транспортних майданчиках;

транспортування по виїмкових ділянок 336 лави - ділянку №2 електровозами АМ8Д по рейковому шляху на транспортній майданчику, згідно «Паспорту з перевезення вантажів при відпрацюванні виїмкової ділянки 336 лави» по 336 бортовому штреку.

За 336 збірному штреку - ділянку ВШТ-2 електровозного транспортом по рейковому шляху на транспортних майданчиках і ділянку №2 - одноконцевої відкатки, згідно «Паспорту з перевезення вантажів при відпрацюванні виїмкової ділянки 336 лави»;

розвантаження вантажів на виїмкових штреках 336 лави пласта С4 в місці розвантаження вантажів - ділянку №2.

Перевезення людей до лави здійснюється гірничими виробками, наступним транспортним устаткуванням:

спуск по допоміжному стовбуру в кліті на гір. 265м - ділянку ВШТ-2;

перевезення по магістральним виробках гір. 265м - ділянку ВШТ-2 електровозного транспортом по рейковому шляху в людських вагонетках до посадочних майданчиків 336 лави;

При відстані від відкатувального штреку пл. С4 бл.2-3 до 336 лави більше 1000 м:

По Західному польовому відкатувальному штреку гір. 265 м, дренажна квершлагу пл. С5 бл.2, дренажні штреку пл.С5 бл.2 до посадкової майданчику. Далі працівники йдуть пішки до робочих місць.

При відстані від відкатувального штреку пл. С4 бл.2-3 до 336 лави менше 1000 м.

Доставка людей виробляється електровозами АМ-8Д в людських вагонетках ВПГ18 по Західному польовому відкатувальному штреку гір. 265 м, відкатувального штреку пл.С4 бл. №2-3 до посадкових майданчиків на заїзді 336 бортового і збірного штреків. Далі працівники йдуть пішки до робочих місць.

Послідовність виконання вантажно-розвантажувальних робіт на місці розвантаження на виїмкових штреках лави пласта С4

1. Вантажно-розвантажувальні роботи виконує ланка гірників в складі не менше трьох осіб, під керівництвом старшого робітника (ланкового) і гірського майстра ділянки, відповідального за ведення робіт з доставки.

2. Перед початком робіт ланка гірників, зайнятих на розвантаження вантажів, перевіряє справність допоміжних механізмів, виводять людей, не пов'язаних з розвантаженням, із зони ведення розвантажувальних робіт.

3. Вантаж доставляється до місця розвантаження за допомогою електровоза АМ 8Д.

4. Робочі ділянки здійснюють розвантаження вантажів. Дрібноштучні вантажі розвантажуються вручну і переносяться на місце складування;

5. При розвантаженні вузлів устаткування застосовуються талі необхідної вантажопідйомності.

6. Маневрові операції на виїмкових дільницях, а суворій відповідності з «Паспортом по безпечному перевезенню вантажів при відпрацюванні виїмкової дільниці 336 лави».

Заходи безпеки при пересуванні людей по гірничих виробках

1. Після виходу з кліті робітник повинен слідувати до місця посадки для подальшого перевезення до робочого місця за передбаченим маршрутом.

2. При русі робочих гірничими виробками пішим ходом вони зобов'язані пересуватися по стороні вироблення, призначеної для проходу людей.

3. Пересуваючись по відкатувальним виробках, робітник не повинен слідувати по рейковому шляху.

4. При наближенні поїзда робітник повинен зупинитися біля стінки вироблення з боку проходу людей і пропустити склад.

5. Забороняється проходити між вагонетками або перелазити через них.

6. Забороняється проїзд людей на електровозах, вагонетках, платформах (майданчиках), не призначених для перевезення людей.

7. Забороняється пересування людей у виробках, не передбачених для пересування людей.

Доставка лісоматеріалів по лаві

При доставці лісоматеріалів скребковим конвеєром роботи здійснюються в наступному порядку.

На доставку лісоматеріалів видається конкретний наряд. Роботою по доставці в ланці керує гірничий майстер. Роботи здійснюються робочими в кількості не менше 4-х чоловік. Один з них призначається старшим в ланці (ланковий).

Перед початком робіт з доставки лісоматеріалів комбайн перебувати в 20м від сполучення 336 лави і 336 збірною штреку, відключений і заблокований. При знаходженні комбайна в прізабойном просторі лави дозволяється доставляти лісоматеріали по лаві тільки для закладки вивалам породи покрівлі в місцях обвалення. Комбайн повинен бути відключений.

Лісоматеріали вручну подаються до об'єднання в пару 336 лави і бортового штреку. Для цього робочі по команді гірничого майстра розташовуються по виробленню з таким розрахунком, щоб була можливість передачі лісоматеріалів один одному і приступають до перевантаження лісоматеріалів з місця складування матеріалів по виробленню до об'єднання в пару з лавою.

Розрахунок скребкового лавного конвеєра

У дипломній роботі проводиться перевірочний розрахунок скребкового конвеєра. Експлуатаційний вантажопотік на конвеєр визначається за формулою [9]:

$$Q_9 = 60 \cdot a_{1n} \cdot k_t$$

де a_{1n} - середній хвилинний вантажопотік з очисного вибою, т / хв;

k_t - розрахунковий вантажопотік нерівномірності, приймається по таблиці 10.5 [10], в залежності від часу завантаження става конвеєра t_k і коефіцієнта нерівномірності хвилинного вантажопотоку k_1 .

Тривалість завантаження става конвеєра t_k визначається за формулою:

$$t_k = \frac{l_k}{60 \cdot V_k}$$

де l_k - довжина конвеєра, м;

V_k - швидкість руху ланцюга конвеєра, м / с;

$$t_k = 200 / (60 \cdot 1,06) = 3,14$$

Середній хвилинний вантажопотік із забою визначається за формулою:

$$a_{1n} = \frac{A_{cm}}{60 \cdot T_{cm} \cdot k_n}$$

де $A_{cm}^{пор}$ - змінна навантаження на забій, т / см;

ПВМ - тривалість зміни, ч;

k_p - коефіцієнт часу надходження вугілля з очисного вибою по транспортній системі;

$$a_{1n} = 780 / (60 \cdot 6 \cdot 0,6) = 3,6 \text{ (т / хв)}$$

Погонна маса вантажу визначається за формулою:

$$q_{zp} = \frac{Q_9}{3,6 \cdot V_k}$$

$$Q_{гр} = (60 \cdot 3,6 \cdot 2,1) / (3,6 \cdot 1,06) = 119,4 \text{ (кг / м)}$$

Типові зусилля гілок визначаються за формулою:

$$F_{1-2} = l_k \cdot q_0 \cdot g \cdot (\omega_0 \cdot \cos \beta + \sin \beta)$$

$$F_{3-4} = l_k \cdot q_0 \cdot g \cdot (\omega_0 \cdot \cos \beta - \sin \beta) + l \cdot q_{zp} \cdot g \cdot (\omega \cdot \cos \beta - \sin \beta)$$

де q_0 - погонна маса ланцюга зі шкребками, кг / м;

ω, ω_0 - коефіцієнт опору руху;

β - кут нахилу конвеєра, град;

g - прискорення вільного падіння, м / с²;

$$F_{1-2} = 50 \cdot 20 \cdot 9,81 \cdot (0,4 \cdot 1 + 0) = 4431,57(H)$$

$$F_{3-4} = 50 \cdot 20 \cdot 9,81 \cdot (0,4 \cdot 1 + 0) + 50 \cdot 25,2 \cdot 9,81 \cdot (0,6 \cdot 1 - 0) = 10164,9(H)$$

Тягове зусилля приводу визначається за формулою:

$$F_{н-с} = F_{1-2} + F_{3-4}$$

$$F_{н-с} = 4431,57 + 10164,9 = 14596,5(H);$$

Необхідна потужність приводу визначається за формулою:

$$N = \frac{F_{н-с} \cdot V_k \cdot k_{реж}}{1000 \cdot \eta}$$

де $k_{реж}$ - коефіцієнт режиму;

η - К. П.Д. приводу;

$$N = \frac{14596,5 \cdot 1,25 \cdot 0,9}{1000 \cdot 0,87} = 86,7(кВт)$$

Приймаються до установки два двигуна потужністю $N_{дв} = 55$ кВт.

Запит міцності ланцюга на розрив визначається за формулою:

$$n = \frac{c_2 \cdot F_{раз}}{\frac{100 \cdot N_{ном} \cdot \lambda}{V_k} - F_{1-2}}$$

де c_2 - коефіцієнт, що враховує кількість ланцюгів;

$F_{раз}$ - міцність ланцюга на розрив, Н;

λ - кратність моменту двигуна;

$$n = \frac{1,8 \cdot 41000}{\frac{100 \cdot 55 \cdot 2}{1,25} - 4431,57} = 16,7$$

Розрахункова схема скребкового конвеєра наведена на рисунку 2.1

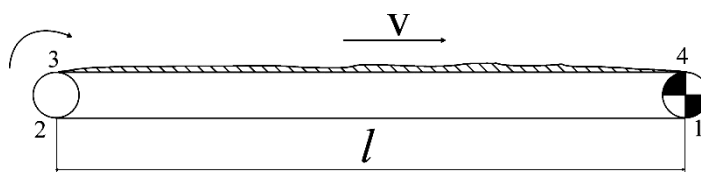


Рис 2.1 - Розрахункова схема конвеєра КСД-26В

Діаграма натягу тягового органу скребкового перевантажувача приведена на рисунку 2.2.

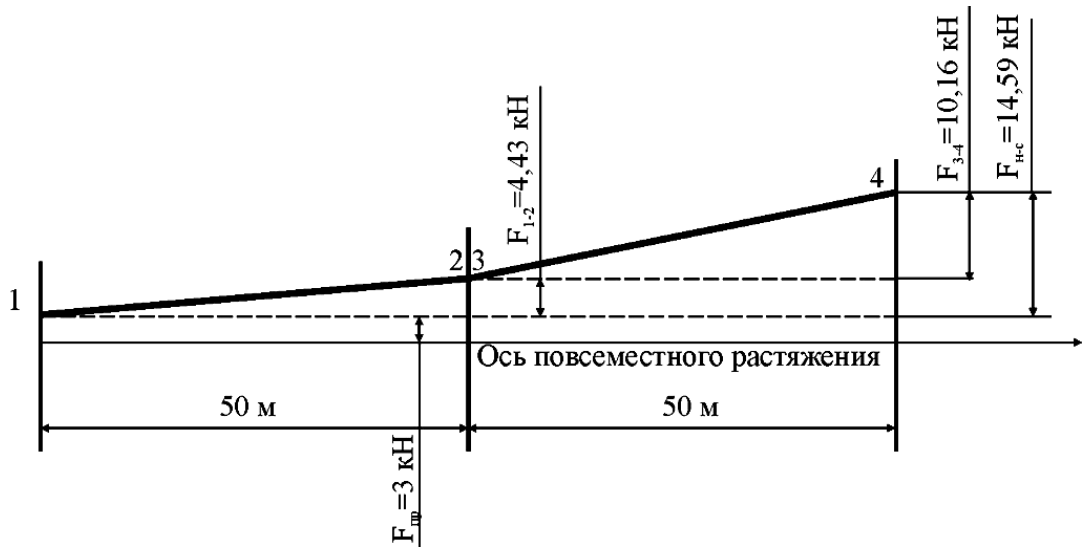


Рис 2.2 - Діаграма натяжень скребкового конвеєра КСД-26В

Остаточно до установки приймаємо скребковий конвеєр КСД-26В.

