

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 Бондаренко Олександра Олександровича
(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 удосконалення технологічної системи конвеєрного транспорту в умовах шахти «Павлоградська» ІШУ «Павлоградське»
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	<u>Денищенко О.В.</u>			
розділів:				
Технологічний				
Транспорт				
Охорона праці				
Рецензент				
Нормоконтролер	<u>Барташевський С.Є.</u>			

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 Бондаренко Олександр Олександрович академічної групи 184М-18-1ГФ
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»

на тему Проект удосконалення технологічної системи конвеєрного транспорту в умовах шахти «Павлоградська» ШУ «Павлоградське»

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»

від «02» грудня 2019р. № 2019-л

Розділ	Зміст	Термін виконання
Технологічний	Характеристика діючої шахти. Обґрунтування параметрів технології очисних та підготовчих робіт	01.11.2019
Транспорт	Технологічна схема транспорту	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)

Денищенко О.В.

(прізвище, ініціали)

Дата видачі 15.10.2019

Дата подання до екзаменаційної комісії 16.12.2019

Прийнято до виконання

(підпис)

Бондаренко О.О.

(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 96 сторінок, 19 рис., 2 додатки, 30 використаних джерела.

Об'єкт розробки: технологічна система конвеєрного транспорту при розкритті заскидної частини шахтного поля шахти «Павлоградська» ШУ «Павлоградське» ПАТ "ДТЕК Павлоградвугілля".

Мета дипломного проекту: спроектувати ефективну технологічну систему конвеєрного транспорту при розкритті заскидної частини шахтного поля шахти «Павлоградська» ШУ «Павлоградське» ПАТ "ДТЕК Павлоградвугілля", що базується на впровадженні нових технічних рішень.

У вступі пояснювальної записки зазначено існуючий стан справ в галузі і на шахті «Павлоградська».

У першому розділі дана оцінка нинішнього стану, зроблено аналіз виробничої ситуації, виявлені технічні пріоритети, конкретизовано завдання на дипломний проект.

Пояснювальна записка дипломного проекту має розрахунки, які підтверджують працездатність пропозицій щодо поліпшення техніко-економічного стану вугільного підприємства.

У другому розділі запропоновано варіант ведення очисних робіт по пласту C_5 , використовуючи механізований очисний комплекс нового технічного рівня типу МДМ, наведено розрахунок очікуваного вантажопотоку дільничного транспорту.

Підрозділ «Вентиляція» виконаний з використанням ЕОМ за програмою розробленою на кафедрі АіОП НТУ.

В підрозділі "Охорона праці" розглянуті заходи щодо боротьби з пилом, розглянуті шкідливі і небезпечні фактори, а також шляхи підвищення безпеки праці, проведений розрахунок водяних заслонів, розроблені заходи щодо комплексного знепилення в очисному вибої, розроблена схема протипожежного захисту очисної ділянки.

В економічній частині пояснювальної записки наведено розрахунок техніко-економічних показників при впровадженні проектних рішень.

ШАХТА, МЕХАНІЗОВАНИЙ КОМПЛЕКС, НАВАНТАЖЕННЯ НА ОЧИСНИЙ ВИБІЙ, ТРАНСПОРТ, КОНВЕЙЕР, СТРИЧКА, ВЕНТИЛЯЦІЯ, ОХОРОНА ПРАЦІ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ

ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП	3
1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА	
1.1 Місцезнаходження підприємства	4
1.2 Гірничо-геологічна характеристика	
1.2.1 Геологічна характеристика	4
1.2.2 Гірничотехнічна характеристика шахти	7
1.3 Аналіз виробничої ситуації при розвитку гірничих робіт	16
1.4 Висновки	18
1.5 Вихідні дані на проект	19
2. ТЕХНОЛОГІЧНІ РІШЕННЯ ЩОДО ВДОСКОНАЛЕННЯ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ І ВІДТВОРЕННЯ ЗАПАСІВ	
2.1 Вибір пріоритетного напрямку вдосконалення технології видобутку вугілля	19
2.2 Обґрунтування ефективної технології видобутку вугілля	20
2.3 Розрахунок параметрів технології проведення виробок	31
2.4 Вентиляція шахти	37
2.5 Охорона праці	52
3. ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА ТРАНСПОРТУ	
3.1 Формування шахтних вантажопотоків	63
3.2 Постановка завдання	69
3.3 Обґрунтування проектних рішень	71
3.4 Проект магістрального конвеєрного транспорту	73
3.5 Умови експлуатації транспортних засобів і охорона праці	80
4. ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА	81
5. ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ПРОЕКТУ	
5.1 Розрахунок собівартості транспортування 1 т вугілля	84
ВИСНОВОК	90
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	92
Додатки	94

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 потрібна стабільність роботи вугільної промисловості і нарощування вуглевидобутку. Цьому буде сприяти поліпшення умов праці шахтарів і його оплати, зменшення собівартості і зольності вугілля.

Одним з основних регіонів вуглевидобутку є Західний Донбас.

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

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

Найголовнішим завданням вугільної промисловості є подальше технічне переозброєння і реконструкція тільки перспективних шахт на базі передової техніки і технології видобутку вугілля і проведення гірничих виробок, а також впровадження нових прогресивних типів і видів кріплень, і нових способів підтримання очисних вибоїв та гірничих виробок.

Для цієї мети необхідно:

- переозброєння вугільних шахт;
- розробка і освоєння виробництва машин і механізмів для очисних робіт і проведення гірничих виробок, в тому числі комплексів обладнання для виїмки тонких вугільних пластів і пластів зі складними гірничо-геологічними умовами, прохідницьких комбайнів і комплексів для проведення виробок по більш міцним породам;
- забезпечення приросту видобутку в основному за рахунок підвищення продуктивності праці.

Метою цього дипломного проекту є обґрунтування нових технологічних рішень щодо відпрацювання за скидової частини пласта C_5 .

У кваліфікаційній роботі передбачається збільшення навантаження на очисний вибій, за рахунок заміни існуючого обладнання на шахті, обґрунтування раціональної технологічної системи транспорту.

1 Характеристика шахти

1.1 Місцезнаходження шахти

Шахта «Павлоградська» розташована на території Павлоградського району Дніпропетровської області. Поле шахти розташоване на детально розвіданому Вербському геологічному комплексі, що входить до складу Павлоградського-Петропавлівського вугільного району Західного Донбасу. Географічні координати шахти:

48°32' - північної широти

36°00' - східної довготи.

У гірничопромисловому відношенні шахта «Павлоградська» підпорядкована ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Шахта «Павлогардская» (при будівництві колишня "Західно - Донбаська" № 4) закладена в 1962 р. і здана в експлуатацію в 1968 році.

Безпосередньо на шахтному полі розташовано село «Соснівка», а за вісім кілометрів на північний захід розташоване місто Павлоград. Павлоград з'єднаний мережею асфальтових і залізниць з усіма дочими і споруджуваними підприємствами ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». Через місто Павлоград проходить автострада Київ-Донецьк, а також залізні дороги Дніпропетровськ-Покровськ і Москва-Сімферополь. З останньої шахта «Павлоградська» пов'язана залізничною гілкою через станцію Ароматна.

Поле шахти розташоване в заплаві річки Самара. Рельєф шахтного поля є рівниною, що поступово знижується до долини річки Самара. Абсолютні відмітки рельєфу коливаються в межах + 62 ... + 112 м.

Гідрографічна мережа представлена річкою Самара, що є основною водною артерією району. Протікає вона через шахтне поле з південного сходу на північний захід. Річка має широку долину, місцями заболочену, русло її маневрує, створюючи стариці. Середньорічна витрата води в річці коливається від 8,6 м³/с до 30,3 м³/с. У паводковий період заплава річки на окремих ділянках заливається водою.

Клімат району помірно-континентальний і характеризується порівняно короткою і малосніжною зимою і тривалим літом. Максимальна температура до +40°С припадає на червень, мінімальна на лютий до -31°С. Середньорічна кількість опадів 350мм. Панівний напрямок вітрів - східний і північно-східний.

1.2 Гірничо-геологічна характеристика шахтного поля

1.2.1 Геологічна характеристика

Площа шахтного поля складена осадовими породами нижнього карбону, що залягають на еродованій поверхні кристалічних порід докембрію і перекритих молодшими мезокайнозойськими відкладеннями.

У нижньому карбоні найбільш вивченими і такими, що представляють промисловий інтерес, є відкладення самарської свити (C₁³). Загальна

потужність свити складає 430 метрів. Закономірностей в зміні потужності свити в межах шахтного поля не встановлено. У відкладеннях свити міститься до 40 вугільних пластів і прошарків. З них досягають робочої потужності тільки такі пласти: C_1 , C_2 , C_4^a , C_4^b , C_4^c , C_5 , C_5^a , C_6^a , C_7 , C_9 . Решта пропластки малопотужні і промислового значення не мають.

Основним горизонтом свити є витриманий, порівняно малопотужний (0,3 - 1,3м) вапняк C_1 , який є нижньою межею свити. Могутні товщі різнозернистих пісковиків C_7HSC_5 і C_7HSC_5 добре спостерігаються лише в західній частині шахтного поля.

Верхньою межею свити C_1^3 є порівняно потужний (0,55-3,65м) вапняк D_1 . З внутрішніх вапняків відзначені C_5 (0,7) і C_6 (до 0,9 м).

Породи карбону всюди переkriti більш молодими утвореннями тріасового, юрського, палеогенового і четвертинного віку. Потужність відкладень збільшується з півдня на північ-схід від 45 м до 125 м.

У геолого-структурному відношенні шахтне поле примикає до північно-східного схилу Українського кристалічного масиву і тягнеться вздовж південно-західного борту Дніпровської западини.

Площа шахтного поля характеризується спокійним моноклінальним заляганням осадової товщі карбону з падінням порід в північному та північно-східному напрямках під кутом 3°-4°. Пологе залягання осадової товщі ускладнюється цілим рядом великих і дрібніших тектонічних порушень типу скидів, схожих з пологими структурами сілікатівного типу.

З розривних форм дислокації слід зазначити найбільші скиди: Богдановський, Південно-Тернівський, Павлоградський-В'язівський, Тернівський. До них приєднуються більш дрібні відгалуження, так само скидного типу.

Простягання основних тектонічних порушень північно-західне і південно-східне, згідне з простяганням кам'яновугільної товщі, кути падіння круті, як правило, 50°-60°. Амплітуда зміщення породи в межах шахтного поля змінюється від 10 метрів до 80 метрів.

Літологічний склад свити C_1^3 :

- а) пісковики - 24%;
- б) алевrolіти - 45%;
- в) аргіліти - 26%;
- г) вапняки - 0,5%;
- д) вугілля - 4,5%.

Вміщуючими породами служать переважно аргіліти і алевrolіти, пісковики. Основна маса аргілітов складається з глинистого матеріалу, в якому нерівномірно розсіяні алевrolітові і вуглисті матеріали. Характерними для аргілітів є скупчення карбонатного матеріалу, що мають овальну або круглу форму, а також включення у вигляді жовна (сідірові нирки). За морфологічними ознаками зустрічаються шаруваті різниці. Останні відзначені з масивної і грудкуватої текстурою. Алевrolіти складені шарами, що чергуються, аргілітового і алевrolітового матеріала, з

переважанням останнього і мають горизонтальну, хвилясту і косу шаруватість.

Піщаники представлені зернами кварцу, польового шпату, слюдою і глинистою структурою, зустрічається так само рослинний детрит. Цемент пісковиків переважно кремнисто-глинистий, глинисто-слюдистий, рідше глинисто-карбонатний. Для пісковиків характерні шаруваті і не шаруваті текстури. У текстурах найбільш часто спостерігається коса шаруватість.

