

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

Природокористування
(інститут)

Кафедра транспортних систем і технологій
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

кваліфікаційної роботи ступеню магістра
(бакалавра, магістра)

студента Панасенко Вячеслав Геннадійович
(ПІБ)

академічної групи 184М-18-1 ГФ

(шифр)

спеціальності 184 Гірництво

(код і назва спеціальності)

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»

(офіційна назва)

на тему: Проект технологічної системи вилучення метану при інтенсифікації гірничих робіт в умовах шахти «Центральна» ДП «Торецьквугілля»

(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Коров'яка Є.А.			
розділів:				
Технологічний				
Вилучення метану	Коров'яка Є.А.			
Охорона праці				
Рецензент				
Нормоконтролер	Коров'яка Є.А.			

Дніпро
2019

ЗАТВЕРДЖЕНО:

завідувач кафедри

транспортних систем і технологій

(повна назва)

Барташевський С.Є.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«_____» _____ 2019 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу
ступеню магістра
(бакалавра, магістра)

студенту Панасенко Вячеслав Геннадійович академічної групи 184М-18-1 ГФ
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»

на тему Проект технологічної системи вилучення метану при інтенсифікації
гірничих робіт в умовах шахти «Центральна». ДП «Торецьквугілля»

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»

від «_____». _____ 2019р. № _____

Розділ	Зміст	Термін виконання
Технологічний	Характеристика діючої шахти. Обґрунтування параметрів технології очисних та підготовчих робіт	01.11.2019
Вилучення метану	Технологічна система дегазації	15.11.2019
Охорона праці	Аналіз потенційних шкідливих та небезпечних факторів.	02.12.2019
Економічний	Економічна оцінка роботи	10.12.2019

Завдання видано

_____ (підпис керівника)

Коровяка С.А

(прізвище, ініціали)

Дата видачі 15.10.2019

Дата подання до екзаменаційної комісії 16.12.2019

Прийнято до виконання

_____ (підпис)

Панасенко В.Г.

(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 86 с., 8 рис., 34 табл., 2 додатки, 38 використаних джерел.

Об'єкт дослідження: технологія ведення гірничих робіт в умовах ШУ «Покровське».

Метою кваліфікаційної роботи магістра є на основі аналізу існуючої технології та організації виробництва впровадити ряд заходів і визначити ефективність застосування нових видів транспортного устаткування.

Ідея дипломного проекту полягає в застосуванні нової конвеєрної лінії.

Пропонована робота присвячена вирішенню актуального для діючих підземних питань - зниження енергоспоживання на підземному транспорті, збереженні якості транспортованого корисних копалин і поліпшенню умов праці підземних гірників.

На підставі аналізу виробничих ситуацій, що склалися на очисних ділянках і перевірки пропускної здатності магістральних конвеєрних ліній обґрунтовано основні напрями вдосконалення системи транспорту основного вантажопотоку. Проведено комплекс розрахунків, що дозволили підтвердити можливість підвищення навантаження на лаву і скоротити при цьому кількість конвеєрів входить до складу транспортно-технологічного ланцюжка.

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

В економічній частині дипломного проекту виконано розрахунок калькуляції собівартості транспортування 1 т вугілля.

Запропоновані рішення дозволять підвищити прибуток, одержуваний гірничим підприємством за рахунок зниження енергоспоживання по ділянці конвеєрного транспорту, підвищення відпускної ціни вугілля за рахунок зниження переїзмелювання вугілля.

ШАХТА, ВУГІЛЬНІ ПЛАСТИ, ОЧИСНІ РОБОТИ, ТЕХНОЛОГІЧНА
СХЕМА ТРАНСПОРТУ, ВЕНТИЛЯЦІЯ ШАХТИ, ОХОРОНА ПРАЦІ,
СТРІЧКОВИЙ КОНВЕЙЕР, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ

ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП	3
1 ХАРАКТЕРИСТИКА ГАРНОГО ПІДПРИЄМСТВА	
1.1 Місцезнаходження підприємства	4
1.2 Гірничо-геологічна характеристика	4
1.3 Гірничо-технічна характеристика	5
1.4 Аналіз виробничої ситуації в розвитку гірничих робіт	11
1.5 Висновки	12
1.6 Вихідні дані на проект	12
2 ПРОПОЗИЦІЇ І ЗАХОДИ З ТЕХНІЧНИХ РІШЕНЬ	
2.1 Вибір пріоритетного напрямку вирішення технологічного завдання	13
2.2 Обґрунтування технологічних і технічних рішень	14
2.3 Розрахунок параметрів технології та заходів	15
2.4 Технологія виконання прийнятих рішень	19
2.5. Вентиляція шахти	25
3 ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА ТРАНСПОРТУ	35
4 ОХОРОНА ПРАЦІ	53
5 ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ПРИЙНЯТИХ РІШЕНЬ	
5.1 Розрахунок собівартості транспортування 1 т вугілля	72
5.2 Розрахунок техніко-економічних показників проекту	76
ВИСНОВОК	81
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	83
Додатки	85

ВСТУП

Вугільна промисловість є основою паливо-енергетичного комплексу країни. Вугілля використовується в теплоенергетиці, металургії, хімічній промисловості та для комунальних потреб.

В умовах переходу країни до ринкової економіки потрібно стабільність роботи вугільної промисловості і нарощування вуглевидобутку. Цьому буде сприяти поліпшення умов праці шахтарів і його оплати, зменшення собівартості та зольності вугілля.

У зв'язку зі складними гірничо-геологічними умовами зростає трудомісткість виконуваних робіт при порівняно низькій продуктивності праці.

Нині ж зростає потреба в збільшенні рівня видобутку вугілля при зниженні його собівартості.

Високий рівень механізації, інтенсифікації та концентрації гірничих робіт, використання все більше продуктивної техніки, необхідність оперативного прийняття рішень для забезпечення достатньої організаційної надійності функціонування виробничого процесу, потребує вирішення низки складних завдань, пов'язаних з обґрунтуванням економічно доцільного резервування виробничої потужності, підготовки запасів вугілля з найменшими грошовими витратами і зниженням витратного механізму з першого дня освоєння запасів.

Найважливішим завданням вугільної промисловості є подальше технічне переозброєння і реконструкція шахт Донбасу на базі передової техніки і технології видобутку вугілля і проведення гірничих виробок. Для цих цілей необхідно переозброєння вугільних шахт; Розробка та освоєння виробництва машин для комплексної механізації очисних робіт і проведення гірничих виробок, в тому числі комплексів обладнання для виїмки пластів зі складними гірничо-геологічними умовами, прохідницьких комбайнів і комплексів для проведення виробок по більш міцних породах; забезпечення приросту обсягу видобутку в основному за рахунок підвищення продуктивності праці, створення і впровадження енергозберігаючих технологічних схем транспорту.

1 ХАРАКТЕРИСТИКА ГАРНОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1. місцезнаходження підприємства

Шахта "Червоноармійська Західна №1" (МАТ «Шахтоуправління» Покровське») закладена в 1974 році. Поле шахти розташоване в Червоноармійському Західному вугленосному районі Донбасу. За адміністративним поділом поле шахти відноситься до Червоноармійському району Донецької області.

Районний центр - місто Красноармійськ розташований в 16 км на схід від ШУ «Покровське».

В межах оцінюваної площі та поблизу її розташовані станція Вдала (в центрі поля), села і хутори ім. Димитрова, Сергіївка, Леніне.

Найбільшим є селище станції Вдала. Безпосередньо через поле шахти із заходу на схід проходить основна залізнична магістраль Ростов - Київ і залізнична гілка Красноармійськ - Павлоград - Дніпропетровськ. Шахта з'єднана з основною магістральною дорогою під'їзними шляхами через станцію Красноармійськ з районним центром м Красноармійськ - асфальтованою дорогою. Безпосередньо на поле шахти є асфальтована дорога від м Красноармійська до ст. Вдала. Автострада Донецьк - Дніпропетровськ проходить в 12 км на північ від ст. Вдала.

Основним джерелом водопостачання м Красноармійська служить Донецький водопровід, Карлівське водосховище і ряд свердловин, пробурених для водопостачання промислових об'єктів і шахт.

Основним споживачем видобутого на шахті вугілля є Донецький коксохімічний завод. і в подальшому кокс використовується на металургійних комбінатах Донецької області.

Поверхня зазначеної площі являє собою рівнинну місцевість з невеликими ухилами в південно-західному напрямку і коливаннями абсолютних відміток від +185 м до +110 м.

Клімат характеризується, як помірно-континентальний, з різкими коливаннями температур, з невеликою кількістю опадів, що випадають. Переважаючі вітри східного і південно-східного напрямку.

1.2. Гірничо-геологічна характеристика

Шахта розташована на західному крилі синкліналі Донецького вугільного басейну, де кут падіння шарів порід становить від 50 до 120 в напрямку на схід - північний схід, а залягання порід є відносно спокійним в тектонічному відношенні. Вугільні пласти відносяться до періоду середнього карбону. Товща основних порід складається з алевроліту і пісковика з прошарками вапняку.

Четвертинні глини перекривають свити вугільних пластів на поверхні і змінюються за потужністю від 0 до 50 м, але, як правило, знаходяться в діапазоні від 10 до 20 м.

Підземні води на шахтному полі приурочені до відкладів четвертинного, неогенного і каменоугольного періодів. Притоки води в шахті коливаються від 200 до 350 м³ / год. За умовою залягання серед порід четвертинного віку розрізняють два горизонти - "верховодку" і алювіальних водоносний горизонт.

"Верховодка" поширена на вододілах і їх схилах і приурочена до прошарками глин у суглинків. Рівень "верховодки" непостійний і коливається в залежності від гідрометеорологічних умов.

Алювіальний водоносний горизонт поширений в знижених частинах рельєфу - великих блоках. Рівень води постійний.

Шахтне поле великі тектонічні порушення не перетинають, проте зустрічаються дуже дрібні зміни в порядку лавами, з амплітудою 2-3 м. У центральній частині шахтного поля проходить Удачнівській насування з амплітудою 4-30 м і кутом падіння 40° - 50°.

Затвердженими технічним межами ШУ «Покровське» є:

- по повстанню - Криворізько - Павловський скидання;
- по падінню - Котлинський насування;
- по простяганню - скидання №6 і умовна лінія, що продовжує його до Криворізько-Павлівського скидання. На півдні умовна лінія, що проходить через свердловину №2184 і лінія виклинювання пласта до Котлинського насування.

Розміри шахтного поля:

- по падінню - 6000 м;
- по простяганню - 16000 м.

Відповідно до затвердженого технічного проектом проектна потужність шахти 2,1 млн. Т / рік. За минулий 2009 рік видобуток вугілля на шахті склала 5,8 млн. Т / рік.

В даний час очисні і підготовчі роботи ведуться на глибині 600 м і 700 м.

Шахта належить до загрозливих за раптовими викидами вугілля, породи і газу. Метаноносності пласта змінюється від 10 до 25 м³ / т, при веденні гірських робіт можливі суфлярних виділення метану. Пласти не схильні до самозаймання, шахта небезпечна по вибуховості вугільного пилу. По гірських ударах шахта віднесена до безпечною. Температура порід коливається на горизонті 600 м від 26,5 до 32°С, на горизонті 700 м - 30-38,6 °С.

1.3. Гірничо-технічна характеристика

Будівництво шахти «Червоноармійська-Західна №1» здійснювалося з 1974 року відповідно до технічного проекту будівництва, розробленого інститутом «Донгіпрошахт» в 1972 році і затвердженим постановою колегії Міністерства вугільної промисловості СРСР від 31.08.72 №58 / 50. У зв'язку з уточненням в ході будівництва гірничо-геологічних умов відпрацювання

запасів, введенням в дію за період 1974-1985 роки ряду нових правил безпеки і директивних документів з проектування та будівництва вугільних шахт, інститутом був скоректований технічний проект будівництва шахти і затверджений постановою Мінвуглепрому СРСР від 30.01.87 №12-50 / 71 за погодженням з Держбудом і Держпланом СРСР.

Скоригованим технічним проектом будівництва шахти (1986р.) Введення шахти в експлуатацію загальною потужністю 2100 тис.тонн вугілля на рік передбачався двома пусковими комплексами: перший потужністю 1500 тис.тонн з одночасною роботою чотирьох лав в блоках №6 і №4 в 1990 році, другий - потужністю 600 тис.тонн в складі додатково двох лав в блоках №2 і №3 намічалось ввести в 1994 році. Перший пусковий комплекс введений в експлуатацію в терміни, передбачені проектом в грудні 1990 року виробничою потужністю 1.5 млн.тонн на рік.

В процесі будівництва і експлуатації першого пускового комплексу було виявлено ряд факторів, що значно ускладнюють ведення гірничих робіт - розвинена мережа гірничо-геологічних порушень, підвищена тріщинуватість гірських порід, часті утонення і руслових розмиви пласта з заміщенням вміщають породами, що послужило причиною перекладу шахтного поля з першої в другу категорію за складністю геологічної будови. Була виявлена неефективність ведення закладних робіт при потужності пласта 1.6-1.9м для охорони бортових виробок з метою їх повторного використання. Зважаючи на відсутність повної закладки виробленого простору передбачена затвердженим проектом виїмка охоронних ціликів під залізничною магістраллю в блоці №6 без перенарезки лав на глибинах вище горизонту 708м (величина безпечного ведення гірничих робіт) не може бути реалізована.

Зазначені фактори зумовили необхідність переходу виїмкових діляниць в підготовлених до виїмки запаси блоків №6 і №4 на возвратноточную схему провітрювання з відпрацюванням через стовп і підготовкою лав в проміжних стовпах проведенням виробок «впрісечку» до виробленого простору.

Заповнення вибуває лінії очисних вибоїв в блоках з зменшується потужністю пласта (з 1.8-1.4м до 1.4-1.1м в блоках №4,5) не забезпечать підтримку потужності шахти на досягнутому рівні.

Для забезпечення підтримки та приросту виробничої потужності шахти вирішено передати запаси блоків №2 та №3 на відтворення вибуває лінії очисних вибоїв, а в якості другого пускового комплексу будівництва шахти здійснити розтин і підготовку запасів блоку №8.

Шахтне поле розкрито двома центрально - здвоєними - скіповим і клітьовим і двома блоковими - повітряподавальним і вентиляційним стовбурами і горизонтальними квершлагами на горизонтах 593 і 708 м. На промисловому майданчику подає повітря стовбура пройдена вентиляційна свердловина. Розтин блоку №8 проводиться повітряподавальним стволом №2 і горизонтальними квершлагами на горизонт 815 м, який призначений для

подачі свіжого повітря, спуску-підйому людей, видачі породи, спуску матеріалів і устаткування.

Спосіб провітрювання – всмоктуючий, схема провітрювання шахти-комбінована. На очисних ділянках застосовується прямоточна схема з підвіженням вихідного струменя повітря і возвратоточная схема з ізольованим відведенням метану. Шахта провітрюється установками головного провітрювання, обладнаними робочими і резервними вентиляторами: ВЦД-47У (головний ствол), ВЦД-31.5м (вентиляційний ствол). В даний час ведуться роботи по реконструкції вентиляційної свердловини, розташованої на пром.площадке ВПС №1, які полягають у збільшенні діаметра свердловини з 1,6 м до 4 м і обладнанні високопродуктивної вентиляторної установкою типу ВЦД-31,5 УМ.

Скіповий ствол служить для видачі вугілля і породи, що виходить струменя повітря, обладнаний підйомними машинами ЦШ 5x4 і ЦШ 4x4.

В даний час ведуться роботи по проведенню скіпового вентиляційного стовбура №2 до гор.815 м.

Клітьовою стовбур - для спуску-підйому людей, матеріалів, устаткування і подачі свіжого повітря в шахту, обладнаний двома одноклітьових підйомними машинами з двоповерховими клітьми ЦШ-3.25 x 4. подає повітря стовбур пройдено до горизонту 593м, служить для спуску-підйому людей, матеріалів, видачі породи і подачі свіжого повітря в шахту, обладнаний підйомною машиною 2Ц35 x 1.7 (клітьовою) і 2Ц4x1.8 (бадьевий). Вентиляційний стовбур пройдено до горизонту 708м, служить для видачі вихідного струменя повітря з шахти, спуску-підйому людей, матеріалів, видачі породи; обладнаний підйомними машинами ЦР-4 x 3 / 0.7 (клітьовою) і ЦР-4 x 3.2 (бадьевий).

Проектом будівництва шахти зберігається поділ шахтного поля на дев'ять блоків, об'єднаних спільними горизонтами 593 і 708м. Відпрацювання запасів блоків №4 і 6 збереглася за існуючою погоризонтній схемою.

Для відпрацювання запасів блоків №2,3,5,8 передбачена панельна схема підготовки з відпрацюванням запасів на похилі вироблення- бремсберги (ухили) і ходки, що проводяться, як правило, в центрі блоків. Зазначене рішення прийнято з урахуванням рекомендацій ДонУГІ і МакНДІ (№166 від 01.01.94г)

Запаси блоків №2 та №3 передбачається відпрацьовувати двома двухкрилими панелями розмірами по падінню 1.6-2 км, по простяганню 3-3.3 км. Для підготовки північного крила блоку №2 та південного крила блоку №3 проектом передбачено проведення флангових вентиляційних виробок. Проведення флангових виробок забезпечує своєчасну підготовку лав і поліпшення умов провітрювання очисних і підготовчих робіт в зазначених блоках.

Підготовка та відпрацювання бремсбергової частини блоку №5 здійснюється проведенням в центрі панелі бремсберга, допоміжного бремсберга (вантажного ходка) і людського ходка блоку №5. Підготовка

однокрила панелі ухилом частини блоку №5 передбачається проведенням двох конвеєрних ухилів (для передачі видобутку з лав блоків №5 і №8) і подає повітря ходка блоку №5 в районі дренажного квершлягу горизонту 708м.

Запаси блоку №8 передбачається відпрацьовувати двома панелями: центральної і північної. Розміри панелей складають північній по падінню 1500-2000 м, по простяганню 3600м, центральної 900-1500 і 1100-2000 м відповідно.

Система розробки згідно з проектом зберігається довгими стовпами по простяганню в блоці №4 і довгими стовпами по повстанню з погашенням виробок за лавою в блоці №6.

Спостереженнями за проявами гірського тиску в лавах блоків №4 і №6 встановлено, що застосування для охорони виїмкових виробок, підтримуваних слідом за лавою породних смуг, не привело до поліпшення їх стану, так як основні зміщення порід у виробках відбуваються ще до зведення смуг. Підтримка зазначених виробок пов'язане з великим обсягом робіт з перекріплення і підривання ґрунту.

Зважаючи на неефективність ведення закладних робіт, повторне використання пластових виробок практично неможливо і відповідно до рекомендацій ДонУГІ №12-70 від 06.07.93г у всіх нововведених блоках передбачається вести відпрацювання запасів через стовп з проходженням виробок підготовлених стовпів вирісечку до виробленого простору - це робота блоків №2 і №3, ухилився частина блоку №5.

Оскільки в роботі двухкрилої панелі бремсбергової частини блоку №5 знаходиться одна лава, відпрацювання стовпів в ній прийнята послідовна.

При відпрацюванні небезпечних за викидами запасів блоку №8, розташованих нижче ізопіс - 521.2м, відповідно до вимог «Інструкції з безпечного ведення гірничих робіт на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля, породи і газу» передбачена стовпова система розробки, довгими стовпами по простяганню з прямою схемою провітрювання очисного вибою з розведенням метану за джерелами його надходження (підсвіженням). Відпрацювання стовпів в центральній частині панелі прийнята послідовна, з підтриманням конвеєрних штреків жорсткими литими смугами і використанням їх в якості вентиляційних для відпрацювання наступного стовпа.

Виїмка вугілля в лавах проводиться комплексами в складі кріплення ЗКД-90Т, МВРО-2800, ДМ, конвеєра лави СПЦ-230, КСД-28, СП-326 20.30, комбайнами МВ-12, МВ-11, РКУ-13, 1К101УД, УКН 400. Навантаження гірничої маси проводиться на стрічкові конвеєра 2ЛТ-100У з подальшим транспортуванням головними магістральними конвеєрами 1Л-120 по польовому конвеєрному, головному конвеєрного штреку до вугільної ями і видається скипами на поверхню.

Охорона конвеєрних виробок проводиться литими смугами і анкерними системами для повторного їх використання в якості вентиляційних при

відпрацюванні подальшого стовпа. Управління покрівлею - повне обвалення. Навантаження на очисні вибої прийняті на підставі розрахунків по виїмкових механізми з урахуванням гірничо-геологічних умов, перевірені за газовим фактором. Максимально можливі навантаження по газовому фактору при виконанні комплексу заходів щодо дегазації верхніх супутників і виробленого простору становлять 3200-4500 тонн / добу при прямоочною схемою провітрювання. При возвратночною схемою провітрювання проводиться відсмоктування газу метану по двох гілках трубопроводів $D = 800$ мм за допомогою вентиляторів ВМЦ-7М.

Кількість одночасно працюючих очисних вибоїв - 6.

Для своєчасного відтворення лінії очисних вибоїв в процесі експлуатації в одночасній роботі знаходиться 6 підготовчих забою. Для проходження виробок зі змішаним забоем використовуються комбайни типу КСП-32, КСП-42, П-110/01 (П-220), польові вироблення проходяться за допомогою БПР з навантаженням породонавантажувальними машинами 2ПНБ-2Б. Кріплення підготовчих виробок здійснюється металевою арочною триланковою кріпленням типу КМП-А3 з щільністю 1.5-2 рами на 1 п.м., а також змішаним рамно-анкерним кріпленням з щільністю кріплення 1.25 рами на 1 п.м і чисто анкерним кріпленням. Для буріння і установки анкерів використовувати анкери-посадочні агрегати німецького виробництва типу «Гофер», ВАС, «SIG», «Кінг-Кобра» і ін. Провітрювання тупиків підготовчих вибоїв здійснюється вентиляторами місцевого провітрювання ВМЕ-6У, ВМЕ2-8, ВМЕ2-10.

Для дегазації виробленого простору південній панелі блоку 3 з поверхні на вироблений простір буде вироблено буріння свердловини діаметром 200 - 300 мм на глибину 715 м, яка буде обладнана високопродуктивною вакуум - насосною установкою, встановленою на поверхні.

На виїмкових дільницях здійснюється дегазація порід покрівлі за допомогою свердловин, пробурених з виїмкових виробок до верхніх шарів - супутників. Параметри свердловин визначаються згідно рекомендацій МакНДІ і коригуються в процесі експлуатації виїмкової дільниці. Свердловини залишаються підключеними до дегазаційному трубопроводу весь період роботи виїмкової дільниці для дегазації виробленого простору. Для охорони усть дегазаційних свердловин викладають під їх гирлами з двох сторін накатні вогнища з ж / б тьюбінгів на висоту виймаємо потужності пласта.

Пробурені свердловини підключаються до дільничних трубопроводах, які з'єднані в свою чергу з магістральними трубопроводами, прокладеними по капітальних виробках, з яких далі йдуть на поверхню до вакуум - насосної. Поверхнева вакуум-насосна станція оснащена трьома вакуум-насосами ВВН-150.

При роботі 1-ої північної лави центральної панелі блоку 3 для дегазації виробленого простору по вентиляційному штреку 1-ої північної лави центральної панелі блоку 3 прокладений трубопровід $\Phi 426$ мм, який

підключений до підземної вакуум - насосної, розташованої на нижній приймальному майданчику конвеєрного ухилу №2 блоку 5. надалі вентиляційний штрек 1-ої північної лави центральної панелі блоку 3 служитиме газодренажним штреком при подальшій відпрацюванні півночі центральної панелі блоку 3.

Як заходів по боротьбі з раптовими викидами вугілля відповідно до «Інструкції з безпечного ведення гірничих робіт на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля, породи і газу» для своєчасного виявлення небезпечних за раптовими викидами зон при веденні гірських робіт ведеться поточний прогноз по початковій швидкості газовиділення зі шпурів, в блоці № 8 застосовується сейсмоакустичний прогноз

Щоб уникнути затоплення гірничих виробок проводиться пристрій дільничних, ухилився водозбірників, оснащених робочими і резервними насосами з електро- і пневмоприводами типу ЦНС-60x125, АНС 16x50, ТН 20x40, СМ 150-125-315, КО 50x112 та ін. Пристрій водозбірників проводиться в місцях зниженого профілю вироблення і максимального припливу води. Головна водовідливні установка розташована на горизонті 708м, обладнана насосами ЦНСШ-330x880 і НСШ- 410 x728. Приплив відкачується на поверхню за трьома трубопроводах діаметром 219 мм, прокладеним по клітьовому стволу.

Опуск матеріалів і обладнання проводиться на вироблення околоствольного двору головного стовбура, звідки електровозами АМ-8Д, 7АРВ, вагонетками ВГ-2.5 і платформами ПТК-3.3 доставляються до розвантажувально-навантажувальних пунктах ведення робіт, або перевантаження на кошти монорейкових доріг типу ДМКЛ, бДМКУ. Доставка обладнання, матеріалів на ділянки проводиться монорейковими дорогами.

Нормалізація мікроклімату робочих місць здійснюється шляхом вдосконалення вентиляції - збільшенням кількості повітря, що подається в шахту, скорочення шляху його руху, застосуванням вихідного провітрювання очисних вибоїв, провітрюванням вибоїв зі збільшенням швидкості руху повітря.

Для запобігання вивалам після проходу комбайна, передбачається пересування секцій кріплення не більше 2 метрів від комбайна, максимальна посадка покрівлі 0,63 м. При роботі в підготовчому забої допускається незакріплене простір не більше 0,5 м.

Небезпечним фактором при БПР є наявність вибухової вугільного пилу. Для вибухових робіт застосовують запобіжні ВР ІV класу типу ПЖВ-20, запобіжні ВР ІІІ класу типу АП-5ЖВ і електродетонатори типу ЕДЗОП.

У підготовчих і очисних забоях застосовується пилоподавлення.

Основним видом відходів виробничого підприємства є порода від проведення гірничих виробок, зола, шлак котельні, шахтні води, пил від вентиляційних установок та вантажно-транспортного комплексу.

Організація робіт по відвалоутворенню проводиться з урахуванням максимально можливого розосередження породи за площею відвалу.

Стічні води, забруднені зваженими речовинами направляються в пластовий відсік.

Для зменшення викидів в атмосферу встановлюється золосероочістка димових газів шахтної водою з коефіцієнтом відходить по зольній фракції до 99%, по діоксиду 65%, а також обладнанні котлів, вентиляторами поворотного віднесення і гострого дуття, що сприяє повному згорянню палива.

1.4 Аналіз виробничої ситуації розвитку гірничих робіт

Розглядаючи причини, що стримують розвиток гірських робіт, можна розділити їх на три групи:

- 1) причини, що стримують видобуток в очисних вибоях;
- 2) причини, пов'язані з розкриттям і підготовкою шахтного поля;
- 3) організаційні причини, пов'язані з роботою транспорту і порушеннями ПБ.

До першої групи можна віднести несправність виїмкових машин (порив тягового ланцюга комбайна, пошкодження кабелю, пошкодження лемеші тощо); несправність постачальних механізмів (поломка гідромурфи, несправність систем управління); несправність механізованого кріплення (порив магістрального трубопроводу, вихід з ладу насосів, несправність клапана в секції); розбирання завалів в лаві і інші причини. Всі причини першої групи становлять 54% від загальних втрат часу.



Рис. 1.1. - Причини стримують розвиток гірських робіт

Як видно, основні втрати часу пов'язані з внутрішніми процесами, що ще раз доводить необхідність впровадження нових високопродуктивних технологій і перспективної техніки.