2.6 Організація робіт по реалізації прийнятих рішень

Для своєчасної підготовки виймальних стовпа необхідно, щоб дотримувалися такої умови [11]:

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

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

$t_{\text{рез}} = 1-2$ місяці - резерв часу для компенсації непередбачених затримок при підготовці стовпа;

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

Час на підготовку стовпа визначається за формулою:

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

де $L_{\text{штр}}$ - довжина виїмкового штреку, м;

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

$l_{\text{л}}$ - довжина лави, м;

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

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

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

$t_{p.p}$ - час на проведення розрізної печі, міс;

$$T_{подг} = \frac{1200}{180} + \frac{180}{180} + 1,5 = 9,1(мес);$$

Час відпрацювання стовпа визначається за формулою:

$$T_{оч} = \frac{l_{ст}}{V_{оч}},$$

де $l_{ст}$ - довжина виїмкового стовпа, м;

$V_{оч}$ - швидкість посування очисного вибою, м / міс;

$$T_{оч} = \frac{1120}{120} = 10,3(мес);$$

Перевірка своєчасної підготовки виймальних стовпа проводиться за умовою:

$$9,1 + 1 \leq 10,3 \text{ (місяців)}$$

$$10,1 = 10,3 \text{ (місяців)}$$

Умови виконуються.

Це означає, що одна прохідницька бригада буде проводити одну дільничну вироблення.

2.7 Вентиляція шахти

Витрата повітря для шахти в цілому

Загальний витрата повітря для шахти визначається як сума витрат на відокремлено провітрювані об'єкти з урахуванням внутрішньошахтних витоків повітря:

$$Q_{ш} = 1,1(\sum Q_{уч.} + \sum Q_{н.в.} + \sum Q_{пог.в.} + \sum Q_{под.в.} + \sum Q_{к} + \sum Q_{ут})$$

де 1,1 - коефіцієнт, що враховує відхилення фактичного розподілу повітря по мережі гірничих виробок від розрахункового;

$\sum Q_{уч.}$ - витрата повітря для провітрювання виїмкових дільниць, м³ / с;

$\sum Q_{н.в.}$ - витрата повітря, що подається до всасе ВМП для відокремленого провітрювання тупикових виробок, м³ / с;

$\sum Q_{пог.в.}$ - витрата повітря для відокремленого провітрювання погашаються виробок, м³ / с;

$\sum Q_{под.в.}$ - витрата повітря для відокремленого провітрювання підтримуваних виробок, м³ / с;

$\sum Q_{к.}$ - витрата повітря для відокремленого провітрювання камер, м³ / с;

$\sum Q_{ут.}$ - витоку повітря через вентиляційні споруди, розташовані за межами виїмкових діляниць, м³ / с.

1) Витрата повітря для провітрювання очисних і тупикових виробок:

Витрата повітря для очисних і підготовчих виробок проведено на ПЕОМ. Вихідні дані і результати зведені в таблиці 2.3-2.6.

Загальний витрата повітря для провітрювання виїмкових діляниць складе:

$$\sum Q_{уч.} = 38,7(\text{м}^3 / \text{с}).$$

Загальний витрата повітря, що подається до місць ВМП для відокремленого провітрювання тупикових виробок:

$$\sum Q_{п.в.} = 36,4(\text{м}^3 / \text{с}).$$

Прогноз метанообільності виїмкової ділянки ластва С1.

Вугілля транспортується по виробці зі свіжим струменем, що йде в лаву. Спосіб управління покрівлею - часткова закладка. Схема провітрювання виїмкової ділянки з видачею вихідного струменя на масив вугілля.

Система розробки - стовпова.

Таблиця 2.3 - Вихідні дані для прогнозу метанообільності виїмкової ділянки

Вихідні дані	значення
Глибина зони метанових газів Нс, м	160
Глибина розробки Н, м	200
Довжина очисної виробки Lоч, м	180
Природна метаносності пласта X, м ³ / т	7,4
Пластова вологість вугілля W, %	2,2
Зольність вугілля Аз, %	8,3
Вихід летючих речовин VГ, %	41,0

Повна потужність вугільних пачок пласта M_p , м	0,87
Виймаємо корисна потужність пласта M_v , м	0,87
Виймаємо потужність пласта з урахуванням породних прошарків $M_{v.pr.}$, м	1,00
Швидкість посування очисного забою $V_{оч}$, м / сут	4,0
Кут падіння пласта, град.	5
Час з моменту закінчення проведення підготовчої виробки до початку очисних робіт, сут.	30
Кількість охоронних ціликів, шт.	0
Ширина охоронного цілика, м	0,0

Таблиця 2.4 - Характеристика зближених пластів і прошарків

індекс зближ пласта	Потужність вугільних пачок, м	Відстань до разрабат. пласта $M_{СП}$, м	метанод носно сть природ. ХСП, м ³ / т	Пластів . волог. вугілля $W, \%$	зол ь ніст ь вугі лля $A_z, \%$	Вихід лет ких в-в $V_g, \%$	Пере ходи. дегаз ації. kg
підроблювані пласти							
C5	0,8	50,0	4,8	2,5	8,6	42,1	0,3
Надрабативаемие пласти							
3 1	0,9	43,0	6,8	7,5	9,0	41,0	0,0

Прогноз метанообільності тупикової виробки пласта С4

Спосіб провітрювання виробки - нагнітальний. Вироблення проводиться комбайном.

Таблиця 2.5 - Дані для прогнозу метанообільності тупикової виробки

Вихідні дані	значення
Площа перерізу виробки в проходці по вугіллю $S_{уг}$, м ²	3,3
Довжина тупикової виробки L_p , м	1200
Природна метанодносності пласта X , м ³ / т	7,4

Пластова вологість вугілля $W, \%$	2,2
Зольність вугілля $A_z, \%$	8,3
Вихід летючих речовин $V_g, \%$	41,0
Повна потужність вугільних пачок $M_p, \text{м}$	0,87
Щільність вугілля, $\text{т} / \text{м}^3$	1,26
Проектна швидкість посування забою $V_{\text{п}}, \text{м} / \text{сут}$	5,4
Технічна продуктивність комбайна $J, \text{т} / \text{хв}$	3,50
Продвігання забою за цикл безперервної роботи, м	0,8

Таблиця 2.6 - Результати прогнозу метанообільності гірничих виробок

індекс пласта	$q_{\text{пл.}}$ $\text{м}^3 / \text{т}$	$q_{\text{сп.}}$ п $\text{м}^3 / \text{т}$	$q_{\text{сп.}}$ н $\text{м}^3 / \text{т}$	$q_{\text{пор}}$., $\text{м}^3 / \text{т}$	$q_{\text{в.п.}}$ $\text{м}^3 / \text{т}$	$q_{\text{оч.}}$ $\text{м}^3 / \text{т}$	$q_{\text{уч.}}$ $\text{м}^3 / \text{т}$	$J_{\text{з.п.}}$ $\text{м}^3 / \text{с}$	$J_{\text{п}}$ $\text{м}^3 / \text{с}$	$J_{\text{з.п.}}$ max $\text{м}^3 / \text{с}$
3 1	4,93	0,00	0,00	0,19	0,19	4,38	5,12	0,02 0	0,03 4	0,00 00

Розрахунок витрати повітря для провітрювання виїмкової ділянки пласта С4.

Вибухові роботи не ведуться.

Таблиця 2.7 - Додаткові вихідні дані для розрахунку витрати повітря

Вихідні дані	значення
Найбільше число людей, одночасно працюючих в очисній виробці n , чол.	15
Перетин вироблення по якій подається повітря для підсвіженням вихідного струменя S , м^2	11,2

Витрата повітря для очисної виробки прийнятий за газовим фактором:

$$Q_{\text{оч}} = 7,9 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Витрата повітря для виїмкової ділянки:

$$Q_{\text{уч}} = 11,2 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Витрата повітря для підсвіженням вихідного струменя:

$$Q_{\text{под}} = 1,7 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Розрахунок витрати повітря для провітрювання підготовчої виробки пласта С4.

Характеристика вироблення:

- Розрахунок проводиться для умов Донецького басейну;
- Вироблення суха;
- Шахта газова;
- Вентиляційний трубопровід з труб типу 1А, 1В при довжині ланки 20м;
- Застосовується вентилятор з регульованою подачею;
- Проведення вироблення здійснюється прохідницьких комбайном.

Таблиця 2.8 - Вихідні дані для розрахунку

Вихідні дані	значення
Площа перерізу виробки в просвіті S, м ²	11,5
Діаметр вентиляційного трубопроводу d, м	0,8
Мінімальна швидкість повітря у виробці, м / с	0,25
Температура повітря у виробці, град.	19,0
Відносна вологість повітря у виробці, %	55,0
Довжина вентиляційного трубопроводу на ділянці від ВМП до гирла тупикової виробки, м	15,00
Довжина вентиляційного трубопроводу Н, м	1200
Допустима концентрація газу у вихідному С, %	1,00
Концентрація газу в надходить в вироблення вентиляційному струмені 3, %	0,01
Абсолютна газовиділення вироблення J _п , м ³ / с	0,034
Газовиділення в призабойное простір, м ³ / с	0,020

Витрата повітря для провітрювання призабойного простору тупикової виробки дорівнює: $Q_{з.п} = 2,8 \text{ м}^3 / \text{с}$.

Подача вентилятора місцевого провітрювання тупикової виробки визначена за газовим фактором: $Q_{в} = 5,8 \text{ м}^3 / \text{с}$

Витрата повітря, який необхідно подати до місця установки ВМП, дорівнює: $Q_{п.в} = 9,1 \text{ м}^3 / \text{с}$.

Розрахунок допустимого навантаження по газовому фактору пласта С4.

Схема провітрювання 3-В-Н-н-пунктів. Породи безпосередньої покрівлі глинисті сланці середньої стійкості. Тип кріплення 1МКД-90. В виробленні виділяється метан. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення. Залягання пластів - полого.

Таблиця 2.9 - Вихідні дані для розрахунку навантаження на лаву

Вихідні дані	значення
Довжина очисної виробки $L_{оч}$, м	200
Виймаємо потужність пласта з урахуванням породних прошарків $M_{в.пр}$, м	1,05
Щільність вугілля, т / м ³	1,45
Коефіцієнт вилучення вугілля, частки одиниці	0,98
Швидкість посування очисного забою $V_{оч}$, м / сут	6,4
Допустима концентрація газу у вихідному C , %	1,0
Концентрація газу в надходить на виїмкових ділянку вентиляційному струмені 3 , %	0,0
Відносна багаті на газ очисної виробки $q_{оч}$, м ³ / т	4,4
Відносна багаті на газ виїмкової ділянки $q_{уч}$, м ³ / т	5,1

2) Витрата повітря для погашаються ділянок.