У межах шахтного поля підземні води приурочені до четвертинних неогенових, палеогеновим, тріас-юрським і кам'яновугільним відкладів.

Води кам'яновугільних відкладень приурочені до вугільних пластів і пісковиків. Водовмісні породи перешаровуються з водотривкими аргилітами і алевролітами. Потужність водоносних порід становить в середньому 23-25% від вскритої товщі кам'яновугільних відкладень. Водоносні горизонти пластово-тріщиноватого типу, високонапорні. Напори над покрівлею горизонту коливаються від 58 до 60 метрів. Коефіцієнт фільтрації змінюється від 0,0037 до 0,98 м³/год. Найбільш водообільними горизонтами карбону є вугільні пласти, які виходять безпосередньо під обводнені бучакські піски, які завдяки своїй високій тріщиноватості, дають значні притоки води в гірничі виробки. Коефіцієнт фільтрації вугільних пластів становить 1,5-2,5 м³/добу. Іноді розтин порушених зон супроводжувався короткочасним припливом води до 10 м³/год.

Шахтні води надходять в водозбірник. На шахті є два загальношахтні водозбірники ємністю 600 і 800 м³. Центральний водовідлив оснащений трьома насосами типу 8МС продуктивністю 300 м³/год. Вода з загальношахтного водозбірника по трубопроводу відкачується на поверхню і там надходить в відстійник. Після відстою і хлорування вона частково використовується на шахті для поливу, а решта - скидається в ставок-накопичувач - загальний для двох шахт.

Дані про склад і структуру порід, що вміщують, наводяться в таблиці 1.1 разом з відомостями про вугільні пластах.

Характеристика вугільних пластів

Вугільні пласти залягають на глибині 160-400 м. За потужністю вони відносяться до тонких і вельми тонким і мають як просту, так і складну будову.

Кам'яновугільні породи мають переважно полого залягання з падінням пластів на північно-схід під кутом 1-2°. Залягання порід ускладнене низкою великих і дрібніших порушень типу скидів.

Вугільні пласти, які мають промислове значення, приурочені до відкладів Самарської свити С₁. Характеристики робочих пластів показані нижче (див. табл. 1.1).

Таблиця 1.1 - Характеристика вугільних пластів

№ п / п	символ пласта	Потужність, м			Об'ємна вага вугілля, т	Продуктивність - 1 м ² пласта	Відстань по нормалі до нижчого пласта, м
		повна від-до	Корисна від-до	Середньодинамічна			
1. Робочі пласти							
а) на ділянці між Богданівським і Південно-Тернівським скидами							
1	C ₉	0,70 - 1,20	0,70 - 1,20	0,91	1,11	1,01	
2	C ₈ ^H	0,60 - 1,50	0,60 - 1,50	1,10	1,12	1,23	30
3	C ₇ ^H	0,60 - 1,20	0,60 - 1,00	0,87	1,11	0,97	25
4	C ₅	0,80 - 1,40	0,60 - 1,35	1,00	1,11	1,11	80
5	C ₄ ^H	0,60 - 1,15	0,60 - 1,15	0,80	1,13	0,91	20
6	C ₁	0,60 - 1,05	0,60 - 1,00	0,72	1,13	0,82	20
		Разом (а)		5,40		6,05	
На ділянці між Південно - Тернівським і Павлоградським - В'язівським скидами							
1	C ₄ ^B	0,73 - 1,0	0,73 - 1,0	0,90	1,14	1,03	
2	C ₁	0,60 - 1,0	0,60 - 1,0	0,80	1,14	0,91	35
		Разом (б)		1,70		1,94	
2. Резервні пласти							
1	C ₈ ^B	0,55 - 0,90	0,55 - 0,90	0,73	1,12	0,82	
2	C ₅ ^H	0,55 - 1,20	0,55 - 1,20	0,92	0,92	1,04	70
		Разом		1,65		1,86	

1.2.2 Гірничотехнічна характеристика шахти

Межі шахтного поля встановлені відповідно до рішень комплексного проекту розвитку Західного Донбасу, в ув'язці з межами сусідніх шахт Західно-Донбаською і Тернівською і з урахуванням рекомендації Держекспертизи Держбуду СРСР про доцільність прирізки запасів пластів C₁ і C₄^B, розташованих між Південно-Тернівським і Павлоградським-В'язівським скидами, до поля ш. Павлоградської.

Межі шахтного поля прийняті наступні:

а) по простяганню:

- на заході - умовна лінія, що відстоїть від стовбурів ш. Павлоградської на відстані 1,1 км (загальна з полем ш. Західно-Донбаською);
- на сході - умовна лінія, що відстоїть від стовбурів ш. Павлоградської на відстані 3,0 км (загальна з полем ш. Тернівської).

б) за підняттям і падінням:

- на півночі - Богдановський скид;

- на півдні;
- по пластах C_9, C_8^H, C_7^H, C_5 і C_4^H - Південно-Тернівський скид і вихід пластів під наноси;
- по пластах C_4^B і C_1 - Павлоградський-В'язівський скид і вихід пласта на поверхню карбону.

Розміри поля: по простяганню - 4,1 км, по падінню - 5,0 км.

Шахта «Павлоградська» здана в експлуатацію в 1968 році з проектною потужністю 1200 тис.т вугілля на рік, яка була освоєна в 1977 році.

При цьому слід зазначити, що в 1991-1993 роках видобуток вугілля знижувалася з 1106 до 972 тис.т. Основними причинами погіршення роботи шахти в цей період стала ситуація, що склалася на шахті, як і в цілому по Україні.

За останні п'ять років фактичний середньорічний видобуток шахти в перерахунку на 300 робочих днів склав 1130 тис.т.

При включенні в відпрацювання покинутої частини з більш складними гірничо-геологічними умовами шахтного поля знижується сумарна по шахті середньодинамічна потужність пластів.

Проектна потужність шахти забезпечується роботою чотирьох очисних вибоїв.

Шахта віднесена до третьої категорії за метаном. Вугільні пласти не схильні до самозаймання, не є небезпечними по вибуховості вугільного пилу. Вміщуючі породи сілікозонебезпечні, в нормальних умовах – середньої стійкості, при обводнюванні - слабостійкі.

Природна газоносність вугільних пластів низька. Максимальна газоносність по шахті $12 \text{ м}^3 / \text{т с.б.м}$ відзначена по пласту C_4 на глибині 258 м в центральній частині шахтного поля. За Південно-Тернівським скидом по пластах C_4 і C_5 вона не перевищує $2 - 3 \text{ м}^3 / \text{т с.б.м}$.

Геотермічний градієнт становить $3,1^\circ\text{C}$, геотермічна ступінь дорівнює $32,9 \text{ м/град}$.

Схема розкриття

Шахтне поле розкрито двома центрально-здвоєними вертикальними стволами (головним і допоміжним), горизонтальними і похилими квершлагами.

Діючі горизонти - 140, 160, 190 і 235м. Стовбури пройдені до гор.320м. В даний час головний ствол нижче гор.190м, а допоміжний нижче гор.265м замулені, оскільки знаходилися на мокрій консервації.

Відповідно до ПЕР (1989 рік) здійснена розконсервування допоміжного ствола до гор.235 м і нижче до позначки 255м, яка в даний час триває. Для очищення цього стовбура до гор.265м, з гор.235м на гор.265м пройдена похила виробка.

На гор.235 м споруджено навколостовбурний двір у допоміжного ствола, від якого пройдені магістральні штреки для підготовки пластів C_5 і C_6 .

Розкриття пласта С₄ за Південно-Тернівським скидом передбачається двома квершлагами: вентиляційним з діючих виробок пласта С₇ і горизонтальним з існуючих виробок пласта С₆ гор.140 м. Крім того, пласта С₄ розкривається похилим вентиляційним квершлагом, проведеним з магістрального відкатувального штреку пласта С₁.

Розкриття пласта С₄ за Південно-Тернівським скидом здійснюється відкатувальним квершлагом з другого східного магістрального конвеєрного штреку пласта С₅.

В період відпрацювання запасів пластів С₁ і С₄ за Південно-Тернівським скидом проектом планується проведення повітряноподаючої свердловини діаметром 3,2м і глибиною 125м. Свердловина служить для подачі в шахту свіжого повітря і обладнується аварійним підйомом.

Тип кріплення свердловини - металеві труби. Кріплення квершлагів - металеві арки АП-3 з СВП-27 перетином у світлі 11,2м², щільність кріплення 1,25 рами на 1м.

Охорона квершлагів намічається вугільними ціликами по 55м в обидва боки.

Характеристика стовбурів приведена в таблиці 1.2.

Таблиця 1. 2 - Характеристика стовбурів

Показники	одиниця виміру	Найменування стовбурів	
		головний	Допоміжний
Абсолютна відмітка устя	-	84,4	84,6
Абсолютна відмітка рівня головок рейок в місці сполучення з горизонтами			
140 м	-	-53,6	-53,6
160 м	-	-77,6	-77,6
190 м	-	-106,0	-107,8
235 м	-	-	-139,9
320 м	-	-	-245,0
Глибина стовбура від поверхні до гор.190 м	м	190,4	-
гор.320 м	м	-	329,6
глибина зумпфа	м	-	5,0
Повна глибина стовбура	м	190,4	334,6
Діаметр ствола	м	5,5	6,0
Діаметр стовбура в проходці	м	6,3	7,0
Площа перетину ствола	м ²	23,7	28,3
в проходці	м ²	31,2	38,5
Вид кріплення:			
в наносах, пливунах		чавунні тубінги з бетонним заповненням	
в корінних породах		бе н	
товщина кріплення			
в наносах, пливунах	мм	700	700
в корінних породах	мм	400	500
Армування		Металева	

Вентиляція.

Схема провітрювання шахти - центральна, спосіб провітрювання - всмоктуючий.

Схема провітрювання виїмкових дільниць - поворотноточна.

Відповідно до «Звіту по депресійній зйомці» в шахту надходило 11460 м³/хв. повітря (191,0 м³/с).

Депресія шахти - 256 даПа. Свіже повітря в шахту надходить по допоміжному стовбуру, а вихідний струмінь виводиться по головному. В очисні вибої свіже повітря надходить по магістральних відкатувальним виїмкових вантажно-людським штрекам, а вихідний струмінь виводиться по виїмковим і магістральним конвеєрним штреками. Відповідно до прийнятої схеми вентиляції для подальшої експлуатації зберігається існуюча вентиляторна установка у головному стовбурі. Установка обладнана двома (один робочий) осьовими вентиляторами типу ВОД-30М з приводом кожного від синхронного електродвигуна типу СДВ-15-64-10У3, потужністю 1250 кВт, 600об / хв., 6 кВ.

Стан обладнання вентустановки - задовільний, відповідає нормативним вимогам. Вентилятори забезпечують необхідний за проектом режим провітрювання шахти з витратою 251м³/с при депресії 290 даПа.

Регулює режим роботи вентиляторів забезпечується зміною кута установки лопаток його робочих коліе, а також лопаток направляючого апарату. Реверсування вентиляційного струменя повітря - зміною напрямку обертання приводного електродвигуна зі зміною кута установки лопаток направляючого апарату на180° і спрямованого – на160°

Шахтний підйом.

Головний стовбур виконано двухскіповимвугільним і односкіповим з противагоюпідйомами, що забезпечують видачу вугілля з гор.140 м і породи з гор.160 м. Машина вугільного підйому - типу 2Ц-4х1,8 з редукторним (і = 11,5) асинхронним приводом від двох електродвигунів (два робочі) типу АКН16- 26-20 потужністю 400 кВт, 290 об/хв., 6 кВ, що забезпечує максимальну швидкість підйому - 5,3 м/с. Скіпи місткістю 9,5м³, вантажопідйомністю 9,0 т. Машини породного підйому - типу 2Ц-4х1,8 з редукторним (і = 10,5) асинхронним приводом від електродвигуна типу АКН15-36-20 потужністю 320 кВт, 290 об/хв., 6 кВ, що забезпечує максимальну швидкість підйому-5,8м/с. Скіп ємністю 5,0м³, вантажопідйомністю 5,3 т.