1.5 Висновки

Порівняно невеликий термін експлуатації шахти і високий рівень оснащення добувних ділянок, транспортних засобів і технологічного комплексу поверхні шахти, забезпечують надійну і високоефективну роботу очисних і підготовчих забоїв.

Разом з тим на сполученнях багатьох очисних вибоїв, оснащених сучасними машинами, кінцеві процеси і операції виконуються із застосуванням важкої ручної праці.

Трудомісткість робіт на сполученні лав досягає 50% загальної трудомісткості по забою.

В даному дипломному проекті будуть розглянуті питання, пов'язані з першою групою причин, тобто проектом передбачається вибір технологій, що забезпечують підвищення техніко-економічних показників роботи підприємства.

1.6 Вихідні дані на проект

Таблиця 1.1 - Вихідні дані на проект

№	Показник	Од. вим.	Значення
1	Виробнича потужність шахти	тис. т	2100
2	Фактична потужність шахти	тис. т	5800
3	Середньодобовий видобуток шахти	т	19333
4	Среднедействующее кількість очисних вибоїв	лав	6
5	Середньодобове навантаження на очисний вибій	т	3222
6	Середньодіюча лінія очисних вибоїв	п.м.	1738
7	Среднедействующее кількість підготовчих вибоїв	шт.	6
8	Швидкість посування підготовчих забоїв	м/міс	150
9	Зольність видобутого вугілля	%	12,5
10	Кількість робочих пластів	шт.	1
11	Кут падіння пласта	град.	2-5
12	Середня потужність пласта	м	2,0

2 ПРОПОЗИЦІЇ І ЗАХОДИ З ТЕХНІЧНИХ РІШЕНЬ

2.1 Вибір пріоритетного напрямку вирішення технологічного завдання

Технологія очисних робіт при виїмці вугільних пластів повинна відповідати наступним вимогам:

- забезпечувати видобуток вугілля відповідно до встановлених споживачем якісними параметрами;
- дотримуватися заходів безпеки ведення гірських робіт і санітарні норми із застосуванням комплексу заходів щодо запобігання всіх небезпечних і шкідливих виробничих факторів; не допускати втрат вугілля, не передбачених технологічною необхідністю;
- забезпечувати повноту виїмки вугільного пласта при мінімальних питомих енергетичних витратах і високої продуктивності праці;
- використовувати засоби комплексної механізації, автоматизації на допоміжних процесах для забезпечення безпечних, комфортних умов праці з мінімальним використанням ручної праці;
- забезпечувати ефективну виїмку вугілля при мініальному впливі технологічних процесів на навколишнє середовище.

Технологія видобутку вугілля на виїмковій ділянці здійснюється в три етапи, які виконуються послідовно: підготовчий період, очисна виїмка і заключний період. Виділення етапів в технології відбувається за призначенням і місцем виконання виробничих процесів.

Підготовчий етап включає виробничі процеси, які передують очисної виїмки.

Етап очисної виїмки складається з виробничих процесів, які задіяні при виїмці вугілля, і забезпечують їх ефективне виконання. Термін виконання цього етапу визначається запасами вугілля в виїмковій полі і продуктивністю очисного забою.

Заключний період технології передбачає плавний перехід з режиму очисної виїмки в загасання гірських робіт. Він пов'язаний з виконанням робіт, що забезпечують наведення порядку в гірських виробках перед їх виведенням з експлуатації.

Виконання етапів технології очисної виїмки і їх взаємозв'язок забезпечується організацією робіт, вентиляцією гірських виробок, постачанням робіт матеріальними, людськими ресурсами та транспортом.

Структура і тривалість кожного етапу технології очисних робіт дає можливість визначити термін існування технології очисної виїмки в окремій частині шахтного поля.

Поєднуючи відповідні переміщення в часі, змінюючи їх послідовність або виключаючи виробничі процеси з окремого етапу, можна отримати безліч технологій і їх формалізацію. Паралельне виконання виробничих процесів з обов'язковою зв'язкою з переміщеннями передбачає певне запізнення подальшого процесу або операції.

2.2 Обґрунтування технологічних і технічних рішень

Таблиця 2.1 - Геологічна характеристика пласта і вміщуючих порід

Показники	Значення (характеристика) показників
Марка вугілля	К
Порода: основної покрівлі безпосередня покрівля грунту	піщаник алевроліт алевроліт
стійкість: безпосередньої покрівлі грунту	A2B2, A2B3, A2B4 П1
Наявність геологічних порушень	скиди з амплітудами зміщення 0.2-1.10 м, розмиви пласта
Небезпека пласта: по пилу по гірським ударам за раптовими викидами по схильності до самозаймання	небезпечний безпечний загрозливий не схильний
Кут падіння пласта, град	2-5
Потужність пласта, м: загальна виймається	2.3 2.04
Переходи. міцності за шкалою проф. М.М. Протод'яконова: породних прошарків безпосередньої покрівлі грунту	2.4-3.8 3.2-5.9 2.1-4.0
Потужність, м: основної покрівлі безпосередньої покрівлі помилкової покрівлі	6.7-28 0.10-10.70 0.10-1.00
Крок обвалення, м: основної покрівлі безпосередньої покрівлі	15-20 2-4
Опірність вугілля різанню, кг с / см ²	150
Глибина розробки (горизонт конвеєрного штреку), м	708.0
Зольність вугілля, %	10.3
Щільність вугілля, т / м ³	1.57
Обводненість пласта, м ³ / год	20
Метановість на вихідному струмені, м ³ / т	17.0- 29.3

Вибір обладнання для очисних робіт. Розглянувши гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови підготовки очисних вибоїв по пласту d₄ шахти "Червоноармійська - Західна" №1 з метою вибору засобів механізації та навантажень на них можна зробити наступний висновок:

За габаритними розмірами на пласті d₄ можливе застосування

механізованих комплексів типу КМ-87УПМ, 2КМТ, "Гліник", "Фазес", ЗКД-90Т. Застосування індивідуальної кріплення в лавах пласта d_4 з фактичними гірничо-геологічними умовами вважаємо неприпустимим, перш за все з точки зору забезпечення необхідного рівня безпеки робіт.

При виборі силових параметрів кріплення для конкретних умов необхідно виходити з вимог Слухаючи, відповідно до яких питомий опір кріплення при наявності важких покрівель повинно бути не менше 600-1500 kH / m^2 або для умов пласта d_4 , середня потужність якого 1.8м, мінімальне питомий опір має бути більше 720 kH / m^2 . Цій умові задовольняє кріплення ЗКД-90Т з питомим опором 800 kH / m^2 , яка рекомендується для застосування на шахті "Червоноармійська-Західна" N1 в комплексі з комбайном РКУ-13 і конвеєром СПЦ-230.

Кріплення та управління покрівлею в очисному забої. Кріплення лави здійснюється комплексом ЗКД-90Т, до складу якого входить механізоване кріплення ЗКД-90Т, комбайн РКУ-13 і конвеєр СПЦ-230.

Монтаж комплексу проводиться в розрізній печі, пройденій арочним кріпленням АПЗ-13.

Для кріплення призабойного простору лави застосована механізоване кріплення ЗКД-90Т, встановлена через 1,5м по довжині лави з кроком пересування 0.63м. Секції кріплення ЗКД-90Т виконують функції забійної і посадкової кріплення. Підтримка покрівлі в лаві проводиться несучими поверхнями перекриття, яке підтримується 4-ма гідравлічними стійками. Відставання консолей кріплення від грудей вибою передбачено 300мм. Пересування секцій кріплення здійснюється слідом за проходом комбайна (при його роботі по виїмці) з попереднім очищенням підстави від гірської маси.

Для зменшення стримування роботи комбайна на високих швидкостях пересувку секцій кріплення здійснювати в шаховому порядку з наступним підтягуванням попередніх секцій.

Управління покрівлею здійснюється повним обваленням оскільки над пластом вугілля залягає масив порід категорії А2, Б4, Б3, П2.

2.3 Розрахунок параметрів технології та заходів

Швидкість подачі комбайна по опірності вугілля різанню:

$$V_n^k = \frac{N_{\text{двиг}}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma_y} \text{ м/хв,} \quad (2.1)$$

де: $N_{\text{двиг}}$ - стійка потужність двигуна, кВт;

H_w - питомі витрати на руйнування вугілля. $\text{kВт} \cdot \text{ч} / \text{т}$;

r - ширина захвату комбайна, м;

m - геологічна потужність пласта, м;

γ_y - щільність вугілля, $\text{т} / \text{м}^3$;

Стійка потужність двигуна розраховується за формулою:

$$N_{уст} = 0,8 \cdot N_{пасп} = 0,8 \cdot 200 = 160 \text{ кВт}\cdot\text{ч/т}, \quad (2.2)$$

де: $N_{пасп}$ - потужність двигуна за паспортом, кВт.

Питомі енерговитрати на руйнування вугілля:

$$H_w = 0,00245 \cdot A_p \cdot (0,87 + 0,008 \cdot R) \text{ кВт}\cdot\text{ч/т}, \quad (2.3)$$

де: A_p - опірність вугілля різанню, кг / см,

R - показник руйнуємості пласта, м / см.

$$R = 0,15 \cdot A_p = 0,15 \cdot 150 = 22,5 \text{ м/см}, \quad (2.4)$$

$$H_w = 0,00245 \cdot 150 \cdot (0,87 + 0,008 \cdot 22,5) = 0,4 \text{ кВт}\cdot\text{ч/т},$$

$$V_n^* = \frac{160}{60 \cdot 0,4 + 2,04 \cdot 0,63 \cdot 1,57 \cdot 1} = 4,0 \text{ м/хв.}$$

Швидкість подачі комбайна за газовим фактором:

$$V_n^* = \frac{0,6 \cdot V \cdot m_{вын} \cdot b \cdot \varphi \cdot d \cdot k_n}{q \cdot r \cdot m_{пол} \cdot \gamma_y \cdot k_n} = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,04 \cdot 4,7 \cdot 0,9 \cdot 1,3 \cdot 1,3}{2,5 \cdot 0,63 \cdot 2,3 \cdot 1,57 \cdot 1,3} = 4,7 \text{ м/хв}, \quad (2.5)$$

де: $V = 4$ м / с - допустима правилами безпеки швидкість руху повітря в лаві;

$m_{вын}$ - виймаємо потужність пласта, м;

b - ширина призабойного простору, м;

φ - коефіцієнт звуження повітряного струменя;

$k_{вп}$ - коефіцієнт враховує рух частини повітряного струменя по виробленому простору;

$d = 1,3\%$ - допустимий вміст метану у вихідному струмені при наявності апаратури контролю метану;

q - метановість вугільного пласта з лави, м³ / т;

r - ширина захвату комбайна, м;

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

γ_y - щільність вугілля, м³ / т;

k_n - коефіцієнт нерівномірності виділення метану в лаву.

Відносна метановість вугільного пласта дорівнює 15 м³ / т, в результаті природної дегазації знижується в 2 рази; ведення робіт з дегазації - в 3 рази.

Разом $q = 2,5$ м³ / т.

Швидкість кріплення лави:

$$V_{кр} = \frac{h_{кр}}{\sum t_{кр}} \text{ м/хв.}, \quad (2.6)$$

де: $h_{кр}$ - крок установки кріплення, м;

$\sum t_{кр}$ - тривалість циклу пересування секції, хв.

Для механізованого кріплення:

$$\sum t_{кр} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 = 0,07 + 0,1 + 0,06 + 0,06 + 0,06 = 0,35 \text{ хв,} \quad (2.7)$$

де: t_1 – час на переміщення робочого від секції до секції і огляд покрівлі, хв;

t_2 – час на зачистку секції кріплення перед перерозподілом, хв;

t_3 – час на розвантаження секції кріплення, хв;

t_4 – власне, пересування секції кріплення, хв;

t_5 – час на розпір секції кріплення, хв.

$$V_{кр} = \frac{1,5}{0,35} = 4,3 \text{ м/хв.}$$

Зіставляючи отримані результати можна зробити наступні висновки:

- значення швидкості має невеликий діапазон змін;

- швидкість за газовим фактором має найменше значення.

Для подальших розрахунків швидкість подачі комбайна приймаємо $V_{п} = 4,0$ м/хв.

Тривалість циклу

$$t_{ц} = (t_0 + t_{\epsilon}) \cdot \left(1 + \frac{k_0}{100}\right) \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 + t_k \text{ хв,} \quad (2.8)$$

де t_0 – тривалість роботи комбайна з виїмки вугілля, хв;

$$t_0 = \frac{l_n - \sum l_n}{V_n^k} = \frac{300 - 2,3}{4,0} = 75 \text{ хв,} \quad (2.9)$$

де V_n^k – прийнята швидкість подачі комбайна по породі, м / хв;

t_{ϵ} – тривалість виконання супутніх виїмки допоміжних операцій, хв;

$$t_{\epsilon} = 0,08 \cdot (l_n - \sum l_n) = 0,08 \cdot (300 - 2,3) = 24 \text{ хв,} \quad (2.10)$$

k_0 – коефіцієнт відпочинку, %;

k_1 – коефіцієнт, що враховує гіпсометр пласта;

k_2 – коефіцієнт, що враховує ступінь нестійкості порід ґрунту;

k_3 – коефіцієнт, що враховує ступінь обводнення лави;

k_4 – коефіцієнт, що враховує кут падіння пласта;

k_k – сумарна тривалість виконання кінцевих операцій в циклі, хв.

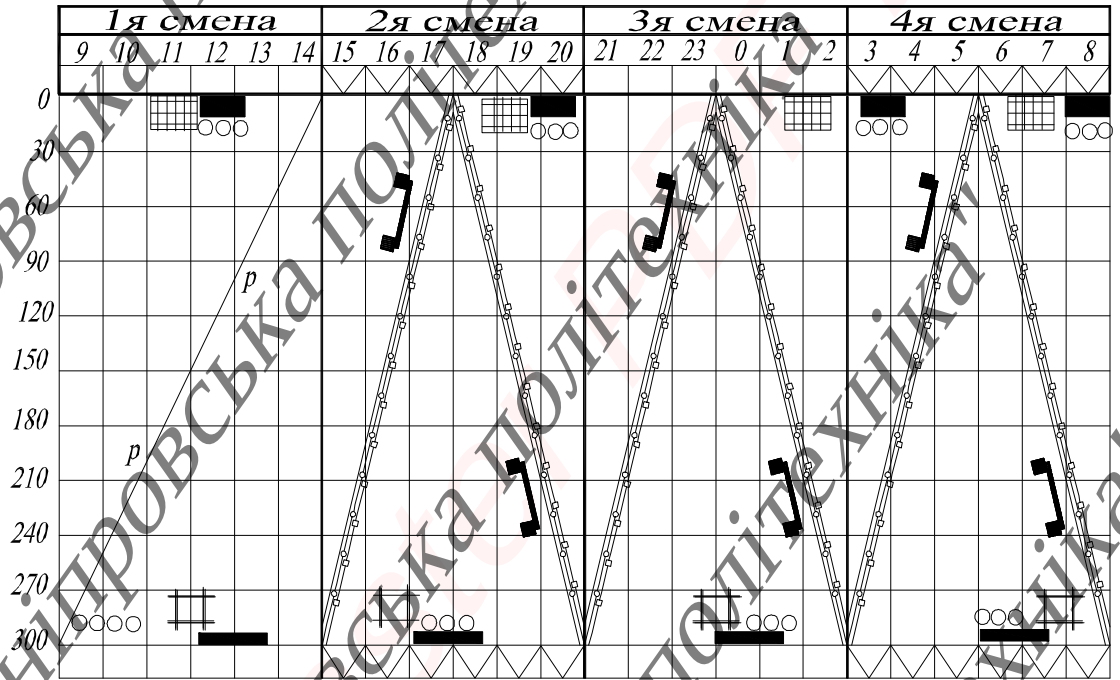
$$t_{ц} = (75 + 24) \cdot \left(1 + \frac{10}{100}\right) \cdot 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 + 25 = 148 \text{ хв.}$$

Розрахунок кількості циклів в лаві за добу:

$$n_{ц} = \frac{t_{сут} - t_{рем} - t_{в.в.} - (t_{н.з.} + t_{м.н.}) \cdot n}{t_{ц}} = \frac{1440 - 360 - 0 - (30 + 0) \cdot 3}{148} = 6,4 \text{ ц.} \quad (2.11)$$

де: $t_{сут}$ – тривалість доби, хв;

$t_{рем}$ – тривалість ремонтно-підготовчих робіт, хв;
 $t_{в.в.}$ – тривалість робіт з попередження раптових викидів;
 $t_{п.з.}$ – тривалість підготовчих і заключних операцій в зміні, хв;
 $t_{т.п.}$ – тривалість непосредованих технологічних операцій в зміну, хв;
 n – число змін по видобутку вугілля в добу.
 Приймаємо кількість циклів $nц = 6$.



Условные обозначения

- выемка комбайном
- передвижка секций крепи
- передвижка конвейера
- выемка и крепления ниши
- доставка материалов
- возведение литой полосы
- выкладка коствов
- пробивка органической крепи
- ремонтно-подготовительные работы

Рис. 2.1. - планограмма робіт в лаві

Видобуток вугілля за один цикл:

$$D_y = t_{вын} \cdot l_d \cdot r \cdot \gamma_y \cdot c = 2,04 \cdot 300 \cdot 0,63 \cdot 1,57 \cdot 0,96 = 583 \text{ т.} \quad (2.12)$$

де: c – коефіцієнт вилучення.

Максимально можлива добова продуктивність лави:

$$A_{\text{сум}} = m_{\text{вып}} \cdot L_{\text{л}} \cdot r \cdot \gamma \cdot n_{\text{ц}} \cdot c, \text{ т/доб}, \quad (2.13)$$

$$A_{\text{сум}} = 2,04 \cdot 300 \cdot 0,63 \cdot 1,57 \cdot 6 \cdot 0,96 = 3500 \text{ т/доб}.$$

2.4 Технологія виконання прийнятих рішень

Роботи в лаві виконуються добовою бригадою. Режим роботи ділянки - безперервна робочий тиждень, у робочих три робочих дні, четвертий вихідний. Протягом доби роботи в лаві ведуться в чотири зміни: одна - ремонтна, три - по видобутку.

Організація робіт в ремонтно-підготовчу зміну

Для забезпечення нормальної роботи механізованого комплексу щодоби в ремонтну зміну проводиться профілактичний огляд і поточний ремонт усіх машин і механізмів комплексу, ремонт гірничих виробок.

Для виконання ремонтних робіт організуються ремонтні ланки. З метою персональної відповідальності, все обладнання закріплюють за окремими робітниками.

Розстановка робочих наступна:

1 - гірничий майстер

6 ГРОЗ - виробляють профілактичний огляд і поточний ремонт кріплення і гідросистеми комплексу;

3 ГРОЗ - проводять ремонт конвеєра СПЦ-230. Особливу увагу вони звертають на виток масла, емульсії в Турбомуфти, оглядають ланцюг конвеєра, виробляють обтяжку болтів і т.д.

8 ГРОЗ - виробляють оформлення верхнього і нижнього сполучень лави. Здійснюють постановку усілівающее кріплення у виробках попереду і позаду лави.

2 ГРОЗ - машиніст комбайна і його помічник згідно з графіком планово-попереджувальних ремонтів.

3 ГРПРГВ - виробляють погашення тупика.

10 електрослюсарів - виконують роботи по ремонту електроапаратури, маслостанції, енергопоїзди.

В їх обов'язки також входить пересування енергопоїзди, обслуговування конвеєрів по конвеєрним виробках.

Ведення ремонтних робіт на ділянці

Ремонтні роботи проводяться в ремонтно-підготовчу зміну згідно письмовим нарядом, складеним начальником дільниці і під безпосереднім керівництвом технічного нагляду ділянки-механіка або гірничого майстра.

У цю зміну проводиться профілактичний огляд і ремонт комбайнів; електроапаратури, маслостанції, приводів стрічкових конвеєрів і скребкових, телефонного та освітлювальної мереж, ремонт секцій кріплення, заливки масла в редуктора комбайнів і конвеєрів, заміна зубків на комбайні і т.д.

Всі ремонтні роботи повинні виконуватися при зупиненому і

заблокованому пускачі, знятій напрузі, виключених механізмах, вибитих муфтах з вивішуванням трафаретів "Не включати! ПРАЦЮЮТЬ ЛЮДИ!" із зазначенням зміни, числа, місяця.

Виконавцями ремонтних робіт є електрослюсарі і ГРОЗ ділянки. З числа, виділених для виконання ремонтних робіт, призначається старший робітник, найбільш досвідчений який відповідає за дотримання технологічного паспорта даного процесу роботи і дає команду на виконання окремих операцій.

Для забезпечення безпеки при веденні ремонтних робіт необхідно суворо дотримуватися паспорт і погоджувати виконання операцій робітниками між собою.

Перед ремонтними роботами необхідно провести оборку навісів по лаві, а також в місцях виконання робіт.

Відповідальність за це несе гірський майстер зміни і особа, призначена ним і розписане в наряд-путівці гірничого майстра. Оббирання навісів породи виробляти в процесі ведення очисних робіт.

Організація робіт у видобувних змін

У видобувних зміну виходить ланка в складі 25 осіб: 1 гірничий майстер, 17 ГРОЗ, машиніст комбайну, його помічник, 3 гірників, 1 черговий електрослюсар, 3 машиніст підземних установок (МПУ).

2 МГВМ - машиніст комбайна і його помічник ведуть виїмку вугілля;

4 ГРОЗ - виробляють зачистку ґрунту між секціями кріплення і конвеєром перед перерозподілом секцій кріплення, при зачистці лави ці ГРОЗ виробляють пересувку конвеєра під забій;

4 ГРОЗ - виконують роботи в зоні ведення очисних робіт на сполученні лави з конвеєрної виробленням;

2 ГРОЗ - виробляють пересувку секцій кріплення під забій за проходом комбайна;

3 ГРОЗ - зайняті на виїмці вугілля в ніші на сполученні з вентиляційної виробленням і її кріпленні;

2 МПУ - зайняті на обслуговуванні стрічкових конвеєрів;

2 - ГРОЗ зайняті на відновленні кріплення посилення по виробках;

1 - електрослюсар черговий обслуговує механізми і електроапаратуру комплексу;

1 - МПУ зайнятий на обслуговуванні ВМЦГ-7.

3 гірників - зайнятих на доставці матеріалів, зачистці конвеєрів з вироблення.

На початку кожної зміни машиніст комбайну зі своїм помічником приймає комбайн від машиніста попередньої зміни. При цьому перевіряється рівень масла в редукторах, стан зубків і інших елементів комбайна. Після перевірки і усунення помічених несправностей, пошкоджень приступають до виїмки вугілля.

Виїмка вугілля в лаві виробляється одним комбайном РКУ-13 в комплексі з механізованим кріпленням ЗКД-90Т і конвеєром СПЦ-230.

Комбайн виробляє виїмку вугілля по челноковій схемою.

Управління комбайном здійснюється машиністом комбайна контроль за виймаємо потужністю пласта, положенням шнеків, станом кабелю і шлангів зрошення здійснюється помічником машиніста комбайни. Виїмка вугілля в лаві здійснюється від конвеєрної вироблення лави. Перед початком виїмки вугілля машиніст комбайну, перебуваючи між стійками секції кріпів і конвеєром, приймає стійке положення у пульта управління комбайном та подає команду на включення конвеєра. Після попереджувального звукового сигналу конвеєр включається. Пропрацювавши вхолосту конвеєром невеликий проміжок часу, машиніст комбайну, подавши звуковий сигнал, включає комбайн і рукояткою гидроблока "на себе" або "від себе" здійснює регулювання виконавчих органів по тискометрії пласта.

Перерозподіл секцій кріплення і засувка конвеєра здійснюється слідом за проходом комбайна, відставання секцій кріплення не повинно перевищувати 3.0м Шнеки комбайна розташовуються в такий спосіб: першим (верхнім) виробляють виїмку вугілля, другим (нижнім) - зачистку залишився вугілля з навантаженням на конвеєр. Підійшовши до ніші у вентиляційного штреку 4 південної лави комбайн зупиняється, що залишилися секції кріплення пересуваються до забою. Машиніст комбайна відганяє комбайн від ніші в лаву на 20-30 м, зупиняє його і після цього проводиться засувка приводу і става конвеєра на даній довжині.

Після засувки кінцевий головки конвеєра машиніст комбайну подавши звуковий сигнал, включає комбайн і підганяє його до ніші (верхньої). Машиніст комбайна подає команду на включення конвеєра. Після тривалого звукового сигналу конвеєр включається. Пропрацювавши вхолосту конвеєром машиніст комбайну, подавши звуковий сигнал, включає комбайн і рукояткою гидроблока "на себе" або "від себе" здійснює регулювання виконавчих органів по тискометрії пласта (другим шнеком виробляють виїмку вугілля, першим - зачистку). Потім комбайн продовжує рух і виробляє виїмку нової смужки вугілля, все більше проникаючи в вугільний пласт. При підході до конвеєрного штреку операції по засувці приводу конвеєра і виїмці нових смуг вугілля повторюються.

Визначення лінії і кількості очисних вибоїв

Лінія очисних вибоїв розраховується за формулою:

$$h = \frac{A_{у.з.} \cdot k_o \cdot k_d}{V_z \cdot m_{с.о.р.} \cdot \gamma_{сп} \cdot c} \text{ м,}$$

де k_o – коефіцієнт, що враховує видобуток з очисних вибоїв; k_d – коефіцієнт видобутку вугілля з діючих очисних вибоїв в общешахтної видобутку; $m_{с.о.р.}$ – середня потужність одночасно розроблюваних пластів, М; $\gamma_{сп}$ – середня щільність вугілля розроблюваних пластів, т/м³; V_r – річне посування очисного забою, м;

$$V_z = r \cdot n_{у.} \cdot N_z \cdot k_{усл.} = 0,63 \cdot 6 \cdot 300 \cdot 0,97 = 1100 \text{ м,}$$

де $n_{ц}$ – кількість циклів на добу в очисному забої; N_r – кількість робочих днів в році; K_{ycl} – коефіцієнт, що враховує вплив гірничо-геологічних умов.

$$h = \frac{5000000 \cdot 1 \cdot 0,9}{1100 \cdot 1,8 \cdot 1,35 \cdot 0,97} = 1738 \text{ м.}$$

$$\text{Визначимо кількість лав: } n_{o.z.} = \frac{h}{l} = \frac{1738}{300} = 5,8.$$

Приймаємо число лав рівне 6.

Визначення часу і кількості прохідницьких бригад необхідних для підготовки виймальних стовпа

Для відтворення фронту очисних робіт необхідно вести прохідницькі роботи в такому темпі, щоб забезпечити безперервне ведення очисних робіт. Для цього проводиться розрахунок необхідної кількості підготовчих вибоїв:

$$n_{n.z} = \sum_{j=1}^n \frac{l_{п. j}}{V_{п. j}} \cdot t_{nod}$$

Приймаємо в проєкті 6 очисних вибоїв:

Швидкість проведення виробки:

- дільничні вироблення - 150 м / міс;
- розрізні печі - 100 м / міс.

Приймаємо середню довжину виймальних стовпа 2000 м.