Витрата повітря для провітрювання погашається ділянки $Q_{пог.в}$ приймається рівним $0,5 Q_{уч}$ і повинні задовольняти умові забезпечення мінімально допустимої швидкості руху повітря в очисному забої і в виробках ділянки:

$$Q_{пог.в.} = 0.5 \cdot Q_{уч} = 0.5 \cdot 11.2 = 5.6 (м^3 / с)$$

$$S \cdot V_{min.под} \leq Q_{пог.в} \geq S_{оч} \cdot V_{min.оч} \cdot K_{умв}$$

де S - площа поперечного перерізу виробки в просвіті, м²;

$V_{min.под}$ - мінімальна швидкість руху повітря в підтримуваних виробках, м / с;

$S_{оч}$ - площа поперечного перерізу очисної виробки у світлі, м²;

$V_{min.оч}$ - хв. швидкість руху повітря в очисній виробці, м / с;

Кут.в - коеф., Що враховує витоку повітря через вироблений простір.
За номограмі рис. 6.12 [12] Кут.в = 1,5 для управління покрівлею - повне обвалення:

$$K_{\text{ут.в.з.}} = 0,5 \cdot (1 + K_{\text{ут.в.}}) = 0,5 \cdot (1 + 1,5) = 1,25$$

$$11,2 \cdot 0,25 \leq 5,6 \geq 2,1 \cdot 0,5 \cdot 1,25;$$

$$2,8 < 5,6 > 1,25$$

Умови виконуються.

Сумарна кількість повітря для провітрювання погашаються ділянок:

$$\sum Q_{\text{пог}} = 3 \cdot 5,6 = 16,8 (\text{м}^3 / \text{с}).$$

3) Витрата повітря для підтримуваних виробок.

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

Витрата повітря для таких виробок визначається за формулою:

$$Q_{\text{под.в}} = S \cdot V_{\text{min}}$$

де V_{min} - мінімально доступна швидкість руху повітря у виробках, провітрюваним за рахунок загальношахтної депресії.

Результати розрахунку зводимо в таблицю 2.10

4) Витрата повітря для відокремлено провітрюваних камер.

Витрата повітря для провітрювання складу ВМ визначається за формулою [13]:

$$Q_{k1} = 0.0012 \cdot V_{\kappa};$$

де V_{κ} - сумарний обсяг виробок складу ВМ, м³;

$$Q_{k1} = 0.0012 \cdot 355 = 0,5 (\text{м}^3 / \text{с});$$

Витрата повітря для провітрювання зарядних камер визначається за формулою:

$$Q_{k2} = 0,5 \cdot n_{\text{б}} \cdot K_3,$$

де $n_{\text{б}}$ - число одночасно установлених батарей;

K_3 - коефіцієнт, що враховує тип застосовуваних на електровозі батарей. Для батарей типу 112 ТЖН-350 $K_3 = 1,2$.

Таблиця 2.10 - Кількість повітря для підтримуваних виробок

Найменування виробок	Перетин S, м ²	мінімальна швидкість $V_{\min}$, М / с	Кількість повітря $Q_{\text{под}}$, м ³ / с
Східний магістральний конвеєрний штрек	14,4	0,25	3,6
Східний магістральний відкаточний штрек	14,4	0,25	3,6
1-й східний магістральний відкаточний штрек	14,4	0,25	3,6
3-й біс східний вентиляційний штрек	14,4	0,25	3,6
3-й східний панельний вентиляційний штрек	11,5	0,25	2,88
Людський ходок	10,2	0,25	2,55
1-й конвеєрний штрек	10,2	0,25	2,55
Вентиляційний квершлаг №3	10,2	0,25	2,55
1-й західний панельний відкаточний штрек	11,5	0,25	2,88
Блоковий відкаточний квершлаг	11,5	0,25	2,88
Північний вентиляційний штрек	10,2	0,25	2,55
похилий квершлаг	11,5	0,25	2,88
конвеєрний штрек	10,2	0,25	2,55
Разом:			35,79

гараж-зарядна горизонту 200м:

$$Q_{k2} = 0,5 \cdot 7 \cdot 1,2 = 4,2 (\text{м}^3 / \text{с});$$

гараж-зарядна горизонту 250м:

$$Q_{\kappa 3} = 0,5 \cdot 7 \cdot 1,2 = 4,2 (\text{м}^3 / \text{с});$$

гараж-зарядна горизонту 300м:

$$Q_{\kappa 4} = 0,5 \cdot 2 \cdot 1,2 = 1,2 (\text{м}^3 / \text{с});$$

Витрата повітря для провітрювання електромашинних камер визначається за формулою:

$$Q = \frac{0,28 \cdot \sum_{i=1}^{n_0} N_{yi} \cdot (1 - \eta_i) \cdot K_{zi} + 0,013 \cdot \sum_{i=1}^{IIm} N_{mi}}{26 - t_{\text{вх}}}$$

де N_{yi} - потужність і-ой електроустановки в камері, кВт;

η_i - ККД. і-ой електроустановки;

K_{zi} - коефіцієнт, що враховує тривалість роботи і-ой електроустановки протягом доби;

N_{ti} - потужність і-го трансформатора, встановленого в камері, кВт;

n_e - число одночасно працюючих електроустановок;

n_t - число одночасно працюючих трансформаторів;

$t_{\text{вх}}$ - температура повітря у виробці перед камерою в найбільш теплий місяць року C_0 ;

$$Q_{\kappa 5,6} = \frac{0,28 \cdot 2 \cdot 630 \cdot (1 - 0,8) \cdot 0,5 + 0,019 \cdot 630 + 2}{26 - 20} = 6,5 (\text{м}^3 / \text{с});$$

$$Q_{\kappa 7} = \frac{0,28 \cdot 230 \cdot (1 - 0,86) \cdot 1 + 0,013 \cdot 280}{26 - 20} = 1,64$$

Результати розрахунків зведені в таблицю 2.11

Таблиця 2.11 - Витрати повітря для відокремлено провітрюваних камер

Найменування камери	Витрата повітря Q_{κ} , м ³ / с
склад ВМ	0,5
Гараж-зарядна:	
горизонт 200м	4,2
горизонт 250м	4,2
горизонт 300м	1,2

Електромашинні камери:	
горизонт 250м	3,25
горизонт 300м	3,25
Насосна горизонту 300м	1,64
всього:	18,24

5) Витоку повітря через вентиляційні споруди.

Величина витоків повітря через вентиляційні споруди, встановлені за межами виїмкових ділянок [14]:

$$\Sigma Q_{\text{ут}} = \Sigma Q_{\text{ут.г}} + \Sigma Q_{\text{ут.шл}} + \Sigma Q_{\text{ут.кр}} + \Sigma Q_{\text{ут.зг}}$$

де $\Sigma Q_{\text{ут.г}}$ - витоку повітря через глухі перемички, м³ / с;

$\Sigma Q_{\text{ут.шл}}$ - витоку повітря через шлюзи, м³ / с;

$\Sigma Q_{\text{ут.кр}}$ - витоку повітря через кросинги, м³ / с;

$\Sigma Q_{\text{ут.зг}}$ - витоку повітря через завантажувальні пристрої, м³ / с;

Витоку повітря через глухі перемички:

$$\Sigma Q_{\text{ут.г}} = N \cdot Q_{\text{ут}}$$

де N - кількість глухих перемичок;

$Q_{\text{ут.г}}$ - норма витоків повітря через глухі перемички;

$$\Sigma Q_{\text{ут.г}} = 35 \cdot 0,47 = 16,45 (\text{м}^3 / \text{с});$$

Витоку повітря через шлюз визначаються за формулою:

$$Q_{\text{ут.шл}} = K_{\text{пер}} \cdot Q_{\text{ут}}, \text{ м}^3 / \text{с}$$

де $Q_{\text{ут}}$ - норма витоків повітря через одну перемичку, м³ / с;

$K_{\text{пер}}$ - коефіцієнт, що враховує число перемичок в шлюзі;

Результати розрахунку витоків повітря через шлюзи представлені в таблиці 2.12

Таблиця 2.12 - Витоку повітря через шлюзи

Найменування вироблення	Кількість дверей в шлюзі	Коефіцієнт переходу у Кпер	Коеф. норми виток у	Q _{ут} м ³ / с	Q _{ут.шл} м ³ / с
336 збірний штрек	2	0,76	1,3	3,0	2,964
524 збірний штрек	2	0,76	1,3	3,0	2,964
10-й південний панельний конв. штрек	2	0,76	1,5	3,0	3,42
Заїзд на маг. конв. штрек	2	0,76	1,5	3,0	3,42
78 збійка	2	0,76	1,5	1,4	1,596
2-й западн. панельні. вент. штрек	3	0,66	1,5	3,0	2,97
2-й східний пан. вент. штрек	3	0,66	1,5	3,0	2,97
66 збійка	3	0,66	1,5	3,0	2,97
36 збійка	2	0,76	1,5	3,0	3,42
118 збійка	2	0,76	1,5	3,0	3,42
116 збійка	2	0,76	1,5	3,0	3,42
склад ВМ	2	0,76	1,5	1,4	1,596
ЦНК	2	0,76	1,5	1,6	1,824
Перетворювальна гір. 250м	2	0,76	1,5	1,4	1,596
Перетворювальна гір. 300м	2	0,76	1,5	1,4	1,596
УПП №2	2	0,76	1,5	1,4	1,596
1-й південний панельний відкаточний штр.	2	0,76	1,5	3,0	3,42
81 збійка	2	0,76	1,5	3,0	3,42
8-й південний панельний конв. штрек.	2	0,76	1,5	3,0	3,42
57 збійка	2	0,76	1,5	3,0	3,42
59 збійка	2	0,76	1,5	3,0	3,42
65 збійка	2	0,76	1,5	3,0	3,42
69 збійка	2	0,76	1,5	3,0	3,42
6-й східний панельний конв. штрек	2	0,76	1,5	3,0	3,42
6-й східний панельний ВТК. штрек	2	0,76	1,5	3,0	3,42
83 збійка	2	0,76	1,5	3,0	3,42
85 збійка	2	0,76	1,5	3,0	3,42
87 збійка	2	0,76	1,5	3,0	3,42
89 збоку	2	0,76	1,3	3,0	2,96
169 збірний штрек					
Разом:					89,166

Результати розрахунків витоків повітря через завантажувальні пристрої представлені в таблиці 2.13

Таблиця 2.13 - Результати розрахунків витоків повітря через завантажувальні пристрої.

Найменування	кількість	Норма витоків $Q_{ут}$, м ³ / с	$Q_{ут.зг}$, м ³ / с
Углеспуск	1	2,5	2,5
Породоспуск гір. 250м	1	2,5	2,5
Породоспуск гір. 300м	1	2,5	2,5
Разом:			7,5

б) Результати розрахунків витрати повітря.