Допоміжний ствол обладнано двома одноклітьових з противагами підйомами, які виконують допоміжні вантажно-людські операції з гор.140, 160, 190 і 235 м. Машини обох підйомів - типу ЦР4х3,2/0,6, кожна з редукторним асинхронним приводом (і = 11,5) від електродвигуна типу АКН15-41-16 потужністю 500 кВт, 365 об/хв., 6 кВ, що забезпечує максимальну швидкість підйому 8,9 м/с. Кліті одноповерхові на вагонетку ВГ-3,3, максимальний корисний вантаж - 5300 кг (вагонетка з породою).

Стан обладнання підйомних установок обох стовбурів - задовільний, обладнання придатне для подальшої експлуатації і відповідає нормативним вимогам.

Транспорт.

У проекті прийняті системи суцільної конвеєризації вантажопотоку вугілля від очисних вибоїв до головного стовбура шахти, комбінованого транспорту для відкатки породи і рейкового транспорту для доставки матеріалів, обладнання та перевезення людей.

По виїмкових штреках встановлені стрічкові конвеєри 1ЛТ80У, 1Л80У, 2ЛТ80, які транспортують вугілля до західного або східного конвеєрним штреками, де розташовані конвеєри 1Л100У, 2Л100У; «Гварек-1000». З цих конвеєрів вугілля надходить на магістральний конвеєрний штрек пласта С₅. На цьому штреку встановлено стрічковий конвеєр 1ЛУ120, передає вугілля на лінію з двох конвеєрів 1ЛУ120, а далі до завантажувального пристрою гор.140м головного стовбура.

Допоміжний транспорт повиймкових штреках здійснюється за допомогою надгрунтових доріг типу ДКНЛ-1, у горизонтальних виробках - за допомогою акумуляторних електровозів АМ8Д з вагонетками ВГ3,3 (для породи, матеріалів і обладнання) і ВПГ-18 (для перевезення людей).

Доставка породи по виїмкових штреках здійснюється дорогами ДКНЛ1, по магістральним виробках - електровозного транспортом до вуглеспускних гезенків, а далі - конвеєрним транспортом до породного бункера головного стовбура шахти з використанням стрічкових конвеєрів типу 1Л100У.

Існуюча схема транспорту та встановлене обладнання задовольняють діючі навантаження і забезпечують виробничу потужність шахти.

Споживачі і вимоги до кількості корисних копалин.

Вугілля розглянутих пластів відносяться до марок Д і ДГ.

Якісна характеристика вугілля приведена в додатку.

Величина зольності чистих вугільних пачок змінюється від 1,6 до 28,2%, з урахуванням засмічення природними прошарками коливається від 1,6 до 31,0%. Середні значення сірки змінюються від 1,7 до 2,3%, максимальна вологості - від 13,9 до 15,7%. Середні значення теплоти згорання коливаються в межах 7756 ккал/кг (пласт С₁) - 7884 ккал/кг (пласта С₆). Пластометричні показники змінюються по пластах від 0 до 15 мм.

Значення величини виходу летючих коливаються від 41,5% (пласта С₆) до 26,7% (пласт С₄).

Рядове вугілля передається на ЦЗФ залізничним транспортом ДХК «Павлоградвугілля» і вивозиться споживачам.

Спосіб підготовки та порядок вилучення запасів шахтного поля.

Підготовка розроблюваних пластів С₆ і С₅ здійснюється по погоризонтній схемі, яка реалізується на шахті протягом всього періоду її роботи, і для гірничо-геологічних умов шахти, відповідає рекомендаціям «Норм технологічного проектування вугільних і сланцевих шахт» і є оптимальною.

Для підготовки пласта C_4 за Південно-Тернівським скиданням з вентиляційного квершлягу C_7 - C_4 проводиться магістральний вентиляційний штрек, від якого в західному і східному напрямках планується проведення магістральних вентиляційних і конвеєрних штреків, а безпосередньо за Південно-Тернівським скидом трьома магістральними вентиляційними(дренажними) штреками.

Підготовка пл. C_1 передбачає проведення магістральних відкатувального і конвеєрного штреків по повстанню пласта, від яких в східному і західному напрямках проходяться четверті магістральні відкаточний і конвеєрний штреки, а у Південно-Тернівського скидання - треті магістральні вентиляційні (дренажні) штреки.

З огляду на значні розміри шахтних полів пластів C_4 і C_1 (більше 4 км по простяганню) за Південно-Тернівським скиданням, проектом передбачається їх поділ на два крила (східне і західне). Східне крило пл. C_1 (довжиною понад 2,7 км) розділяється на два поля по простяганню і повстанню пласта.

Для підготовки виїмкових стовпів проходяться вантажно-людський і конвеєрний штреки. Вугілля з лави по конвеєрному штреку транспортується на четверті західні (східні) магістральні конвеєрні штреки пл. C_4 і C_1 , далі на магістральний конвеєрний штрек пл. C_3 (з пласта C_4 через вугільний бункер) і по ділянці другого західного магістрального конвеєрного штреку пл. C_5 транспортується до похилого конвеєрного квершлягу гор.235м і далі в завантажувальний пристрій головного стовбура на гор.140м, звідки скіпом видається на поверхню.

Система розробки.

Пласти C_8 і C_7 відпрацьовані. Розробка пластів C_6 і C_5 здійснюється довгими стовпами по повстанню з проведенням виїмкових штреків вприсічку до раніше пройдених і погашених для відпрацювання наступних стовпів.

Довжина стовпів коливається від 600 до 1200м в залежності від поширення ділянок пластів з робочою потужністю, довжина лав - 160-180м.

Відпрацювання виїмкових стовпів ведеться по повстанню. Це обумовлено гідрогеологічними умовами. При надходженні в очисний вибій вода самопливом стікає в вироблений простір, при цьому ґрунт в забої не встигає розмокнути. У разі затримки води в лаві тривалий час ґрунт розмокає, очисний комплекс «просідає», що призводить до передчасного опускання покрівлі та завалу очисного вибою.

Існуюча на шахті система розробки та її параметри в повному обсязі відповідають фактичним гірничо-геологічними умовами, тому справжнім проектом використовуються на шахті система розробки, управління покрівлею, механізація проведення підготовчих виробок, їх кріплення і способи охорони зберігаються.

Очисні роботи.

Устаткування очисних забоїв передбачається комплексами КД-80 з комбайнами КА-80. У міру серійного випуску комплексів (і комбайнів)

нового технічного рівня намічається поступова заміна їх комплексами КД-90 і КМ-137А. Середньодобове навантаження на очисний вибій - 925 т / добу.

Технологічна схема передбачає ланцюгову виїмку вугілля з фронтальним самозарубкою комбайна на кінцевих ділянках лави. Відбитий вугільвантажиться на скребковий конвеєр і транспортується на перевантажувач ПТК-1 збірного штреку.

Далі вугілля транспортується стрічковим конвеєром на зустріч свіжому струменю повітря. Пересування секцій кріплення здійснюється слідом за посування комбайна. Управління покрівлею - повне обвалення.

Для безперервного автоматичного контролю вмісту метану в рудничній атмосфері безпосередньо на робочих місцях приймаємо прилади СМС ½, «Сигнал-2». В якості переносних датчиків контролю метану використовуємо шахтні інтерферометри ШІ-10, ШІ-11.

Проведення підготовчих і нарізних виробок.

Проведення підготовчих виробок на шахті здійснюється комбайнами ГПКС і 4ПП-2, темпи проведення - 130-140м/міс. Кріплення виїмкових штреків металеве абочне типу КШПУ. Обсяг проведення магістральних і виїмкових штреків за останні п'ять років роботи шахти склав в середньому 8 м на 1000 т видобутку.

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

Доставка гірської маси по проведених штреках конвеєрна з подальшим перевантаженням в вагонетки ВГ-3,3 і доставкою електровозами до породного перекидача, що знаходиться в приствольному дворі (при проведенні бортових штреків). При проведенні збірних штреків гірська маса доставляється конвеєром до дільничного вуглеспуску і пересипається на магістральний конвеєрний штрек, де змішується з вугіллям, що йде з добувних ділянок.

Для контролю повітря в підготовчих забоях приймаємо апаратуру типу «АПТВ». Для контролю та управління ВМП застосовуємо апаратуру «Вітер». Інформація від датчиків надходить до оператора АГЗ. Перелік обладнання підготовчого вибою наводиться в таблиці.

Електропостачання.

Енергопостачання шахти здійснюється від головної понижувальної підстанції на поверхні ГПП35/6кВ, яка в свою чергу живиться від двох ВЛ35кВ.

Для живлення всіх підземних споживачів на горизонтах 235м і 140м споруджені ЦПП, живлення яких здійснюється через стовбурові кабелі від ГПП35/6кВ напругою 6кВ. Від ЦПП отримують живлення насоси головного водовідливу, перетворювальна підстанція для зарядки електровозів і високовольтні розподільні пункти (РПП-6 кВ). А від РПП-6 кВ отримують живлення групи пересувних трансформаторних підстанцій. Живлення

низьковольтних споживачів здійснюється від пересувних трансформаторних підстанцій напругою 660В.

Для електроустановок на поверхні шахти побудовані: РУ-6кВ і КТМ-6/0,4 кВ-0,23кВ з глухо-заземленою нейтраллю. Від них отримують живлення як силові так і освітлювальні споживачі.

Організація робіт на гірничому підприємстві.

Відповідно до «Норм технологічного проектування вугільних і сланцевих шахт» (ВНТП-86) справжнім проектом прийнятий наступний режим роботи шахти.

- число робочих днів у році для шахти - 300 ;
- п'ятиденний робочий тиждень для трудящих з одним загальним вихідним і одним за змінним графіком;

Тривалість робочої зміни:

- на підземних роботах - 6 годин;
- на поверхні - 8 годин;

Кількість робочих змін:

- в очисних забоях - три зміни по видобутку вугілля і одна ремонтно-підготовча;
- в підготовчих забоях: - три зміни безпосередньо з проведення виробок і одна ремонтно-підготовча;
- на поверхні - три зміни.

Охорона праці.

Виробничий шум і вібрація.

Джерелами підвищеного шуму є:

- включені агрегати;
- приводи конвеєрів;
- приводи перекидачів;
- ВМП для подачі повітря в підготовчі виробки.

Для боротьби з шумом використовуються наступні заходи:

1. Звукопоглинання і звукоізоляція.
2. Зменшення звуку, шуму в джерелі виникнення;
3. Дистанційне керування механізмами;
4. Винесення ВМП за межі зон робочих місць.

Вібрації сприймають робітники, які працюють на ручних електросверлах, електровозах, прохідницьких комбайнах.

Для усунення вібрації передбачаються:

1. Віброгасильна каретка;
2. Амортизатори;
3. Гнучкі вставки, що розділяють антивібраційні рукоятки.

Пласти, що розроблюються шахтою за пиловим чинником, відносяться до 1 і 2 групи. Запиленість рудникового повітря становить 160-280мг/м³. Основними джерелами пилоутворення є:

- скребкові та стрічкові конвеєри;
- бурові верстати;
- виїмочні агрегати;

- вугільні і породні перекидачі.

Для зменшення пилоутворення і поширення пилу гірничими виробками передбачені по шахті:

- зрошення джерел пилоутворення;
- прибирання пилу на вантажних пунктах;
- змив осілого пилу зі стіноку навколостовбурному дворі;
- побілка основних виробок навколостовбурного двору;
- в камерах перекидачів відсмоктування пилу з подальшим його зволоженням і видаленням.