Тривалість підготовки очисного фронту, міс. :

$$t_{nod} = \frac{0,75 \sum_{i=1}^n L_i L_{оч. i} m_i \gamma_i}{\sum_{i=1}^n A_{оч. i}}$$

де: n – кількість діючих очисних вибоїв;

i – порядковий номер параметрів відносяться до відпрацьовувати виїмкових полю;

$L_{оч. i}$ - довжина очисного забою, м;

L_i – довжина виїмкового поля, м;

m_i – потужність пласта, м;

γ_i – щільність вугілля, т/м³;

$A_{оч. i}$ – навантаження на очисний вибій, т / міс.

$$t_{nod} = \frac{3(2000 \cdot 300 \cdot 2,0 \cdot 1,5) + 3(2000 \cdot 300 \cdot 1,8 \cdot 1,5)}{900 + 900 + 900 + 900 + 900 + 900} \cdot 0,75 = 12 \text{ мес.}$$

$$n_{n.z} = \frac{\left(\frac{2000 \cdot 3}{300} + \frac{2000 \cdot 6}{3000} + 6 \cdot \frac{300}{150} \right)}{12} = 6.$$

Приймаємо в проєкті кількість одночасно діючих підготовчих вибоїв - 6 забою.

Таким чином, приймаємо два прохідницьких ділянки по дві бригади на кожній дільниці. Виходячи з прийнятих швидкостей проходки і розрахованих швидкостей посування очисних вибоїв, будуємо календарний план розвитку гірничих робіт, який представлений у графічній частині проекту на аркуші №3.

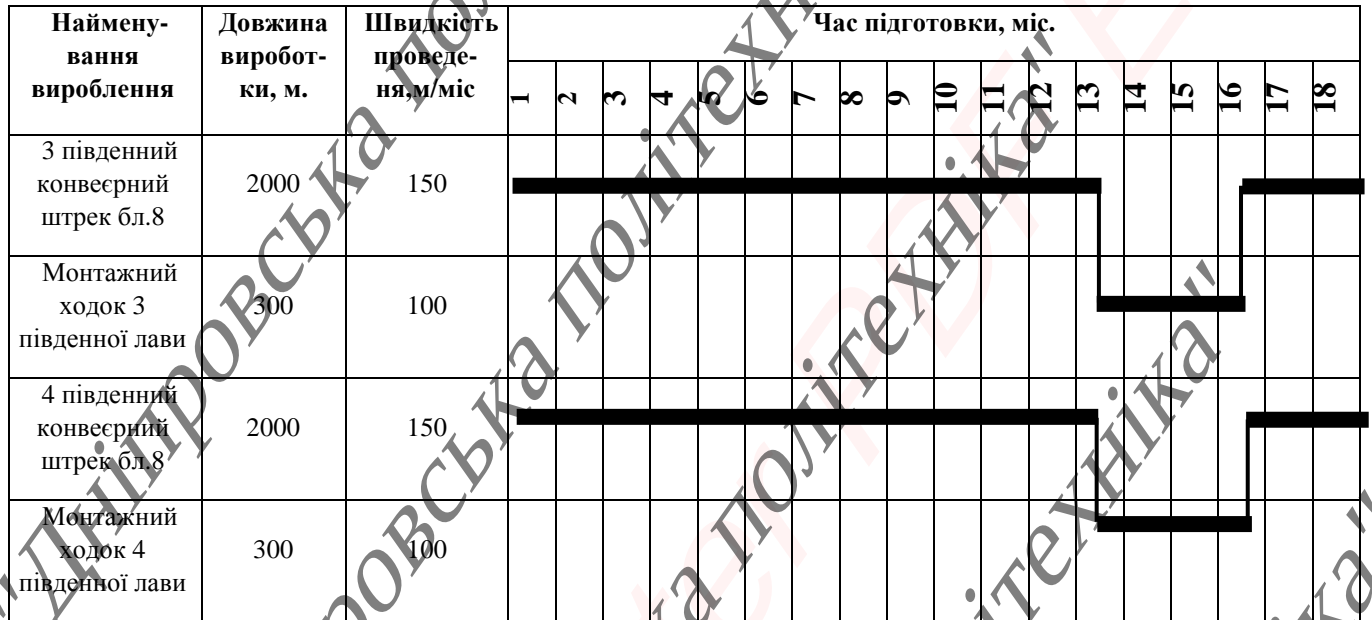


Рис. 2.2. - Графік виконання робіт щодо своєчасної підготовки запасів бл. 8

Підготовка виїмкової дільниці

Дані по підготовці виїмкової дільниці зводимо в таблицю 2.2.

Таблиця 2.2.

Параметри	Вент. штрек 3-ої лави південній панелі блоку 3	4 конв. штрек півд. панелі блоку 3 (повторне використання)	Монтажний ходок «біс» 4-ої лави південної панелі блоку 3	5 конв. штрек півд. панелі блоку 3	Монтажний ходок 3-ої лави півд. панелі блоку 3
Спосіб проведення	Комбайновий	Комбайновий	Комбайновий	Комбайновий	Комбайновий
Засоби проведення	КСП-32	КСП-32	КСП-22	КСП-32	КСП-32
Форма перетину	Арочна	Арочна	Трапезовидна	Арочна	Арочна
Перетин, м ²					
- в проходці	15,0	18,1	14,5	18,1	18,1
- в світлі до осідання	12,88	15,5	12,3	15,5	15,5
- в світлі після осідання	11,4	13,7	9,9	13,8	13,8
Тип кріплення	КМП-А3-12,88	КМП-А3-15,5анкера	КПП-12,3 + анкера	КМП-А3-15,5анкера	КМП-А3-15,5,анкера
Довжина вироблення, м	170	1930	266	2250	266

Крок кріплення, м	0,8	0,8	0,8	1,0	0,67
-------------------	-----	-----	-----	-----	------

Продовження табл.2.2.

Затягування	дер.-сітка-дер.	Сітка - зтяжка	Сітка - зтяжка	Сітка - зтяжка	Сітка - зтяжка
Засіб транспортування гірської маси	1Л-1000	1Л-1000	1ЛТП-800	1ЛТ-100	1Л-1000
Засіб доставки матеріалів і устаткування	Лебідка ЛВД-24	ДМКЛ	Лебідка ЛВД-24	ДМКЛ	ДМКЛ
Діаметри трубопроводів, мм					
протипожежний	150	150	150	150	150
водовідливного	100	100	-	100	100
стисненого повітря	150	150	150	150	150

Техніка безпеки

1. ГРОЗ не повинен допускати відставання кріплення від комбайна більше, ніж передбачено паспортом.
2. пересування секцій кріплення виробляти з-під перекриття сусідньої секції кріплення.
3. При виявленні в забої ознак, що передують раптового викиду вугілля, породи і газу, машиніст зобов'язаний зупинити всі забійні машини і механізми, попередити про це знаходяться поблизу людей і разом з ними вийти із забою на свіжий струмінь повітря, вимкнути рукоятки роз'єднувачів пускачів машин і механізмів і повідомити гірничого диспетчера про небезпеку викидів.
4. При заїзді комбайна в нішу машиніст повинен стежити за тим, щоб в ніші ніхто з робітників не перебував.
5. Під час роботи комбайна машиніст зобов'язаний стежити за тим, щоб комбайн нормально переміщався в місцях стиків рами конвеєра і вживати заходів до того, щоб комбайн не впирався в місцях стиків і не забурюються.
6. Перерозподіл секцій кріплення повинна здійснюватися в суворій відповідності з паспортом кріплення і управління покрівлею лави. Забороняється включення комбайна в роботу в разі будь-яких відступів від паспорта кріплення і управління покрівлею або неприпустимого відставання від комбайна в пересуванні секцій кріплення.
7. Під час роботи комбайна машиніст комбайну зобов'язаний стежити за станом покрівлі у вибої, а також, щоб частини робочого органу (особливо зубки) комбайна не стосувалися консолей кріплення. Рух комбайна під

опущеними консолями або утвореними в покрівлі куполами і пустотами забороняється.

8. Під час засувки конвеєра робітник повинен перебувати під секцією кріплення і стежити за рівномірністю засувки.

9. Перед перерозподілом конвеєра до вибою необхідно переконатися в тому, що секції кріплення, домкратами яких повинна здійснюватися пересування конвеєра, надійно Распертов між ґрунтом і покрівлею дорога для конвеєра вільна, люди під забоем в місці пересування відсутні.

10. Пересування рештаков виробляти під захистом кріплення стежити за тим, щоб запобігти пошкодженню кабелів, шланги зрошення.

11. Роботи по пересуванні головок конвеєра повинні проводитися під безпосереднім керівництвом особи технічного нагляду.

12. Пуск конвеєра в роботу повинен проводитися після подачі попереджувального сигналу короткочасними включеннями електродвигуна.

13. Забороняється пуск у роботу конвеєра при: - неукріплених приводний і натяжна головок конвеєра, - відсутності запобіжних щитків і кожухів,

- несправною сигналізаціі.

2.5 Вентиляція шахти

Відповідно до «Керівництва з проектування вентиляції вугільних шахт» схема провітрювання виїмкової ділянки повинна забезпечувати:

- стійке провітрювання як при нормальних, так і аварійних режимах, сприятливі умови для порятунку людей і ліквідації аварії;
- можливість ведення робіт з ефективною дегазації на виїмковій ділянці;
- максимальне навантаження на очисний вибій за газовим фактором;
- скорочення обсягу проведення тушкових виробок за рахунок повторного використання конвеєрних виробок в якості вентиляційних;
- можливість виключення утворення небезпечних скупчень метану на сполученнях лави з вентиляційним виробленням.

Вибір схеми провітрювання виїмкової ділянки відповідно до «Керівництва з проектування вентиляції вугільних шахт» повинен здійснюватися в наступній послідовності:

1 етап - по планованій навантаженні 3500 т / добу визначається очікувана метановість виїмкової ділянки. Потім за даними метанообільності гірничих виробок з урахуванням вищевикладених вимог до схем провітрювання з урахуванням фактичних гірничо - геологічних умов вибирається схема провітрювання за такими параметрами:

- 1) тип за ступенем відособленості розбавлення шкідливих за джерелами надходження - 1 - послідовне розведення;
- 2) підтип у напрямку видачі що виходить із лави струменя повітря - М - на масив вугілля;
- 3) клас - залежне або незалежне провітрювання очисних виробок - Н -

незалежне;

4) клас - напрямок руху повітря по очисному забою - в - висхідний;

5) вид - взаємне напрямок свіжої та вихідної струменів - вт - возвратноточное. Загальна назва схеми 1-М-Н-в-пт.

В якості засобів боротьби з підвищенням газовиділенням прийняті дегазація виробленого простору і пластів - супутників, ізолюваний відвід метану по двох гілках трубопроводу Φ 800 мм.

2 етап - обрана схема провітрювання оцінюється за небезпекою місцевих скупчень метану на сполученні лави з вентиляційним виробленням. Відповідно до «Керівництва з проектування вентиляції вугільних шахт», п.6.1.3, с. 104 при ізолюваному відвід метану з виробленого простору за жорстким трубопроводу і невідтримуваної виробленні з допомогою газовідсмоктувальних установок перевірку за небезпекою місцевих скупчень метану на сполученні лави з вентиляційним виробленням проводити не слід.

2.5.1 Прогноз метанообільності гірничих виробок

Прогноз метанообільності виїмкової дільниці d4.

Вугілля транспортується по виробці з вихідним струменем.

Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Схема провітрювання виїмкової дільниці з видачею вихідного струменя на масив вугілля.

Система розробки стовпова.

Таблиця 2.5.1 - Вихідні дані для прогнозу метанообільності виїмкової дільниці.

Вихідні дані	Значення
Глибина зони метанових газів H_0 , м	300
Глибина розробки H , м	600
Довжина очисної виробки $L_{оч}$, м	300
Природна метаноносності пласта X , м ³ /т	15,0
Пластова вологість вугілля W , %	6,0
Зольність вугілля A_z , %	10,3
Вихід летких речовин V_g , %	29,0
Повна потужність вугільних пачок пласта $M_{п}$, м	1,90
Виймаема корисна потужність пласта $M_{в}$, м	1,90
Виймаема потужність пласта з урахуванням породних прошарків $M_{в.пр.}$, м	2,04
Швидкість посування очисного забою $V_{оч}$, м/сут.	3,783
Кут падіння пласта, град	4
Час з моменту закінчення проведення підготовчої виробки до початку очисних робіт, доб.	50
Кількість охоронних щіликів, шт.	0
Ширина охоронного щілика, м.	0,0

Прогноз метанообільності тушкові виробки пласта d4.

Спосіб провітрювання виробки - нагнітальний.

Вироблення проводиться комбайном.

Таблиця 2.5.2 - Характеристика зближених пластів і прошарків

Індекс зближ. пласта	Потужність вугільних пачок Мсп, м	Відстань до розробляєм. пласта Мсп, м	Метано-небезпечні природного Хсп, м ³ /т	Пластова вологість вугілля W, %	Зольність вугілля Аз, %	Вихід легких речовин V _г , %	Коефіцієнт дегазації K _д
Підроблювані пласти							
d4/1	0,3	3,0	11,2	1,0	11,2	28,2	0,0
d4/2	0,2	21,4	7,7	1,8	12,0	28,7	0,0
d5	0,4	112,6	8,0	2,0	11,8	29,0	0,0
d6	0,6	211,4	10,0	1,9	12,4	27,9	0,0
Надрацьовані пласти							
d3/1	0,2	17,0	7,3	2,4	12,2	28,7	0,0

Таблиця 2.5.3 - Дані для прогнозу метанообільності тупикової виробки

Вихідні дані	Значення
Площа перерізу виробки в проході по вугіллю S _{вр} ,	3,9
Довжина тупикової виробки L _п , м	2200
Щільність вугілля, т/м	1,57
Проектна швидкість посування забою V _п , м/сут	12,5
Технічна продуктивність комбайна j, т/хв	1,50
Посування вибою за цикл безперервної роботи, м	0,7

Таблиця 2.5.4. - Результати прогнозу метанообільності гірничих виробок

Індекс пласта	q _{пл} , м ³ /т	q _{сп.п} , м ³ /т	q _{сп.н} , м ³ /т	q _{пор} , м ³ /т	q _{в.п.} , м ³ /т	q _{оч} , м ³ /т	q _{уч} , м ³ /т	Jз.п., м ³ /с	Jп., м ³ /с	Jз.п.max, м ³ /с
d4	11,55	0,16	0,02	1,48	1,67	11,48	13,21	0,044	0,148	0,0000

2.5.2 Розрахунок допустимого навантаження по газовому фактору для пласта d4

Таблиця 2.5.5 - Вихідні дані для розрахунку навантаження на лаву

Вихідні дані	Значення
Довжина очисної виробки L _{оч} , м	300
Виймаємо потужність пласта з урахуванням породних прошарків M _в пр . м	2.04
Щільність вугілля, т/м ³	1.57
Коефіцієнт вилучення вугілля, частки одиниці	0.96

Швидкість посування очисного забою $V_{оч}$, м/доб	3,78
Допустима концентрація газу у вихідному C , %	1.0
Концентрація газу в надходить на виїмкових ділянку вентиляційному струмені C_0 , %	0.0
Відносна газорясності очисної виробки $q_{оч}$, м ³ /т	11,5
Відносна газорясності виїмкової дільниці $q_{уч}$, м ³ /т	13,2

Схема провітрювання 1-М-Н-в-пт.

Породи безпосередньої покрівлі пісковики середньої стійкості.

Тип кріплення - В вироблення виділяється метан.

Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Залягання пластів полого.

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку за газовим фактором $A_{max}=3000$ т/доб, менше розрахункового навантаження $A_p=3500$ т/доб.

ОБ'ЄКТО ДЕГАЗАЦІЇ - вироблений простір.

СПОСІБ ДЕГАЗАЦІЇ - свердловинами, пробурених з вироблення з вихідним струменем над куполами обвалень $K_{г.в.п}=(0,3-0,4)$

Таблиця 2.5.6 - багаті на газ виробок з дегазацією

Вироблений простір			Очисний вибій			Виїмкова ділянка		
qv.п м ³ /т	q"в.п м ³ /т	Kg.в.п	qоч м ³ /т	q"оч м ³ /т	J"оч м ³ /с	quч м ³ /т	q"уч м ³ /т	J"уч м ³ /с
1.67	1.67	0.00	11.48	4.8	0.053	13.21	7.84	0.061

Символ пласта	Розроблюваний пласт			Суміжні пласти					
	qпл, м ³ /т	q"пл, м ³ /т	Kg.пл	підробляються			надпрацьовані		
				qсп.п м ³ /т	q"сп.п м ³ /т	Kg.сп.п	qсп.н м ³ /т	q"сп.н м ³ /т	Kg.сп.н
d4	11.55	5.71	0.35	0.16	0.16	0.00	0.02	0.02	0.00

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку за газовим фактором $A_{max} = 4000$ т/доб, перевищує розрахункове навантаження $A_p = 3500$ т/доб.

2.5.3. Розрахунок витрати повітря для провітрювання виїмкової дільниці пласта d4

Схема провітрювання 1-М-Н-в-пт.

Породи безпосередньої покрівлі пісковики середньої стійкості.

Тип кріплення - В вироблення виділяється метан. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Залягання пластів полого.

Навантаження на лаву обмежена газовим фактором. Вибухові роботи не ведуться.

Таблиця 2.5.7 - Вихідні дані для розрахунку.

Вихідні дані	Значення
Виймаємо потужність пласта з урахуванням породних прошарків, Мв.пр, м	2,04
Найбільше число людей, що одночасно працюють в очисній виробці n, чел	20
Допустима концентрація газу у вихідному С, %	1.0
Концентрація газу в надходить на виїмкових ділянку вентиляційному струмені С _о , %	0.0
Газовість виїмкової дільниці J _{уч} , м ³ /с	0.061
Газовість очисної вироблення J _{оч} , м ³ /с	0.053

Вибухові роботи не ведуться.

Таблиця 2.5.8 - Додаткові вихідні дані для розрахунку витрати повітря

Вихідні дані	Значення
Найбільше число людей, що одночасно працюють в очисній виробці n, люд	20

Витрата повітря для очисної виробки $Q_{оч}=18,1$ м³/с прийнятий за газовим фактором.

Витрата повітря для виїмкової дільниці $Q_{уч}=23,8$ м³/с.

2.5.4 Розрахунок витрати повітря для провітрювання підготовчої виробки пласта d4

Характеристика вироблення:

Розрахунок проводиться для умов Донецького басейну.

Вироблення суха.

Шахта газова.

Вентиляційний трубопровід з труб типу 1А, 1Б при довжині ланки 20 м.

Застосовується вентилятор з регульованою подачею.

Проведення вироблення здійснюється прохідницьких комбайном.

Таблиця 2.5.9 - Вихідні дані для розрахунку

Вихідні дані	Значення
Площа перерізу виробки в просвіті S, м ²	11,4
Діаметр вентиляційного трубопроводу d, м	0.8
Мінімальна швидкість повітря у виробці, м/с	0.25
Температура повітря у виробці, град.	23.0
Відносна вологість повітря у виробці, %	87.0
Довжина вентиляційного трубопроводу від ВМП до гирла тупикової виробки, м	10,0
Довжина вентиляційного трубопроводу L, м	1460
Допустима концентрація газу у вихідному С, %	1.0
Концентрація газу в надходить в вироблення вентиляційному струмені С _о , %	0.05
%	0.148
Абсолютна газовиділення вироблення J _п , м ³ /с	0.044
Газовиділення в призабойное простір, м ³ /с	

Витрата повітря для провітрювання призабойного простору тупикової виробки дорівнює $Q_{з.п}=4,6$ м³/с.

Подача вентилятора місцевого провітрювання тупикової виробки $Q_v=15,6 \text{ м}^3/\text{с}$ визначена за газовим фактором.

Витрата повітря, який необхідно подати до місця установки ВМП, дорівнює $Q_{п.в}=24,5 \text{ м}^3/\text{с}$.

2.5.5 Витрата повітря для провітрювання шахти

$$Q_{Ш} = 1,1(\Sigma Q_{уч} + \Sigma Q_{п.в.} + \Sigma Q_{пог.} + \Sigma Q_{под.в.} + \Sigma Q_{к} + \Sigma Q_{ут}),$$

де: $\Sigma Q_{уч}$ - витрата повітря для провітрювання виїмкових діляниць, $\text{м}^3/\text{с}$;

$\Sigma Q_{п.в.}$ - витрата повітря для провітрювання підготовчих виробок, $\text{м}^3/\text{с}$;

$\Sigma Q_{пог.}$ - витрата повітря для провітрювання погашаються ділянок, $\text{м}^3/\text{с}$;

$\Sigma Q_{под.в.}$ - витрата повітря для провітрювання підтримуваних виробок, $\text{м}^3/\text{с}$;

$\Sigma Q_{к.}$ - витрата повітря для провітрювання камер, $\text{м}^3/\text{с}$;

$\Sigma Q_{ут}$ - витрати повітря через вентиляційні споруди, $\text{м}^3/\text{с}$.

2.5.5.1 Витрата повітря для підготовчих і виїмкових діляниць

Розрахунок повітря для провітрювання виїмкових та підготовчих ділянок виконаний на ПЕОМ за програмою "VENT".

Результати розрахунків представлені в таблицях 2.6.1 - 2.6.9.

2.5.5.2 Витрата повітря для відокремленого провітрювання камер

а) Витрата повітря для відокремленого провітрювання складу ВМ

$$Q_k = 0,0012 * V_k, \text{ м}^3/\text{с}$$

де $V_k=1200 \text{ м}^3$ – сумарний обсяг виробок складу ВМ

$$Q_k = 0,0012 * 4500 = 5,4 \text{ м}^3/\text{с}$$

б) Витрата повітря для провітрювання зарядних камер

$$Q_k = 0,5 * n_z * V_z,$$

де n_z - число одночасно заряджених акумуляторних батарей,

V_z - коефіцієнт, що враховує тип застосовуваних акумуляторних батарей

$$Q_k = 0,5 * 9 * 1,2 = 5,4 \text{ м}^3/\text{с}$$

Таблиця 2.5.10 - Результати розрахунку витрат повітря для відокремлено провітрюваних камер

№ п/п	Найменування вироблення	Q, $\text{м}^3/\text{с}$
1	Склад ВМ	4,5
2	Гараж-зарядна	4,5
3	Камера ЦПП	4,35
4	Камера ЦПП	4,35
5	Камера ЦПП	4,35
$\Sigma Q_k = 23,85 \text{ м}^3/\text{с}$		

2.5.5.3 Результати розрахунків витрати повітря

Таблиця 2.5.11 - Результати розрахунків витрат повітря споживачів і внутрішніх витоків повітря по шахті в цілому

№ п/п	Споживачі повітря	Кількість об'єктів	Q _i , м ³ /с
1	Виїмкові ділянки	5	119,00
2	Тупикові виробки	3	73,50
3	Підтримувані вироблення	2	6,05
4	Камери:	5	23,85
	- склад ВМ	1	5,4
	- гараж-зарядна	1	5,4
	- камера ЦПП	3	13,05

Продовження табл.2.5.11

5	Витоку повітря через вент соор.	31	53,37
	- шлюзи	28	42,14
	- кросинги	2	7,48
	- завантажувальні пристрої	1	3,75
		Q _ш = 275,77 м ³ /с	

$$Q_{ш} = 1,1 * 275,8 = 303,4 \text{ м}^3/\text{с}$$

2.5.6 Розрахунок вентиляційної установки головного провітрювання

а) Статичний тиск вентиляційної установки.

Депресія вентилятора h_v у напрямку

$$h_v = 1,2 * h_{гв} + h_{к.в.}, \text{ Па}$$

де: 1,2 – коефіцієнт, що враховує втрати тиску на місцевих опорах в шахтній вент. мережі і в вентиляційної установки;

$$h_{п.в} = h_1 + h_2 + \dots + h_n, \text{ Па}$$

Депресія однієї виробки визначається

$$h = \alpha * K_{\phi} * L * Q^2 / S^{2.5}, \text{ Па}$$

де α - коефіцієнт аеродинамічного опору, Н*с²/м⁴;

L – довжина вироблення, м;

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

S - площа поперечного перерізу виробки, м²;

K_φ – коефіцієнт форми поперечного перерізу виробки,

K_φ=0,8 - арочне перетин

K_φ=3,64 - круглий перетин

Аеродинамічний опір лав R_{оч}, обладнаних механізованим кріпленням

$$R_{оч} = 0,01 \cdot F_{100} \cdot L_{оч} + \frac{0,6 \cdot (\sum v_x + \sum v_{yx})}{S_{оч}^2}, \text{ Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^2$$

де $\sum v_x = 2$; $\sum v_{yx} = 3$

$F_{100}=0,64$ - питомий аеродинамічний опір стометрового ділянки вироблення, $\text{H}\cdot\text{c}^2/\text{м}^8$;

$S_{\text{оч}}=2,2$ – площа перетину лави в світлі, м^2 .

Коефіцієнт аеродинамічного опору горизонтальних і похилих виробок, обладнаних конвеєрами

$$A_{\text{к}}=A\cdot S^3/S_{\text{ж}}^3, \text{H}\cdot\text{c}^2/\text{м}^4$$

де A – коефіцієнт аеродинамічного опору цієї виробки, але без конвеєра, $\text{H}\cdot\text{c}^2/\text{м}^4$

S - площа перерізу виробки, м^2 ,

$S_{\text{ж}}$ - теж, але без розтину конвеєра, м^2 .

Депресія лави визначається

$$h_{\text{оч}}=R_{\text{оч}}\cdot Q_{\text{оч}}^2, \text{Па}$$

Депресію окремих виробок зводимо в таблицю 2.5.12.

Таблиця 2.5.12 - Результати розрахунку депресії

№ гілки	№ вузлів	$a, \text{H}\cdot\text{c}^2/\text{м}^4$	$S, \text{м}^2$	$k_{\text{ф}}$	$L, \text{м}$	$Q, \text{м}^3/\text{с}$	$V, \text{м}/\text{с}$	$h, \text{Па}$
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	1-2	0,0026	28,3	3,54	500	303,4	10,7	99,4
2	2-3	0,0026	28,3	3,54	50	303,4	10,7	9,9
3	3-4	0,0013	15,1	3,8	100	40	2,6	0,9
4	4-5	0,0006	15,1	3,8	50	36,9	2,4	0,2
5	5-6	0,0133	13,2	3,8	170	79,8	6,0	86,4
6	6-7	0,0094	13,2	3,8	120	18,3	1,4	2,3
7	7-8	0,0468	13,2	3,8	600	36,5	2,8	224,6
8	8-9	0,0113	13,2	3,8	1450	33,5	2,5	110,4
9	9-10	0,0078	13,2	3,8	100	32	2,4	4,8
10	10-11	0,0039	13,2	3,8	50	30,5	2,3	1,1
11	11-12	0,0058	13,2	3,8	750	61	4,6	97,2
12	12-13	0,0195	13,2	3,8	250	43,9	3,3	56,4
13	13-14	0,0195	13,2	3,8	250	26,8	2,0	21,0
14	14-15	0,0234	13,2	3,8	300	25,3	1,9	27,0
15	15-16	0,0195	13,2	3,8	250	43,9	3,3	56,4
16	16-17	0,0195	13,2	3,8	250	26,8	2,0	21,0
17	17-18	0,0234	13,2	3,8	300	25,3	1,9	27,0
18	18-19	0,0195	13,2	3,8	250	43,9	3,3	56,4
19	19-20	0,0195	13,2	3,8	250	26,8	2,0	21,0
20	20-21	0,0234	13,2	3,8	300	25,3	1,9	27,0
21	21-22	0,0175	11,4	3,8	2000	23,8	2,1	171,7
22	22-23	1,6302	4,8	3,8	300	18,1	3,8	534,1
23	23-24	0,0213	11,4	3,8	2000	23,8	2,1	209,0
24	24-25	0,024	13,2	3,8	250	26,8	2,0	25,9
25	25-26	0,024	13,2	3,8	40	43,9	3,3	11,1
26	26-27	0,0072	13,2	3,8	250	61	4,6	40,2
27	27-28	0,00762	13,2	3,8	50	67,8	5,1	10,5
28	28-29	0,00762	13,2	3,8	250	70,8	5,4	57,3
29	29-30	0,00762	13,2	3,8	300	73,8	5,6	74,7
30	30-31	0,00762	13,2	3,8	500	93,4	7,1	199,5

31	31-32	0,013	13,2	3,8	150	89,4	6,8	93,6
32	32-33	0,0131	13,2	3,8	500	93,4	7,1	343,0
33	33-34	0,013	13,2	3,8	160	89,4	6,8	99,8
34	34-35	0,0013	13,2	3,8	850	89,4	6,8	53,0
35	35-36	0,0013	16,8	3,8	300	107,5	6,4	14,8
36	36-37	0,0013	16,8	3,8	40	107,5	8,1	54,1
37	37-38	0,0026	28,3	3,54	500	303,4	23,0	99,4
38	38-39	0,0006	16,8	3,8	30	303,4	26,6	418,5
Разом								3460

Напрямок 1 з максимальною депресією $h_{\max} = 3460$ включає вироблення: 1-2-3-4-5-6-7-8-9-10-11-12-13-14-15-16-17-18-19-20-21-22-23-24-25-26-27-28-29-30-31-32-33-34-35-36-37-38-

Депресія напрямки, згідно розрахунків становить $h_{п.в.} = 3460$ Па.
 $h_v = 1,2 \times 3460 + 0,1 \times 3460 = 4498$ Па

б) Подача вентиляційної установки визначена за формулою:

$$Q_v = Q_{ши} * K_{ут.вн}, \text{ м}^3/\text{с}$$

$$Q_v = 303,4 * 1,25 = 379,2 = 380 \text{ м}^3/\text{с}$$

де: $Q_{ши} = 303,4$ – витрата повітря, що надходить з шахти до даного вентилятора, $\text{м}^3/\text{с}$.