Таблиця 2.14 - Результати розрахунку повітря по споживачах

споживачі повітря	кількість об'єктів	Витрата повітря, м ³ / с
виїмкові ділянки	3	38,7
тупикові виробки	4	36,4
погашаються вироблення	3	16,8
Підтримувані вироблення	12	35,79
камери:	7	18,24
Витоку повітря через вентиляційні споруди:		
глухі перемички	35	16,45
шлюзи	30	89,2
завантажувальні пристрої	3	7,5
Разом:		259,08

Загальний витрата повітря по шахті: $Q_{ш} = 1,1 \cdot 259,08 = 285(\text{м}^3 / \text{с})$

Статичний тиск вентиляційної установки

Депресія вентилятора визначається за формулою [15]:

$$h_g = 1,2 \cdot h_{п.г} + h_{к.у}$$

де 1,2 - коефіцієнт, що враховує втрати тиску на місцевих опорах в шахтної вентиляційної мережі і в каналі вентиляційної установки;

hп.в - депресія підземних виробок напрямки, Па;

hk.y - депресія воздухонагревателей і каналу калориферної установки.

$$h_{к.у} = 0,1 \cdot h_{п.в}$$

Депресія hп.в знаходиться як сума депресій окремих послідовно з'єднаних виробок (гілок), що входять в напрямок:

$$h_{п.в} = h_1 + h_2 + \dots + h_n$$

Депресія окремої виробки визначається по формулі:

$$h = R \cdot Q^2$$

де R - загальне аеродинамічний опір виробки, $\frac{H \cdot c^2}{M^8}$;

Q - розрахункова витрата повітря по виробки, м³ / с;

$$R = \frac{\alpha \cdot K_{\phi} \cdot L}{S^{2,5}}$$

де α -коефіцієнт аеродинамічного опору, $\frac{H \cdot c^2}{M^4}$;

Kф-коефіцієнт форми поперечного перерізу виробки;

L-довжина виробки, м;

S - площа поперечного перерізу виробки в просвіті, м²;

Аеродинамічний опір лави:

$$R_{оч} = 0,01 \cdot r_{100} \cdot L_{оч} + \frac{0,6 \cdot (\xi_{вх} + \xi_{вых})}{S_{оч}^2};$$

де $\xi_{вх}$ і $\xi_{вых}$ коефіцієнти місцевого опору входу і виходу лави;

r_{100} - питомий опір;

$S_{оч}$ - площа перерізу у світлі;

$$R_{оч} = 0,01 \cdot 2,8 \cdot 180 + \frac{0,6 \cdot (2 + 3)}{2,1^2} = 5,72 \left(\frac{H \cdot c}{M^8} \right);$$

Результати розрахунку депресії підземних виробок зведені в таблиці 2.15.

Напрямок з максимальною депресією hmax = 2839 Па

Включає виробок 1-2-3-4-5-6-7-8-9-10-11-12-13-14-15-16-17-18-19-20-21-22-23-24- 26-26

$$h_{к.у} = 0,1 \cdot 2839,2 = 284(Па);$$

$$h_g = 1,2 \cdot 2839,2 + 284 = 3691(Па);$$

$$\text{Подача вентиляційної установки: } Q_g = Q_{ш} \cdot k_{ут.вн.};$$

де $Q_{ш}$ - витрата повітря, що надходить з шахти до вентилятора головного провітрювання;

$k_{ут.вн.}$ - коефіцієнт, що враховує витоку повітря через надшахтні споруди і канали вентилятора;

$$Q_g = 201,63 \cdot 1,25 = 252(м^3 / с);$$

Аеродинамічний опір шахтної мережі:

$$R_{ш} = \frac{h_g}{Q_g^2} = \frac{3691}{252^2} = 0,0581\left(\frac{Н \cdot с^2}{м^8}\right);$$

Для побудови аеродинамічної характеристики мережі розрахуємо депресію, яка відповідає різним значенням витрати повітря.

Qв	50	100	150	200	250	300
hв	145	581	1307	2324	3631	5229

Таблиця 2.15 - Результати розрахунку депресії

Найменування вироблення	номери вузлів	Тип кріплення	$\alpha, \frac{Н \cdot с^2}{м^4}$	S, м ²	Кф	L, м	r100, $\frac{Н \cdot с^2}{м^4}$	R, $\frac{Н \cdot с^2}{м^8}$	Q, м ³ / с	h, Па	V, м / с
клітьового ствол	1-2	бетон	0,014	33,2	3,54	200		0,00156	259,08	104,8	7,80
клітьового ствол	2-3	-	0,014	33,2	3,54	50		0,00039	229,43	20,5	6,91
клітьового ствол	3-4	-	0,014	33,2	3,54	100		0,00078	154,8	18,7	4,66
Гр. гілка кл. ств.	4-5	СВП	0,018	15,2	3,8	30		0,00228	128,08	37,4	8,43
1-й ЗМОШ	5-6	СВП	0,018	14,4	3,8	30		0,00261	113,4	33,5	7,88
1-й ЗМОШ	6-7	-	0,018	14,4	3,8	40		0,00348	108,54	41,0	7,54

1-й ЗМОШ	7-8	-	0,018	14, 4	3,8	50		0,0043 5	88, 03	33,7	6,1 1
1-й ЗМОШ	8-9	-	0,018	14, 4	3,8	50		0,0043 5	92, 23	37,0	6,4 0
1-й ЗМОШ	9-10	-	0,018	14, 4	3,8	50		0,0043 5	88, 03	33,7	6,1 1
1-й ЗМОШ	10- 11	-	0,018	14, 4	3,8	100		0,0086 9	68, 41	40,7	4,7 5
1-й ЗМКШ	11- 12	-	0,018	14, 4	3,8	300		0,0260 8	87, 53	199, 8	6,0 8
1-й ЗПКШ	12- 13	-	0,018	14, 4	3,8	200		0,0173 9	87, 53	133, 2	6,0 8
1-й ЗПКШ	13- 14	-	0,018	14, 4	3,8	300		0,0260 8	68, 41	122, 0	4,7 5
1-й ЗПКШ	14- 15	-	0,018	14, 4	3,8	50		0,0043 5	33, 24	4,8	2,3 1
1-й ЗПКШ	15- 16	-	0,018	14, 4	3,8	165 0		0,1434 3	22, 98	75,7	1,6 0
9-й ЮПКШ	16- 17	-	0,018	11, 2	3,8	180 0		0,2932 8	22, 98	154, 9	2,0 5
338 зб. штр.	17- 18	-	0,018	11, 2	3,8	800		0,1303 5	11, 89	18,4	1,0 6
338 лава	18- 19	ІМКД-90		2,1		180	2,8	5,7200 0	7,9	357, 0	3,7 6
338 борт. штр.	19- 20	СВП	0,018	11, 2	3,8	800		0,1303 5	10, 56	14,5	0,9 4
9-й ЮПОШ	20- 21	СВП	0,018	11, 2	3,8	750		0,1222 0	25, 87	81,8	2,3 1
2-й ЗПВШ	21- 22	-	0,017	7	3,5 4	124 0		0,5756 1	29, 6	504, 3	4,2 3
2-й ЗПВШ	22- 23	-	0,018	14, 4	3,8	950		0,0825 8	28, 3	66,1	1,9 7
18 збійка	23- 24	-	0,018	14, 4	3,8	20		0,0017 4	28, 3	1,4	1,9 7
1-й ЗПВШ	24- 25	-	0,018	14, 4	3,8	100		0,0086 9	59, 12	30,4	4,1 1
1-й ЗПВШ	25- 26	-	0,018	14, 4	3,8	50		0,0043 5	56, 29	13,8	3,9 1
Вент. збійка		-	0,018	14, 4	3,8	20		0,0017 4	126 ,9	28,0	8,8 1
головний стовбур		бетон	0,014	38, 5	3,5 4	200		0,0010 8	201 ,63	43,8	5,2 4

3. ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ПРИЙНЯТОГО РІШЕННЯ

3.1 Чисельність штату по шахті

З урахуванням проектних рішень по експлуатаційним ділянцям розраховується чисельність персоналу, необхідна для виробництва на шахті очисних і підготовчих робіт, ремонт і підтримку гірничих виробок, підземного транспорту, інших підземних процесів, робочих на поверхні, ІТП і службовців [19].

Чисельність ІТП і оточуючих визначається відповідно до штатного розкладу, нормативами чисельності та нормами обслуговування

Дані про чисельність і структуру облікового складу працівників зводяться в табл. 3.1

Таблиця 3.1 - Чисельність і структура штату працівників

Категорія трудящих	по проекту	фактичне
	кількість за списком,	кількість за списком,
підземні робочі		
• на очисних	570	570
• на підготовчих роботах	283	354
• на підземному транспорті	479	479
• на підтримці виробок	202	202
• на інших підземних роботах	278	278
робочі поверхні	458	458
Разом робітників з видобутку вугілля	2270	2341
ІТП і гірські майстри	314	314
Службовці		
Разом трудящих на шахті	2938	3009

3.2 Продуктивність праці

Річна (місячна) продуктивність праці робітника і трудящого визначається шляхом ділення річної (місячної) видобутку вугілля відповідно на списочное число робітників і трудящих. Змінна продуктивність праці робітника визначається діленням добового видобутку вугілля на явочне число робочих за добу.

Дані про продуктивність праці зводяться в таблицю 3.2.

Таблиця 3.2 - Продуктивність праці по шахті

Категорія	Продуктивність праці, т					
	річна		місячна		змінна	
	проект	факт	Проект	факт	проект	факт
трудящого по шахті	428,8	298,8	35,7	33	1,4	1,3
робітника з видобутку	555	512,6	46,2	42,7	1,8	1,7
підземного робочого	695	637,2	57,9	53	2,3	2,1
робітника на очисних роботах	2210,5	2105	184	175	7,3	7

3.3 Собівартість вугілля по шахті

В роботі розраховується виробнича і повна собівартість 1т вугілля. Виробнича собівартість визначається за такими елементами витрат: матеріальні витрати, витрати на оплату праці, нарахування на (оплату праці) зарплату, амортизація основних фондів, інші грошові витрати. Матеріальні витрати містять такі елементи: паливо, електроенергія з боку, покупні вироби і послуги виробничого характеру, допоміжні матеріали [20]. 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 роботі конкретними рішеннями.