Для боротьби з пилом в очисному забої застосовують високонапірне зрошення з подачею води в зону різання. На комбайні КА-80 встановлені чотири форсунки КФ1,6-75.

Для боротьби з пилом в підготовчій виробці застосовується внутрішнє і зовнішнє зрошення, а також для знепилювання вентиляційного струменя, що виходить з підготовчого вибою і зниження пилівідкладення на бортах вироблення, на відстані 15-20 метрів від забою встановлюється однорядна водяна завіса. Для забезпечення цих заходів встановлюємо:

- на прохідницький комбайн 4ПП-2М форсунку КФ1,6-75;
- на водяну завісу три форсунки ЗФ 1,0-75.

Для гасіння підземних пожеж передбачається проведення протипожежного трубопроводу, протипожежних дверей і засобів пожежогасіння відповідно до правил безпеки. Протипожежний трубопровід пофарбований в червоний колір.

Охорона навколишнього середовища.

Так як вироблення не проводяться широким забоем, то вся порода від проходження гірничих виробок видається на поверхню. Складування породи в породні відвали в даний час є недоцільним. Вся порода вивозиться в заплаву річки Самара, яка підлягає рекультивациі.

Груповий плоский відвал породи в заплаві річки Самара на рекультивується, виключає його самозаймання, ерозію як вітрову так і водяну. Заходи зі зведенням цього відвалу відповідають технології відвалоутворення. В даний час велика частина породного відвалу в заплаві річки Самара після рекультивациі відведена під садівничі колективи.

Для запобігання шкідливого впливу виробничої діяльності шахтних вод передбачаються наступні заходи:

- шахтні води знешкоджені в освітлювальному відстійнику на проммайданчику шахти направляються по напірному трубопроводу в ставок-відстійник;
- побутові стоки шахти прямують за існуючою схемою на міські споруди повної біологічної очистки.

Вплив викидів шахтного повітря в атмосферу залишається існуючим. Відсмоктуване шахтне повітря в блоці головного стовбура піддається очищенню в циклонах-промивачах ПМ-35. Встановлено пиловловлювальний апарат ЦН-11, що знижує викид пилу на 98-99%.

1.3 Аналіз виробничих ситуацій при розвитку гірничих робіт

Умови відпрацювання вугільних пластів в межах шахти «Павлоградська» обумовлені наявністю декількох факторів: слабкою стійкістю порід, що вміщують, обводненістю вугільних пластів і прошарків, підвищеною тріщинуватістю поблизу великих тектонічних порушень.

Найбільш «вузьким» місцем гірничого виробництва шахти на даний період є існуюча схема транспорту, яка при проектуванні шахти не враховувала зміну параметрів основних і допоміжних вантажопотоків, в результаті прирізки за скидної частини шахтного поля і впровадження забійного і прохідницького обладнання нового покоління.

Існуюча на шахті система розробки та її параметри в повному обсязі відповідають фактичним гірничо-геологічними умовами, тому проектом використовуються на шахті система розробки, управління покрівлею, механізація проведення підготовчих виробок, їх кріплення і способи охорони зберігаються.

З [12] пропускна здатність підйому з видачі вугілля з шахти:

$$A_{\text{об}}^{\text{п}} = \frac{3600 \cdot (T_{\text{см}} - \sum T_{\text{п.з.о.}}) \cdot n_{\text{см}} \cdot Q_{\text{сп.}}}{t_{\text{сп}} \cdot K_{\text{н}}} = \frac{3600 \cdot (6 - 0,33) \cdot 3 \cdot 32}{190 \cdot 1,25} = 8251 \text{ т/добу},$$

де $T_{\text{см}}$ - тривалість зміни, ч; $\sum T_{\text{п.з.о.}}$ - тривалість підготовчо-заклучних операцій за зміну, ч; $t_{\text{сп}}$ - час одного спуску-підйому, с; $K_{\text{н}}$ - коефіцієнт нерівномірності; $Q_{\text{сп.}}$ - корисна маса вантажу, т; $n_{\text{см}}$ - кількість змін по видобутку вугілля в добу.

Пропускна здатність підйому становить 8251т/добу, що більш ніж достатньо для забезпечення проектної потужності шахти. Розрахунок продуктивності вугільного підйому показує, що він не є фактором стримуючим видобуток.

З [12] продуктивність породного підйому складе:

$$A_{\text{об}}^{\text{п}} = \frac{3600 \cdot t \cdot Q_{\text{сп.}}}{T_{\text{ц}} \cdot K_{\text{н}}} = \frac{3600 \cdot 14 \cdot 26}{300 \cdot 1,25} = 3494 \text{ т/добу},$$

де $T_{\text{ц}}$ - час циклу, с; t - час роботи підйому, ч.

Розрахунок продуктивності породного підйому показує, що він не є стримуючим фактором.

Зробимо розрахунок пропускної здатності конвеєрного транспорту. Розрахунок проводимо для конвеєра 1Л100 за формулою наведеною в роботі [12]:

$$A_{\text{об}}^{\text{к}} = Q_{\text{к}} \cdot T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot K_{\text{в.к.}} = 545 \cdot 6 \cdot 3 \cdot 0,7 = 6867 \text{ т/добу},$$

де $Q_{\text{к}}$ - годинна продуктивність конвеєра, т/год; $K_{\text{в.к.}}$ - коефіцієнт використання конвеєра протягом зміни.

Таким чином, з розрахунку бачимо, що пропускна здатність конвеєрної лінії, при її нормальній роботі, значно перевищує добовий видобуток шахти, тобто конвеєрний транспорт не є стримуючим фактором видобутку вугілля.

Для вирішення виробничих проблем і забезпечення ритмічної роботи шахти необхідно:

- 1) впроваджувати у виробництво новітні досягнення науки і техніки;
- 2) збільшити навантаження на очисний вибій;
- 3) вдосконалення способів і засобів кріплення виробок, що примикають до очисних забою, що виключають вивали порід покрівлі на сполученням виробок з очисним вибоєм, що підвищить безпеку робіт;
- 4) удосконалити організацію і технологію проведення гірничих виробок.

До основних причин, що стримує освоєння виробничої потужності шахти можна віднести: відсутність достатньої кількості нових механізованих комплексів, а також відсутність запасних частин до наявних машин і механізмів і як наслідок - зниження швидкості проведення підготовчих і нарізних виробок, що не дозволяє збільшити фронт очисних робіт. Через складні гірничо-геологічні умови виробки, шахта змушена перейти на відпрацювання виїмкових стовпів тільки одинарними лавами, що вимагає додаткового проведення дільничних виробок.

На рис. 1.1. представлена кругова діаграма, що наочно ілюструє основні причини стримування виробничої потужності:

- 20% - відсутність нової техніки і низька комплектація ремонту комплексів на шахті;
- 55% - незабезпеченість фронту очисних робіт;
- 25% - інші, які детально розглянуті на рис. 1.2.
- 15% - простої устаткування через поломки комбайна;
- 28% - зупинка очисного вибою через поломки конвеєра;
- 4% - вивали породи в призабійний простір;
- 12% - незаплановані втрати часу на кінцеві операції;
- 16% - спрацьовує захист БРУ;
- 18% - організаційні причини;
- 7% - інші.

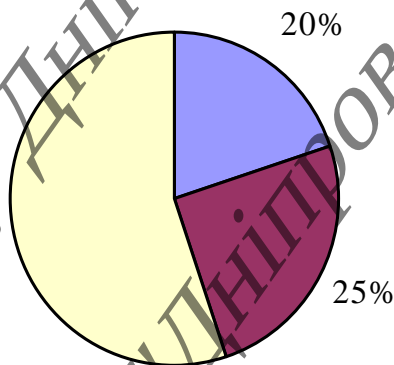


Рис. 1.1 - Основні причини, що стримують освоєння виробничої потужності

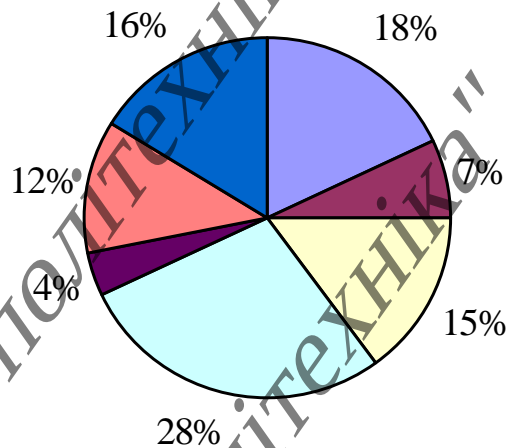


Рис. 1.2 - Другорядні причини, що стримують освоєння виробничої потужності

1.4 Висновки

Для ритмічної роботи шахти і підвищення її проектної потужності необхідно: підвищення технічного рівня, використання прогресивних рішень накопичених в галузі, впровадження ефективних розробок науково-дослідних і проектно-конструкторських інститутів, передового досвіду будівництва і експлуатації вугільних підприємств і власних розробок, які спрямовані на зниження кошторисної вартості будівництва, економію матеріальних і трудових ресурсів в будівництві і експлуатації шахти «Павлоградська».

Виходячи з вище сказаного бачимо, що вихід з ситуації, що склалася є глибокий економічний аналіз з виявленням негативних аспектів в роботі шахти і зменшення витратного механізму при виконанні робіт з розкриття, підготовки та відпрацювання запасів, які будуть відпрацьовуватися шахтою в найближчому майбутньому.

Найбільш «вузьким» місцем гірничого виробництва шахти на даний період є існуюча схема транспорту, яка при проектуванні шахти не враховувала зміну параметрів основних і допоміжних вантажопотоків, в результаті прирізки за скидної частини шахтного поля і впровадження забійного і прохідницького обладнання нового покоління.

Існуюча на шахті система розробки та її параметри в повному обсязі відповідають фактичним гірничо-геологічними умовами розробки пласта C_5 , тому справжнім проектом пропонується для умов шахти «Павлоградська» пояснити вибір механізації ведення очисних робіт для більш ефективної відпрацювання виїмкових стовпів в покинутій частини шахтного поля.

Для вирішення виробничих проблем і забезпечення ритмічної роботи шахти необхідно:

- 1 - впроваджувати у виробництво новітні досягнення науки і техніки;
- 2 - збільшити навантаження на очисний вибій;

3 - вдосконалення способів і засобів кріплення виробок, що примикають до очисних вибоїв, що виключають вивали порід покрівлі на дієвідмінах виробок з очисним забоєм, що підвищить безпеку робіт.

4 - розробити схему основних і допоміжних вантажопотоків вугілля при розробці пласта С₅ високонавантаженими очисними вибоями .

5 - провести ув'язку існуючої системи транспорту зі схемою пласта С₅.

1.6 Вихідні дані на проект

Виїмкова ділянку пласта С₅ має просту будову. Потужність пласта коливається від 0,8 до 1,12 м; середня зольність - 10,8%; вихід летких речовин 41,0%; газоносність - 5,3 м³/т; опір вугілля різанню 250 кН/м; марка вугілля Г, ДГ.

Категорія стійкості:

-по обваленню масиву А₁;

-по стійкості нижнього шару - Б₁, Б₂.

«Хибна покрівля» - аргиліт горизонтально-шаруватий, нестійкий, потужністю 0,01- 0,2м.

Безпосередня покрівля - аргиліт тонкозернисто-шаруватий, середньої міцності, потужністю 3,3- 3,7м, тріщинуватістю 5-10.