$K_{ут.} = 1,25$ – коефіцієнт, що враховує витоку повітря через споруди і канали вентиляторів.

в) Вибір (перевірка) вентиляційної установки.

Існуючий вентилятор повинен забезпечувати розрахункове значення і статистичного тиску в області його промислового використання.

Для уточнення режиму роботи вентилятора на шахтну вент. мережу будують суміщений графік аеродинамічних характеристик вентиляційної установки і шахтної мережі (лист №2).

Аеродинамічний опір шахтної мережі, на яку працює даний вентилятор, визначається

$$R_{ши} = h_v / Q_v^2, \text{ Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^8 \quad R_{ши} = 4498 / (379,2)^2 = 0,0313$$

Для побудови аеродинамічних характеристик мережі задають довільні значення витрати повітря Q_i і розраховують депресію h_i

$$h_i = R_{ши} * Q_i, \text{ Па},$$

Q_i	0	100^2	200^2	300^2	400^2	500^2	600^2
h_i	0	313	1251	2815	5005	7820	11261

Згідно графіка спільної характеристики вентилятора і шахтної мережі, кут установки лопаток складе $\Theta = 20^\circ$. Тоді $Q_\phi = 410 \text{ м}^3/\text{с}$, $H_\phi = 525$ даПа

Кількість повітря, що надходить в шахту по клітьовому стволу – $303,4 \text{ м}^3/\text{с}$.

Кількість повітря, що видається з шахти по головному стовбуру – 303,4 м³/с.

Зовнішні витоку повітря на скіповому стволі складуть:

$$Q_{\text{ут.в.}} = 379,2 - 303,4 = 75,8 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Внутрішні витоку повітря по шахті складають по відношенню до Q_{III} :

$$Q_{\text{ут.вн.}} = 53,37 \text{ м}^3/\text{с} \text{ или } 18 \%.$$

Зовнішні витоку повітря по відношенню до $Q_{\text{В}}$ складають 20%.

2.5.7 Технічні засоби контролю вентиляції

Контроль вентиляції включає в себе визначення складу рудникової атмосфери, кількість і швидкість повітря, що поступає.

Для точного визначення вмісту метану і вуглекислого газу в атмосфері гірничих виробок застосовуються шахтні інтерферометри ШІ-10, а для визначення вмісту кисню, вуглекислого газу та метану - ШІ-6. Ці прилади дозволяють визначити вміст газу при одночасному присутності в шахтній атмосфері метану і вуглекислого газу.

Для безперервного автоматичного контролю вмісту метану в рудничній атмосфері безпосередньо на робочому місці застосовується переносне метан реле СШ-2 з автономним живленням.

Для автоматизованого контролю метану застосовується стандартна апаратура автоматичного контролю метану АМТЗ.

За допомогою цієї апаратури здійснюються такі операції:

- безперервний автоматичний контроль за вмістом метану в місцях установки датчиків;
- автоматичне відключення електроживлення контрольованих об'єктів при перевищенні допустимої концентрації метану (автоматична газова захист АГЗ);
- включення місцевої та централізованої звукової аварійної сигналізації при виникненні неприпустимою концентрації метану.

Для експрес - визначення змісту отруйних домішок в шахтній атмосфері (оксиди вуглецю, сірководню, сірчистого газу, оксидів азоту) застосовується хімічний газовизначники ГХ-4.

Для вимірювання падіння тиску повітря застосовуються мікробарометри МБ або цифрові мікробарометри МБЦ.

Для безперервного автоматичного контролю швидкості повітря, що протікає по гірничих виробках, застосовується комплекс "Повітря".

Комплекс "Повітря" виконує наступні функції:

- безперервний автоматичний контроль швидкості повітряного потоку в місці установки датчиків;
- дистанційний візуальний контроль швидкості повітря по вказує приладу апарату АКВ-1;
- передачу на пристрій збору і обробки інформації безперервного сигналу про швидкість повітряного потоку;

- телефонний зв'язок між стійкою СПИ-1, апаратурою АКВ-1 і бив-1.

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

3. ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА ТРАНСПОРТУ

3.1. Транспортіровка вугілля

Доставка вугілля по 3-ій лаві південної панелі блоку 3 здійснюється за допомогою конвеєра СПЦ-230.03.07, що входить до складу комплексу ЗКД-90Т. З конвеєра лави вугілля перевантажується на підлавний скребковий конвеєр СПЦ-230.25 довжиною 80 м, потім вугілля перевантажується на стрічкові конвеєра типу 2ЛТ-100 №2 довжиною 1030 м, 2ЛТ-100№1 довжиною 1140 м, які розташовані на 2-му конвеєрному штреку південної панелі блоку 3.

З дільничних конвеєрів вугілля перевантажується в бункер, потім на конвеєра №4 2Л100У (405 м), №3 2Л100У (410 м), №2 2Л100У (445 м) і №1 2ЛУ120 (720 м), розташований на ВПХ блоку 3 і ВПХ блоку 2. Далі вугілля надходить на конвеєра 1Л-120 №3 (650 м), 1Л-120 №2 (780 м), 1Л-120 №1 (650 м), розташовані на південному польовому конвеєрному штреку гор.593 м, 1Л-120 (720 м), розташований на головному конвеєрному штреку гор.593 м, потім в вугільну яму головного стовбура.

Вугілля, що надійшов в вугільну яму головного стовбура, скіпа видається на поверхню.

Прийняті типи конвеєрів за своїми технічними характеристиками забезпечать безперебійну доставку вугілля, що підтверджується нижче наведеними розрахунками.

Вибір конвеєра

Для вибору конвеєра вихідними даними є:

1. добовий видобуток - 3500 т / добу;
2. довжина лави - 300 м;
3. потужність пласта - 2,04 м;
4. щільність вугілля - 1.57 т / м³;
5. ширина захвату - 0.63 м;
6. сумарна довжина транспортування - 2250 м;
7. швидкість подачі комбайна - 2,5 м / хв;
8. кут нахилу виробки - 2 град.

Середній хвилинний вантажопотік (т / хв) за час надходження вугілля з очисного забою:

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

A_{cm} - змінна видобуток

T_{cm} =бч- тривалість зміни

$A_{cm} = 1167m / см$

Адоб- добовий видобуток, т/доб

K_n - коефіцієнт часу надходження вантажопотоку з очисного забою

При Челноковій схемою:

$$K_n = \frac{t_6}{60T_{см}}$$

тв- трив. роботи виїмкових машин по виїмці вугілля протягом зміни, хв
Час виїмки однієї смуги:

$$t = \frac{L}{V_n}$$

L= 300 м – довжина лави

V_п= 2,5 м/хв-швидкість подачі комбайна

$$t = \frac{300}{2,5} = 120 \text{ мин}$$

Число циклів за добу:

$$n_{ц} = \frac{A_{сум}}{A_{пол}}$$

A_{пол} - видобуток з смужки, т

$$A_{пол} = m\gamma l r$$

m-потужність пласта, м m= 2,04 м

γ-щільність вугілля, т/м³ γ=1.57 т/м³

r=0,63м – ширина захвату

$$A_{пол} = 2,04 * 1,57 * 300 * 0,63 = 605,3 \text{ т}$$

$$n_{ц} = \frac{3500}{605,3} = 5,8$$

На зміну:

$$5,8/3=1,93$$

$$t_{в} = 1,93 * 120 = 232 \text{ хв}$$

$$K_n = \frac{232}{60 * 6} = 0,65$$

$$a_{1n} = \frac{1167}{60 * 6 * 0,65} = 5 \text{ т / мин}$$

Необхідна годинна продуктивність:

Q_{год}= 300 т/год що задовольняє максимальної приймальної здатності скребкового конвеєра СПЦ-230.03.07 – 720 т/год.

Вибираємо стрічкові конвеєра за графіками залежності довжини транспортування від кута установки і продуктивності за наступними даними:

L_к= 2170 м – довжина транспортування

α=2 град. – кут нахилу виробки;

Q=300 т/ч – необхідна годинна продуктивність.

Приймаємо щодо встановлення в якості піддавний обладнання конвеєр СПЦ-230.25 довжиною 80 м з максимальною продуктивністю - 720 т / год.

За 5 конвеєрному штреку південної панелі блоку 3 встановлюються стрічкові конвеєра 2ЛТ-100№2 довжиною 1030 м (максимальна продуктивність - 720 т / год), 2ЛТ-100№1 довжиною 1140 м (максимальна продуктивність - 640 т / год).

Таблиця 3.1 - Технічні характеристики основних вузлів стрічкових конвеєрів

Найменування	Тип конвеєра			
	2ЛТ-80У	2ЛТ-100У	1Л-120	2ЛТ-100У
Продуктивність, т / год	420	850	1260	850
Швидкість стрічки, м / ч	2,0	2,5	2,5	2,5
Сумарна потужність, кВт	110	220	500	220
Приводний барабан: -число барабанів -діаметр (мм) (без футеровки)	2 500	2 630	2 800	2 670
Привід: -число -потужність, кВт -тип -швидкість обертання	2 55 КОФ-41-4 1480	2 110 МА36-42/4 1480	2 250 МА36-51/4 1485	2 110 МА36-71/6Ф
Регулятор: -тип -передавальне число	ЦКТСДСк 23,795	ЦДН-710 20,0	КЦН-100 40,0	Ц2-630 20,0
Гальмо	Колодочный	Колодочный	Колодочный ТГК-500	Колодочный
Натягувальний пристрій розташування хд, м засоби-регулювання пуску оставши, тип маса	У привода 50 турбомуфта ТЛ32/395А жесткий разборный без болтов 35	В хвосте 45 турбомуфта Т-90 канатный напочвен 49,5	В хвосте 3 турбомуфта Т-90А канатный напочвен 92	У привода 15,0 реостат ВЖР канатный напочвен 49,5
Стрічка, тип ширина стрічки, мм міцність стрічки, кгс / см товщина стрічки, мм	ПВХ-120 800 120 1,9	2РТЛО-1500 1000 1500 18,0	2РТЛО-1500 1200 1500 18,0	2РТЛО-1500 1000 1500 18,0

3.2. Доставка матеріалів і обладнання до лави

Доставка матеріалів і обладнання проводиться з проммайданчика головного стовбура по допоміжному стовбуру на гір. 593 м.

Матеріали та обладнання (в залежності від виду і габаритних розмірів) в вагонах ВГ-2,5 і на спецмайданчиках ПТК-2,5 за допомогою електровоза відкатки транспортуються по маршруту:

- навколостовбурні двір м 708 м (АМ-8Д);
- дренажний квершлаг гір. 593 м (АМ-8Д);
- південний польовий дренажний штрек гір. 593 м (АМ-8Д);
- дільничний квершлаг р 708 м (7АРВ);
- вентиляційний штрек «Схід» (7АРВ);
- заїзд на ВПХ бл.8 (7АРВ).

Машиніст електровоза заштовхує складу під балки монорельсової дороги, зупиняє склад, загальмовує електровоз, під колеса першої та

останньої вагонеток підкладають гальмівні «башмаки» і повідомляє постачальникам про прибуття вантажу, його призначення і кількості.

Машиніст електровоза за допомогою спецкрюка розчіплює вагонетку з матеріалами. Після цього робітники приступають до розвантаження матеріалів. Місце перевантаження повинно бути освітлено, обладнано телефонним зв'язком.

Матеріали та обладнання, що доставляються в вагонах ВГ-2,5, розвантажують і складують з дотриманням зазорів, необхідних для переміщення людей і транспортних засобів.

Матеріали та обладнання, що доставляються на спецмайданчиках ПТК-2,5, перевантажуються на поїзної склад за рахунок різновисоких рівня монорельсової дороги. Після закінчення перевантажувальних робіт поїзної складу монорельсової дороги від'їжджає від місця перевантаження

Після цього постачальник повідомляють машиністу електровоза про закінчення розвантаження. Машиніст електровоза прибирає гальмівні "башмаки", розгальмовує електровоз і відвозить порожняк.

Для виконання вантажно-розвантажувальних робіт застосовуються талі типу RZC різної вантажопідйомності (1,6 т, 3,2 т, 5,0 т).

Матеріали та обладнання монорельсової дорогою ДМКЛ, привід якої розташований на заїзді на ВПХ блоку 3, по ВПХ блоку 3 доставляються до заїзду на 1 конвеєрний штрек південній панелі блоку 3, тут стрілка монорельсової дороги перекладається на заїзд і до лави матеріали доставляються монодорогою ДМКЛ, привід якої розташований на заїзді на 1-ий конвеєрний штрек південній панелі блоку 3. Доставка ведеться до місця складування матеріалів. Матеріали складуються з вироблення з дотриманням зазорів, необхідних для переміщення людей і транспортних засобів.

У 50 м від місця проведення робіт по 1-му конвеєрному штреку південній панелі блоку 3 влаштовуються переносні розвантажувальні пункти. Розвантажувальні пункти обладнуються дерев'яним настилом для складування на нього матеріалів. Розвантажувальний пункт повинен бути освітлений.

Під час навантаження, розвантаження великогабаритних вантажів застосовувати засоби малої механізації - талі типу RZC різної вантажопідйомності (1,6 т, 3,2 т, 5,0 т).

Маршрут руху людей

Доставка людей до місця ведення робіт здійснюється з гір. 593 м. З проммайданчика головного стовбура до проммайданчику вентиляційного стовбура людей везуть на автобусах.

Робочі опускаються в клітях по вентиляційному стовбурі (4 хв). Пішки слідують по виробках околоствольного двору (100 м - 2 хв), вентиляційному штреку «Схід» (250 м - 4 хв), заїзду на ВПХ блоку 3 (100 м - 2 хв) на посадочний майданчик. Сідають в каретки грузолодської монорельсової дороги, привід якої розташований на заїзді на ВПХ блоку 3, і доставка ведеться по ВПХ блоку 3 (600 м - 10 хвилин) до заїзду на 2-ий конвеєрний

штрек південній панелі блоку 3. Виходять з кареток, пішки йдуть по заїзду на 2-ий конвеєрний штрек південній панелі блоку 3 (75 м - 2 хвилини). На 2-му конвеєрному штреку південної панелі блоку 3 з посадочних майданчиків люди сідають в каретки монорельсової дороги і доставка ведеться по 2-му конвеєрному штреку південної панелі блоку 3 до місця ведення робіт (2120 м - 35 хвилин).

На вентиляційний штрек люди йдуть через лаву - 266 м - 13 хв.

Всього на пересування до місця робіт люди витрачають:

- на 3-ій конвеєрний штрек південній панелі блоку 3 - 59 хв, з них пішки - 525М (10 хв);

- на вентиляційний штрек 3-ої лави південній панелі блоку 3 - 72 хв, з них пішки - 791 м (23 хв).

Доставка лісоматеріалів по лаві

Доставка лісоматеріалів по лаві здійснюється для закладки вивалам порід покрівлі і для пробивання під перекриття секцій кріплення дерев'яних стійок діаметром 18 см на висоту розсувні кріплення при зупинці забою на час більше доби.

Доставка матеріалів по лаві здійснюється на конвеєрі. При цьому конвеєр СПЦ-230.03.07 повинен працювати на першій швидкості.

На доставку матеріалів видається конкретний наряд. Роботою по доставці матеріалів по лаві керує гірничий майстер.

Перед початком робіт з доставки лісоматеріалів, комбайн повинен бути вимкнений. Комбайн повинен знаходитися на кінцевій ділянці лави, тобто в одній з ніш.

При знаходженні комбайна не на кінцевих ділянках лави дозволяється завантажувати лісоматеріали по лаві тільки для закладки вивалам порід покрівлі в місцях обвалення. Комбайн повинен бути виключенні і заблокований.

Лісоматеріали вручну подаються до сполученню вироблення з лавою і складаються з дотриманням зазорів для проходу людей. Конвеєр повинен бути в цей момент вимкнений і заблокований. За командою гірничого майстра робочі розташовуються по виїмкових вироблення у напрямку до лави з таким розрахунком, щоб була можливість передачі лісоматеріалів один одному, і приступають до завантаження конвеєра СПЦ-230.03.07 лісоматеріалами. Останній робочий укладає лісоматеріали на скребковий конвеєр СПЦ-230.03.07. Потім він подає команду на прокачку конвеєра, щоб була можливість для укладання наступній частині лісоматеріалів. Після цього він подає команду на зупинку конвеєра і укладає лісоматеріали на конвеєр і т.д. до завантаження необхідної кількості лісоматеріалів.

У зазначеній послідовності завантажуються на конвеєр все лісоматеріали, призначені для доставки в лаву (шпальний брус, стійка, дошка).

Потім проводиться розстановка робочих подлине лави через 60м (один знаходиться в 60м від приводний головки, інший в 120м, третій в 180м,

четвертий в 240 м), які повинні знаходитися під прикриттям секцій кріплення, з метою спостереження за рухом лісоматеріалів і конвеєра.

При розвантаженні лісоматеріалів, робочі по команді гірничого майстра розташовуються по лаві і виробленні з таким розрахунком, щоб була можливість передачі лісоматеріалів один одному. Перший робочий дає команду на зупинку конвеєра, знімає лісоматеріали, які робочі складують в місці ведення робіт.

Потім він подає команду на прокачку конвеєра для отримання можливості знімати з конвеєра такі пачки лісоматеріалів, дає команду на зупинку конвеєра, знімає лісоматеріали і т.д. до повного розвантаження.

Техніка безпеки

1. Навантаження і розвантаження лісоматеріалів робити тільки при вимкненому і заблокованому конвеєрі.

2. Знаходження людей між пунктами навантаження і розвантаження категорично забороняється (крім перебувають під прикриттям секцій механізованого кріплення робочих, виділених гірничим майстром для спостереження за рухом лісоматеріалів по лаві).

3. Категорично забороняється пропускати лісоматеріали під працюючим комбайном.

4. Після доставки лісу конвеєр повинен бути перевірений і лісоматеріали, які затримувалися, повинні бути зняті. Гірничий майстер, переконавшись, що на конвеєрі немає лісу, дає команду на роботу конвеєра.

5. При доставці лісоматеріалів по лаві, категорично забороняється виконувати інші роботи, не пов'язані з доставкою.

6. Лісоматеріали на конвеєрі повинні укладатися в один шар.

7. При доставці лісоматеріалів комбайнер повинен перебувати у комбайна.

Доставка матеріалів і обладнання за допомогою монорейкового транспорту

Проектом будівництва шахти "Червоноармійська-Західна" №1 доставочні роботи по дільничним і капітальним виробках передбачено здійснювати за допомогою монорейкових доріг.

Експлуатація монорейкових доріг повинна здійснюватися відповідно до положень «Правил безпеки у вугільних шахтах», «Правил технічної експлуатації вугільних шахт», «Тимчасових вимог безпеки при експлуатації монорейкових доріг у вугільних шахтах», заводський експлуатаційної документації (інструкцією або керівництвом по експлуатації).

При доставці матеріалів та обладнання будуть задіяні монорельсова дорога ДМКЛ № 1, доставка якої ведеться по ВПХ блоку 3, монорельсова дорога ДМКЛ № 2, доставка якої ведеться по 1-му конвеєрному штреку південної панелі блоку 3, монорельсова дорога ДКМУ, доставка якої ведеться по 2 -му конвеєрному штреку південної панелі блоку 3.

Технічні показники монорельсової дороги наведені в таблиці 3.2

Таблиця 3.2 - Технічні показники використовуваних монорейкових доріг

Технічні показники	Од. вим	ДМКЛ	ДКМУ
Тягове зусилля	кН	27,07	27
Маса вантажу, що перевозиться, при ухилі: - до 6 градусів; - до 12 градусів; - до 18 градусів;	кг	8000 6000 4000	8000 7000 4000
Кількість посадочних місць, не більше - грузоподської варіант; - людський варіант	од.	16 24	24
Максимальна довжина дороги	м	2000	3000
Максимальна швидкість руху	м/с	1,35	1,26
Здолати ухил шляху	гр.	18	18
Встановлена потужність	кВт	55	45
Тип тягового каната		18-ГЛ-В-ЖС	

Устаткування гірничої виробки монорейковим транспортом

1. Максимальний кут нахилу виробок, за якими ведуться доставочні роботи, - 9 град. і фактичні значення радіусів повороту $R = 6\text{ м}$ і 8 м не перевищують значень, зазначених у технічній документації на монорейкові дороги.

2. Зазор між найбільш виступаючою частиною габариту рухомого складу монорельсової дороги або вантажу, що перевозиться і кріпленням виробки повинен бути не менше 0.25 м (при швидкостях руху дороги 1 м/с і нижче) або не менше 0.3 м (при швидкостях руху дороги вище 1 м/с) і для проходу людей не менше 0.7 м на всьому протязі траси дороги.

3. 5 конвеєрний штрек південній панелі блоку 3 обладнаний монорельсовою дорогою і конвеєром. Прохід для людей влаштували між рухомим складом і бортом вироблення і дорівнює 790 мм , що задовольняє мінімальним значенням - 700 мм .

4. Зазор між монодорогою і конвеєром - 400 мм , що задовольняє вимогам ПБ.

5. Вентиляційний штрек 3-ої лави південній панелі блоку 3 обладнаний монорельсовою дорогою. Прохід для людей влаштували між рухомим складом і бортом вироблення і становить 1680 мм , що задовольняє мінімальним значенням - 700 мм .

6. 1-ий конвеєрний штрек південній панелі блоку 3 обладнаний конвеєром і монорельсовою дорогою. Прохід для людей влаштували між рухомим складом і бортом вироблення і дорівнює 790 мм , що задовольняє мінімальним значенням - 700 мм .

7. Величини зазорів на заокругленні і прилеглих до них прямих ділянках виробок повинні прийматися не менше:

◆ при радіусі заокруглення 6 м и

- при швидкості менш 1 м/с:

1) з боку проходу для людей: $0,7+N=0,7+0,06=0,76$ м

2) з неходового боку: $0,2+N=0,2+0,06=0,26$ м

- при швидкості понад 1 м/с:

1) з боку проходу для людей: $0,85+N=0,85+0,1=0,95$ м

2) з неходового боку: $0,3+N=0,3+0,1=0,4$ м

де N – величина розширення вироблення, м

$$N = 0,34 \cdot \frac{V^2}{R}$$

V – швидкість руху, м/с; R – радіус заокруглення вироблення, м

◆ при радіусі заокруглення 8 м

- при швидкості менш 1 м/с:

1) з боку проходу для людей: $0,7+N=0,7+0,04=0,74$ м

2) з неходового боку: $0,2+N=0,2+0,04=0,24$ м

- при швидкості понад 1 м/с:

1) з боку проходу для людей: $0,85+N=0,85+0,08=0,93$ м

2) з неходового боку: $0,3+N=0,3+0,08=0,38$ м

Згідно п.2.8. "Тимчасових вимог безпеки при експлуатації монорейкових доріг у вугільних шахтах" при радіусі заокруглення 6 м довжина примикають прямих ділянок повинна бути дорівнює 25 м, при радіусі 8 м – 20 м.

8. Відстань між днищами рухомого складу і ґрунтом виробки повинна бути не менше 0.4 м відповідно до п 2.2.3 ПБ.

9. Місця перетину монорейкових доріг з кабелями, трубопроводами тощо повинні бути виконані таким чином, щоб вони не торкались одна виключалася.

10. Вироблення повинні бути освітлені відповідно до норм ПТЕ, оснащені засобами сигналізації та зв'язку відповідно до ПБ.

11. Приводная станція повинна бути обладнана телефонним зв'язком, включеної в загальношахтної мережу.

3.3. Укрупнений розрахунок магістральної конвеєрної ланцюжка

В дипломному проекті розглянуто два варіанти транспортування вугілля конвеєрним транспортом:

- варіант 1

Транспортування вугілля за допомогою магістральної конвеєрної ланцюжка складається з стрічкових конвеєрів №3 2Л100У довжиною 410 м і №4 2Л100У довжиною 405 м загальна довжина ланцюжка (815 м);

- варіант 2

Транспортування вугілля за допомогою магістрального конвеєра 2Л11000Д довжиною 815 м.