1. Витрати на оплату праці (при зростанні виробничої потужності до 10%)

$$Рз.п = (Дф * Рз.п.-\Delta З) / Дп \text{ грн / т}$$

де Дф і Дп - відповідно фактична і намічена за проектом річний видобуток, тис т

$$Дф = 1000 \text{ тис.} \quad \text{т Дп} = 1120 \text{ тис т}$$

Рзф і Рзп - відповідно фактична і проектна собівартість по елементу "Витрати на оплату праці", грн / рік

$$Рзф = 13,68$$

$$\Delta З = N * Зарп, \text{ грн / рік}$$

де N = 42 - чисельність скорочуваного персоналу, чол

Зарп = 582,42 - середньорічна зарплата працівника з видобутку вугілля, грн / міс

$$\Delta З = 42 * 582,42 * 12 = 293539,70$$

$$Рз.п = (1000000 * 13,68 - 293539,70) / 1260000 = 12,79 \text{ грн / т.}$$

Нарахування на заробітну плату

$$Рн.п. = Нз * Рз.п., \text{ Грн / рік}$$

Рн.п - проектна собівартість по елементу "нарахування на зарплату"

$$Рн.п = 12,79 * 0,037 = 0,475 \text{ грн / рік.}$$

Допоміжні матеріали (при зростанні виробничої потужності до 10%)

$$Рн.п = (Дф * Рн.ф.-am * n \pm Вн) / Дп, \text{ грн / рік}$$

РНП і РНФ - відповідно проектна та фактична собівартість по елементу "матеріали", грн / рік,

am - річна економія кріпильних матеріалів у розрахунку на одну лаву, тис.грн .; am = 0

Вн - річна економія витрат матеріалів у розрахунку на одну лаву, тис грн; Вн = 0

$$Рн.п = 1000000 * 1,58) / 1120000 = 1,5 \text{ грн / рік.}$$

Куплені вироби і послуги виробничого характеру.

Приймаються на 1т видобутку за фактичними даними шахти з поправочних коефіцієнтів $K_p = 1$ при зростанні виробничої потужності шахти до 10%.

$$РПП = РПФ * K_p, \text{ грн / рік}$$

$$РПП = 0,9 * 1 = 0,9 \text{ грн / рік}$$

5. Паливо.

Собівартість по цьому елементу в розрахунку на 1 т. Приймається за фактичними даними шахти з наступними поправками $K_c = 1$ при зростанні виробничої потужності шахти менше 10%.

$$РТП = РТФ * K_c, \text{ грн / рік}$$

$$РТП = 0,11 * 1 = 0,11 \text{ грн / рік}$$

Електроенергія (при зростанні виробничої потужності до 10%)

$$Реп = (Дф * РЕФ \pm Ве) / Дп, \text{ грн / рік}$$

де $Реп$ і $РЕФ$ - відповідно проектна та фактична собівартість по елементу "електроенергія", грн / рік

$$Реп = 1000000 * 3,45 / 1120000 = 3,28 \text{ грн / рік.}$$

Амортизаційні відрахування

$$Ра.п = (Дф * Ра.ф \pm А) / Дп, \text{ грн / рік}$$

де $Ра.п$ і $Ра.ф$ - проектна і фактична собівартість по елементу "Амортизація"

$A = 1500000$ грн / рік - зміна річної суми амортизаційних відрахувань, викликане проектними рішеннями.

$$Ра.п = (1000000 * 10,1 + 1500000) / 1120000 = 8,4 \text{ грн / рік}$$

Інші грошові витрати.

При зростанні виробничої потужності шахти до 10% річну суму витрат по цьому елементу приймається за фактичними даними шахти $РПР = Рп.ф = 0,85$

Таблиця 3.3 - Результати розрахунків за елементами витрат на шахті

елементи витрат	Витрати, грн			
	за звітом за рік		по проекту	
	на 1т	на весь обсяг	на 1т	на весь обсяг
1 Матеріальні витрати	6,04	7248000	5,79	7295400
1.1. паливо	0,11	132000	0,11	138600
1.2 Електроенергія	3,45	4140000	3,28	4132800
1.3 Послуги виробниц. характеру	0,9	1080000	0,9	1134000
1.4. Допоміжні матеріали	1,58	1896000	1,5	1890000
2. Витрати на оплату праці	13,68	16416000	12,79	16115400
3 Нарахування на зарплату	5,06	6072000	4,73	5959800
4 Амортизація основних фондів	10,01	12120000	8,4	10884000
5.Прочіе грошові витрати	0,85	1020000	0,85	1071000
6.Внепроізн витрати	0,75	900000	0,75	945000
повна собівартість	36,48	43776000	33,31	41970600
валові витрати	28,4	34080000	25,6	32256000

3.4. Реалізація продукції

Шахта "Тернівська" видобувається вугілля, поставляє на Добропільська ЦЗФ, Курахівську ГРЕС і Павлоградської ЦЗФ. Якщо зольність вугілля перевищує нормативи, то його відсилають на збагачення на ЦЗФ. При хорошій якості вугілля (зольність, вологість, вміст сірки), його відправляють прямо споживачеві. Для особистих потреб населення і робочих підприємства виділяється невеликий відсоток від реалізованого обсягу вугілля.

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

$$Дв = Ц * Q + ДПУ, \text{ тис грн}$$

де Дв - валовий дохід шахти, тис. грн,

$$Ц = 120,3 - \text{оптова ціна на вугілля, грн / т,}$$

Q - річний обсяг реалізації вугілля, тис. Т

$$\text{ДВФ} = 1000 * 120,3 + 250 = 59157,45 \text{ тис.грн.}$$

$$\text{ДВП} = 1120 * 120,3 + 250 = 62120,85 \text{ тис.грн.}$$

3.5 Прибуток

Оподатковуваний скоригована прибуток або збиток для умов проекту визначається як різниця між валовим доходом і сумою валових витрат і амортизаційних відрахувань.

$$\text{ПСКП} = \text{Дв} - \text{R в} - \text{Аг, тис грн}$$

де ПСКП - скоригована прибуток (збиток) шахти за проектом,

Кв - валовий витрата по шахті;

Аг - річний обсяг амортизаційних відрахувань.

Чистий прибуток по шахті визначається по скоригованого прибутку за вирахуванням податків на прибуток

$$\text{ППП} = \text{ПСКП} * (1 - \text{НПР} / 100)$$

де Нпр - податкова ставка на прибуток

$$\text{Пчпф} = 12957,45 * (1 - 30 / 100) = 9070,20 \text{ тис. Грн.},$$

$$\text{Пчпп} = 192280,85 * (1 - 30 / 100) = 13496,60 \text{ тис. Грн.}$$

3.6 Рівень рентабельності

Загальна рентабельність виробництва за проектними рішеннями можна визначити як відношення скоригованого прибутку шахти до суми вартості основних фондів і середньорічного залишку оборотних коштів:

$$\text{Рб} = (\text{ПСКП} * 100\%) / (\text{Ф п} + \text{Qп}),\%$$

де Рб - загальна рентабельність шахти,

Фп - проектна вартість основних фондів,

Qп - проектна оцінка середньорічного залишку оборотних коштів.

$$\text{Рб} = (19280,85 * 100\%) / (84498 + 203445) = 6,96\%$$

Аналогічним способом з урахуванням чистого прибутку визначається розрахункова рентабельність виробництва на шахті

$$\text{Рб} = (\text{ППП} * 100\%) / (\text{Ф п} + \text{Qп}),\%$$

$$\text{Рб} = (13496,6 * 100\%) / (84498 + 203455) = 4,68\%$$

Економічний ефект для шахти від впровадження проектних рішень з урахуванням економії нормованих оборотних коштів в перший рік експлуатації:

$$\text{ЕПР} = (\text{ПСКП} + \Delta\text{О-ПСКФ}) * (1 - \text{Нср} / 100), \text{ тис. грн / рік}$$

де ПСКП і ПСКФ - скоригована прибуток шахти відповідно за проектними рішеннями і фактичному стану

$$\text{ПСКФ} = 59157,45 - 34080 - 12120 = 12957,45$$

$$\text{ПСКП} = 62120,85 - 32256 - 10584 = 19280,85$$

$$\text{ЕПР} = (19280,85 + 130,5 - 12957,45) * (1 - 30 / 100) = 4517,7 \text{ тис. грн.}$$

3.7 Техніко-економічні показники

Техніко-економічні показники шахти за проектом зводяться в таблицю 3.4.

Таблиця 3.4 - Техніко-економічні показники по шахті

Найменування показників	Од. вимір.	величина показників		Відхилення проектних показників від фактичних	
		По проекту	За звітом шахти	±	%
Потужність шахти:					
- річна	ти ст	1120	1000	-89,4	-9,82
- добова		3733	3333	-387	-13,14
Кількість очисних вибоїв	лава	2	2		
Навантаження на лаву	т / добу	2х2300	2х1670		
Число робочих днів	діб	300	300	0	0
Число робочих змін на добу	змін	4	4	0	0
Число видобувних змін	змін	3	3	0	0
Вартість основних фондів	млн.грн	84,498	78,569	2,39	0,80
Середньорічна-е залишки оборотних ср-в	млн.грн	203,445	189,568	2,48	1,03
Обліковий штат:					
Робітників з видобутку вугілля	чол	2270	2341		
Робочих на очисних роботах	чол	570	570		
Трудящих на шахті	чол	2938	3009		
Змінна продуктивність праці:					

Робітника з видобутку вугілля	т / зміну	1,8	1,7	8	5,93
На очисних роботах	т / зміну	7,3	7	37	5,90
Річна продуктивність праці:				0	
Робочого на видобутку вугілля	т. / рік	555	512,6	2,42	5,94
Трудящого по шахті	т. / рік	428,8	298,8	1,91	5,89
валові витрати	тис.грн / рік	32256	34080	-6823	- 8,51
Амортизаційні відрахування	тис.грн / рік	12120	10884	- 508,75	- 8,94
валовий дохід	тис.грн / рік	62120,85	59157,45	26237, 9	20,5 8
Ціна на вугілля	грн / т	120,3	120,3	0	0
Скоригований прибуток (збиток)	тис.грн / рік	192280,8 5	12957,45	10017	
чистий прибуток (збиток)	тис.грн / рік	13496,60	9070,20	7012	
Загальна рентабельність виробництва	%	6,96	4,3		
Розрахункова рентабельність вироб- ва	%	4,68	3,1		
Річний економічний ефект за проектом	тис.грн / рік	4517,7			

4. ПРОТИПОЖЕЖНИЙ ЗАХИСТ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

4.1 Ступінь пожежної небезпеки підземних об'єктів шахти

Розрахунок виконаний на момент максимального видалення гірських робіт в шахті "Тернівська" від стовбурів по робочим пластів С1, С4, СН4, С5, СН6, С8 відповідно до "Методики класифікації шахт за пожежною небезпекою", розробленої НІІГД в 1983 році (в подальшому "Методика") [21].

Шахта "Тернівська" за газом метаном відноситься до надкатегорних, по пилу - вибухонебезпечна, не є небезпечною за раптовими викидами вугілля і газу. Основний вид енергії - електрична. Найменування виробок, їх протяжність і група кріплення наведені в таблиці 4.1.