Основна покрівля:

-алевроліт пологохвилешаруватий, легкообвалюваний, потужністю 2,2- 2,7м;

-вугільний пропласток тонкополосчатий, потужністю 0,35- 0,4м;

-алевроліт пологохвилешаруватий, легкообвалюваний, потужністю 8,6- 9,4м;

-вугільний пропласток тонкополосчатий, потужністю 0,01- 0,35м;

-аргиліт сірий, тонкогоризонтальношаруватий, середньої міцності, легкообвалюваний, потужністю 3,8- 7,0м.

Підощва:

- аргиліт горизонтальношаруватий, нестійкий, потужністю 4,3- 5,8м.

Категорія стійкості ґрунту: П₁- П₃.

2 Технологічні рішення по вдосконаленню видобутку вугілля і відтворення запасів

2.1 Вибір пріоритетного напрямку вдосконалення технології видобутку вугілля

На видобувних ділянках сучасних вуглевидобувних шахт технологічні процеси підземних гірничих робіт виконуються із застосуванням високоефективних комплексів машин і гірничого устаткування. Широке поширення отримали стовпові і комбіновані системи розробки вугільних пластів. Не дивлячись на гарні показники вищезгаданої техніки і технології слід також відмітити їх недоліки, зокрема - великий обсяг проведення і

підтримки підготовчих виробок, низьке навантаження на видобувних ділянках і недосконалість транспортно-технологічних схем шахт.

Підвищення економічних показників як ділянки, так і шахти в цілому можна досягти шляхом збільшення продуктивності, довжини лав, виїмкових стовпів до оптимальних розмірів, повторним використанням виїмкових виробок і рядом інших заходів. Підвищити концентрацію робіт можна шляхом широкого застосування інтенсивних технологій, зростання навантажень на очисні вибої, збільшення швидкостей посування і проходки виробок, скорочення числа діючих очисних і підготовчих вибоїв. Поліпшенню даних показників заважає ряд пережкод, наприклад, на шляху зниження числа діючих вибоїв стоїть проблема надійності відпрацювання запасів вугілля зі складною геологією.

У найближчому майбутньому умови роботи в шахтах не стануть менш складними і небезпечними, що зумовлено геологічною будовою вугільних родовищ. Очевидно, що в наступні кілька років не вдасться перейти на видобуток вугілля роботами або із застосуванням нетрадиційних способів розробки, тому що ще немає промислового аналога в такій техніці і технології. Отже, залипаєть базуватися на перевірених методах і способах ведення гірничих робіт, постійно їх удосконалювати, застосовуючи різні технічні рішення для виникаючих проблем.

Проходка підготовчих виробок здійснюється прохідницькими комбайнами ІПКС. Підготовчі виробки кріпляться металевим арочним або анкерним кріпленням. Транспортування гірської маси і матеріалів здійснюється локомотивними електровозами. Темпи проведення з різних причин не перевищують 150 - 200 м/міс при проходці дільничних виробок.

В обсязі робіт будівництва шахти горизонтальні гірничі виробки становлять від 50 до 70%. Тому вдосконалення техніки, технології та організації спорудження горизонтальних виробок є одним із головних завдань.

В даному дипломному проекті з метою інтенсифікації прохідницьких робіт пропонується вдосконалення організації і технології проведення підготовчих виробок.

2.2 Обґрунтування ефективної технології видобутку вугілля

Вибір і обґрунтування системи розробки та її елементів

Система розробки повинна задовольняти таким основним вимогам:

- безпека ведення гірських робіт;
- економічність;
- мінімальні втрати корисної копалини.

Система розробки повинна забезпечувати умови для комплексної механізації (високого і стійкого навантаження на очисний вибій, виїмкове поле і пласт) шляхом:

- а) виключення взаємного впливу очисних і підготовчих робіт:

б) забезпечення автономності роботи очисного вибою за умовами транспорту та провітрювання;

в) створення умов для високої надійності роботи комплексів і агрегатів шляхом застосування ефективних способів охорони виробок, забезпечення оптимальних і стабільних параметрів лави;

г) виключення впливу на роботу лав газовиділення з оголених вибоїв пласта, виробленого простору та відбитого вугілля;

д) прогнозування геологічних порушень з метою виключення непередбачуваних зупинок лави.

В даний час на шахті застосовується система розробки довгими стовпами по повстанню. В середині ділянки підготовка та опрацювання виїмкових стовпів проводиться за так звану "шахову" схему, тобто через стовп, а виїмкові штреки проводяться вприсічку до виробленого простору.

Стовпи можуть бути одинарними і парними. В даний час через широке застосування механізованих комплексів застосовують одинарні лави, в результаті чого забезпечується незалежна їхня робота, створюються кращі умови підтримки сполучення конвеєрного штреку з лавою, збільшуються посування вибоїв і добове навантаження на лаву, зростає продуктивність праці робітника з видобутку.

Відстань між суміжними очисними забоями визначається довжиною лави стовпів другої черги, які готують в межах проміжних ділянок після відпрацювання стовпів першої черги, і приймається рівною близько 180м.

Слідом за просуванням очисних вибоїв підготовчі виробки погашаються. Однак для створення нормальних умов роботи лав біля сполучень з штреками, полегшення вилучення елементів аркового кріплення уздовж штреків, слідом за просуванням лав зводиться ряд дерев'яних багать.

Конструкція вузлів сполучення транспортних засобів наведена на рис. 2.1.

Послідовність і спосіб проведення підготовчих виробок

Підготовчі виробки розташовують перпендикулярно до магістральних, і проводять у напрямку до кордонів шахтного поля.

При відпрацюванні ділянок за шаховою схемою в першу чергу готують і відпрацюють одинарні виїмкові стовпи, розташовані в масиві вугілля. Стовпи першої черги розділені проміжками - ділянками вугільного пласта, ширина яких дорівнює довжині однієї лави.

Стовпи другої черги готують в межах проміжних ділянок після відпрацювання виїмкових стовпів першої черги, коли припиняться зрушення покриваючих пласт порід, тобто через 6 місяців, але не пізніше 1,5-2 років.

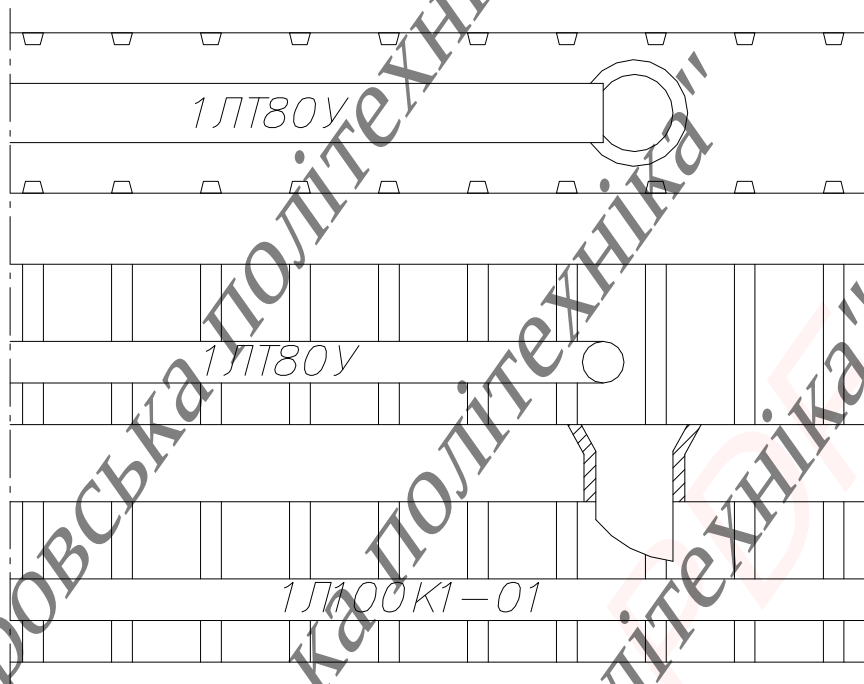


Рис . 2 .1 - Конструкція вузлів сполучення транспортних засобів

Всі підготовчі виробки проходяться вузьким вибоєм.

В умовах шахти «Павлоградська» найбільш несприятливими проявами гірського тиску, як в магістральних, так і в виїмкових штреках, є здимання порід ґрунту. Для підтримки виїмкових штреків застосовуємо безціликову охорону з викладенням ряду багать у виробленому просторі. Крім цього, виїмкові штреки проводяться вприсічку до виробленого простору. Застосування для охорони виїмкових штреків вугільних ціликів або бутових смуг недоцільно. Експериментальне застосування аркового кріплення зі зворотним склепінням не принесло бажаного результату. Тому для кріплення виїмкового штреку використовуємо аркову шатрове кріплення з подовженими стійками типу КШПУ з підвищеним опором податливості.

Магістральні підготовчі виробки охороняються вугільними ціликами. Крім того, перекріплення магістральних виробок проводиться рамами круглого чотириланкового кріплення.

Вибір типорозміру механізованого комплексу

Для вибору комплексу і технології очисних робіт проводимо порівняння наявних гірничо-геологічних умов з технічними можливостями різних механізованих комплексів.

Спочатку намічаємо всі комплекси, які підходять по потужності і по куту падіння пласта. Згідно [5] повинні виконуватися умови:

$$m_1 \leq m_{\min}, \quad m_2 \geq m_{\max}, \quad \alpha_{\max} \leq \alpha \leq \alpha_{\min},$$

де m_1, m_2 - відповідно нижня і верхня межі потужності пласта, що виймається комплексом, м (коливання пласта $\pm 5\%$); α - кут падіння, при якому працює комплекс.

Такими комплексами є: КМ103М, OSTROЇ, КД80, КМК97М, 2КМ103, МДМ [4,7]. До подальшого розгляду приймаємо комплекси МДМ, КМ103М і КД80, тому що комплекс 2КМ103 не підходить по опірності вугілля різанню, а комплекс КМК97М не відповідає типу порід, що вміщують. Стругові комплекси не беруться до розгляду, тому що їх бажано застосовувати на тонких пластах. З решти комплексів МДМ, КМ103М і КД80 кращий комплекс МДМ, тому що при інших рівних можливостях (опірність вугілля різанню, тип покрівлі, кут падіння) він має більшу міцність підстав, перекриттів і механізму стабілізації секцій, що є конструктивними особливостями цих елементів.

Зробимо перевірку кріплення по розсуванню:

$$H_{min} = m_{min} - \alpha \cdot m_{min} \cdot l_3 - \Theta, \quad H_{max} = m_{max} - \alpha \cdot m_{max} \cdot l_n - \Theta,$$

де H_{min}, H_{max} - відповідно, необхідні мінімальна і максимальна висота секції кріплення, м; α - коефіцієнт, що враховує тип покрівлі (при Б₄ $\alpha = 0,015$); l_n, l_3 - відповідно, відстань від вибою до передньої і задньої осей стояків кріплення (рис. 2.2), м; Θ - запас розсування стійок механізованого кріплення, $\Theta = 0,04$ м по [5,8].