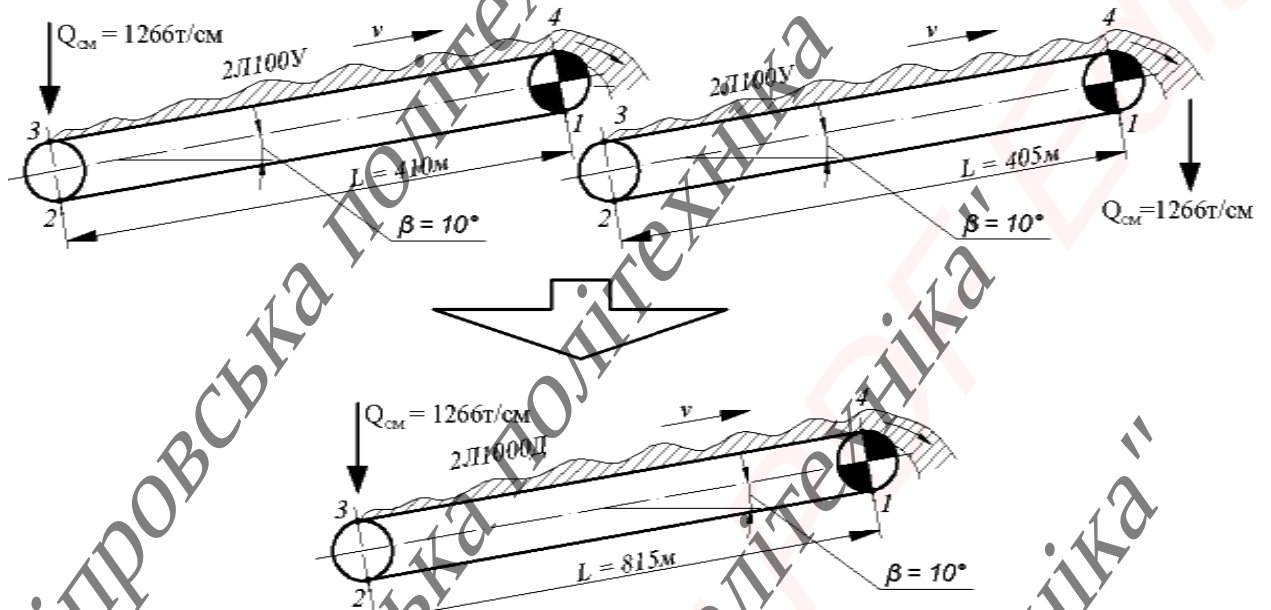


Рис. 3.1. - Розрахункова схема можливої заміни стрічкових конвеєрів №3 2Л1100У $L = 410\text{м}$ і №4 2Л1100У $L = 405\text{м}$ на 2Л11000Д $L = 815\text{м}$

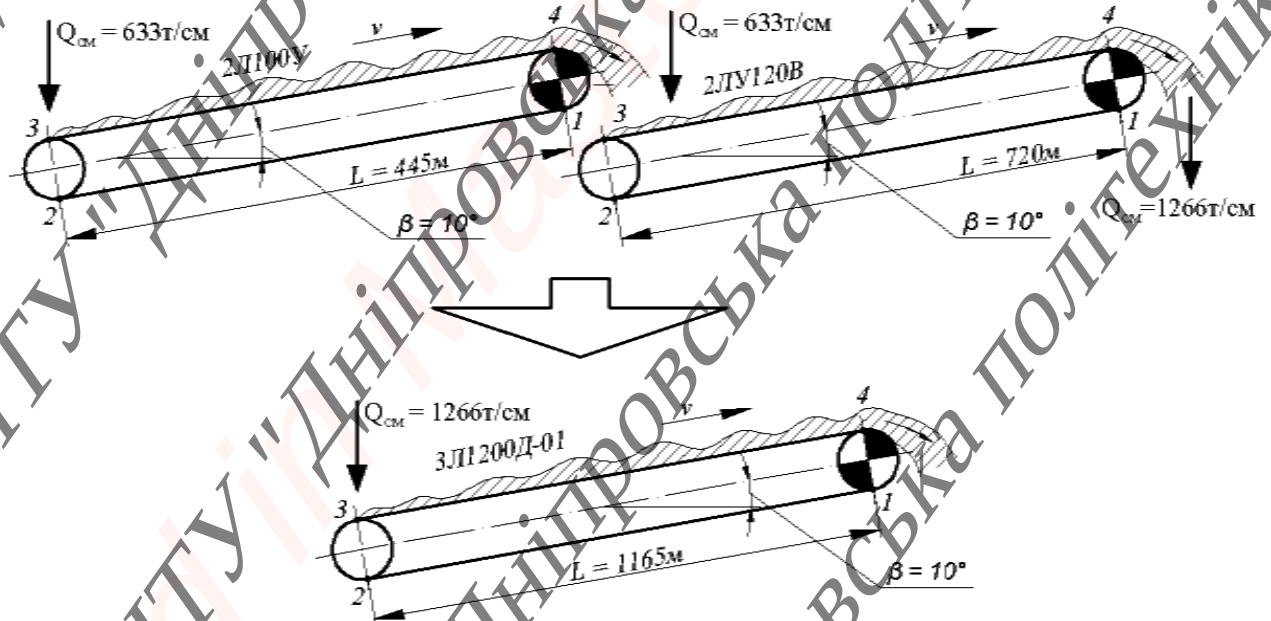


Рис. 3.2. - Розрахункова схема можливої заміни стрічкових конвеєрів №2 2Л1100У $L = 445\text{м}$ і №1 2ЛУ120 $L = 720\text{м}$ на 3Л1200Д-01 $L = 1165\text{м}$.

Таблиця 3.3. - Розрахунок технологічних параметрів конвеєра

№	Шукана величина	Позначення	Одиниця виміру	Чисельне значення
1	Розрахунковий вантажопотік	Q_p	т/ч	452
2	Тип стрічкового конвеєра	2Л1000Д		
3	Тип стрічки	GTAs-4-P-1600-2-1000-4/2 Заводу ГТВ Битом, Польща		
4	Кут нахилу траси	β	град	10
5	Тривалість зміни	t_{cm}	ч	6
6	Коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку для магістральних гірничих виробок	k		1,5
7	Коефіцієнт машинного часу	k_m		0,7
8	Швидкість руху стрічки	v	м/с	2,5
10	Лінійні маси рухомих частин			
	Верхніх роликоопор	$q_{p''}$	кг/м	16,67
	Нижніх роликоопор	q_p	кг/м	7,17
	Стрічки	q_l	кг/м	15,67
	Вантажу	q_{ep}	кг/м	50
11	Коефіцієнт, що враховує місцеві опори при довжині конвеєрної установки 815м	c_2		1,097
12	Коефіцієнт опору руху стрічки	w		0,6
13	Сила тяги для переміщення гілок			
	Верхньої	F_{1-1}	Н	125388,6
	Нижньої	F_{1-2}	Н	- 3801
14	Тягове зусилля на приводних барабанах	F_{n-c}	Н	117708,6
15	Мінімальна натяг стрічки			
	За умовою зчеплення на приводі	$F_{cu.}$	Н	54930
	За умовою обмеження провисання	$F_{np.}$	Н	3000
16	Максимальний натяг стрічки	F_{max}	Н	172638,6
17	Руйнівна натяг стрічки	$F_{разр}$	Н	1600000
18	Запас міцності стрічки	n		9,27
19	Необхідна потужність	N_p	кВт	352
20	Паспортна потужність конвеєра (кількість приводних двигунів)	N	кВт	2x200
21	Мотор-барабан	N	кВт	1x132 2x110

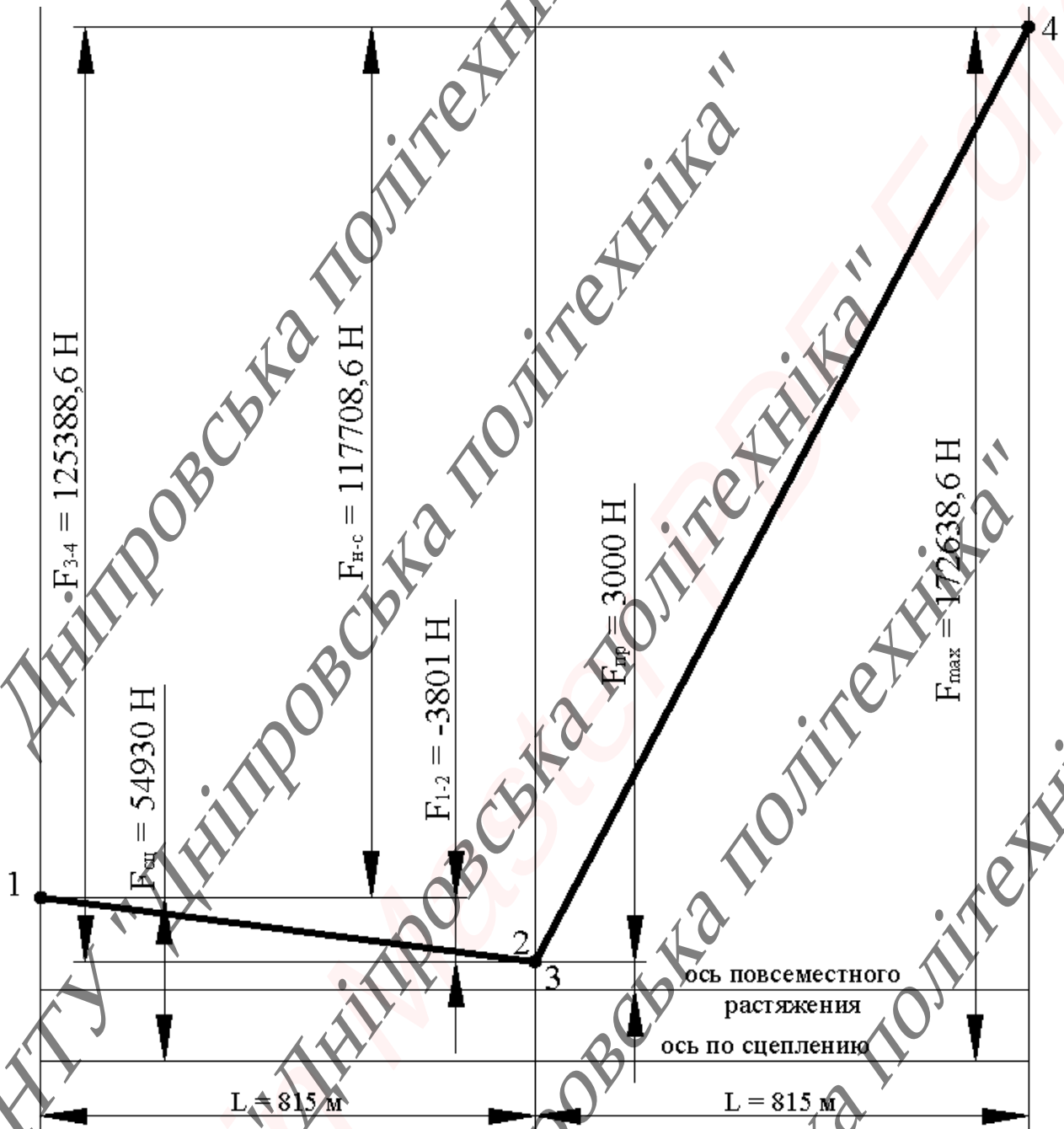


Рис. 3.3. - Диаграма натягу магістрального стрічкового конвеєра 2Л1000Д встановленого на повітроподаючому ходку блоку 3 при довжині транспортування $L = 815\text{ м}$ (вантажопотік по вугіллю тисячу двісті шістьдесят шість т / см)

Таблиця 3.4. - Розрахунок технологічних параметрів конвеєра

№	Шукана величина	Позначення	Одиниця виміру	Чисельне значення
1	Розрахунковий вантажопотік	Q_p	т/ч	396
2	Тип стрічкового конвеєра	ЗЛ1200Д-01		
3	Тип стрічки	GTA-4-P-1400-2-1200-4/2 Заводу ГТВ Битом, Польща		
4	Кут нахилу траси	β	град	10
5	Тривалість зміни	t_{cm}	ч	6
6	Коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку для магістральних гірничих виробок	k		1,5
7	Коефіцієнт машинного часу	k_m		0,8
8	Швидкість руху стрічки	v	м/с	3,15
10	Лнійні маси рухомих частин			
	Верхніх роликкоопор	$q_{p''}$	кг/м	28,48
	Нижніх роликкоопор	q_p	кг/м	5,44
	Стрічки	q_l	кг/м	15,21
	Вантажу	q_{zp}	кг/м	35
11	Коефіцієнт, що враховує місцеві опори при довжині конвеєрної установки 1165м	c_2		1,06
12	Коефіцієнт опору руху стрічки	w		0,6
13	Сила тяги для переміщення гілок			
	Верхньої	F_{3-4}	Н	146265,8
	Нижньої	F_{1-2}	Н	- 12315,2
14	Тягове зусилля на приводних барабанах	F_{n-c}	Н	133950,6
15	Мінімальна натяг стрічки			
	За умовою зчеплення на приводі	$F_{cu.}$	Н	62509,6
	За умовою обмеження провисання	$F_{np.}$	Н	3000
16	Максимальний натяг стрічки	F_{max}	Н	196460,2
17	Руйнівна натяг стрічки	$F_{разр}$	Н	1680000
18	Запас міцності стрічки	n		8,55
19	Необхідна потужність	N_p	кВт	495
20	Паспортна потужність конвеєра (кількість приводних двигунів)	N	кВт	2x250
21	Мотор-барабан	N	кВт	3x132 1x110

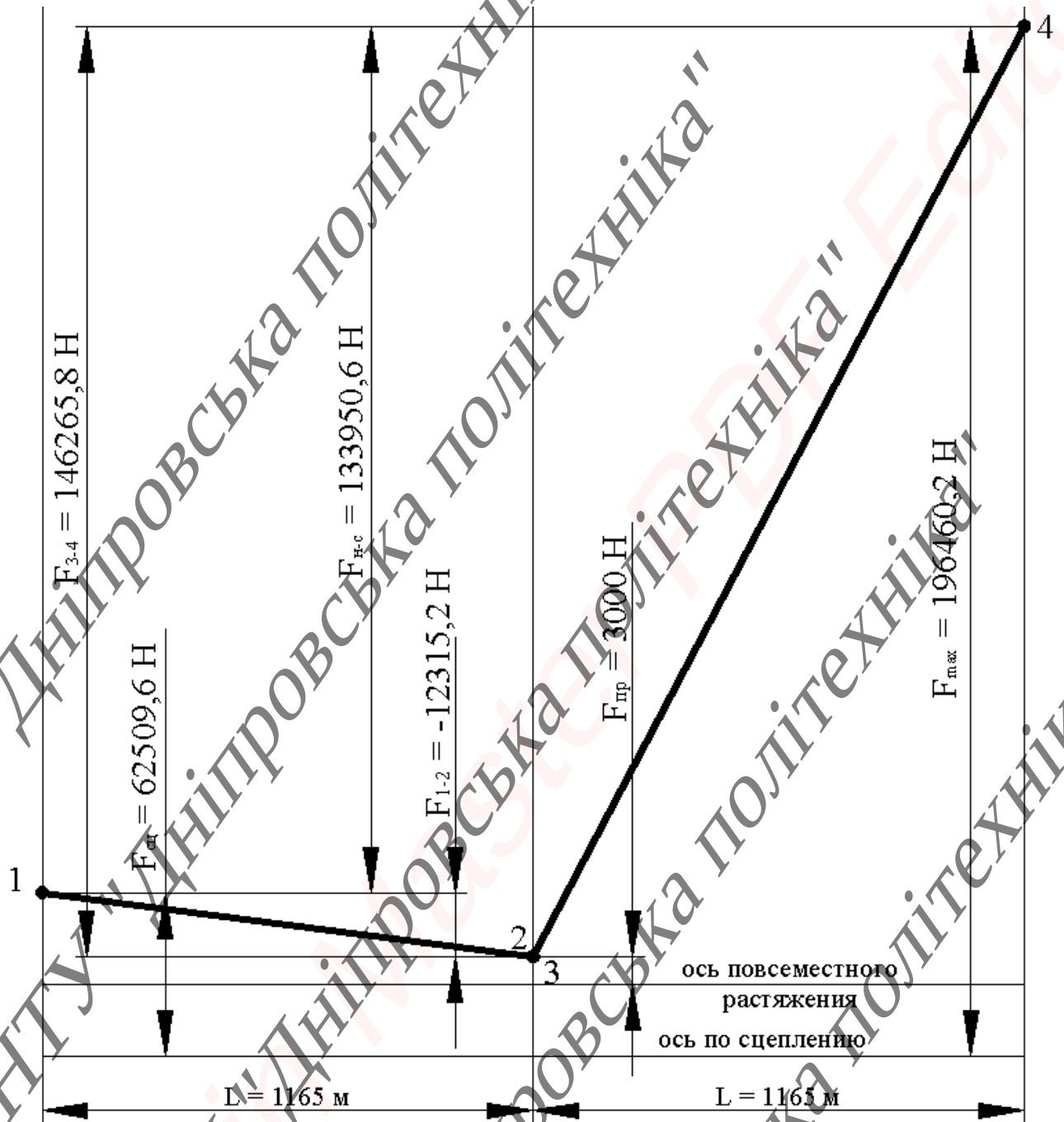


Рис. 3.4. - Діаграма натягу магістрального стрічкового конвеєра 3Л1200Д-01 встановленого на повітроподаючому ходку блоку 3 при довжині транспортування $L = 1165 \text{ м}$ (вантажопотік по вугіллю тисяча двісті шістьдесят шість т/см)

3.4. Умови експлуатації транспортних засобів і охорона праці

Основні умови правильної експлуатації конвеєрів: центральна завантаження стрічки; попередження переміщення на стрічці важких предметів і великих брид вантажу; своєчасна расштибовка конвеєра; регулювання ходу стрічки; контроль стану стиків і їх ремонт; контроль стану роликів; періодична регулювання очисних пристроїв; систематична перевірка роботи конвеєра.

Однією зі спеціальних робіт є стиківка стрічок і їх поточний ремонт. Стикування стрічок виконують двома способами: вулканізацією або механічним з'єднанням. Механічні стики всіх видів неміцні і недовговічні. Їх застосовують тільки на конвеєрах малої потужності або там, де застосування вулканізації утруднено з різних причин (пиловий і газовий режим), а також при необхідності швидко зробити стик. Стики гумовотканинних стрічок виконують гарячої або холодної вулканізацією (самовулканізуючіміся клеями СВ-5); стикування гумотросових стрічок - тільки гарячим способом. Міцність такого стику в межах 60-90% міцності стрічки. Вулканізовані стики більш довговічні і не ускладнюють очистку стрічки при експлуатації, проте трудомісткі у виготовленні. На шахтах для вулканізації стиків застосовують переносні вулканізаційні преси з електричними плитами.

Основні правила охорони праці: інструктаж персоналу; використання конвеєра тільки за призначенням (не перевозити стійки і т. п.); дотримання заходів по боротьбі з пилом (зрошення, відсмоктування пилу); усунення несправностей тільки після зупинки конвеєра; забезпечення передбачених правилами проходів; захист знімними огорожами всіх обертових і рухомих частин приводу і натяжна станції, перевантажувальних пунктів, місць проходження траси конвеєра над проводами, виробками; надійне заземлення (або занулення) металоконструкції конвеєра; наявність у пульта управління гумових килимків та рукавичок; пристрій містків в місцях переходу людей.

Основні заходи безпеки обслуговування і експлуатації конвеєрів включають такі заходи: вироблення, призначена для зупинки конвеєра повинна бути прямолінійною і закріплена неспаленої кріпленням на всьому протязі або не менше п'яти метрів в обидві сторони від приводних станцій. У місцях перетину виробок для переходу через конвеєр повинні встановлюватися перехідні містки. Вироблення повинна щозміни очищатися від просипався вантажу. Для проходу людей з одного боку вироблення повинен бути зазор не менше 0,7 м. Конвеєрні установки обладнуються надійно діючої сигналізацією. Привід конвеєра встановлюється на міцному фундаменті. У місцях установки приводу вироблення повинна бути розширена, добре закріплена і освітлена. Натяжна і приводний головки конвеєрів повинні мати огорожу. Конвеєра повинні бути обладнаними пастками, датчиками сходу стрічки, екстреної зупинкою конвеєра з будь-якого місця по його довжині.

Машиніст електровоза зобов'язаний проводити огляд електровоза під час приймання та здачі зміни, дотримуватися нормальний режим роботи електровоза і утримувати його в чистоті і порядку. Всі виявлені неполадки і несправності повинні відзначатися в спеціальній книзі; до виходу в рейс несправності підлягають усуненню.

Під час руху електровоз повинен знаходитися в голові складу. Розташування електровоза в хвості складу (шттовхання) допускається тільки при маневрах і складальних операціях, на ділянках протяжністю не більше 300 м, при швидкості не більше 2 м / сек. Забороняється перевозити на електровозі і в вантажних вагонах людей, перевищувати встановлені вага складу і швидкість руху, перевозити в людських поїздах мастильні, їдкі та вибухові матеріали, причіплювати до составів вантажні вагонетки, також забороняється машиністу сходити з локомотива під час руху, також керувати локомотивом, перебуваючи не в кабіні.

Безперебійна робота електровоза забезпечується грамотної експлуатацією його, періодичними оглядами і профілактичними ремонтами, які повинні здійснюватися за заздалегідь розробленим графіком. Безпека руху поїздів забезпечується шляховий сигналізацією, яка забороняє в'їзд електровоза на зайняті ділянки відкатувального шляху.

Гальмівний шлях складу на ухилі під час перевезення вантажів не повинен перевищувати 40 м, людей - 20 м.

Організація роботи транспорту в шахті

Організація транспорту складається з оперативного-технічного планування і контролю за виконанням плану, управління роботою транспорту.

Вихідним для складання плану робіт транспорту є плановий технологічний графік роботи виробництва. Для шахт - це графік роботи видобувних і підготовчих дільниць. Плани роботи окремих установок ув'язуються в часі.

Диспетчерська служба може бути одно- і двоступеневої. У функції диспетчера по транспорту входить контроль і облік роботи транспорту та управління його роботою. Для збору інформації використовується візуальний нагляд, телефонний зв'язок і телесигналізація. Останні мають датчики стану об'єктів і ліній зв'язку, за якими сигнали від датчиків передаються диспетчеру.

Системою сигналізації, централізації і блокування (СЦБ) називають комплекс технічних засобів, призначених для централізованого управління рухом поїздів по відкатувальному виготовленням і в приствольному дворі. До систем сигналізації відносять світлофори і пристрої зв'язку.

Пристрої централізації виконують роль дистанційного керування сигналами і перекладами з диспетчерського пункту. Пристрої блокування служать для контролю за сигналами окремих світлофорів, положенням стрілок.

До пристроїв блокування відносять шляхові датчики.

У комплекти апаратури СЦБ входять: світлофори, дорожні датчики, стрілочні переводи, різні реле і т.д. Система сигналізації для СЦБ прийнята двозначної, при якій червоний колір є сигналом, що забороняє рух вперед, а зелений колір - сигнал, що дозволяє рух вперед.

3.5. Безпека на конвеєрному транспорті

Пристрій і принципи роботи установки водяного пожежогасіння УВПС-1

Установка водяного пожежогасіння УВПС-1 призначена для гасіння та локалізації пожеж в конвеєрних виробках вугільних шахт, в тому числі небезпечних по газу і пилу.

Сутність протипожежного захисту конвеєрних виробок методом їх секціонування водяними завісами полягає в тому, що вздовж всієї конвеєрної виробки з певним кроком монтуються установки УВПС-1, що створюють при спрацьовуванні водяну завісу, що перекриває всі поперечний переріз вироблення і зрошують поверхню стрічки конвеєра з інтенсивністю, що забезпечує охолодження газоподібних продуктів пожежі до температури не більше 2000С. При цьому виключається можливість займання горючих матеріалів за завісою за ходом вентиляційного струменя.

Установка під'єднується до пожежно-зрошувального трубопроводу конвеєрної виробки шахти.

Технічні дані

Показник призначення	Норма
Площа поперечного перерізу захищається вироблення, м ²	Не більше 15
Число зон, що захищаються, шт	3
Довжина зони зрошення, м, не менше	8,4
Мінімальний робочий тиск, МПа	0,7
Витрата води через установку, м ³ /м (м ³ /год), не менше	18,1*10 ⁻³ (65)
Кількість зрошувачів, шт	11
Інтенсивність зрошення, м ³ /(м ² .с), не менше	0,1*10 ⁻³
Інерційність спрацьовування, с, не більше	350
Температура спрацьовування теплового датчика, °С	72 +/- 2
Маса, кг не більше	120
Повний середній термін служби до списання, рік	6

Пристрій і розміщення складових частин установки представлено в графічній частині даного диплома (лист 4).

Установка являє собою автоматичне засіб водяного пожежогасіння дренчерного типу.

Установка складається з автоматичного клапана, що має фільтр, спонукальний трубопроводу, що включає в себе трубопроводи і теплові датчики, розподільного трубопроводу з розпилювачами.

Установка має два режими експлуатації.

1. Стан очікування застосування - коли пожежа відсутня, при цьому частина установки по автоматичний клапан включно заповнена водою під тиском, клапан закритий, спонукальний трубопровід також заповнений водою під тиском.

2. Стан роботи - коли внаслідок аварійного підвищення температури установка автоматично або вручну включається в роботу.

Установка працює в такий спосіб:

1. При аварійному підвищенні температури повітря понад 72 0с в зоні розташування теплових датчиків руйнується його теплової замок, датчик розкривається, внаслідок цього тиск в спонукальної порожнини автоматичного клапана різко знижується, клапан відкривається, пропускаючи воду в розподільний трубопровід установки з розпилювачами. При цьому утворюється водяна завеса довжиною понад восьми метрів, що перекриває всі поперечний переріз вироблення і орошаюча периметр кріплення і поверхні стрічки конвеєра. Така завеса зупиняє розвинений пожежа і виключає можливість займання горючих матеріалів за завесою.

2. Для ручного включення установки в роботу необхідно рукоятку автоматичного клапана повернути на кут 150 ... 180 0.

3. Автоматичний клапан призначений для автоматичного або ручного пуску установки і фільтрації води, що поступає. Клапан має напірну, керуючу і вихідну порожнини, віддалені один від одного еластичною мембраною.

4. Спонукальний трубопровід приєднаний до штуцера автоматичного клапана і містить два теплових датчика.

5. Розподільчий трубопровід приєднаний до вихідний порожнини автоматичного клапана і має ступеневу будову зі зменшенням діаметра умовного проходу в напрямку від автоматичного клапана до розпилювачів.

6. На час ремонту автоматичного клапана засувку на вході установки слід закрити.

Технічне обслуговування

1. Технічне обслуговування та поточний ремонт установки необхідно виконувати в наступному порядку:

1.1. Один раз на місяць:

- покривати мастилом зовнішні поверхні тертя автоматичного клапана;
- видаляти за допомогою кисті або дрантя пилітку з поверхні теплових датчиків;

- перевіряти, чи включається установка в режимі ручного пуску

1.2. Один раз в чотири місяці:

- оглядати всі зовнішні поверхні, тертя автоматичного клапана, видаляючи з'явилася іржу, і покривати мастилом поверхні тертя;
- переконатися в цілості теплових датчиків і в наявності заглушок на розпилювачах;

2. Перевіряти один раз в 6 місяців спрацьовування установки в режимі автоматичного пуску;

3. Покривати раз на рік всі металеві поверхні установки (крім теплових датчиків і розпилювачів) червоною емаллю НЦ-132.

4. Проводити через кожні 2,0 2,5 року після початку експлуатації ревізію установки, отбраковувая і замінюючи новими деталі трубопроводів з пошкодженої корозією різьбленням.

Що вийшов з ладу автоматичний клапан видати на поверхню, розібрати, оглянути деталі і пошкоджені замінити або відновити.

Можливі несправності і методи їх усунення.

Найменування несправності, її зовнішній прояв	Причина несправності	Метод усунення несправності
Нерівномірні факели розбризканої розпилювачами води	Засмічені розпилювачі	Очистити розпилювачі, згвинтив їх з труби і вийнявши завихритель
Автоматичний клапан не закривається	Засмічені периферійні отвори мембрани	Закрити засувку на трубопроводі, що підводить, зняти і розібрати автоматичний клапан, очистити периферійні отвори мембрани, зібрати і встановити на місце автоматичний клапан, відкрити засувку.
У режимі очікування застосування автоматичний клапан пропускає воду до розпилювачів.	Пошкоджена мембрана	Замінити пошкоджену мембрану нової

5. При появі течі з автоматичної клапана в зоні рукоятки необхідно замінити кільце в наступному порядку:

- зняти хомут
- відокремити від корпусу кришку
- вийняти штифт і вісь
- витягти шток з клапаном і пружиною
- витягти вийшло зі строю кільце і замість нього поставити нове
- провести збірку клапана в зворотному порядку.

6. При появі течі через розпилювачі необхідно замінити мембрану клапана в наступному порядку:

- зняти хомут
- витягти вийшла з ладу мембрану
- встановити на її місце нову мембрану і виконати збірку клапана в зворотному порядку.