За формулами 2.1; 2.2 і з урахуванням даних таблиці 2.1 "Методики" визначено пожежонебезпеку і ймовірність виникнення пожежі в виробках. Результати розрахунку наведені в таблиці 4.1

таблиця 4.1 Найменування виробок, їх протяжність і група кріплення

№№ п / п	Найменування виробок	Протяжність, м; Кількість, шт.	Група кріплення	Пожежна безпека П (А)	Ймовірність виникнення пожежі Р (li)
1	вертикальні стовбури	909	негорюча	0,0036	0,0085
2	навколостовбурні двори	925	негорюча	0,00045	0,00148
3	ходки	2660	негорюча	0,00221	0,01383
4	Відкатувальні вироблення, в т.ч.	22377	негорюча	0,0398	0,0814
	з електровоза відкаткою:				
5	вентиляційні штреки	33627	негорюча	0,0013	0,0054

1	2	3	4	5	6
6	Дільничні штреки (збірні і бортові)	8955	горюча	0,01594	0,03259
7	Похилі виробки, обладнані стрічковими конвеєрами	470	негорюча	0,2048	0,2301
8	Горизонтальні виробки, обладнані стрічковими конвеєрами	5386	негорюча	0,0517	0,8619
9	Лави (одиниці)	3	горюча	0,000017	0,000034
10	Камери (одиниці)	17	негорюча	0,000115	0,000275
11	Забої горизонтальних виробок (одиниці)	4	горюча	0,0016	0,0024

За формулою 2.5 "Методики" визначаємо пожежонебезпеку шахти в цілому по знайденим значенням пожежонебезпеки $\Pi (A_i)$ виробок.

$$\Pi = 1 - (1 - \Pi (A_1)) \cdot (1 - \Pi (A_2)) \cdot \dots \cdot (1 - \Pi (A_n))$$

де: $\Pi (A_1) \dots \Pi (A_n)$ - чисельні величини пожежонебезпеки різних груп виробок, наведених в таблиці 3.1;

n - кількість груп виробок, наведених у таблиці 4.1.

З таблиці 2.1 «Методики ...» маємо, що для умов шахти "Тернівська" величина пожежонебезпеки становить 0,291. Згідно з розрахунком ($0,291 < 0,32$) шахта "Тернівська" відноситься до II-ої категорії за екзогенної пожежної небезпеки.

За формулою 2.3 "Методики" визначаємо ймовірність виникнення пожеж у виробках шахти: $P(l) = 1 - (1 - P(l_1)) \cdot (1 - P(l_2)) \cdot \dots \cdot (1 - P(l_n))$.

де: $P(l_1) \dots P(l_n)$ - ймовірності виникнення пожеж у виробках, наведені в табл. 4.1.

Для умов шахти "Тернівська" величина $P(l) = 0,4063$. Таким чином, при існуючих гірничо-технічних умовах, ймовірність виникнення пожежі в виробках і вибоях шахти в цілому складе 0,4063.

Очікуване середнє теоретичне кількість пожеж за рік в шахті визначається за формулою (2.4)

$$\lambda_{\text{с}} = \text{Ln} (1 / (1 - P (l))) = \text{Ln} (1 / (1 - 0,4063)) = 0,521$$

де $\lambda_{\text{в}}$ - теоретичне середнє число пожеж

$P (l)$ - ймовірність виникнення пожежі в шахті.

Підготовленість шахти до гасіння пожеж оцінюється шляхом порівняння очікуваних і фактичних трудовитрат на гасіння пожеж.

Очікувані трудовитрати обчислюються за формулою (2.6).

$$x_{\text{в}} = T \times \lambda_{\text{с}} = 80 \cdot 0,521 = 41,72 \text{ людино-годин}$$

де $\lambda_{\text{с}}$ - очікуване число пожеж

T - середні трудовитрати ДВГРС в людино-годинах на гасіння екзогенних пожеж в шахтах.

Для шахт Донбасу рівень середніх трудовитрат приймається $T = 80$ людино-годин.

4.2 Ступінь вогнестійкості кріплення гірничих виробок шахти

Ступінь вогнестійкості кріплення по ПБ (проектна)

Для попередження виникнення пожежі в шахті передбачено кріплення гірничих виробок негорючим кріпленням, пилопригнічення при всіх виробничих процесах видобутку вугілля і ряд інших заходів.

Гірничі виробки шахти в залежності від їх призначення закріплені матеріалами, ступінь вогнестійкості яких не нижче вимог, передбачених у табл. 4.2 по п. 5.1 "Інструкції з протипожежного захисту вугільних шахт".

табл.4.2

Вироблення або їх ділянки	Ступінь вогнестійкості кріплення	Група горючості		матеріал кріплення
		стійок верхняка	затягува ння	
1	2	3	4	5
Устя всіх вертикальних і похилих стволів, штолень, а також гирла шурфів, що подають в шахту свіже повітря, на протязі 10 м від поверхні	вища	негорюча		Монолітний бетон або залізобетон; кам'яна кріплення (стілки), бетоніта перекриття - металеві балки з бетонними склепіннями, залізобетонні або металеві тюрінги
Вертикальні стовбури проєктованих шахт. Сполучення вертикальних і похилих стволів, штолень і шурфів, що подають в шахту свіже повітря, з виробками горизонтів околоствольних дворів. Сполучення ухилів, бремсбергів і хідників при них з виробками на протязі не менше 10 м в кожену сторону. Устя нововведених шурфів, обладнаних всмоктуючими вентиляторами, на протязі не менше 5 м від поверхні.	- "-	- "-		- "-

Похилі стволи і штольні, що подають в шахту свіже повітря, пару виробок приствольних дворів сланцевих шахт. Головні квершлагги, головні групові відкатні штреки, вироблення околоствольних дворів для проєктованих шахт. Електричні камери (з терміном служби І рік і більше), камери підстанцій напруг і розподільні пункти високої напруги, в яке встановлюються електрообладнання з масленим заповненням, центральні підземні електростанції, перетворюючі підстанції та склади вибухових матеріалів з терміном служби І рік і більше. Ділянки виробок в місцях установки приводних станцій стрічкових конвеєрів, приводних станцій монорейкових і надгрунтових доріг. Камери для зберігання і розподілу ГМС, установки повітряних компресорів і гідрофікована обладнання з масляним заповненням. Ділянки виробок, що примикають до перерахованих вище камерам і місцями установка обладнання, на протязі 5 м в усі боки. Калориферні і вентиляційні канали всіх головних і допоміжних вентиляційних установок. Сполучення цих каналів зі стволами, шурфами, штольними протягом 10 м в кожену сторону. Збійки між паралельними похилими або капітальними горизонтальними виробками з установкою в них перемичок з негорючих матеріалів. Порожнечі за кріпленням цих сбоек повинні бути заповнені негорючими матеріалами.	вища	негорюча	Залізобетонні стійки з залізобетонними або металевими верхняками, металевий спецпрофіль з залізобетонними або металевими з'язками, збірний залізобетон, бетон, анкерне кріплення і анкерне кріплення з металевими верхняками, набризг бетоном для виробок, пройдених по вугіллю змішаним забом.
---	-------------	-----------------	--

Виробки, обладнані стрічковими конвеєрами, крім виробок, прилеглих до очисних вибоїв з терміном служби менше 2 років. Капітальні ухили, бремсберги і ходку при них, вентиляційні похилі стволи, похилі виробки, сліпі стовбура	середня	негорюча	трудногорюча	Метал, спецпрофіль про рулонних Склотканинні огорожею або дерев'яними затяжками, просочені вогне-біо захисними складами, анкерне кріплення.
Електромашинні камери з терміном служби до одного року, не мають електрообладнання з масляним заповненням або мають ел. обладнання у виконанні РВ з масляним заповненням окремих вузлів	мінімальна	трудногорюча	трудногорюча	Дерев'яна кріплення, оброблена вогнезахисними складами

Фактична ступінь вогнестійкості кріплення в гірничих виробках шахти

Фактична ступінь вогнестійкості кріплення в гірничих виробках шахти "Тернівська" представлена в таблиці 4.3.

Таблиця 4.3. - Кріплення гірничих виробок вогнестійкою кріпленням станом на лютий 2019 р

№ п / п	Найменування об'єктів гірничих виробок	Ступінь вогнестійкості кріплення	матеріал кріплення	Протяжність, м	
				проект	факт
1	2	3	4	5	6
1	Устя стволів:				
	скіпового	вища	монолітний бетон		
	клітьового	вища	монолітний бетон		
	вентиляційного № 1	вища	металевий тьюбінг		
	вентиляційного № 2	вища	металевий тьюбінг		
2	стовбури:				

1	2	3	4	5	6
.					
	скіпової	вища	металевий тюбінг		292
	клітьового	вища	металевий тюбінг		265
	вентиляційний № 1	вища	металевий тюбінг		160
	вентиляційний № 2	вища	металевий тюбінг		192
	РАЗОМ				909

4	Відкатувальні вироблення, в тому числі з електровоза відкаткою:	Вища	АП + ж / б затягування (КШПУ)	-	223 77
5	Ходки, збійки	Вища	АП + ж / б затягування (КШПУ)	-	266 0
6	вентиляційні штреки	Вища	АП + ж / б затягування (КШПУ)	-	336 27
7	Конвеєрні виробки: похилі	Вища	АП + ж / б затягування (КШПУ)		470
	горизонтальні	Вища	АП + ж / б затягування (КШПУ)		538 6
8	Дільничні відкатувальні збірні і бортові штреки	Серед ня	АП + дерев'яна затяжка, оброблена вогнезахисними складами	-	895 5
9	навколостовбурні двори	Вища	АП + ж / б затягування (КШПУ)	-	925

	<i>РАЗОМ З ШАХТІ,</i> <i>в тому числі із середнім</i> <i>ступенем вогнестійкості</i>				753 09 895 5
1 0	камери	Вища	Бетон, металевий спецпрофіль з ж / б затягуванням	-	-

Підземні гірничі виробки шахти в залежності від їх призначення закріплені матеріалами, горючість та ступінь вогнестійкості яких не нижче вимог п.5.1 "Інструкції з протипожежного захисту вугільних шахт".

4.3 Способи і засоби виявлення екзогенних пожеж у гірничих виробках шахти

У проекті протипожежного захисту шахти відповідно до вимог ПБ передбачений один їх існуючих в даний час способів виявлення вогнищ екзогенного пожежі, що виникла в гірських виробках.

На шахті в даний час отримали практичне застосування такі способи виявлення підземних екзогенних пожеж:

- за наявністю диму в шахтної вентиляційної струмені;
- по нагріванню повітря шахтної вентиляційного струменя;

Для практичної реалізації зазначених способів в проекті ППЗ заплановані наступні заходи та технічні засоби:

- при виявленні диму в шахті гірники по телефону сповіщають гірського диспетчера про виникнення вогнища пожежі. З метою швидкого оповіщення диспетчера передбачені в місцях постійного і періодичного перебування людей в пожежонебезпечних виробках, наприклад, конвеєрних, телефонні апарати;
- основним способом виявлення пожежі по нагріванню повітря є спосіб виявлення за допомогою локальних автоматичних установок пожежогасіння УВПК-Б1, розроблений НДІГС "Респіратор". При виникненні пожежі на приводних станціях конвеєра спрацьовують від теплового впливу установки УВПК-Б1. Спрацьовування установок УВПК-Б1 веде до зупинки конвеєрів

транспортного ланцюжка. Ця інформація надходить диспетчеру. Диспетчер за допомогою телефонного зв'язку з'ясовує причини зупинки конвеєрів, серед яких може бути і загоряння стрічки.