При цьому повинні бути виконані вимоги:

$H_{min} \geq H_n, \quad H_{max} \leq H_v$; де $H_n = 0,8$ м і $H_v = 1,2$ м - відповідно нижні і верхні межі потужності виймаемого пласта.

$$H_{min} = 0,95 - 0,015 \cdot 0,95 \cdot 3,61 - 0,04 = 0,86,$$

$$H_{max} = 1,05 - 0,015 \cdot 1,05 \cdot 2,5 = 1,01;$$

$$0,86 > 0,8, \quad 1,01 < 1,2.$$

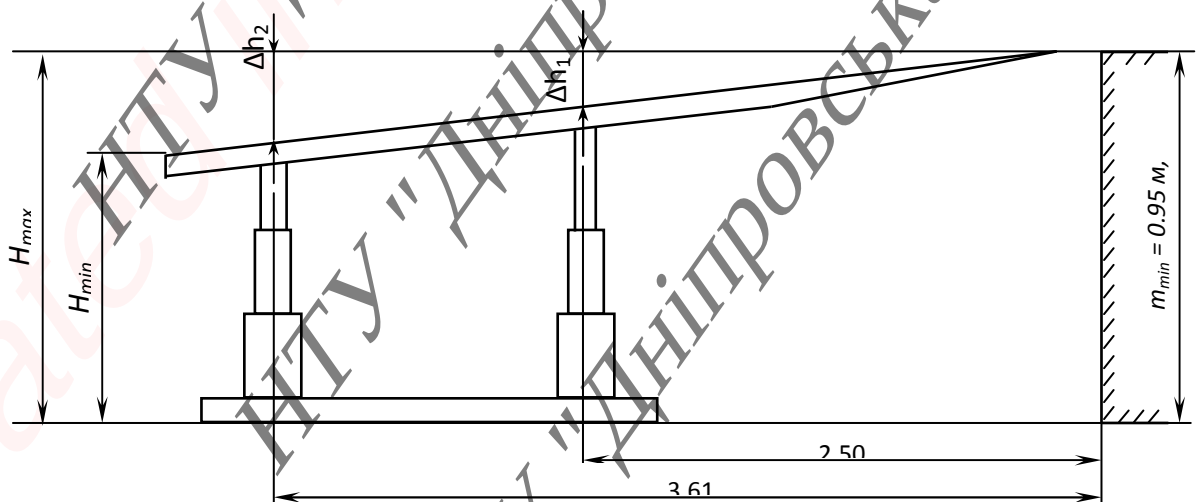


Рис.2.2 - Розрахункова схема до перевірки кріплення по розсуванню

Отже, по розсуванню кріплення задовольняє умовам.

Таким чином, для підвищення навантаження на очисний вибій передбачаємо використання очисного комплексу МДМ. Технічні параметри очисного механізованого комплексу МДМ наведені в додатку В.

Таблиця 2.1 - Засоби очисної виїмки

Найменування обладнання	Одиниці виміру	кількість
Секції кріплення ДМ	шт.	126
Комбайн УКД-300	шт.	1
Скребок конвеєр КСД-26В	шт.	1
Скребок перевантажувач ПТК-1	шт.	1
Маслостанція СНД-200	шт.	2
Насос зрошення НУМС-30М	шт.	1

Особливість технологічної схеми виїмки вугілля механізованим очисним комплексом МДМ полягає в наступному.

У вихідному положенні виїмкову комбайн типу УКД300 знаходиться біля відкатувального штреку. Комбайн УКД300 здійснює виїмку смуги вугілля на всю корисну потужність пласта в напрямку вентиляційного штреку.

Слідом за проходом комбайна здійснюється пересування секцій механізованого кріплення ДМ. Пересування конвеєра проводиться після проходу комбайна з відставанням від нього на 15-18м, і становить 0,7 м.

При русі комбайна до відкатувального штреку здійснюється зачистка лави. По лаві відбите вугілля транспортується скребковим конвеєром КСД26В до відкатувального штреку. Потім по транспортному ланцюжку відкатувального штреку вугілля надходить на магістральний конвеєрний штрек, а далі по похилому конвеєрному квершлягу в завантажувальний пристрій скіпового ствола.

У вихідному положенні секції кріплення знаходяться в пересунутому до вибою положенні, конвеєр переміщено до вугільного масиву, комбайн зарубався вугільний масив на одному з сполучень з виїмковими штреками і готовий до виїмки смуги вугілля. Кріплення працює по зарядженій схемі, відразу після проходу комбайна для закріплення оголеної поверхні покрівлі на відстані 1,0-1,5м від першого по ходу руху комбайна шнека пересуваються секції кріплення.

Самозарубка комбайна УКД300 проводиться способом «косих заїздів» в наступному порядку:

- в початковому положенні конвеєр переміщено до вибою за винятком кінцевої частини, де розташований комбайн;
- комбайн подається вздовж лінії вигину конвеєра при включеному передньому виконавчому органі та виймає клиновидну смугу вугілля довжиною 12-15м;

- пересуваються недодвинута частина конвеєра і кінцева головка, а також проводиться виїмка комбайном цілика вугілля, що залишився;
- після перегону комбайна до уступу вибою проводиться виїмка вугілля.

Проектування процесу кріплення лави. Відповідно до технічної характеристики кріплення забезпечує опір на 1 м підтримуваної покрівлі 370 ... 505 кН, тобто несуча здатність даного кріплення є задовільною.

Зробимо розрахунок швидкості кріплення за виразом:

$$v_{кр.} = \frac{h_{кр.}}{\sum t_{кр.}}, \text{ м/хв},$$

де $h_{кр.}$ - крок установки секцій, м ($h_{кр.} = 1,35$ м); $\sum t_{кр.}$ - тривалість циклу пересування, хв.

$$\sum t_{кр.} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5, \text{ мин.},$$

де t_1 - час на переміщення робочого від секції до секції, $t_1 = 0,06 \div 0,08$; t_2 - час на зачистку секції, $t_2 = 0,08 \div 0,8$ мин.; t_3 - час на розвантаження секції кріплення, $t_3 = 0,05 \div 0,07$ мин.; t_4 - час на безпосередню пересувку секції кріплення, $t_4 = 0,05 \div 0,08$ мин.; t_5 - час на розпір секції, $t_5 = 0,05 \div 0,07$ мин.

$$\sum t_{кр.} = 0,07 + 0,45 + 0,06 + 0,065 + 0,06 = 0,705(\text{хв});$$

Швидкість кріплення відповідно дорівнює: $v_{кр.} = \frac{1,5}{0,705} = 2,11 \text{ м/хв}$

Проектування виїмки вугілля. Швидкість комбайна по опірності вугілля різанню визначається виразом:

$$v_n^k = \frac{N_{уст.}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot k_{осл.}}, \text{ м/хв}$$

де $N_{уст.}$ - стійка потужність двигуна комбайна, кВт; H_w - питомі енерговитрати на руйнування вугілля, кВтг / т; $m = 1$ м - виїмаєма потужність пласта; $\gamma = 1,4 \text{ т/м}^3$ - щільність вугілля; $r = 0,8$ м - ширина захвату робочого органу.

$$N_{уст.} = (0,7 \div 0,9) \cdot N_{пасп.},$$

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

$$N_{уст.} = 0,7 \cdot 300 = 210(\text{кВт});$$

Питомі енерговитрати на руйнування вугілля:

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

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

де A_p - опірність пласта різанню, кН / м; R - показник руйнування пласта, що визначається за формулою:

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

$$R = 0,25 \cdot 300 = 75$$

$$H_w = 0,00185 \cdot 300 \cdot (0,77 + 0,008 \cdot 75) = 0,76; \text{кВт/т}$$

Підставивши всі значення в вираз визначимо швидкість комбайна з урахуванням опору вугілля різанню:

$$V_p^k = \frac{210}{60 \cdot 0,76 \cdot 1,05 \cdot 0,7 \cdot 1,28 \cdot 1,26} = 3,8 (\text{м/хв})$$

Швидкість подачі комбайна по газовому фактору визначається виразом:

$$v_n^g = \frac{0,6 \cdot v \cdot m_g \cdot b \cdot \varphi \cdot d \cdot k_{e.n.}}{q \cdot r \cdot m_{пол} \cdot \gamma \cdot k_n}, \text{ м/хв}$$

де $v = 4$ м/с - допустима за правилами безпеки (ПБ) швидкість руху повітряного струменя в лаві; $m_g = m_{пол} = m$ - відповідно потужність пласта, що виймається і корисна, м; b - ширина привибійної частини простору, м; φ - коефіцієнт звуження повітряного струменя, $\varphi = 0,7 \div 0,9$; $d = 1\%$ - допустимий по ПБ вміст метана в вихідному струмені; $k_{e.n.}$ - коефіцієнт, що враховує рух частини повітряного струменя по виробленому просторі, $k_{e.n.} = 1,2 \div 1,3$; k_n - коефіцієнт нерівномірності виділення метану в лаву, $k_n = 1,4$

Відносна метановість вугільного пласта становить $6 \text{ м}^3/\text{т.с.б.}$

Підставивши всі значення в вираз, визначимо швидкість подачі комбайна за газовим фактором:

$$v_n^g = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1,05 \cdot 3,75 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1,3}{8,0 \cdot 1,05 \cdot 0,7 \cdot 1,28 \cdot 1,4} = 1,053 \text{ м/хв}$$

Для зниження виділення метану з пласта застосовують фізичну дегазацію пласта за допомогою буріння зі штреку в пласт дегазаційних свердловин діаметром 100 мм і довжиною 120 - 160 м, до яких під'єднують трубопровід, в якому здійснюється розрядження 50 - 100 мм . вод. ст. за допомогою пересувних вакуум-насосних станцій. Коефіцієнт дегазації рівний 0,5 збільшує швидкість подачі по газовому фактору до : $V_n^g = 1,9$ м/хв;

До подальшого розрахунку приймаємо найменшу швидкість подачі комбайна за лімітуючим фактором (газовим), що дорівнює: $v_n = 1,9$ м/хв

Доставка вугілля. Аналізуючи прийнятий погоризонтний спосіб підготовки, умови застосування стрічкових конвеєрів, а також основні переваги стрічкових конвеєрів (велика довжина в одному агрегаті, порівняно невелика енергоємність, можливість автоматизації і т.д.) приймаємо суцільну конвейеризацію доставки вугілля від очисного вибою до завантажувального пристрою вугільного підйому скіпового ствола.

По лаві відбите вугілля транспортується скребковим конвеєром КСД26В до збірної штрека, де перевантажується на скребковий перевантажувач ПТК - 1, а потім на стрічковий конвеєр 2ЛТ80 (збірний штрек). Транспортна здатність прийнятих конвеєрів забезпечує безперервне транспортування корисної копалини при максимальному навантаженні на очисний вибій.

Матеріали та обладнання, які використовуються в лаві, буде доставлено по бортовому штреку за допомогою електровозів АМ-8Д і складовано поблизу лави. Доставка матеріалів і обладнання по лаві проводиться скребковим конвеєром КСД26В в напрямку від бортового штрека до збірної штрека. По збірному штреку метал від погашення тупика, а так само різне обладнання, видається на заїзд за допомогою канатної дороги типу ДКНЛ.

Кінцеві операції. Процес виїмки вугілля комбайном в лаві складається з трьох етапів: підготовчого, власне виїмки вугілля і заключного.

Розрахунок кількості циклів виїмки вугілля

На шахті прийнятий 4-х змінний режим роботи: 1 зміна - ремонтна, 2, 3, 4 - видобувні. Тривалість зміни складає 6 годин.

Тривалість циклу виїмки визначається виразом:

$$t_u = (t_o + t_e) \cdot \sum k + t_z \cdot \sum k + t_k, \text{ мин}$$

де t_o - чистий час виїмки вугілля комбайном, хв:

$$t_o = \frac{l_n - \sum l_n}{v_n}, \text{ мин};$$

l_n - довжина лави, м; $\sum l_n$ - сумарна довжина ніш, м; v_n - робоча швидкість подачі комбайна, м/хв; t_z - час на зачистку лави, за челноковою схемою $t_z = 0$; t_k - час на виконання кінцевих операцій, при фронтальній самозарубці комбайна $t_k = 25$ хв по [5]; t_e - тривалість виконання супутніх виїмки операцій (опрацювання виконавчим органом, зміни його по висоті, прибирання вугілля з корпусу комбайна, огляд і заміна зубків, перевірка рівня масла і підтяжка кабелю), хв.