НТУ "Дніпровська політехніка"
НТУ "Дніпровська політехніка"
НТУ "Дніпровська політехніка"
НТУ "Дніпровська політехніка"
НТУ "Дніпровська політехніка"
НТУ "Дніпровська політехніка"

4 ОХОРОНА ПРАЦІ

4.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних виробничих факторів проєктованих робіт

Небезпечні виробничі фактори. Шахта є небезпечною по вибуховості пилу. Вугільний пил зустрічається двох видів: аерозоль і аерогель. Найбільш небезпечні місця обвалення порід - сполучення лави зі штреками, що погашаються гірничі виробки. Можливі травми різного ступеня тяжкості при буропідривних роботах, які супроводжуються виділенням отруйних газів $H_2S = 9 \text{ мг / м}^3$, $CO = 20 \text{ мг / м}^3$, $NO_2 = 2 \text{ мг / м}^3$ і ін. Імовірність виникнення пожежі від механічних непорозумінь, займання обладнання, БПР, вибуху метано-повітряної суміші також є небезпечним фактором.

Потенційно шкідливі виробничі фактори. Висока температура повітря в гірничих виробках передбачає гарне провітрювання (швидкість руху повітря в магістральних виробках - не більше 8 м / с , по дільничним виробках - не більше 6 м / с , по очисним - не більше 4 м / с). Запиленість повітря в глухому куті, яку погашають вироблення склав 140 мг / м^3 , вміст SiO_2 в пилу складо 65%. Вплив цього фактора призводить до виникнення профзахворювань: силікозу і антракоза. Шкідливі і отруйні гази, які надходять у виробки з порід, що вміщують. Джерела виробничого шуму - робота видобувних і прохідницьких машин, ВМП, електродвигунів та ін. Гранично допустима концентрація шуму 80дБ. Для усунення рівня вібрацій - установка виброізоляторів, гнучкі вставки, футеровка, амортизатори. Гранично допустимий рівень вібрації - 112 дБ.

4.2. Обґрунтування необхідності застосування попереднього зволоження вугілля в масиві

Згідно п.3.6.5. ЛБ с.325 при веденні очисних робіт повинно застосовуватися попереднє зволоження вугілля в масиві.

При відпрацюванні пластів з групою запиленості вище I попереднє зволоження вугілля в масиві є рекомендованим заходом по боротьбі з пилом згідно «Керівництва по боротьбі з пилом у вугільних шахтах».

Ефективність даного заходу згідно «Посібника ...» табл.6 с.23 складе 0,6 - 0,8 при застосуванні в якості добавки змочувача ГП з концентрацією 0,2%.

Устаткування для буріння свердловин та нагнітання рідини в пласт

У комплект устаткування, яке застосовується для попереднього зволоження вугільного масиву, входять:

- буровий верстат СБГ-1М; - гідрозатвор «Таурус»;
- високонапорні шланги; - насосна установка УНР-02.

Вибір параметрів попереднього зволоження вугілля в масиві

Згідно «Збірника інструкцій до Правил безпеки у вугільних шахтах», том.1, с.374 визначаємо параметри попереднього зволоження вугілля в масиві.

Згідно п.2.3.1. свердловини для нагнітання рідини в пласт можуть бути пробурені з одного з штреків. При цьому їх глибина повинна бути менше довжини лави на величину, рівну глибині герметизації свердловини. Схема буріння свердловин наведена в графічній частині даного паспорту.

Буріння свердловин здійснюватиметься верстатом СБГ-1М, нагнітання рідини - за допомогою насосної установки УНР-02. Так як роботи будуть вестися з вироблення з вихідним струменем, то обладнання повинно мати пневмопривід.

Згідно п.70 «Керівництва ...» с.29 діаметр свердловин визначається в залежності від довжини свердловини і діаметра бурового інструменту. При використанні верстата СБГ-1М діаметр свердловин складе 76 мм.

У разі складної будови пласта свердловини повинні буритися по найбільш міцній пачці пласта.

Довжина свердловини визначається за формулою:

$$L_{скв} = L_1 - L_2$$

$L_{скв}$ - довжина скважини, м

L_1 - довжина лави, м

L_2 - довжина герметизації, м

$$L_{скв} = 300 - 10 = 290 м$$

Згідно п.2.3.3. герметизація свердловин повинна проводитися на глибину не менше 10 м.

Згідно п.2.3.4. відстань між свердловинами повинна прийматися рівним подвійній глибині герметизації свердловини - 20 м. Відстань між першою свердловиною і площиною вибою на момент початку буріння розраховується за такою залежністю:

$$L_1 = (T_б + T_н) * v + 15, м$$

L_1 - відстань між першою свердловиною і площиною вибою, м;

$T_б$ - тривалість буріння свердловини, доб.;

$T_н$ - тривалість нагнітання рідини в свердловину, доб.;

v - середня швидкість посування очисного вибою, м / доб.

v - 3,78 м/добу

Кількість води, яка необхідна подавати в свердловину визначимо згідно «Керівництва по боротьбі з пилом у вугільних шахтах» с.29:

$$Q_{скв} = (1.1 * l_{скв} * L_c * y * H * q_1) / 1000$$

$$Q_{скв} = (1.1 * 290 * 20 * 1.57 * 2.04 * 20) / 1000 = 304,9 м^3$$

где: H - потужність пласта, м

q_1 - питома витрата води, л/т

y - щільність вугілля, т/м³

Тривалість нагнітання води в свердловину:

$$T_н = Q_{скв} / q_н = 304,9 / 2.6 = 117 ч или 4,89 доб.$$

де: q_n - темп нагнітання води з протипожежного става. Темп нагнітання приймаємо рівним продуктивності насосної установки УНР-02, що застосовується на шахті для зволоження вугілля в масиві q_n - 2,6 м³ / год.

Технічна швидкість буріння по вугіллю верстатом СБГ-1М згідно «Керівництва по експлуатації верстата СБГ-1М» становить 10 м / год. Тоді тривалість буріння свердловини довжиною 256 м складе 25,6 годин (1,1 доб.)

$$T_{\sigma} - 1,1 \text{ сут.}$$

$$L_1 = (2,25 + 1,1) * 4,2 + 15 = 29 \text{ м}$$

Згідно п.2.4.1. свердловини повинні розташовуватися посередині потужності пласта.

Згідно п.2.6. нагнітання рідини повинно проводитися за допомогою високонапірної установки.

Тиск рідини, що нагнітається в пласт має прийматися на 20-30% нижче величини, при якій відбувається гідророзрив пласта.

Цей тиск визначається за формулою:

$$P = 0,014 * K_{\mu} * H$$

P - максимальний тиск нагнітається в пласт рідини, МПа

K_{μ} - коефіцієнт впливу ступеня метаморфізму

Згідно табл.1 с.378 $K_{\mu} = 1,2$

H - глибина ведення робіт, м

H - 725 м

$$P = 0,014 * 1,2 * 725 = 12,18 \text{ МПа}$$

Тиск нагнітання рідини має забезпечувати максимальний ефект від попереднього зволоження і виключати гідророзрив пласта. Згідно «Керівництва по боротьбі з пилом у вугільних шахтах» (табл.9, с.27) для вугілля марки К з вмістом летких вище 20% тиск повинен мати значення в межах 1,5-7 МПа. Після буріння першої свердловини значення тиску нагнітання рідини в пласт коригується.

Значення параметрів нагнітання рідини у вугільний пласт зводимо в таблицю 4.1.

Найменування параметру	Умовні позначення	Од.вим.	Значення
Діаметр свердловини	$d_{скв}$	мм	76
довжина свердловини	$L_{скв}$	м	290
Відстань між свердловинами	L_c	м	20
глибина герметизації	L_e	м	10
тиск нагнітання	P	МПа	1,5-7
темп нагнітання	q_n	м ³ /ч	2,6
Витрата рідини на одну свердловину	$Q_{скв}$	м ³	304,9
тривалість нагнітання	T_n	ч	117

Організація робіт

Ведення робіт здійснюють МБУ, його помічник і електрослюсар. В їх обов'язки входить - буріння свердловини, герметизація, нагнітання, монтаж і перенесення обладнання.

Перед початком робіт необхідно перевірити справність насосної установки, гідрозатворів, водопроводів, вимірювальних приладів шляхом зовнішнього огляду і випробування під навантаженням. Виявлені несправності повинні бути негайно усунені.

Високонапірна магістраль складається з рукавів високого тиску з внутрішнім діаметром 16 мм Кінці рукавів закладені в арматуру, що має кульові ніпелі з накидними гайками.

Для приєднання герметизатора на магістралі встановлюються крани - трійники.

Контроль тиску в високонапірної магістралі здійснюється за допомогою вузла контролю тиску, який включається між магістраллю і герметизатором. У корпус цього вузла ввернуть манометр на тиск 10 МПа, закритий кожухом. При необхідності скидання рідини може проводитися краном - трійником.

Установка повинна встановлюватися на горизонтальний поміст заввишки не менше 0,3 м для зручності обслуговування.

Послідовність ведення робіт:

1. Перевірити стан всіх вузлів установки, несправності усунути.
2. Перевірити мастиловказівника рівень масла в картері. Рівень масла повинен бути не вище ризики мастиловказівника і не нижче торця щупа при незакрученном щупі.
3. З'єднати рукавом всмоктує штуцер насоса (нижній) з підживлювальної насосом, що має номінальну подачу не менше 0,5 МПа.
4. Розтягнути високонапірну магістраль по штреку, підвісити до кріплення за допомогою дроту Φ 5-6 мм.
5. Підключити магістраль до верхнього штуцера насоса. Залишити кінець магістралі відкритим.
6. Включити насос короткочасно для випуску повітря до появи води з відкритого кінця магістралі.
7. Вимкнути насос.
8. Приєднати герметизатор.
9. Очистити свердловину від бурової дрібниці і вставити в неї герметизатор.
10. Включити установку.
11. подача насоса регулюється автоматично за рахунок додаткових межклапанних ємностей.

В процесі буріння необхідно стежити за спрямованістю свердловин.

Перед герметизацією свердловини повинні бути ретельно очищені від бурової дрібниці

Кількість закачаною води, тиск і темп нагнітання контролюються лічильниками - витратомірами. При нагнітанні води за допомогою насосної

установки її тиск і темп фіксуються через 10-15 хвилин після початку ведення робіт по нагнітання рідини.

У разі прориву води зі свердловини в сусідню свердловину або на забій нагнітання в дану свердловину припиняється, і насосну установку відключають.

Буріння свердловин буде вестися з двох штреків: 2 конвеєрного штреку південної панелі блоку 3 і 1 конвеєрного штреку південної панелі блоку 3 (вентиляційного штреку 3-ої лави південній панелі блоку 3) за допомогою верстата СБГ-1М. Згідно «Довідника» За соби комплексного знепилювання гірничих підприємств »(С49, табл. 1.25) приймаємо діаметр свердловини 45 мм.

Відстань між першою свердловиною і площиною очисного забою

$$L_3 = T_6 * V_0 + 15$$

де: T_6 - тривалість буріння свердловини і нагнітання в неї рідини, доб.

V_0 – середньодобове посування очисного забою, м/сут

V_0 – м/доб.

$$T_6 = T_{\text{бур}} + T_{\text{наг}} = 11,8 + 54 = 65,8 \text{ ч} = 2,74 \text{ доб.}$$

Тоді: $L_3 = T_6 \times V_0 + 15$, м;

$$L_3 = 2,74 \times 4,2 + 15 = 26,5 \text{ м.}$$

L_3 - приймається більше зони опорного тиску згідно «Керівництва по боротьбі з пилом у вугільних шахтах», с.30.

Ширина $L_3 = 60$ м.

Приймаємо $L_3 = 65$ м;

Для підвищення ефективності попереднього зволоження вугілля в масиві до води необхідно додавати робочий розчин ПП в концентрації 0,2%. Розчин додається за допомогою дозатора змочувача ДСУ-4М. Конструкція і принцип дії дозатора наведені в графічній частині проекту. Дозатор заповнюється робочим розчином ПП щозміни.

Техніка безпеки

1. Роботи по зволоженню на вибросопасних пластах повинні проводитися під контролем осіб вентиляційного нагляду, що стежить за пилогазовим режимом.
2. Нагнітання води в вугільний масив необхідно проводити строго відповідно до зазначених в паспорті параметрами.
3. До обслуговування установки допускаються тільки робітники, які пройшли спеціальне навчання.
4. У процесі нагнітання рідини робітники повинні контролювати тиск і витрата води.
5. Вода, що нагнітається в вугільний масив під максимальним тиском, не повинна проникати на забій між гідрозатворів і стінками шпуру.

6. Робочий, що виконує роботи по зволоженню, повинен мати робочу книжку (додаток 1), в яку кожну годину записує кількість поданої в свердловину рідини (показання витратоміра) і тиск нагнітання (показання

манометра). У цій книжці фіксують всі зупинки насоса і випадки появи води у виробленні, з якої здійснюється зволоження.

7. На ділянці, сидами якого проводяться роботи по нагнітання, повинна вестися «Книга контролю і обліку робіт по нагнітання води в пласт» (додаток 2).

8. Насосна установка повинна бути забезпечена запобіжним клапаном і манометром.

9. При виявленні несправностей в насосній установці, гідрозатвори та водопровідної арматури установка повинна бути негайно відключена.

10. Забороняється:

1) ремонтувати водопроводи, що знаходяться під тиском;
2) встановлювати гідрозатвор в свердловину і витягувати його під тиском води;

3) перебувати проти гирла свердловин в процесі нагнітання води;

4) експлуатувати водопровід високого тиску при порушенні його герметичності;

5) виробництво ремонту і підтяжка різьбових з'єднань установки під час її роботи;

6) експлуатація насосної установки без запобіжних огорожень алюмінієвого корпусу насоса, муфти і ємностей. Рукава високого тиску, що з'єднують блоки клапанів насоса між собою, повинні бути закріплені в броню з кручений дроту і закріплені на рамі.

4.3. Комплекс заходів щодо попередження запилення гірничих виробок

Характеристика гірничотехнічних умов

Найменування пласту	d4
потужність пласта, м	
загальна	1, 4 – 2,6
виймаєма	2,04
кут падіння пласту, град	2-5
марка вугілля	к
середня щільність вугілля, т/м ³	1,57
природний вміст вологи у вугіллі, %	2,8 – 3,3
група запиленості	III
система розробки	стовпова по простяганню
довжина очисного забою, м	300
тип виїмкової комбайна	РКУ-13

схема роботи комбайна _____ челноковая
 кількість повітря, що проходить по забою, м³ / хв _____ 1086
 добове навантаження на забій, т _____ 3500

Оцінка виїмкової комбайна за пиловим чинником

Згідно п.3.3. ГОСТ 11986-73 "Комбайни очисні вузькозахватними", питомий пиловиділення при роботі комбайнів з вмонтованими засобами пилоподавлення не повинно перевищувати 12 г на 1т вугілля, що видобувається. Питомий пиловиділення визначається за кількістю що утворюється при роботі комбайна і переходить у зважений стан пилу з розміром частинок менше 70 мкм і визначається за формулою:

$$q_n = q_{nl} * V * q_k$$

де q_{nl} - 143.64 г / т - питомий пиловиділення пласта d4;

V - 2.5 м / сек, швидкість повітря в очисному забої (згідно розрахунку кількості повітря);

q_k - показник, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на освіту пилу.

Визначається за формулою:

$$q_k = 16.7 * K_m * K_n$$

де K_m – показник наведеної ступеня подрібнення вугілля для виїмкової комбайна РКУ-13, який залежить від типу різального інструменту і продуктивності комбайна.

K_m – 0,051 – згідно таблиці 3 [33];

K_n – показник, що враховує зміну питомої пиловиділення в залежності від конювання комбайна і виймаємо потужності пласта

$K_n = 1,1$ – по таблиці 5, с.19 [33];

Значення:

$$q_k = 16.7 * 0.051 * 1,1 = 0.94$$

$$q_n = 143.64 * 2,5 * 0,94 = 337,6 \text{ г/т}$$

За граничним значенням питомої пиловиділення (12 г / т відповідно ГОСТу 11986-73) визначаємо необхідну величину ефективності пилоподавлення

(У відсотках), які повинні бути передбачені на виїмковій ділянці:

$$\xi = 100 * \left(1 - \frac{12}{337,6} \right) = 100 * \left(1 - \frac{12}{337,6} \right) = 96 \%$$

q_n

337,6

Вибір комплексу заходів щодо боротьби з пилом

Для забезпечення ефективності боротьби з пилом згідно «Керівництва по боротьбі з пилом у вугільних шахтах» повинен бути прийнятий комплекс заходів по боротьбі з пилом, що включає попереднє зволоження гірського масиву і зрошення підвищеної ефективності (з подачею води в зону різання) - т.2, с.13 .

Згідно з даними таблиці 6 ефективність обраного заходу складе 0,92.

Питомий пиловиділення з застосуванням заходів складе:

$$q_{nk} (100-\xi_{обц}) \quad 143,64 (100-92)$$

$$q = \frac{\dots}{100} = \frac{\dots}{100} = 11.5 \text{ г/м} < 12 \text{ г/м}$$

Остаточная запыленность воздуха в 5-8 м выше комбайна рассчитывается по формуле:

$$\text{Сост} = \frac{1000 \times 2q_{пл} \times q_k \times P}{Q_{л}} \times K_v \times K_c \times K_d ; \text{ мг/куб.м}$$

де $q_{пл}$ - питомий пиловиділення пласта, г / т; q_k - показник, що враховує вплив конструктивних параметрів виїмального комбайна на освіту і виділення пилу; P - продуктивність комбайна, т / хв; $P_1 = 4,26$ т / хв; $Q_{л}$ - витрата повітря через лаву, м³ / хв; $Q_{л} = 683$ м³ / хв; K_v - коефіцієнт, що враховує вплив швидкості руху вентиляційного струменя в очисному забої (приймаємо за графіком, представленою на рис.7, с.22) $k_v = 1,8$; K_c - коефіцієнт, що враховує ефективність комплексу знепилюючих заходів в очисному забої; $K_c = 1 - 0,96 = 0,04$; K_d - коефіцієнт, що враховує верхня межа крупності пилу (приймається за графіком, представленою на рис.8 на стор.22, в залежності від крупності пилу).

Максимальний розмір часток пилу витають в повітрі визначається за формулою:

$$d_{max} = \sqrt{\frac{9 \times h \times V \times N}{\gamma_u \times L}} , \text{ мкм};$$

де h = виїмаємо потужність пласта, м; $h = 2,02$ м; V - 2,9 м / сек; N - в'язкість пилоповітряної потоку, $N = 1.7 \times 10^{-6}$ кгс с / м²; γ_u - щільність вугілля, кг / м³; $\gamma_u = 1340$ кг / м³; L - відстань від комбайна $L = 8.0$ м;

$$d_{max} = \sqrt{\frac{9 \times 2,02 \times 2,9 \times 1.7 \times 10^{-6}}{1340 \times 8}} = 91 \text{ мкм};$$

Тогда по графику рис.8 с.22 $K_d = 1,3$ [33]

$$\text{Сост} = \frac{1000 \times 2 \times 143.64 \times 0.94 \times 4,26}{683} \times 1,8 \times 0.04 \times 1,3 = 158 \text{ мг/куб.м}$$

Згідно вимог ПБ, при запиленості повітря більше 10 мг / м³ все робочі лави і робочі, які працюють на конвеєрному штреку, при роботі комбайна повинні виробляти роботи в респіраторях.

Зрошення при роботі виїмкової комбайна

Система пилоподавлення комбайна РКУ 13 включає зрошувальну насосну установку 1АЦНС 13-350, забійний водовід ВЗН-32, зрошувальний пристрій комбайна.

Насосна установка 1АЦНС13-350 складається з насосного агрегату і штрекового фільтра . Насосна установка розміщується на спеціальному візку в складі енергопоїзди .

Всмоктуючий трубопровід насосної установки приєднується до протипожежно - зрошувального трубопроводу. Тиск на вході в насосну установку не повинна перевищувати 1,5 МПа. Від протипожежно -

зрошувального трубопроводу вода надходить в штрековий відцентровий фільтр, де очищається від механічних домішок розміром більше 0,5 мм, а потім, в відцентровий насос, що розвиває напір до 3,5 МПа.

Технічні дані штрекового обладнання наведені в таблиці 2.8.2.

Таблиця 4.2 - Технічні дані штрекового обладнання

Номер	Найменування показників	Норма
Насосна установка 1АЦНС13-350		
1	Подача, л / хв	210
2	Напір, МПа	3,5
3	Число оборотів насоса, об / хв	3000
4	Потужність електродвигуна, кВт	37
Штрековий фільтр ФШ		
1	Пропускна здатність, л / хв	210
2	Робочий тиск, МПа	4,0
3	Тонкість фільтрації, мм	0,5
4	Маса насосної установки 1АЦНС13-350, кг	1100

Подача води в систему охолодження и пылеподавления комбайна осуществляется по забойному водоводу ВЗН-32, технические данные которого приведены в таблице. Забойный водовод состоит из рукавов диаметром 32 мм и длиной 20 м с соединительной арматурой на концах. Рукава соединяются между собой с помощью переходников.

Таблиця 4.3 - Технічні дані забійного водоводу ВЗН-32

№ п/п	Найменування показників	Норма
Відвід забійний ВЗН-32 ТУ 12.44.942-80		
1	Внутрішній діаметр рукава, мм	32
2	Зовнішній діаметр рукава, мм	51
3	Зовнішній діаметр по закладенню, мм	59
4	Довжина відрізка рукава, м	20
5	Робочий тиск, МПа	4,0
6	Довжина водоводу забійного, м	240

Забійний водовід ВЗН-32 підвищується в штреку від насосної установки до забійного конвеєра, потім укладається в стаціонарному жолобі навісного обладнання забійного конвеєра до початку тракові кабелеукладача в середині лави, і далі по кабелеукладачу до введення комбайна.

Забороняється робота комбайна без насосної установки 1АЦНС13-350 і забійного водоводу ВЗН-32.

Зрошувальний пристрій комбайна включає наступні основні вузли: кран - фільтр комбайновий, перехідники, пристрій контролю засобів пилоподавлення, розведення трубопроводів по комбайну.

Від забійного водоводу вода під тиском надходить до крана фільтра комбайнового, який закріплений на корпусі правого основного редуктора.

З крана - фільтра комбайнового вода через трубопровід потрапляє в перехідник де ділиться на два потоки. Один з потоків по трубопроводу

надходить в систему охолодження гідровставки, а другий - в систему охолодження електродвигуна. Вода, що пройшла через електродвигун, в свою чергу поділяється на дві частини.

Потік води з системи охолодження гідровставки надходить в галузі зрошення, а вода подається по системі трубопроводів через вузол підвода з ущільненнями до форсунок, встановленим на шнеку.

Витрата води, що використовується для зрошення на комбайні РКУ-13:

$$Q = P_k * q_2 = 4,26 * 30 = 127,8 \text{ л/мин,}$$

що задовольняє продуктивності насосної установки.

де: P_k - продуктивність комбайна, т / хв; q_2 - питома витрата води, л / т

На комбайні для придушення пилу в зоні різання безпосередньо на шнеках встановлені форсунки КФ-3:0.000. в кількості 28 штук.

Добовий витрата води на зрошення складе:

$$Q_{сут} = A * q_2 = 3000 * 30 = 90000 \text{ л} = 90 \text{ м}^3 / \text{сут}$$

де: A - добовий видобуток вугілля із забою, т;

q_2 - питома витрата води на зрошення, л / т

Для підвищення ефективності боротьби з пилом при роботі очисного комбайна до води додається змочувач ПП в концентрації 0.2%. При витраті води 90 м³ / добу витрата робочого розчину складе 180 літрів на добу. Ефективність зниження пилоподавлення при зазначеному способі пилопригнічення складе не менше 85%.

Придушення пилу при виїмці вугілля в нішах

Перед завантаженням відбитої за допомогою відбійних молотків гірської маси повинно проводитися її зрошення ручним зрошувачем, який приєднують до забійні водопроводу за допомогою напірного рукава довжиною 10-20 м з внутрішнім діаметром 16мм. Питома витрата води на зрошення при навантаженні гірської маси становить 50л \ м³ Зрошення при ручному навантаженні вугілля в нішах:

$$Q_{сут4} = A_2 * q_4 = 22,1 * 50 = 1105 \text{ л/сут (1,1 м}^3 / \text{доб.)}, \text{де:}$$

$A_2 = 2,6 * 2,02 * 4,2 = 22,1 \text{ м}^3$ - об'єм гірської маси з ніш, що виймаються за допомогою відбійних молотків (2,6м - сумарна довжина ніш, 2,02м - потужність пласта, 4,2 м - добове посування очисного забою); $q_4 = 50 \text{ л / м}^3$ - витрата води на зрошення 1 м³ гірської маси.

Періодичність зрошення визначають дослідним шляхом в залежності від обсягу погрузаємого вугілля і інтенсивності пилоутворення.

Обезпилювання вентиляційного струменя, що виходить з очисного вибою

Застосування зволоження вугілля в масиві і зрошення при роботі комбайна дозволить забезпечити достатню запиленість повітря на рівні:

$$C = ((1000 * q_{пл} * v * 16.7 * K_m * K_n * P_k) / w) * K_d * K_c * K_v = ((1000 * 143,64 * 2,9 * 16.7 * 0.051 * 1,1 * 4,26 / 683) * 1,3 * 0.04 * 1,8 = 227,8 \text{ мг/м}^3$$

де: $q_{пл}$ - питомий пиловиділення шахтопласта d_4 ; R_k - продуктивність комбайна, т / хв; w - кількість повітря, що проходить по забою, м³ / хв; K_m - показник наведеної ступеня подрібнення; K_p - показник, що враховує зміну питомої пиловиділення в залежності від компонування комбайна; K_d - коеф. враховує верхня межа крупності пилу; K_c - коеф. враховує наявність знепилюючих заходів; K_v - коеф. враховує вплив швидкості руху повітря в очисному забої.

Для знепилювання вентиляційного струменя і зниження пиловідкладення на 1 конвеєрному штреку південної панелі блоку 3 (вентиляційному штреку 3-ої лави південній панелі блоку 3) в 10-20 м від виходу з очисного вибою встановлена туманоутворюючих завіса. Туманоутворюючих завіса повинна працювати протягом всього часу роботи комбайна. Витрата води завісою складе:

$$Q_3 = w * q_3 = 683 * 0.1 = 68,3 \text{ л/мин}$$

де: w - кількість повітря, що проходить через очисний вибій і туманоутворюючих завісу, м³ / хв.

q_3 -питома витрата води для очищення повітря від пилу, 0.1л / м³ повітря.

Згідно «Інструкції з комплексного знепилювання повітря» с.387, п.6.5 на кожні 500 м³ / хв проходить повітря встановлюється по одній завісі. Тоді в даному випадку необхідна установка двох туманоутворюючих завіс, відстань між якими має бути 3 - 5 м.

Тиск води у зрошувачів, які створили водяну завісу, має становити не менше 1.2 МПа. Харчування туманообразующей завіси здійснюється від протипожежно-зрошувального трубопроводу. Добовий витрата води туманообразующей завіси визначаємо з виразу:

$$Q_{зм} = Q_3 * T = 68,3 * 704 = 48083 \text{ л/сут} = 48,1 \text{ м}^3/\text{сут}$$

де: Q_3 - витрата води в одиницю часу, л / хв

T - тривалість роботи завіси в добу, хв.

Тривалість роботи завіси дорівнює тривалості роботи комбайна на добу, яку можна визначити за формулою:

$$T = A / R_k = 3500 / 4,26 = 704 \text{ МИН}$$

де: A - добовий видобуток з очисного забою, т.

R_k - продуктивність комбайна, т / хв.

Обезпилювання на вантажному пункті очисного забою.

Транспортування вугілля проводиться у разі такої транспортної ланцюжку: з забійного конвеєра СПЦ-230.03.07 на підлавний обладнання СПЦ-230.25 і з підлавний обладнання на стрічкові конвеєра 2ЛТ-100 №1 і 2ЛТ-100 № 2 і в бункер.