4.4 Способи і засоби оповіщення про пожежу

У проекті протипожежного захисту при виявленні вогнища екзогенного пожежі в гірничих виробках передбачені заходи щодо оповіщення всіх осіб, які працюють в шахті, про що сталася аварії. В першу чергу планується оповістити людей аварійних і загрозливих ділянок. Для оповіщення використані серійні технічні засоби, наприклад, телефони, система типу Ігас та ін. Графічна частина проекту дається розстановка прийнятих і існуючих на шахті технічних засобів оповіщення по гірничих виробках шахти згідно ПЛА.

Для практичної реалізації даного способу оповіщення шахтою заплановані наступні заходи:

- головним інженером шахти спільно з командиром взводу ДВГРС розробляється план ліквідації аварій на півріччя. Планом передбачені дії робітників і ІТП в разі пожежі. Робочі і ІТП ознайомлюються з правилами поведінки при аварії і своїми діями в разі аварії під розпис. Періодично проводяться інструктажі робітників з правил поведінки в разі аварії, навчання їх методам оповіщення про пожежу та правилам користування первинними засобами пожежогасіння;
- при виявленні диму в шахті працівникам необхідно по телефону повідомити гірничого диспетчера про виникнення вогнища пожежі. З метою швидкого оповіщення диспетчером про пожежу, крім телефонів в місцях постійного і періодичного перебування людей (пункти навантаження, приводні станції конвеєрів, енергопоїзди - машиністи комбайнів, робочі, зайняті перерозподілом секцій кріплення) може бути передбачена відособлена гучномовний зв'язок, як між працівниками, так і з диспетчером;
- при отриманні даних про аварію (пожежу) диспетчер діє згідно з планом ліквідації аварій (ПЛА).

4.5 Протипожежний захист гірничих виробок, в тому числі розміщення первинних засобів пожежогасіння, пожежних дверей і пожежних арок

Протипожежний захист виробок окоlostвольного двору

Вироблення окоlostвольних дворів шахт повинні мати засоби захисту, необхідні для прийняття заходів по ліквідації пожежі:

- a) негорюча кріплення;
- b) пожежні двері, огорожувальні вироблення ОКД від стовбурів;
- c) первинні засоби огнетушення;
- d) пожежний трубопровід з пожежними кранами, розташованими через кожні 100 м.

Первинні засоби пожежогасіння - ручні порошкові і пінні вогнегасники і ящики з піском встановлені:

1. У місця установки пересувних електропідстанції - по 2 вогнегасника і 0,2 м³ піску.
2. У дільничних трансформаторних камерах, що прилягають до капітальних виробках з непостійним чергуванням чергового персоналу не далі 10 м від входу в камеру, по 4 вогнегасника і 0,2 м³ піску.
3. У розподільних пунктів - по 4 вогнегасника і 0,2 м³ піску,
4. У електромеханізмів з турбомуфтами - два порошкових і один пінний вогнегасники та ящик з піском 0,3 м³.

Устя всіх вертикальних стволів на протязі 10 м від поверхні, стовбури на всьому протязі, сполучення стовбурів з виробками від горизонтів повинні бути закріплені негорючим кріпленням. Ступінь вогнестійкості кріплення повинна бути вищою. Цим вимогам відповідають монолітний бетон, залізобетонні і металеві тубінги.

Велика частина виробок приствольних дворів на робочих горизонтах закріплені монолітним бетоном, бетоніта, цеглою та АП + ж / б затягуванням, які за ступенем вогнестійкості відносяться до вищої міри і є негорючими.

4.6 Профілактика екзогенних пожеж в шахті

Всі заходи щодо протипожежного захисту шахти і протипожежної профілактики діляться на 2 групи:

- 1) Профілактичні заходи щодо запобігання появи в шахті небезпечних теплових імпульсів.
- 2) Заходи з ліквідації та локалізації пожеж.

До першої групи заходів відносяться:

- а) своєчасна і надійна ізоляція відпрацьованих ділянок і горизонтів;
- б) залишення ціликів вугілля в суворій відповідності до вимог ПБ і паспорта;
- в) заборона відкритого вогню в виробках та дотримання вимог ПБ при виробництві вогневих робіт в шахті;
- г) захист шахтних електричних мереж від перевантажень;
- д) систематичний контроль за газовим режимом і провітрюванням шахти.

До другої групи заходів відносяться:

- а) кріплення основних гірничих виробок, що не згорає кріпленням;
- б) заборона залишати горючі багаття за кріпленням виробок, закріплених неспаленої кріпленням;
- в) розміщення в гірничих виробках і камерах первинних засобів пожежогасіння згідно ПБ;
- г) правильне розміщення протипожежних дверей;
- д) прокладка в гірських виробках протипожежного трубопроводу та обладнання його водозапорної арматурою;
- е) забезпечення умов для успішного реверсування вентиляційного струменя;
- ж) обладнання місць для перемикання всіх діючих водовідливних ставів для подачі води в пожежно-зрошувальні.

ПРИ ВИРОБНИЦТВІ ВОГНЕВИХ РОБІТ

Вогневі роботи в шахті, небезпечної по газу, дозволяється проводити тільки у відповідності зі спеціальними заходами, затвердженими головним інженером шахти та погоджених із ДВГРС.

Вогневі роботи в підземних виробках проводяться електрозварюванням, в окремих випадках гасорізом. Вогневі роботи в шахті, небезпечної по газу, дозволяється проводити в стволах, приствольних дворах, камерах, головних квершлагах, де проходить свіжий струмінь повітря. Вогневі роботи в шахті повинні проводитися відповідно до "Інструкції з ведення вогневих робіт у підземних виробках і надшахтних будівлях".

Проектом передбачається скорочення зварювальних робіт за рахунок застосування преса гідравлічного ПГ-3 для вигину рейок, електричної дрилі для свердління отворів.

ПРИ ВИРОБНИЦТВІ ВИБУХОВИХ РОБІТ

Профілактичні заходи від виникнення пожеж при вибухових роботах в шахті зводяться до застосування у всіх вибоях водяних завіс і гідронабійки шпурів.

Ці заходи дозволяють уникнути загоряння ВВ в шпурах і виникненню пожеж.

ПРИ ЕКСПЛУАТАЦІЇ ЕЛЕКТРООБЛАДНАННЯ

Для живлення електроустановок необхідно:

- застосовувати електрокабелі підвищеної міцності і гнучкості з ізоляцією і зовнішньою оболонкою, що не поширюють горіння;
- виробляти захист шахтних електричних ланцюгів від перевантажень, коротких замикань і небезпечних струмів витоку;
- використовувати електричну апаратуру без масляного наповнення;
- застосування електроустаткування в суворій відповідності з ПБ і ПТЕ.

ПРИ ВИКОРИСТАННІ, ЗБЕРІГАННІ МАСТИЛЬНИХ МАТЕРІАЛІВ

У підземних виробках забороняється проводити промивку відбійних молотків і зберігати ЛВМ.

Добовий запас мастильних і обтиральних матеріалів повинен зберігатися в закритих посудинах, що перебувають в підземних камерах.

Запаси мастил і мастильних матеріалів понад добову потребу необхідно зберігати в герметичних, закритих судинах або камерах і мають металеві двері.

При експлуатації обладнання з масляним заповненням слід вживати заходів щодо запобігання витоків масла.

У всіх приміщеннях і камерах, де здійснюється зберігання і переливання мастильних матеріалів, а також встановлено обладнання з масляним заповненням, підлоги виконуються з негорючих матеріалів і посипаються піском, замінним у міру його забруднення.

Використані обтиральні матеріали складаються і закриваються в металеві ящики і в них видаються з шахти.

4.7 Рішення по підвищенню рівня пожежної захисту гірничих виробок

Справжнім проектом передбачається кріплення гірничих виробок, оснащення їх пожежними засобами і РЕАЛІЗАЦІЯ установками виконати в повній відповідності з вимогами Правил безпеки.

Фактичний стан кріплення гірничих виробок, оснащеність виробок засобами пожежогасіння, в основному, відповідає проектному.

Однак, для приведення фактичного стану пожежної захисту гірничих виробок до передбаченого в проекті необхідно виконати наступні роботи:

1. Укомплектувати первинними засобами пожежогасіння згідно з вимогами ПБ:

а / вироблення з конвеєрами;

б / тупикові виробки довжиною понад 500 м;

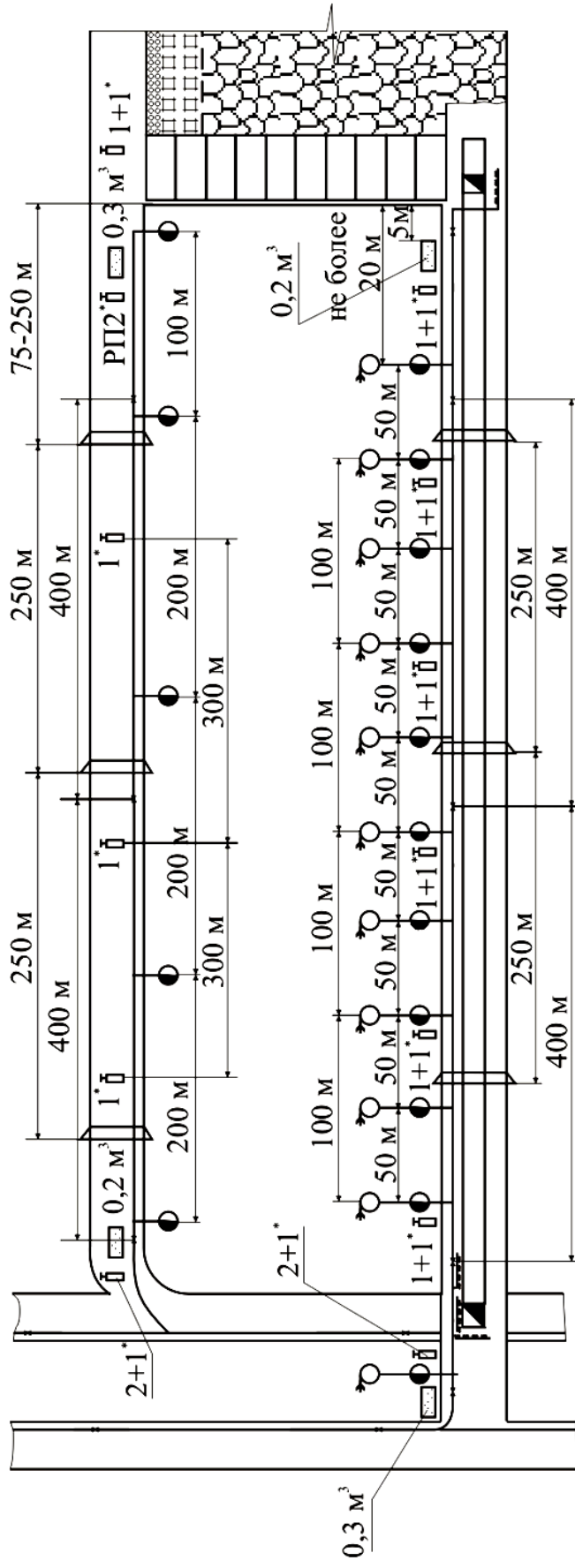
в / місця установки пересувних підземних підстанцій.