Для вузькозахватних комбайнів t_b згідно [5 , 8]:

$$t_b = 0.087 \cdot (l_l - \sum l_n) \cdot k, \quad \text{хв},$$

$$\sum k = k_1 k_2 k_3 k_4$$

де k_1, k_2, k_3, k_4 - коефіцієнти для розрахунку часу цикла; k_1 - коефіцієнт відпочинку, $k_1 = 1.05 - 1.15$; k_2 - коефіцієнт, що враховує ступінь обводнення лави, $k_2 = 1$; k_3 - коефіцієнт, що враховує категорію порід покрівлі, $k_3 = 1,2$; k_4 - коефіцієнт, що враховує кут падіння пласта, $k_4 = 1$.

$$\sum k = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,1 = 1,21;$$

t_3 - час руху комбайна при зачистці лави. Так як прийнята Челнокова схема виїмки вугілля то $t_3 = 0$.

t_k - час для виконання кінцевих операцій. Оскільки прийнята самозарубка комбайна в пласт косими заїздами то:

$$t_k = \frac{(2l_k + l_{изг.кон}) \cdot 2}{V_n} = \frac{(2 \cdot 4,81 + 15) \cdot 2}{1,9} = 23(\text{хв});$$

l_k - довжина корпусу комбайна;

$l_{изг.кн.} = 15\text{м}$ - довжина ділянки вигину конвеєра.

$$t_u = (105 + 16) \cdot 1,21 + 0 + 23 = 169,4(\text{хв});$$

Кількість циклів на добу, згідно з [5], знаходимо по залежності:

$$n_u = \frac{t_{сум.} - t_{рем.} - t_{н.в.} - (t_{н.з.} + t_{м.н.}) \cdot n}{t_u},$$

де $t_{сум.}$ - тривалість доби, $t_{сум.} = 1440$ мин; $t_{рем.}$ - тривалість ремонтної

зміни, $t_{рем.} = 360$ мин; $t_{н.в.}$ - тривалість противикидних методів, $t_{н.в.} = 0$; $t_{м.н.}$ -

тривалість технологічних перерв в зміні, що не перекриваються, $t_{м.н.} = 25$ мин

; n - кількість видобувних змін, $n = 3$.

$$n_u = \frac{1440 - 360 - 0 - (15 + 0) \cdot 3}{169,4} = 6,109$$

Приймаємо $n_u = 6$.

Коригуємо час циклу:

$$t_u = \frac{1035}{6} = 172(\text{хв});$$

Різниця між скоригованими і розрахунковим часом становить:

$$172 - 169,4 = 2,4 \text{ хв}$$

Цю величину необхідно додати до розрахункового часу циклу.

Розподілимо цей час так, щоб отримати цілі числа.

$$t_{\text{ц}} = 149 + 23 = 172 \text{ хв}$$

Тут перший доданок – повний час роботи комбайна з виїмки смуги вугілля; другий – час на виконання кінцевої операції.

Видобуток вугілля за один цикл.

$$D = m_{\text{пол}} \cdot \ell_{\text{л}} \cdot r \cdot \gamma_{\text{у}} \cdot c,$$

$$D = 1,05 \cdot 200 \cdot 0,7 \cdot 1,28 \cdot 0,98 = 185 \text{ т.}$$

Розрахункове добове навантаження на очисний вибій визначається виразом:

$$A_{\text{сут}} = 1,05 \cdot 200 \cdot 0,7 \cdot 1,28 \cdot 6 \cdot 0,98 = 1122 \text{ т / добу.}$$

Існуюча технологія проведення підготовчих виробок

Відповідно до гірничо-геологічної характеристикою шахтного поля шахти «Павлоградська» міцність вугілля і порід, що вмищають, не перевищує $f=3$. Підготовчі виробки проводяться по пласту з присічкою бічних порід. Кут падіння пласта $0-3^\circ$. Для проведення підготовчих виробок приймаємо комбайновий спосіб.

Всі вскриті виробки проведені по падінню (повстанню) пласта на всю довжину виїмальних стовпів. Для прийнятого способу проведення підготовчих виробок приймаємо комплекс прохідницького обладнання, перелік якого наведено в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 - Перелік прохідницького обладнання

Найменування	Тип	кількість
Комбайн	ГПКС	1
Конвеєр	ЛТ-80	1
Електровозне відкочування	АМ8Д	1

Для визначення мінімального перетину штреку розглянемо схему розміщення обладнання в ньому (рис. 2.3).

З рис. 2.3 видно, що мінімальна ширина штреку становить 3470 мм на висоті 1,8 м. Однак, при винесенні головки забійного конвеєра на штрек його мінімальна ширина складе 3760 мм. Відповідно до [6] приймаємо перетин виїмкової штреку $S_{\text{св}} = 11,1 \text{ м}^2$, $S_{\text{чеп}} = 13,0 \text{ м}^2$.

Штрек кріпимо триланковим арочним кріпленням КШПУ-11,0 з закладанням міжрамного простору дерев'яними затяжками. Щільність установки кріплення 0,8 м. Відстань від грудей вибою до кріплення не повинно перевищувати 1,4 м.

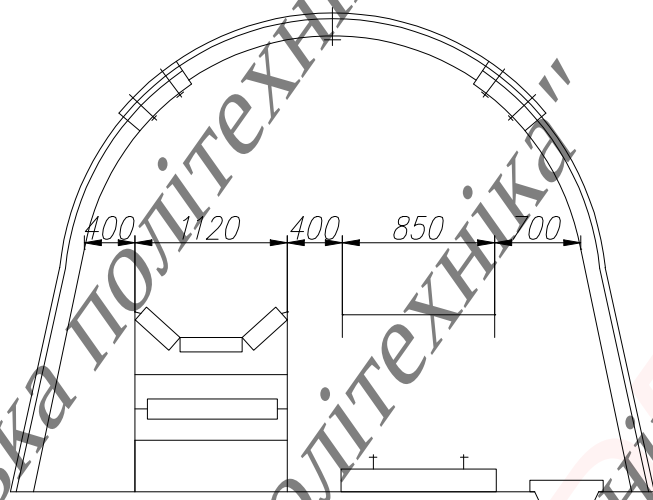


Рис.. 2.3 - Схема перетину виїмкового штреку

Визначення посування вибою за зміну:

$$l_{мес} = H_{agr} \cdot n \cdot N_{мес}, м$$

де H_{agr} - агрегатна норма виробки; n - кількість прохідницьких змін на добу; $N_{мес}$ - кількість робочих днів на місяць.

$$H_{agr} = 3,56 \cdot 0,725 \cdot 0,92 \cdot 0,9 \cdot 0,97 = 2,07 м / зм$$

де 3,56-УНВ на бригаду; 0,725 - коефіцієнт перерізу виробки в проходці; 0,92 - коефіцієнт нарощування конвеєрного става; 0,9 - коефіцієнт нарощування рейкового шляху; 0,97 - коефіцієнт роботи в респіраторах.

$$l_{мес} = 2,07 \cdot 3 \cdot 30 = 185 м / міс$$

$$l_{доб} = 2,07 \cdot 3 = 6,2 м / доб.$$

Схема провітрювання тупикової виробки нагнітальна. Для контролю за станом рудничної атмосфери використовуються датчики типу ДМТ-4, які повинні знаходитися на відстані не більше 5 м від грудей вибою, а також приладами Ш-1 1 не менше трьох разів на зміну вимірюється гірничим майстром.

2.3. Розрахунок параметрів технології проведення виробок

Поперечний переріз виробки

Залежно від фізико-механічних властивостей порід, терміну служби виробки, можливого впливу очисних робіт вибираються форма поперечного перерізу, матеріал і тип кріплення. За габаритами обраного транспортного обладнання і необхідним за правилами безпеки зазором на рівні верхньої кромки транспортного устаткування визначається необхідна ширина B_{mp} виробки, мм:

$$B_{mp} = a + 2 \cdot b + m + 700 + (1800 - h_3 - h_6) \cdot \operatorname{ctg} \alpha,$$

де a - мінімальна по ПБ величина зазору між електровозом і кріпленням, мм ;

b - ширина електровоза, мм ;

m - мінімальний зазор по ПБ між електровозами, мм ;

h_e - висота електровоза від головок рейок, мм ;

α - кут нахилу кріплення ($\alpha = 80^\circ$ при трапезовидному перетині, $\alpha = 75^\circ$ при абочному перетині);

h_6 - висота шляху від баласту, мм .

Для інших виробок B_{mp} визначається аналогічно з урахуванням обладнання, щорозміщується в перерізі. Необхідні зазори, ширина проходів і інші дані для проектування наведені в роботі [1]. Габаритні розміри транспортного устаткування надані в альбомах типових перерізів [4]. За ними з урахуванням прийнятого виду кріплення і транспорту при експлуатації, кількості шляхів, ширини колії підбирають відповідний поперечний переріз виробки, щоб $B_{min} \geq B_{mp}$, і виписують з альбомів всі розміри та інші дані про нього.

Якщо кріплення податливе, то потрібно виписати всі розміри після осідання і до осадки (в дужках), оскільки виробка повинна проводитися за розмірами до осадки.

Згідно правил безпеки у вугільних шахтах відкатні та вентиляційні виробки, що проводяться вперше, повинні мати мінімальну площу поперечного перерізу не менше 9,0 м².

Площа поперечного перерізу виробок у просвіті визначатимемо за габаритами рухомого складу і устаткування з урахуванням мінімально допустимих зазорів, величини усадки кріплення після впливу гірничого тиску і безремонтного їх утримання протягом усього періоду експлуатації.

Мінімальна ширина виробки:

$$B_1 = p + A_1 + m, \text{ м}$$

де p - ширина проходу для людей - 700 мм;

A_1 - ширина рухомого складу - 1240 мм;

m - зазор між рухомим складом і венструкавом - 400 мм;

$$B_1 = 700 + 1240 + 400 = 2340 \text{ мм.}$$

Користуючись типовими перетинами виробок з кріпленням КШПУ, проектні перерізи, що використовуються на шахті, а також досвід підтримки

виробок до і після проходження лави, вибираємо виробку перетином 11,2 м² в світлі, і 13,0 м² в проходці, закріплену кріпленням КШПУ-11,0

Обраний перетин перевіряють по граничній швидкості повітря V відповідно до ПБ, м/с:

$$V = \frac{A_c \cdot q_m \cdot k}{864 \cdot S_{св} \cdot (d - d_0)}$$

де A_c - кількість транспортованого вугілля по виробленню в добу (1244 т/добу);

q_m - виділення метану у виробці - 6,0 м³ на тону видобутку в добу;

k - коефіцієнт витоків повітря і резерву, $k = 1,45$;

$S_{св}$ - площа в світлі після осідання, м²;

d - допустимий процентний вміст метану у вихідному струмені повітря,

$d = 0,75$;

$d_{про}$ - процентний вміст метану в повітрі, щонадходить, при розрахунках $d_{про} = 0$.

Необхідно дотримуватися умови

$$V_{max} > V > V_{min}$$

Якщо $V > V_{max}$, треба прийняти найближчий більший перетин і зробити повторну перевірку.