Придушення пилу, що утворюється в місцях пересипу вугілля з забійного конвеєра СПЦ-230.03.07 на транспортний ланцюжок конвеєрного

штреку здійснюється за допомогою конусних форсунок типу КФ 3.3-40 з кутом розчину факела 40 град. при тиску води близько 1,2 МПа.

Згідно з технологічною схемою П-8 питома витрата води має становити 5 л / т. Так як продуктивність комбайна РКУ-13 становить 4,26 т / хв, то загальна витрата води на знепилування в зоні вивантаження вугілля із забою повинен залишати

$$5 \text{ л/т} * 4,26 \text{ т/хв} = 21,3 \text{ л/хв}$$

Для високонапорного орошення використовуються конусні форсунки типу КФ-3,3-40. При давленні води 1,2 МПа продуктивність оросителя составит 17.4 л/мин. Для забезпечення требуемого расхода необходимо на погрузочном пункте установить два оросителя типа КФ-3.3-40.

Добовий витрата води для зрошення на вантажному пункті складе:

$$Q_{\text{сут}} = A * q * n = 3500 * 5 * 8 = 120000 \text{ л/сут} = 120 \text{ м}^3/\text{сут}$$

де А - добовий видобуток вугілля із забою, т; q - питома витрата води, л / т.

n - кількість вантажних пунктів.

Для підвищення ефективності боротьби з пилом при роботі зрошувачів на вантажному пункті лави в воду додається робочий розчин ПП в концентрації 0.2%. При добовому витраті води на зрошення 120 м³ / добу витрата змочувача складе 60 літрів на добу.

Все пересипаючи по конвеєрній виробці повинні бути окожушени.

4.4 Протипожежний захист

Для боротьби з пожежами в шахті передбачається прокладка протипожежно-зрошувальних трубопроводів на стійці кріплення на висоті 0,4-0,8 м від трапів з боку проходу людей. Джерело протипожежного водопостачання на поверхні служить груповий водопровід шахти.

Схема протипожежного захисту ділянки наведена на малюнку 4.1.

Розрахунок параметрів водяних заслонів 5 лави південній панелі блоку 3

Витрата води на водяній заслін: $Q = 1,1 \cdot q_0 \cdot S_{\text{св}}$, л

де: $S_{\text{св}}$ - площа поперечного перерізу виробки в простві в місці встановлення заслону, м²; $q_0 = 400$ л / м² - питома витрата води на 1 м² площі поперечного перерізу виробки.

$$Q = 1,1 \cdot 400 \cdot 10,6 = 4664 \text{ л.}$$

Необхідна кількість судин для заслону при місткості одного судини $Q_3 = 40$ л.

$$N = 4664/40 = 116,6 \text{ шт.}$$

Приймаємо 117 судин.

Кількість полиць з судинами в заслін при місткості трьох судин на одному полиці:

$$m = 117/3 = 40 \text{ рядів}$$

Длина заслона:

$$L_3 = (a + b) \cdot m - b$$

де: $a = 0,37$ м - ширина судини; $b = 0,5$ м - відстань між судинами;

$$L_3 = (0,37 + 0,5) \cdot 40 - 0,5 = 34,3 \text{ м}$$

Згідно ПБ довжина заслону повинна бути не менше 30 м, умова дотримується.

Товщина полку - 50 мм, товщина поздовжнього прогону - 40 мм, відстань між покрівлею і верхньою кромкою посудини повинна бути не менше 100 мм і не більше 600 мм. Судини заповнюються водою від протипожежного трубопроводу і в міру її випаровування періодично доливаються.

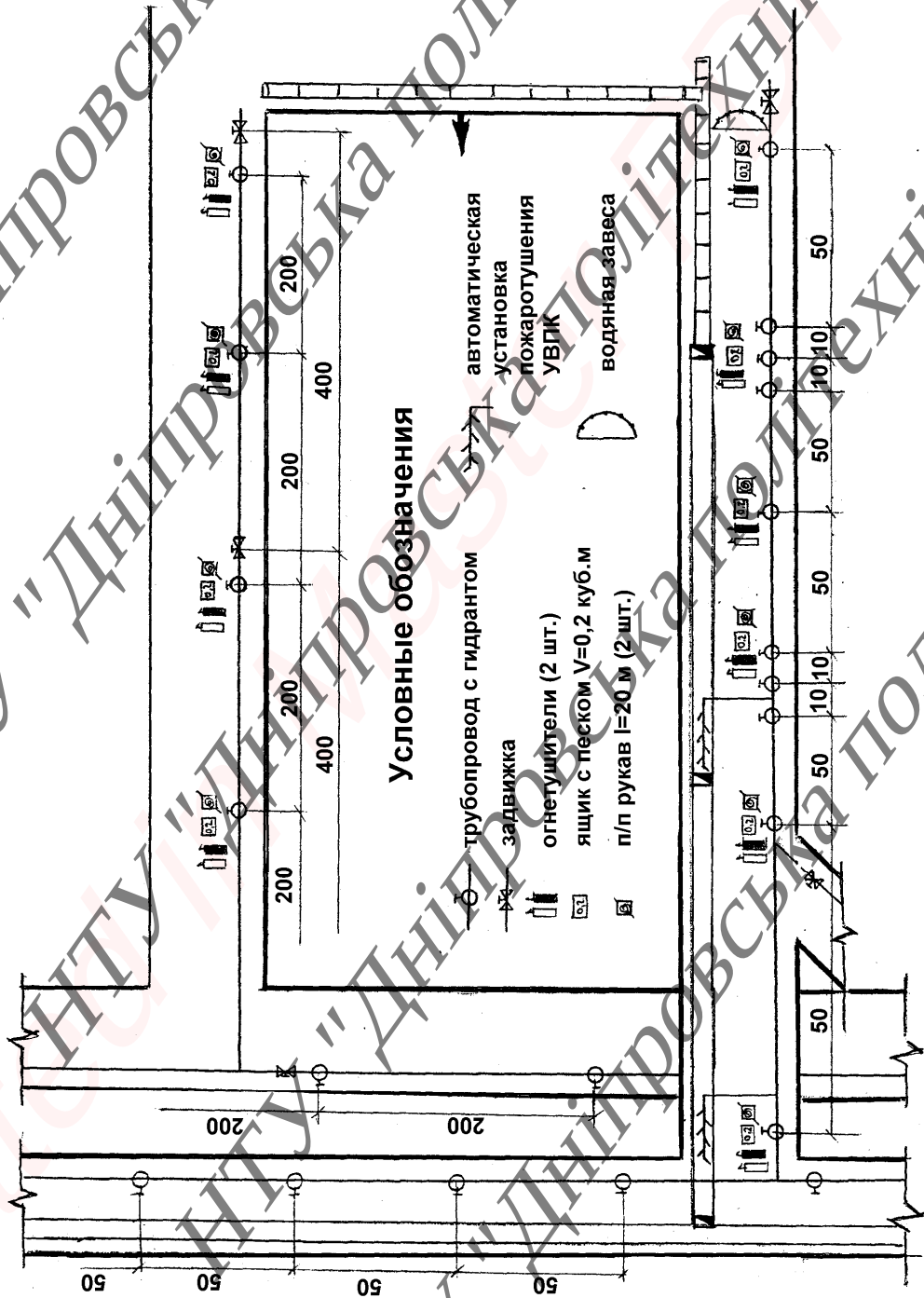


Рис. 4.1 - Схема протипожежного захисту виїмкової ділянки 5 лави південній панелі блоку 3

4.5. Заходи з безпеки робіт

Вибір комплексу заходів щодо боротьби з пилом проводиться виходячи з пилоутворювальну здатності шахтопластов, типів машин, швидкості руху повітря, системи і параметрів водопостачання ділянки.

Питомий пиловиділення при роботі комбайна (г / г) визначається:

$$q_n = q_{nl} \cdot v \cdot k_k,$$

где: $q_{nl} = 45$ г/т – питомий пиловиділення шахтопласта; $v = 2,0$ м/с в очисному забої; $= 0,8$ м / с в підготовчому забої; - коефіцієнт, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на виділення пилу ($= 0,33$ - для комбайна П-110; $= 0,4$ - для комбайна РКУ-13).

$$q_{n.оч} = 45 \cdot 2 \cdot 0,4 = 36 \text{ г/т};$$

$$q_{n.подг} = 25 \cdot 0,8 \cdot 0,33 = 6,6 \text{ г/т}.$$

Заходи по боротьбі з пилом:

в очисних вибоях - пневмогідроорошення (ПГО), застосування пневмоздушних ежекторів;

в підготовчих виробках - пневмогідроорошення (ПГО), типове зрошення із зовнішнім розташуванням зрошувачів.

Залишкова запиленість повітря в очисному забої визначається:

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot q_{n.оч} \cdot P_{оч} \cdot k_v \cdot k_c}{Q_{оч}}$$

де: - продуктивність комбайна, т / хв; - витрата повітря через лаву, м³ / хв; - коэф., Що враховує вплив швидкості руху повітря; - коэф., Що враховує ефективність комплексу знепилюючих заходів:

$$k_c = (1 - \varepsilon_1)(1 - \varepsilon_2) \dots (1 - \varepsilon_n)$$

$$k_c = (1 - 0,8)(1 - 0,9) = 0,02$$

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot 36 \cdot 1,5 \cdot 1,15 \cdot 0,02}{336} = 3,6 \text{ мг/м}^3$$

Залишкова запиленість повітря в підготовчій виробці визначається за формулою:

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot q_{n.n} \cdot P_n \cdot k_v \cdot k_c}{Q_n}$$

де: - продуктивність комбайна, т / хв; - витрата повітря через лаву, м³ / хв; - коэф., Що враховує вплив швидкості руху повітря; - коэф., Що враховує ефективність комплексу знепилюючих заходів:

$$k_c = (1 - \varepsilon_1)(1 - \varepsilon_2) \dots (1 - \varepsilon_n)$$

$$k_c = (1 - 0,7)(1 - 0,9) = 0,03$$

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot 6,6 \cdot 2,5 \cdot 1,8 \cdot 0,03}{492} = 1,09 \text{ мг/м}^3$$

Добовий обсяг пилоподавлення зрошенням в очисному забої:

$$Q_{сут} = 10^{-3} \cdot k \sum V \cdot q$$

де: - коеф., що враховує витоку води; - добовий обсяг робіт, т / добу; - питома витрата води;

$$Q_{\text{сут}} = 10^{-3} \cdot 1,1 \cdot 2500 \cdot 20 = 45,4 \text{ м}^3 / \text{доб.}$$

Расход воды водяной завесой за сутки по формуле:

$$Q_{\text{з.сут}} = 10^{-3} Q_{\text{в}} q_{\text{в}} T$$

де: - витрата повітря в місці установки завіси, м³ / хв; - питома витрата води для завіси, м³ / хв; T - тривалість роботи завіси в добу, хв.

$$T = A / P_{\text{к}},$$

де: A - добове навантаження на очисний вибій, т / добу; P_к - продуктивність комбайна, т / хв.

$$T = 2500 / 2,5 = 1000 \text{ хв.}$$

$$Q_{\text{з.сут}} = 10^{-3} \cdot 2500 \cdot 0,05 \cdot 1000 = 120 \text{ м}^3 / \text{доб.}$$

Необхідна кількість форсунок за формулою:

$$n = \frac{Q}{3,13 a \sqrt{P}}$$

де: - витрата води для зрошення, л / хв; - коеф. витрати води у форсунках; - тиск води в форсунки, МПа.

$$n = \frac{120}{3,13 \cdot 1,6 \sqrt{2}} = 15,4$$

Приймаємо 16 форсунок типу КФ1,6-75.

Таблиця 4.4 - Обладнання для пилоподавлення

Оборудование	Тип, ГОСТ	Ед. изм	К-во
1. Вентиль фланцевый	ЕКВ-10	шт.	1
2. Клапан редукційний	КРШ	шт.	1
3. Перехідник	-	шт.	1
4. Фільтр штрековий	ФШЦ	шт.	1
5. Манометр	МГ	шт.	3
6. Вентиль електромагнітний	ВЭГ-3М	шт.	1
7. Насосна установка	НУМС-30	шт.	1
8. Водопровід забійний	ВЗН-32	шт.	1
9. Водяна завіса	ВЗ-1	шт.	1
10. Форсунка на Пересипі	КФ-5,0-75	шт.	2
11. Кран триходовий муфтовий	КТН-25	шт.	3
12. Водопровідний ставши	Ø150 мм		
13. Рукав напірний	ГОСТ 10362-76	м	50

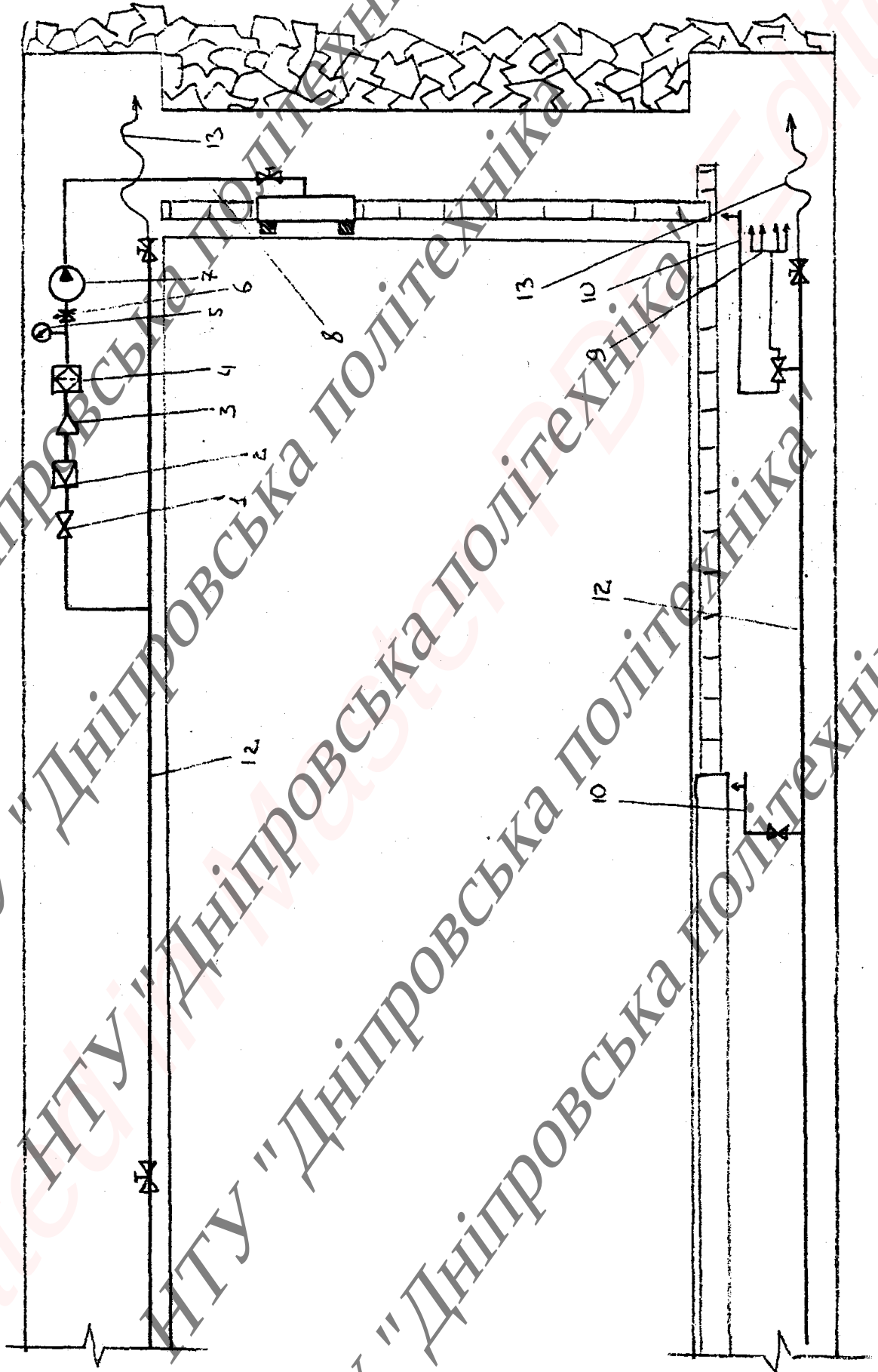


Рис. 4.2 - Технологічна схема пилоподавлення зрошенням

Визначимо періодичність нанесення змочувально-зв'язуючих складів на ділянці штреку з вихідним струменем, що примикає до лави, протяжністю 50 м:

$$T_n = \frac{K \cdot K_{CH_4} \cdot \delta_{омл}}{P_t} = \frac{5 \cdot 0,5 \cdot 35}{75} = 1,17(\text{сут})$$

де K - коефіцієнт, що характеризує тривалість захисної дії способу попередження вибуху вугільного пилу; K_{CH_4} - коефіцієнт, що враховує вплив вмісту метану в атмосфері виробки; P_t - інтенсивність пиловідкладення, г/(м³·доб).

Визначимо періодичність нанесення змочувально-зв'язуючих складів на ділянці штреку з вихідним струменем, на наступних 150 м.

$$T_n = \frac{3,5 \cdot 5 \cdot 0,5 \cdot 35}{75} = 4,1(\text{сут})$$

Визначимо періодичність обмивки на що залишився ділянці штреку з вихідним струменем за формулою:

$$T_n = \frac{1 \cdot 0,5 \cdot 35}{1,2} = 14,6(\text{сут})$$

Боротьба з раптовими викидами

Пласт d4 шахти "Червоноармійська - Західна №1" відноситься до загрозливих.

Відпрацювання лави здійснюється із застосуванням поточного прогнозу викидонебезпечності і контролю ефективності противикидних заходів.

Застосовується наступне обладнання:

- газові витратоміри ПП-2МА;
- газові затвори ЗГ-1;
- крепостемери ПК-1.

Розрахунок часу виходу людей з найбільш віддаленої точки 5 лави південній панелі блоку 3 на свіжий струмінь при аварії

Маршрут руху людей з аварійної ділянки складе:

- 5 конвеєрний штрек південній панелі блоку 3;
- 2 лава південній панелі блоку 3;
- 1 конвеєрний штрек південній панелі блоку 3.

Час руху людей складе:

$$T_{\text{бц}} = T_1 + T_2 + T_3, \text{ минут}$$

де: T_1 - час руху по 5 конвеєрному штреку південної панелі блоку 3;

T_2 - час руху по 2 лаві південної панелі блоку 3;

T_3 - час руху по 1 конвеєрному штреку південної панелі блоку 3;

Час руху по 6 конв. штреку південної панелі блоку 3 становить:

$$T_1 = \frac{l}{v}; \text{ минут}$$

де: l – протяжність гірничої виробки, метрів;
 v – швидкість руху людей по гірничих виробках, становить 60 метрів в хвилину;

$$T_1 = \frac{1370}{60} = 23 \text{ хвилини}$$

Час руху по 5 лаві південної панелі блоку 3 становить:

$$T_2 = \frac{l}{v}; \text{ хвилини}$$

де: l – протяжність гірничої виробки, метрів;
 v – швидкість руху людей по гірничих виробках, становить 40 метрів в хвилину;

$$T_2 = \frac{260}{40} = 7 \text{ хвилини}$$

Час руху по 5 конв. штреку південної панелі блоку 3 становить:

$$T_3 = \frac{l}{v}; \text{ хвилини}$$

де: l – протяжність гірничої виробки, метрів;
 v – швидкість руху людей по гірничих виробках, становить 60 метрів в хвилину;

$$T_3 = \frac{1280}{60} = 22 \text{ хвилини}$$

Загальний час виходу людей по найбільш віддаленому маршруту руху через 5 лаву південної панелі блоку 3 складе:

$$T_{\text{общ}} = 23 + 7 + 22 = 52 \text{ хвилини};$$

Для забезпечення безпечного виведення людей з найбільш віддаленої точки 5 лави південної панелі блоку 3 встановлений пункт перемикачів в резервні саморятівники на 6 конвеєрному штреку південної панелі блоку 3 в 20 метрах від сполучення з 5 лавою південної панелі блоку 3.

4.6 Заходи з охорони навколишнього середовища

4.6.1 Екологічна оцінка проектних рішень

Основними вредоносителями на гірничодобувному підприємстві, що впливають на навколишнє середовище є: побутові, шахтні стоки, викиди пилу і газу в атмосферу.

Подальший розвиток гірських робіт надає наступну вплив на навколишнє середовище:

1. Зміна рельєфу місцевості, гірничо-геологічної структури гірського масиву, пошкодження будівельних об'єктів та інженерних споруд.
2. Зміна рівня підземних вод і напрямки їх руху, а також гідрографічної мережі: погіршення якості вод неглибоко залягаючих водоносних горизонтів.

3. Зміна складу і властивостей атмосферного повітря, вод (підкислення, забруднення), збільшення токсичних елементів, випадання кислотних дощів.

4. Збільшення запиленості повітря, збільшення вмісту CO₂ в повітрі.

Проектом передбачаються наступні заходи з охорони навколишнього середовища:

1. Застосування технологічної схеми повторного використання підготовчих виробок, для того, щоб зменшити вивезення породи від проведення виробок, що призведе до зменшення відвалів на поверхні.

2. Удосконалення технології зі спалювання палива, зменшення вмісту сірки у вугіллі.

3. Зниження забрудненості шахтних вод: своєчасне очищення канавок, водозбірників.

4. Зниження інфільтрації стічних вод з отвалообразованими.

4.6.2 Заходи з охорони навколишнього середовища

Проектом передбачається найбільш повне вилучення містяться корисних копалин знаходяться в надрах і комплексне їх використання.

Рациональне використання і охорона надр включають цілі не пов'язані з видобутком мінеральної сировини:

- охорона ділянок надр при зведенні підземних інженерних споруд для захоронення шкідливих відходів виробництва, охорона ділянок надр, що становлять особливу наукову і культурну цінність;
- охорона родовищ корисних копалин від всього шкоди, забудови, затоплення водосховищами при будівництві до проектування гірничодобувних підприємств.

Проектом передбачається будівництво наступних систем каналізації:

- побутовий;
- виробничо-дошової;
- шахтного водовідливу.

Побутові стоки від проєктованих споруд основний проммайданчика, майданчики подає повітря стовбура №1 і ст. Вдала перекачуються в центральну насосну станцію перекачки, а потім на очисні споруди м Димитрова. Виробничі та дошові стоки прямують в ставок-відстійник шахтних вод, де відбувається випадання зважених часток. Освітлена вода надходить в основний ставок, потім на доочистку. При тимчасовому відстої води > 8 годин, ступінь очищення стоків в ставку-відстійнику від зважених речовин становить 99,5%, від нафтопродуктів - 99,1%.

Відповідно до технічних умов очисні споруди розширюються з 40000 м³/добу до 80000 м³/добу. Доочищення стічних вод передбачається за рекомендацією МДК і СІ склоершамі.

Проектом прийнята біологічна очистка стічних вод продуктивністю 50000 м³/добу.

5. ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ПРИЙНЯТОГО РІШЕННЯ

5.1 Розрахунок собівартості транспортування 1 т вугілля

В даному розділі дипломного проекту буде розглянуто два варіанти транспортування вугілля конвеєрним транспортом:

Варіант 1

Транспортування вугілля за допомогою магістральної конвеєрної ланцюжка складається з стрічкових конвеєрів №3 2Л100У довжиною 410 м і №4 2Л100У довжиною 405 м загальна довжина ланцюжка (815 м);

Варіант 2

Транспортування вугілля за допомогою магістрального конвеєра 2Л1000Д довжиною 815 м.

Для кожного варіанту розрахуємо калькуляцію собівартості транспортування 1 т вугілля.

Розрахунок економічних показників за варіантом 1

Вихідні дані для розрахунку витрат на використання конвеєра 2Л100У загальною довжиною 815 м.

$N_T = 1266$ т/см, продуктивність магістрального конвеєра;

$l = 815$ м, довжина конвеєра;

$T_K = 365$ днів, число календарних днів в році;

$T_{RP} = 57$ днів, регламентовані перерви і простої конвеєра;

$n = 3$, число робочих змін на добу;

$t = 6$ год, тривалість робочої зміни;

$\Pi = 2062$ тис.грн., загальна вартість конвеєра і стрічки;

$B = 0,54$ грн/кВт*год, тариф за спожити електроенергію.

Розрахунок виробничої потужності капітальних і експлуатаційних витрат.

Розрахунок виробничої програми.

Базова продуктивність східного магістрального конвеєра:

$$Q = \sum_{i=1}^m A_i * (T_K - T_{RP}) * t * n * N_T, \text{ т/год}$$

$A = 1$, число магістральних конвеєрів; $T_K = 365$ – число календарних днів в році; $T_{RP} = 57$ - регламентовані перерви; $n = 3$ число робочих змін на добу; $t = 6$ год, тривалість робочої зміни; $N_T = 211$ т/год, продуктивність конвеєра;

$$Q = 1 * (365 - 57) * 6 * 3 * 211 = 1135,6 \text{ тис.т/год}$$

Розрахунок капітальних вкладень.

Капітальні витрати у споживача:

$$K = K_1 + K_2 + K_3$$

K_1 – балансова вартість конвеєра, грн.; K_2 – вартість необхідних виробничих площ, грн; K_3 - інші капітальні вкладення, грн.

$$K_1 = \Pi + TЗР + M,$$

C = 2062 тис.грн., загальна ціна магістрального конвеєра; ТЗВ - транспортно-заготівельні витрати (приймаються як 8% від ціни конвеєра), грн;

M - витрати на будівельно-монтажні роботи (приймаються як 40% від вартості конвеєра), грн.

$$TЗВ = \frac{C * 8}{100} = \frac{2062000 * 8}{100} = 164900 \text{ грн.}$$

$$M = 2,06 * 0,4 = 0,824 \text{ млн.грн.}$$

$$K_1 = 1 * (2062000 + 164900 + 824000) = 3050900 \text{ тис. грн.}$$

Вартість необхідних виробничих площ $K_2 = 0$ грн.

Інші капітальні вкладення приймаємо як 20% від балансової вартості конвеєра:

$$K_3 = K_1 * 0,2 = 3050900 * 0,2 = 610 \text{ тис.грн.}$$

$$\text{Разом: } K = 3050 + 610 = 3660 \text{ тис.грн.}$$

Розрахунок експлуатаційних витрат

Поточні витрати розраховуються по змінюваним калькуляційним статтям

$$U = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6$$

C_1 – заробітна плата технічного персоналу, грн.; C_2 – вартість матеріальних ресурсів, грн.; C_3 – вартість енергії на технологічні потреби, грн.; C_4 – вартість витрат на відтворення основних засобів, грн.; C_5 – витрати на монтаж, грн.; C_6 – інші невраховані витрати.