2. Всі камери з електрообладнанням укомплектовуються пожежними засобами і кріпляться вогнестійкою кріпленням, а біля входів в камери встановлюються пожежні двері. Вироблення, що примикають до цих камер, також кріпляться вогнестійкою кріпленням.

3. Для ліквідації підземних пожеж в початковий момент їх виникнення передбачається розміщення первинних засобів пожежогасіння (пінні вогнегасники, пісок або інертний пи́л, лопати та ін.) У виробках і камерах згідно ПБ.

4. Для попередження пожеж та вибуху вугільного пилу передбачається її прибирання в місцях значного відкладення, осланцювання осілого пилу, установка водяних заслонів, побілка гірничих виробок.

У зв'язку з постійною динамікою розвитку та погашення гірничих виробок, допускаються незначні відхилення від проектних рішень, які суперечили ПБ, ПТЕ, «Інструкції з протипожежного захисту шахт» та іншим нормативним матеріалами.



Условные обозначения

- | | | | |
|---|---------------------------|----|---|
| — | трубопровод $d=100$ мм | — | орошение с ручным включением |
| — | задвижка $d=100$ мм | — | стационарная установка пожаротушения с ручным управлением |
| ● | пожарный кран | ▨ | ящик с песком и лопатой |
| ○ | пожарный рукав со стволом | □ | огнетушитель порошковый ОП-10 |
| □ | заслон водяной | □* | огнетушитель пенный ОХП |

Рисунок 2.4 - Схема размещения средств пожаротушения на добычном участке

Заходи щодо попередження екзогенних і ендогенних пожеж

Таблиця 4.4 - Заходи щодо попередження екзогенних і ендогенних пожеж

№ п / п	Найменування заходів	Термін виконання	Відповідальний за виконання
1	При відпрацюванні лави застосовувати обладнання та технологічні процеси, що забезпечують пожежну безпеку.	Весь період ведення робіт	Начальник дільниці №2 Гірничий майстер №2
2	Устаткування містити в робочому стані відповідно до паспортів і посібниками з експлуатації.	Весь період ведення робіт	Начальник дільниці №2 Механік дільниці №2
3	Забезпечити ділянку засобами придушення осередків самозаймання, локалізації та гасіння ендогенних пожеж	До початку ведення очисних робіт	Начальник дільниці №2 Гірничий майстер №2
4	Протипожежні трубопроводи по виїмкових штреках повинні бути в справному стані, приєднані до магістральних протипожежним трубопроводах і заповнені водою під тиском.	Весь період ведення робіт	Начальник дільниці №2 Механік дільниці №2
5	Мастильні і обтиральні матеріали зберігати в закритих ємностях в кількостях, що не перевищують добову потребу. Запаси мастил і мастильних матеріалів понад добову потребу слід зберігати в герметично закритих судинах в спец.камерах, що закріплені негорючими матеріалами і мають металеві пожежні двері. Використані мастильні та обтиральні матеріали щодоби видавати на поверхню.	Весь період ведення робіт	Начальник дільниці №2 Механік дільниці №2 Гірничий майстер №2
6	Здійснювати постійний контроль за справністю електрообладнання та кабельних мереж з метою	Весь період	Механік дільниці №2

	перевірки наявності надійної і безперервної захисту від замикання, іскроутворення і програвав.	ведення робіт	
7	При експлуатації стрічкового конвеєра не допускати просипів вугільного штибу між стрічкою і приводними барабанами. Не допускати тертя стрічки об конструкції конвеєра чи елементи кріплення і пробуксовки стрічки на приводних барабанах через послаблення її натягу.	Весь період ведення робіт	Начальник дільниці №2 Механік дільниці №2 Гірничий майстер №2
8	Не допускати скупчення вугільного пилу. Здійснювати постійний контроль за справністю системи зрошення.	Весь період ведення робіт	Начальник дільниці №2 Механік дільниці №2 Гірничий майстер №2
9	Негайне повідомлення головного інженера і командира 8 ВГРЗ, про всіх геологічні порушення пластів, залишених цілинах не передбачених ТПД.	постійно	головний маркшейдер Головний геолог

4.8 Заходи з охорони навколишнього середовища

В геологічному відношенні площа шахти «Тернівська» відноситься до степової смуги України. Одним з основних шкідливих шахти, які впливають на навколишнє середовище, є викиди пилу і газу в атмосферу.

Охорона атмосфери

До основних об'єктів і технологічних процесів, які забруднюють повітряне середовище, відносяться котельні, породні відвали, пункти навантаження, аспіраційні викиди технологічного комплексу, вакуум-насосної станції.

У розташуванні шахти «Тернівська» знаходиться одна котельня, довжина труби якої досягає 68м. Котельня працює на твердому паливі - вугіллі. При спалюванні вугілля в атмосферу викидається дрібна зола і фракції незгорілого вугільного пилу, оксид вуглецю і азот [18].

Для уловлювання вугільного пилу на шахті встановлений вентиляторний мокрий пиловловлювач ПМ-35А, що знижує викид вугільного пилу в атмосферу. Встановлено пиловловлювальний апарат ЦН-11, що дозволяє знизити викид пилу на 98-99%. Після очищення повітря викидається в атмосферу за допомогою факельного викиду, який сприяє видаленню повітря у верхні шари атмосфери.

Охорона водного середовища

Відкачуються шахтні води - високомінералізованих і мають велику кількість шкідливих домішок і бактеріологічну забрудненість.

За скорочення освіти стічних вод і надходження в них забруднюючих речовин на шахті зроблені наступні заходи:

- поховання високомінералізованих вод в підземні водоносні горизонти;
- гідроізоляція водостічних канав;
- спорудження фільтраційних завіс;
- перехоплення забруднених вод дренажними свердловинами.

Охорона земної поверхні і раціональне використання надр

Шахта не має полігонами і накопичувачами, так як не виробляє захоронення (складування) відходів виробництва. Порода вивозиться на рекультивацію земель.

При відпрацюванні запасів основних пластів осідання земної поверхні досягає 2,4 м. У зв'язку з цим необхідно проводити рекультивацію підроблених ділянок земної поверхні.

Рекультивація ділиться на два етапи - гірничотехнічний і біологічний. Гірничотехнічний - включає підготовку території (планування відвалів, насипання ґрунтів, створення під'їзних шляхів), а біологічний - відновлення порушених земель. Поверхня рекультивується відвалу породи планується з ухилом в бік падіння рельєфу місцевості. На його поверхню насипається шар суглинку і після дворічної усадки, висіваються багаторічні трави, висаджуються дерева і чагарники.

Для запобігання розмивів укосів ділянок рекультивації, лісосадильні роботи виконуються незмінно після закінчення технічного етапу рекультивації, тобто планування відвалу і нанесення родючого шару ґрунту.

Основним напрямком щодо раціонального використання надр є найбільш повне вилучення корисних копалин і мінеральних ресурсів. Необхідно звести до мінімуму втрати корисної копалини внаслідок застосування тієї чи іншої системи розробки або способу підготовки шахтного поля, а також зменшення запасів вугілля, що залишаються в якості охоронних ціликів.

ВИСНОВКИ

Заміна очисного комбайна УКД-200/500 з винесеною системою подачі на комбайн УКД-400 з вбудованою системою подачі, а також заміну конвеєра СПЦ-271Н на конвеєр КСД-26В дозволить:

- забезпечити середньодобове навантаження на лаву, рівну 2338 т вугілля;
- підвищити продуктивність праці робітників з видобутку вугілля;
- отримати економічний ефект 4,518 млн. грн. за рахунок збільшення навантаження на лаву і зниження загального часу «нештатних» простоїв;
- підвищити рівень безпеки при веденні очисних робіт.

ЛІТЕРАТУРА

1. Правила безпеки у вугільних шахтах / НПАОП 10.0-1.01-10, 2010.-185с.
2. Збірник інструкцій по правилам безпеки у вугільних шахтах. Том 1.- К .: Основа, 2002.-425с.
3. Збірник інструкцій по правилам безпеки у вугільних шахтах. Том 2.- К .: Основа, 2002.-410с.
4. Харченко В.В. Процеси очисних робіт на пластах вугільних шахт: підручник для ВНЗ / В.В. Харченко, М.П. Овчінніков, В.І. Сулаєв, О.А. Гайдай, В.В. Руських. - Д .: НГУ, 2014. -170 с.
5. Хоменко О.Є. Процеси при підземній розробці рудних Родовище: підручник для ВНЗ / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, С.А. Зубко. - Д .: НГУ, 2015. - 202 с.
6. Кононенко М.М. Вибір и розрахунок систем підземної розробки рудних Родовище: навч. посіб. / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, В.Ю. Усатий. - Д .: НГУ, 2013. - 217 с.
7. Хоменко О.Е. Розкриття та підготовка рудних Родовище при підземній розробці: навч. посіб. / О.Е. Хоменко, М.М. Кононенко. - Д.: НГУ, 2016. - 101 с.
8. Табаченко М.М. Довідник з гірничого обладнання дільниць вугільних и сланцевих шахт: довідник / М.М. Табаченко, Р.О. Дічковській, В.С. Фальштінській та ін. - Д .: НГУ, 2012. - 432 с.
9. Хоменко О.Є. Гірніче обладнання для підземної розробки рудних Родовище: довідковий посібник / О.Є. Хоменко, М.М., Кононенко, Д.В. Мальцев. - 2-ге вид., Перероб. и доп. - Д .: НГУ, 2011. - 448 с
10. Керівництво з проектування вентиляції вугільних шахт. - Макіївка - Донбас: МакНДІ, 1989.-319с.
11. Бондаренко В.І. Організація та планування очисних и підготовчих робіт: підручник для ВНЗ / В.І. Бондаренко, М.О. Ілляшов, М.К. Руденко, С.В. Саллі. - Д .: ТОВ «ЛізуновПрес», 2012. - 334 с.

12. Керівництво по боротьбі з пилом у вугільних і сланцевих шахтах. - М.: Недра, 1979.-319с.

13. Хоменко О.Є. Гірніче обладнання для підземної розробки рудних родовищ: довідковий посібник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. - Д.: НГУ, 2010. - 340 с.

14. Руднична вентиляція. Довідник. - М.: Недра, 1988.-440С.

15. Кияшко І.А. Процеси підземних гірничих робіт, - К.: «Вища школа», 1992.-334с.

16. Охорона праці / під ред. К.С. Ушакова. - М.: Недра, 1986.-624с.

17. Іщук І.Г., Поздняков Г.А. Засоби комплексного обеспилення гірничих підприємств. Довідник. - М.: Недра, 1991.-253с.

18. Красавін О.П. Захист довкілля у вугільній промисленості.- М.: Недра, 1991.-221с.

19. Відтворення розкритих і підготовлених запасів для вугілля на шахтах. - М.: Недра, 1990.-352с.

20. Хоменко О.Є. Гірничорудна справа України в мережі Інтернет: довідник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, О.Б. Владико, Д.В. Мальцев. - Д.: НГУ, 2011. - 288 с.

21. "Методики класифікації шахт за пожежною небезпекою", НІПД –Д.: 1983. - 13