Розрахунок витрат по елементу «Заробітна плата технічного персоналу».

$$C_1 = \Phi ЗП + C_{\text{н}}, \text{ грн}$$

$\Phi ЗП$ – Фонд заробітної платні, грн; $C_{\text{н}}$ – нарахування на соціальне страхування, грн:

$$\Phi ЗП = \left[N_{\text{сп}} \cdot \left(\frac{\sum_{i=0}^n K_i \cdot R_i}{\sum_{i=0}^n R_i} \right) \cdot D_i \cdot K' \cdot T_p'' \cdot \left(1 + \frac{\alpha}{100} \right) \right] \cdot K_{\text{н}}$$

$N_{\text{сп}}$ – обліковий штат обслуговуючого персоналу, чол.

$$N_{\text{сп}} = K_{\text{сп}} \cdot N_{\xi}, \text{ чел; } N_{\xi} = m \cdot H \cdot C$$

$m = 2$, кількість одиниць устаткування, яке обслуговує; $H = 1$, норма обслуговування, чол / од. обладнання; $C = 3$, число робочих змін; $K_{\text{сп}} = 1,18$ коефіцієнт облікового складу:

$$N_{\xi} = 2 * 1 * 3 = 6 \text{ чол.}$$

$$N_{\text{сп}} = 1,18 * 6 = 8 \text{ чол.}$$

Таблиця 5.1 - Чисельність обслуговуючого персоналу

Професії	Чисельність працюючих в зміну	Явочний склад робітників	Коефіцієнт облікового складу	Обліковий склад робітників
Механіки	2	6	1,18	8
Разом:	2	6		8

Таблиця 5.2 - Порозрядне поділ обслуговуючого персоналу

Розряди	Обліковий склад обслуговуючого персоналу
	Механік
IV	8

K_i – тарифний коефіцієнт і-го розряду прийнятої тарифної сітки

Таблиця 5.3 - коефіцієнтний ставки

Коефіцієнтний ставки	Розряди					
	I	II	III	IV	V	VI
Тарифний коефіцієнт	1,44	1,57	1,73	1,95	2,23	2,59
Тарифна ставка	8,64	9,42	10,38	11,7	13,38	15,54

$K' = 2,5$ – галузевої коефіцієнт; R_i – кількість працюючих n-го розряду; D_i – тарифна ставка 1-го розряду прийнятої тарифної сітки; T_p'' – номінальний фонд робочого часу одного робітника, год:

$$T_p'' = \frac{T_p}{m} * n * t$$

m – кількість бригад, які обслуговують роботу ділянки при безперервному режимі роботи

$$m = c + 1 = 3 + 1 = 4$$

$c = 3$ – кількість робочих змін на добу

$t = 6$ год – тривалість робочої зміни

$$T_p'' = \frac{308}{4} * 1 * 6 = 462 \text{ год}$$

$\alpha = 75\%$ – розмір доплат; $K_n = 1,2$ – коефіцієнт додаткової зарплати; $R_n = 50,06$ – коефіцієнт відрахувань на соціальне страхування; n – число розрядів.

$$\Phi ЗП = \left[8 * \left(\frac{1,95 * 8}{8} \right) * 11,7 * 1,95 * 462 * \left(1 + \frac{75}{100} \right) \right] * 1,2 = 345 \text{ тис.грн.}$$

$$C_n = \Phi ЗП * \frac{R_n}{100} = 345 * \frac{50,06}{100} = 172,7 \text{ тис.грн.}$$

$$C_1 = 345 + 172,7 = 517,7 \text{ тис.грн.}$$

Експлуатаційні витрати на матеріальні ресурси

$$C_2 = \sum_{i=1}^n C_i * q_i * b_i, \text{ грн.}$$

C_i – ціна на і-ий вид матеріальних ресурсів, грн/од.; q_i – питома розмір і-ого виду матеріальних ресурсів; b_i – річна продуктивність; $b = 1135,6$ тис. т/рік.

Як матеріальних ресурсів приймаються масло мастильна і електроенергія:

ціна масла И40: 12 грн / л, витрата: 0,0042 л / т

ціна на солідол: 20 грн / л, витрата: 0,0026 л / т

$$C_2 = 1135,6((12*0,0042)+(20*0,0026)) = 115,82 \text{ тис.грн.}$$

Розрахунок витрат по елементу «Електроенергія».

$$C_3 = v * W * n, \text{ грн}$$

$v = 0,54 \text{ грн/кВт*ч}$ – тариф за спожиту електроенергію; W - кількість споживаної електроенергії, кВт * год / рік; $n = 1,1$ коефіцієнт, що враховує витрати на утримання підстанцій.

Споживана електроенергія

$$W = \frac{\sum P * K_3 * K_0 * t}{\eta \cos \phi}, \text{ кВт*ч / год}$$

$\Sigma P = 440 \text{ кВт}$ – сумарна потужність електродвигунів (2*220 кВт); $K_3 = 0,85$ - коефіцієнт завантаження електродвигунів; $K_0 = 1$ - коефіцієнт одночасної роботи електродвигунів; $\eta = 0,9$ - ККД електромережі; $\cos \phi = 0,92$ - ККД електродвигунів; t - номінальний фонд робочого часу обладнання, год.

$$t = (T_k - T_{рп}) * n * t = (365 - 57) * 3 * 6 = 5544 \text{ год}$$

$$W = \frac{440 * 0,85 * 1 * 5544}{0,9 * 0,92} = 2504,2 \text{ тис. кВт*год/рік}$$

$$C_3 = 0,54 * 2504,2 * 1,1 = 1487,5 \text{ тис.грн/рік}$$

Розрахунок річних витрат на відтворення основних засобів.

$$C_4 = \frac{K_1 * H_1}{100}, \text{ грн.}$$

$H_1 = 24\%$ - норма амортизації на реновацію

$$C_4 = (3050900 * 24) / 100 = 732,2 \text{ тис.грн.}$$

Витрати на ремонт і утримання

$$C_5 = 0,05 * K = 0,05 * 3660 = 183 \text{ тис.грн.}$$

Інші витрати на виробничі потреби.

$$C_6 = k * \Phi ЗП, \text{ грн.}$$

$k = 0,2$ - коефіцієнт інших неврахованих виробничих витрат

$$C_6 = 0,2 * 345 = 69 \text{ тис.грн.}$$

Аналіз економічної характеристики східного магістрального конвеєра 2Л100У загальною довжиною 815 м.

Питомі капітальні витрати.

$$Z_{ук} = \frac{K}{Q} = \frac{3660000}{1135600} = 32,2 \text{ грн/т}$$

Питомі експлуатаційні витрати

- питомі витрати по зарплаті:

$$C_1 = \frac{C_1}{Q} = \frac{517700}{1135600} = 4,6 \text{ грн/т}$$

- питомі витрати з матеріальних ресурсів:

$$C_2 = \frac{C_2}{Q} = \frac{115820}{1135600} = 1,01 \text{ грн/т}$$

- питомі витрати на електроенергію:

$$C_3 = \frac{C_3}{Q} = \frac{1487500}{1135600} = 13,1 \text{ грн/т}$$

- питомі витрати на відтворення основних ресурсів:

$$C_4 = \frac{C_4}{Q} = \frac{732200}{1135600} = 6,4 \text{ грн/т}$$

- питомі витрати на монтаж і ремонт:

$$C_5 = \frac{C_5}{Q} = \frac{183000}{1135600} = 1,6 \text{ грн/т}$$

- питомі витрати на невраховані потреби:

$$C_6 = \frac{C_6}{Q} = \frac{69000}{1135600} = 0,6 \text{ грн/т}$$

Калькуляція собівартості транспортування 1 т вугілля за першим варіантом приведена в кінці даного розділу.

Розрахунок економічних показників за варіантом 2

Вихідні дані для розрахунку витрат на використання конвеєра 2Л1000Д довжиною 815 м.

$N_T = 1266$ т/доб, продуктивність магістрального конвеєра;

$l = 815$ м, довжина конвеєра;

$T_K = 365$ днів, число календарних днів в році;

$T_{RP} = 57$ днів, регламентовані перерви і простої конвеєра;

$n = 3$, число робочих змін на добу;

$t = 6$ год, тривалість робочої зміни;

$\Pi = 1930$ тис.грн., Загальна вартість конвеєра і стрічки;

$B = 0,54$ грн / кВт * год, тариф за спожиту електроенергію.

Розрахунок виробничої потужності капітальних і експлуатаційних витрат.

Розрахунок виробничої програми.

Проектна продуктивність:

$$Q = \sum A * (T_K - T_{RP}) * t * n * N_t, \text{ т/рік}$$

$A = 1$, число конвеєрних магістралей; $T_K = 365$ – число календарних днів в році; $T_{RP} = 57$ - регламентовані перерви; $n = 3$ число робочих змін на добу; $t = 6$ год, тривалість робочої зміни; $N_T = 211$ т/год, продуктивність магістрального конвеєра;

$$Q = 1 * (365 - 57) * 6 * 3 * 211 = 1135,6 \text{ тис.т/рік}$$

Розрахунок капітальних вкладень.

Капітальні витрати у споживача:

$$K = K_1 + K_2 + K_3$$

K_1 – балансова вартість конвеєра, грн.; K_2 – вартість необхідних виробничих площ, грн; K_3 - інші капітальні вкладення, грн.

$$K_1 = \Pi + TЗР + M,$$

Ц = 1930 тис.грн., ціна магістрального конвеєра; ТЗВ - транспортно-заготівельні витрати (приймаються як 8% від ціни конвеєра), грн; М - витрати на будівельно-монтажні роботи (приймаються як 40% від вартості конвеєра), грн.

$$TЗВ = \frac{Ц * 8}{100} = \frac{1930000 * 8}{100} = 155000 \text{ грн.}$$

$$М = 1930000 * 0,4 = 772000 \text{ грн.}$$

$$K_1 = 1 * (1930000 + 155000 + 772000) = 2857 \text{ тис. грн.}$$

Вартість необхідних виробничих площ $K_2 = 0$ грн.

Інші капітальні вкладення приймаємо як 20% від балансової вартості конвеєра:

$$K_3 = K_1 * 0,2 = 2857 * 0,2 = 571 \text{ тис.грн.}$$

$$\text{Итого: } K = 2857 + 571 = 3428 \text{ тис.грн.}$$

Розрахунок експлуатаційних витрат.

Поточні витрати розраховуються по змінюванім калькуляційних статтях

$$U = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6$$

C_1 – заробітна плата технічного персоналу, грн.; C_2 – вартість матеріальних ресурсів, грн.; C_3 – вартість енергії на технологічні потреби, грн.; C_4 – вартість витрат на відтворення основних засобів, грн.; C_5 - витрати на монтаж, грн.; C_6 – інші невраховані витрати.

Розрахунок витрат по елементу «Заробітна плата технічного персоналу».

$$C_1 = \PhiЗП + C_n, \text{ грн}$$

$\PhiЗП$ - фонд заробітної плати, грн; C_n – нарахування на соціальне страхування, грн:

$$\PhiЗП = \left[N_{оп} \cdot \left(\frac{\sum_{i=0}^n K_i \cdot R_i}{\sum_{i=0}^n R_i} \right) \cdot D_i \cdot K' \cdot T_p \cdot \left(1 + \frac{\alpha}{100} \right) \right] \cdot K_n$$

$N_{оп}$ – обліковий штат обслуговуючого персоналу, чол.

$$N_{оп} = K_{cn} \cdot N_{\xi} \cdot \text{чел}; \quad N_{\xi} = m \cdot H \cdot c$$

$m = 1$, кількість одиниць устаткування, яке обслуговує; $H = 1$, норма обслуговування, чол / од. обладнання; $c = 3$, число робочих змін; $K_{сп} = 1,18$ коефіцієнт облікового складу; $N_{\xi} = 1 * 1 * 3 = 3$ чол.

$$N_{оп} = 1,18 * 3 = 4 \text{ чол.}$$

Таблиця 5.3. - Чисельність обслуговуючого персоналу

Професії	Чисельність працюючих в зміну	Явочний склад робітників	Коефіцієнт облікового складу	Обліковий склад робітників
Механіки	1	3	1,18	4
Разом:	1	3		4

Таблиця 5.4 - Порозрядне поділ обслуговуючого персоналу

Розряди	Обліковий склад обслуговуючого персоналу
---------	--

	Механік
IV	4

K_i – тарифний коефіцієнт і-го розряду прийнятої тарифної сітки

Таблиця 5.5 - коефіцієнтний ставки

Коефіцієнтний ставки	Розряди					
	I	II	III	IV	V	VI
Тарифний коефіцієнт	1,44	1,57	1,73	1,95	2,23	2,59
Тарифнаставка	8,64	9,42	10,38	11,7	13,38	15,54

$K' = 2,5$ – галузевої коефіцієнт; R_i – кількість працюючих і-го розряду; D_i – тарифнаставка і-го розряду прийнятої тарифної сітки; T_p'' – номінальний фонд робочого часу одного робітника, год:

$$T_p'' = \frac{T_k * n * t}{m}$$

m – кількість бригад, які обслуговують роботу ділянки при безперервному режимі роботи

$$m = c + 1 = 3 + 1 = 4$$

$c = 3$ – кількість робочих змін на добу

$t = 6$ год - тривалість робочої зміни

$$T_p'' = \frac{308}{4} * 1 * 6 = 462 \text{ рік}$$

$\alpha = 75\%$ - розмір доплат; $K_n = 1,2$ – коефіцієнт додаткової зарплати; $R_n = 50,06$ - коефіцієнт відрахувань на соціальне страхування; n - число розрядів.

$$\Phi ЗП = \left[4 * \left(\frac{1,95 * 4}{4} \right) * 11,7 * 2,5 * 462 * \left(1 + \frac{75}{100} \right) \right] * 1,2 = 221 \text{ тис.грн.}$$

$$C_n = \Phi ЗП * \frac{R_n}{100} = 221000 * \frac{50,06}{100} = 110,6 \text{ тис.грн.}$$

$$C_1 = 221 + 110,6 = 331,6 \text{ тис.грн.}$$

Експлуатаційні витрати на матеріальні ресурси

$$C_2 = \sum_{i=1}^n C_i * q_i * b_i, \text{ грн.}$$

C_i – ціна на і-ий вид матеріальних ресурсів, грн / од.; q_i – питома розмір і-ого виду матеріальних ресурсів; b_i – річна продуктивність; $b = 1135,6$ тис. т/рік.

Як матеріальних ресурсів приймаються масло мастильна і електроенергія:

ціна масла И40: 12 грн/л, витрата: 0,0042 л/ м³

ціна на солідол: 20 грн/л, витрата: 0,0026 л/ м³

$$C_2 = 1135,6 * ((12 * 0,0042) + (20 * 0,0026)) = 115,82 \text{ тис.грн.}$$

Розрахунок витрат по елементу «Електроенергія».

$$C_3 = v \cdot W \cdot n, \text{ грн}$$

$v = 0,54$ грн/кВт*ч – тариф за спожиту електроенергію; W – кількість споживаної електроенергії, кВт*год/рік; $N = 1,1$ коефіцієнт, що враховує витрати на утримання підстанцій.

Споживана електроенергія

$$W = \frac{\sum P \cdot K_3 \cdot K_0 \cdot t}{\eta \cos \phi}, \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{год}$$

$\Sigma P = 400$ кВт – сумарна потужність електродвигунів ($2 \cdot 200$ Вт); $K_3 = 0,85$ – коефіцієнт завантаження електродвигунів; $K_0 = 1$ – коефіцієнт одночасної роботи електродвигунів; $\eta = 0,9$ – ККД електромережі; $\cos \phi = 0,92$ – ККД електродвигунів; t – номінальний фонд робочого часу обладнання, год.

$$t = (T_k - T_{рц}) \cdot n \cdot t = (365 - 57) \cdot 3 \cdot 6 = 5544 \text{ год}$$

$$W = \frac{400 \cdot 0,85 \cdot 1 \cdot 5544}{0,9 \cdot 0,92} = 2276,5 \text{ тис. кВт} \cdot \text{год} / \text{рік}$$

$$C_3 = 0,54 \cdot 2276,5 \cdot 1,1 = 1352,3 \text{ тис. грн} / \text{рік}$$

Розрахунок річних витрат на відтворення основних засобів.

$$C_4 = \frac{K_1 \cdot H_1}{100}, \text{ грн.}$$

$H_1 = 24\%$ – норма амортизації на реновацію

$$C_4 = (2807 \cdot 24) / 100 = 673,68 \text{ тис. грн.}$$

Витрати на ремонт і утримання

$$C_5 = 0,05 \cdot K = 0,05 \cdot 3368000 = 168400 \text{ грн.}$$

Інші витрати на виробничі потреби.

$$C_6 = k \cdot \Phi \text{ЗП}, \text{ грн.}$$

$k = 0,2$ – коефіцієнт інших неврахованих виробничих витрат

$$C_6 = 0,2 \cdot 221000 = 44200 \text{ грн.}$$

Аналіз економічної характеристики східного магістрального конвеєра 2Л1000Д загальною довжиною 815 м.

Питомі капітальні витрати

$$Z_{ук} = \frac{K}{Q} = \frac{3368000}{1135600} = 29,7 \text{ грн} / \text{т}$$

Питомі експлуатаційні витрати

- питомі витрати по зарплаті:

$$C_1 = \frac{C_1}{Q} = \frac{331600}{1135600} = 2,9 \text{ грн} / \text{т}$$

- питомі витрати з матеріальних ресурсів:

$$C_2 = \frac{C_2}{Q} = \frac{115820}{1135600} = 1,01 \text{ грн} / \text{т}$$

- питомі витрати на електроенергію:

$$C_3 = \frac{C_3}{Q} = \frac{1352300}{1135600} = 11,9 \text{ грн} / \text{т}$$

- питомі витрати на відтворення основних ресурсів:

$$C_4 = \frac{C_4}{Q} = \frac{673680}{1135600} = 5,9 \text{ грн/ т}$$

- питомі витрати на монтаж і ремонт:

$$C_5 = \frac{C_5}{Q} = \frac{168400}{1135600} = 1,5 \text{ грн/ т}$$

- питомі витрати на невраховані потреби:

$$C_6 = \frac{C_6}{Q} = \frac{44200}{1135600} = 0,4 \text{ грн/ т}$$

Таблиця 5.6 - Основні техніко-економічні показники проекту при розрахунку транспортування 1 т вугілля (варіант 1 і варіант 2)

Найменування витрат	Витрати				Відхилення		
	Варіант 1		Варіант 2		грн/т	грн/рік	%
	грн/рік	грн/т	грн/рік	грн/т			
Заробітня плата	5241240	4,6	3304260	2,9	-1,70	1936980	36,96
Матеріали	1150794	1,01	1150794	1,01	0,00	0,00	0,00
Електроенергія	14926140	13,1	13558860	11,9	-1,20	1367280	-9,16
Амортизація	7292160	6,4	6722460	5,9	-0,50	-569700	-7,81
Ремонт і обслуговування	1823040	1,6	1709100	1,5	-0,10	-113940	-6,25
Інші витрати	683640	0,6	455760	0,4	-0,20	-227880	-33,33
Всього	31117014	27,31	26901234	23,61	-3,70	4215780	13,55

На підставі виконаних розрахунків приймаємо до роботи проектний варіант, при якому вугілля транспортується магістральним конвеєром 2Л1000Д загальною довжиною 815 м, при якому собівартість транспортування нижче на 13,6% в порівнянні з базовим варіантом.

ВИСНОВОК

Розглянувши гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови підготовки очисних вибоїв по пласту d_4 ШУ «Покровське» з метою вибору засобів механізації та навантажень на них можна зробити наступний висновок:

За габаритними розмірами на пласті d_4 можливе застосування механізованих комплексів типу КМ-87УПМ, 2КМТ, "Гліник", "Фазес", ЗКД-90Т.

При виборі силових параметрів кріплення для конкретних умов необхідно виходити з вимог Слухачоци, відповідно до яких питомий опір кріплення при наявності важких покривель повинно бути не менше 600-1500 $\text{кН} / \text{м}^2$ або для умов пласта d_4 , середня потужність якого 1.8м, мінімальне питомий опір має бути більше 720 $\text{кН} / \text{м}^2$. Цій умові задовольняє кріплення ЗКД-90Т з питомим опором 800 $\text{кН} / \text{м}^2$, яка рекомендується для застосування на шахті в комплексі з комбайном РКУ-13 і конвеєром СПЦ-230.

Кріплення лави здійснюється комплексом ЗКД-90Т, до складу якого входить механізоване кріплення ЗКД-90Т, комбайн РКУ-13 і конвеєр СПЦ-230.

У дипломного проекту розглянуто два варіанти транспортування вугілля конвеєрним транспортом:

- варіант 1 - транспортування вугілля за допомогою магістральної конвеєрної ланцюжка складається з стрічкових конвеєрів №3 2Л100У довжиною 410 м і №4 2Л100У довжиною 405 м загальна довжина ланцюжка (815 м);

- варіант 2 - транспортування вугілля за допомогою магістрального конвеєра 2Л1000Д довжиною 815 м.

Для кожного варіанту розрахована калькуляція собівартості транспортування 1 т вугілля.

Пропоновані заходи із заміни конвеєрів дозволять скоротити енергоспоживання в шахті в цілому, підвищити якість видається на поверхню вугілля, за рахунок збереження його гранулометричного складу.

Скорочення числа конвеєрів входять в транспортно-технологічний ланцюжок дозволить підвищити її надійність. Крім того, скорочення кількості перевантажувальних пунктів, які є місцями підвищеного пилоутворення дозволить знизити вміст пилу в шахтній атмосфері і підвищити за рахунок цього безпеку і комфортність умов праці.

Розроблена технологія робіт по заміні конвеєрів дозволить уникнути простоїв очисних вибоїв та пов'язаних з ними втрат.

Проектом пропонується для підвищення безпеки на конвеєрному транспорті впровадження установки водяного пожежогасіння УВПС-1, призначеної для гасіння та локалізації пожеж в конвеєрних виробках вугільних шахт, в тому числі небезпечних по газу і пилу.

На підставі виконаних розрахунків приймаємо до роботи проектний варіант, при якому вугілля транспортується магістральним конвеєром 2Л1000Д загальною довжиною 815 м, при якому собівартість транспортування нижче на 13,6% в порівнянні з базовим варіантом.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах / ДНАОП 1.1.30-1.01 – 10. – К.: Основа, 2010. – 418 с.
2. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 1. – К.: Основа, 2005. – 425 с.
3. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 2. – К.: Основа, 2005. – 410 с.
4. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Том 1,2 – К.: Будівельник, 1971. – 382, 415 с.
5. Горная графическая документация. ГОСТ 2.850-75 – ГОСТ 2.857-75 – М.: Издательство стандартов, 1983. – 200 с.
6. Горно-инженерная графика / Г.Г Ломоносов, А.И. Арсентьев, И.А. Гудков и др. – М.: Недра, 1976. – 236 с.
7. ГОСТ 2.105-95; Единая система конструкторской документации. Общие требования к текстовым документам. – К.: Госстандарт Украины, 1996 – 36 с.
8. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. ВНТГП-86. – М.: МУП СССР, 1986. – 62 с.
9. Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. – М.: Недра, 1976. – 303 с.
10. Прогрессивные схемы разработки пластов на угольных шахтах. Ч. 1. Технологические схемы. М.: МУП СССР, 1979. – 332 с.
11. Прогрессивные схемы разработки пластов на угольных шахтах. Ч. 2. Технологические схемы. М.: МУП СССР, 1979. – 246 с.
12. Технологические схемы разработки пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1982. – 256 с.
13. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. – М.: МУП СССР, 1989. – 191 с.
14. Методические указания к выполнению раздела “Определение оптимальных параметров очистного забоя на пластах пологого падения” по дисциплине “подземная разработка пластовых месторождений” для студентов специальности 7.090302 / Сост.: О.В. Колоколов, М.В Князев. – Днепропетровск.: НГА Украины, 1989. – 16 с.
15. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1987. – 319 с.
16. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник / Под ред. В.И. Хорина. – М.: Недра, 1981. – 311 с.
17. Задачник по подземной разработке угольных месторождений / Под ред. К.Ф. Сапицкого. – М.: Недра, 1981. – 311 с.
18. Яцких В.Г., Спектор Л.А., Кучеревский А.Г. Горные машины и комплексы. – М.: Недра, 1984. – 400 с.

19. Кияшко И.А. Процессы подземных горных работ. – К.: Вища школа, 1992. – 335 с.
20. Гелескул М.Н., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. – М.: Недра, 1982. – 479 с.
21. Единые правила безопасности при взрывных работах. – К.: Норматив, 1992. – 172 с.
22. Бурчаков А.С., Малкин А.С. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых. Справочник. – М.: Недра, 1991, – 399 с.
23. Воспроизводство вскрытых и подготавливаемых запасов угля на шахтах. М.: Недра, 1990. – 352 с.
24. Закладочные работы в шахтах. Справочник / Под ред. Д.М. Бронникова, А.С. Цыгалова. – М.: Недра, 1989. – 400 с.
25. Транспорт на горных предприятиях. Б.А. Кузнецов, А.А. Ренгевич, В.Г. Шорин и др. – М.: Недра, 1979. – 552 с.
26. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников. / Под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова – М.: Недра, 1985. – 565 с.
27. Общесоюзные нормы технологического проектирования подземного транспорта на горнодобывающих предприятиях. ОНТП – 1-86. – м.: МУП СССР, 1986. – 46 с.
28. Основные положения по проектированию подземного транспорта для новых и действующих шахт. М.: МУП СССР, 1986. – 356 с.
29. Рудничная вентиляция. Справочник. – М.: Недра, 1988. – 440 с.
30. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – К.: Основа, 1994. – 312 с.
31. Охрана труда / Под ред. К.С. Ушакова. – М.: Недра, 1986. – 624 с.
32. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий. Справочник. – М.: Недра, 1991. – 253 с.
33. Руководство по борьбе с пылью в угольных и сланцевых шахтах. – М.: Недра, 1979. – 319 с.
34. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: Недра, 1987. – 60 с.
35. Красавин А.П. Защита окружающей среды в угольной промышленности. – М.: Недра, 1991. – 221 с.
36. Экология горного производства. Учебник для вузов. – М.: Недра, 1991 – 320 с.
37. Укрупненные комплексные нормы выработки для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. – М.: МУП СССР, 1988. – 586 с.
38. Кабанов А.И., Нейсбург В.Е., Харченко В.Д. Инновационный процесс и эффективность новой техники в угольной промышленности. – К.: Техника, 1994. – 226 с.
39. Малецький М.О. Економіка організації: Навчальний посібник. – Д.: НГУ, 2009. – 360с. – Рос. Мовою.

Додаток А

Відомість матеріалів дипломного проекту

		Позначення	Назва	Кількість аркушів	Примітка
1					
2			Документація		
3					
4	*)	ТСТ.ПД.19.ПЗ	Пояснювальна записка	87	*) А4
5					
6			Графічні матеріали		
7					
8	А1	ТСТ.ПД.19.ГЧ.01	Система технології підземного видобутку вугілля	1	
9	А1	ТСТ.ПД.19.ГЧ.02	Схема вентиляції шахти	1	
10	А1	ТСТ.ПД.19.ГЧ.03	Перспектива розвитку гірничих робіт	1	
11	А1	ТСТ.ПД.19.ГЧ.04	Технологічна схема транспорту	1	

Додаток В

Характеристика пласта d₄

Найменування (символ) свити	Найменування (символ) пласта	Погужність пласта сер., м		продуктивність пласта, т/м ²	Кут падіння пласта, град.	Будова пласта (проста, складна)	Витриманість пласта
C ₁ ^н	d ₄	0,9	2,15	1,26-2,84	2-5	складна	витриманий

Характеристика якості вугілля

Найменування (символ) пласта	Марка вугілля		Масова частка загальної робочої вологи W _t ^r , ср., %	Зольність A _d ^d , ср., %		Масова частка загальної сірки S _t ^d , ср., %	Вихід легких речовин U ^{daf} , ср., %	Товщина пластичного шару Y, мм	Питома теплота згоряння Q _s ^{af} , ккал/кг	Збагачуваність вугілля по золі і сере
	з геологічного звіту	за даними УХИНа		чистого вугілля (вугільних пачок)	засміченого вугілля (з 100% засміченням прошарками)					
d ₄	КО	КО	0,9-1,9 1,3	У центр. частині		0,6-1,2 0,8	26,3 - 32,8	8 - 14	8335 8625	легка
				4,9-8,0 6,1	4,9-8,0 6,8					
				У південній частині						
				16,4-25 17,1	16,4-25,2 19,6					