V_{max} - гранично допустима швидкість руху повітряного струменя по виробці, за правилами безпеки $V_{доп} \leq 6$ м/с;

$$V = \frac{1244 \cdot 1,45 \cdot 6,0}{11,2 \cdot 0,75 \cdot 864} = 1,5 \text{ м/с} < 6 \text{ м/с}$$

Визначення змінної швидкості проведення виробки комбайном

Змінна швидкість $V_{см}$ проведення виробки комбайном із стрілоподібним робочим органом при рейковому транспорті може бути визначена по наступній формулі:

$$V_{см} = \frac{T_{см} \cdot t_{п.з}}{3600 \cdot m \cdot B \cdot V_{n,max} \cdot k_t + \frac{S_{свч} \cdot k_p \cdot (l/v_n + l/v_2 + Q)}{3600 \cdot v_{нар}} + \frac{k_H \cdot T_{см}}{L \cdot H_{зд} \cdot k_m \cdot n_k}} \text{ м/с}$$

де $T_{см}$ - тривалість зміни, ч;

$t_{п.з}$ - тривалість підготовчо-заключних операцій, $t_{п.з} = 0,5$ год;

m - товщина виймаемого шару, $m = 0,32$ м (ПК-3р), $m = 0,5$ м (4ПП-2М, ГПКС);

B - величина захоплення, $B = 0,4-0,55$ м;

$S_{свч}$ - площа поперечного перерізу начорно, м²;

$V_{n,max}$ - максимальна швидкість пересування робочого органу поперек виробки, $V_{n,max} = 0,28$ м/с (ПК-3р), $V_{n,max} \leq 0,1$ м/с (4ПУ), $V_{n,max} = 0,14$ м/с (4ПП-2М, ГПКС);

k_t - коефіцієнт простою комбайна з технічних причин, $k_t = 0,9$;

k_p - коефіцієнт розпушення породи, $k_p = 1,5$;

l - довжина відкатки гірської маси з-під перевантажувача до роз'їзду, м;

v_z - швидкість руху завантаженого складу, $v_z = 1$ м/с;

v_n - швидкість руху порожнього складу, $v_n = 1,5$ м/с;

Q - час маневрів, $Q = 150 \dots 200$ с;

$V_{нар}$ - місткість складу вагонеток під перевантажувачем,

$$V_{нар} = \Psi V_v n_v, \text{ м}^3;$$

$$V_{нар} = 0,9 \cdot 2,5 \cdot 6 = 13,5 \text{ м}^3;$$

Ψ - коефіцієнт заповнення вагонетки, $\Psi = 0,9$;

V_v - місткість вагонетки, м^3 ;

n_v - кількість вагонеток;

k_n - коефіцієнт несумісності кріплення, $k_n = 0,3 \dots 0,6$;

L - відстань між рамами кріплення, м;

$H_{кр}$ - норма вироблення на кріпленні рам (арок/люд.зміну) [19];

k_m - коефіцієнт механізації кріплення, при ручному кріпленні $k_m = 1$;

$n_{до}$ - кількість прохідників на кріпленні, $n_{до} = 3 \dots 6$.

Кількість вагонеток на цикл виїмки гірської маси

Навантаження гірничої маси проводиться одночасно з відбійкою. Гірська маса з конвеєра прохідницького комбайна 1ГПКС надходить на перевантажувач і далі в вагонетки типу ВДК -2,5.

Для безперервної роботи комбайна протягом прохідницького циклу довжину перевантажувача вибирають з умови розміщення під ним вагонеток для навантаження гірничої маси за цикл виїмки.

$$N_{цикл} = \frac{S_{пр} \cdot L_z \cdot k_{раз}}{V_{ваг} \cdot k_{зан}}$$

де $N_{цикл}$ - кількість вагонеток; $k_{раз}$ - коефіцієнт розпушення гірської маси (1,6); $k_{зан}$ - коефіцієнт заповнення вагонеток (0,95); $V_{ваг}$ - обсяг вагонетки ВДК - 2,5.

$$V = \frac{13,0 \cdot 0,8 \cdot 1,6}{2,5 \cdot 0,90} = 7,5 \text{ ум.}$$

Приймаємо 8 вагонеток.

Розрахунок щільності кріплення виробки (поза впливом очисних робіт)

Розрахунок виконано відповідно до «Інструкції з підтримки гірничих виробок на шахтах Західного Донбасу» (Санкт-Петербург-Павлоград, 1994р.)

Виробка, що проводиться на глибині - 270м

Кут падіння, град - 10-12

Характеристика шарів порід:

1 аргиліт - $m_1 = 7,161$ м - $R_1 = 20,0$ МПа

2 вугілля - $m_2 = 0,78$ м - $R_2 = 30$ МПа

3 алевроліт - $m_3 = 2,058$ м - $R_3 = 8,6$ МПа

4 вугілля - $m_4 = 0,80$ м - $R_4 = 30$ МПа

5-аргиліт - $m_5 = 3,0$ м - $R_5 = 20,0$ МПа

6 піщаник - $m_6 = 1,774$ МПа - $R_6 = 60$ МПа

Спосіб проведення - комбайновий

Площа перерізу виробки в просвіті, $S_{cb} - 11,2 \text{ м}^2$

Ширина виробки в проходці - 4,940 м

Висота виробки в проходці - 3,290 м

Термін служби виробки - 5 років

У виробленні можливе виділення води до $2,5 \text{ м}^3 / \text{год}$,

Визначаємо розрахункову міцність порід:

$R_c = 0,9$ - для виробок, що проводяться поза зоною впливу порушень.

Розрахунковий опір шарів порід

$$- R_1 = 20,0 \times 0,9 = 18,0 \text{ МПа};$$

$$- R_2 = 30,0 \times 0,9 = 27,0 \text{ МПа}$$

$$- R_3 = 8,6 \times 0,9 = 7,7 \text{ МПа};$$

$$- R_4 = 30,0 \times 0,9 = 27,0 \text{ МПа}$$

$$- R_5 = 20,0 \times 0,9 = 18,0 \text{ МПа};$$

$$- R_6 = 60 \times 0,9 = 54 \text{ МПа}$$

Якщо в покрівлі або підшві виробки залягає шар однорідної породи потужністю 2м і більше, то розрахунок проводимо за значенням R_c цього шару без урахування шарів, що залягають вище в покрівлі або нижче в підшві виробки.

Розрахунковий опір порід стисканню R_c .

Середнє значення R_c порід покрівлі визначаємо на висоті 1,5м, що дорівнює $4,774 \times 1,5 = 7,161\text{м}$; порід ґрунту - на глибину 4,774 м.

В обох випадках враховуємо породи на висоті виробки.

Розрахункова міцність порід покрівлі $R_{c.kp.}$ визначається за формулою:

$$R_{c.kp.} = \frac{R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + R_{c3} \cdot m_3 + R_{c4} \cdot m_4}{m_1 + m_2 + m_3 + m_4} =$$

$$\frac{18,0 \cdot 7,161 + 27,0 \cdot 0,78 + 7,7 \cdot 2,058 + 27 \cdot 0,8}{7,168 + 0,78 + 2,058 + 0,8} =$$

$$\frac{18,0 \cdot 7,161 + 27,0 \cdot 0,78 + 7,7 \cdot 2,058 + 27 \cdot 0,8}{7,168 + 0,78 + 2,058 + 0,8} = 17,33$$

МПа

Розрахункова міцність порід ґрунту $R_{c.пч.}$ визначається за формулою:

$$R_{c.пч.} = \frac{R_{c2} \cdot m_2 + R_{c3} \cdot m_3 + R_{c4} \cdot m_4 + R_{c5} \cdot m_5}{m_2 + m_3 + m_4 + m_5} =$$

$$\frac{27,0 \cdot 0,78 + 7,7 \cdot 2,058 + 27 \cdot 0,8 + 20,0 \cdot 3,0}{0,78 + 2,058 + 0,8 + 3,0} =$$

$$\frac{27,0 \cdot 0,78 + 7,7 \cdot 2,058 + 27 \cdot 0,8 + 20,0 \cdot 3,0}{0,78 + 2,058 + 0,8 + 3,0} = 17,8 \text{ МПа}$$

Розрахункова міцність бічних порід $R_{c.б.}$ визначається за формулою:

$$R_{c.нч.} = \frac{R_{c_2} \cdot m_2 + R_{c_3} \cdot m_3 + R_{c_4} \cdot m_4}{m_2 + m_3 + m_4} = \frac{27,0 \cdot 0,78 + 7,7 \cdot 2,058 + 27 \cdot 0,8}{0,78 + 2,058 + 0,8} = 16,2 \text{ МПа}$$

$$R_{c.ср} = \frac{187,2 + 118,4 + 58,4}{10,79 + 6,64 + 3,64} = 17,3 \text{ МПа}$$

Середньозважене значення розрахункового опору, при зміцненні виробки анкерами, слід збільшити на 20%.

$$R_{c.ср} = 17,3 \cdot 1,2 = 20,76 \text{ МПа}$$

Розрахунок зсуву порід при зміцненні порід покрівлі анкерами визначаємо за формулою:

$$U_{o.кр.расч.} = U_{o.кр.расч.} \cdot k_{акт}$$

$$U_{o.лч.расч.} = U_{o.лч.расч.} \cdot k_{акт}$$

де $U_{o.кр.расч.}$, $U_{o.лч.расч.}$ - зміщення порід покрівлі або ґрунту поза впливу очисних робіт, мм

$k_{акт}$ - коефіцієнт зменшення зсувів, що залежить від відстані h поміж компенсаційних виробок

$$U_{o.кр.расч.} = [0,5 \cdot V_o \cdot t_o + V_{ст} (365 - t_o)] K_s \cdot K_b \cdot K_{np}$$

$$U_{o.лч.расч.} = [V_o \cdot t_o + V_{ст} (365 - t_o)] K_s \cdot K_b \cdot K_{np}$$

де V_o - швидкість зсуву порід ґрунту при проведенні виробки в період t_o , мм/добу (5,0 мм/добу);

t_o - тривалість інтенсивних зсувів порід ґрунту при проходці, (20 дб);

$V_{ст}$ - усталена (стабілізована) швидкість зсуву порід ґрунту, (0,15 мм/добу);

0,5 - коефіцієнт, що характеризує зменшення швидкості зсуву порід покрівлі по відношенню до швидкості зсуву порід ґрунту при проходці, в зоні тимчасового і залишкового опорного тиску цей коефіцієнт дорівнює 1;

K_s - коефіцієнт впливу площі поперечного перерізу виробки на зміщення порід (1,2);

K_b - коефіцієнт впливу інших виробок, що дорівнює 1,0;

K_{np} - коефіцієнт впливу способу проходки - при комбайновому - 0,8

$$U_{o.кр.расч.} = [0,5 \cdot 5,0 \cdot 20 + 0,15 (365 - 20)] 1,2 \cdot 1,0 \cdot 0,8 = 97,7 \text{ мм}$$

$$U_{o.лч.расч.} = [5,0 \cdot 20 + 0,15 (365 - 20)] 1,15 \cdot 1,0 \cdot 0,8 = 139,6 \text{ мм}$$

Зсув порід визначаємо за формулою:

$$U = R \cdot R_o \cdot R_{ср} \cdot R_b \cdot R_t \cdot U_{т.},$$

де $R = 1$ - коефіцієнт, що залежить від кутів падіння порід при $< 20^\circ$;

$R_o = 1$ - при визначенні зсувів з боку покрівлі і ґрунту;

$R_{ср} = 0,2 (4,774 - 1) = 0,75$ - коефіцієнт впливу розмірів вироблення, визначаємо для підосиви і покрівлі і боків виробки;

$$R_{ср} = 0,2 (3,638 - 1) = 0,53$$

$$R_{сб.} = 0,2 (3,638 - 1) = 0,53$$

R_b - коефіцієнт впливу інших виробок, що приймається для одиночних виробок = 1;

R_t = коефіцієнт впливу часу на зміщення порід.

Для виробок, термін служби яких менше 15 років, коефіцієнт R_t залежить від співвідношення H_p/R_z і визначається за графіками [2];

U_t - зсув порід, прийнятий за типовий і визначається за графіками в залежності від розрахункового опору порід стиску R_c та розрахункової глибини розташування виробки H_p . $U_t = 80$ мм

$$U_{кр} = 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,75 \cdot 0,8 \cdot 30 = 18 \text{ мм}$$

$$U_{пч} = 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,53 \cdot 0,95 \cdot 30 = 15 \text{ мм}$$

$$U_b = 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,75 \cdot 0,95 \cdot 30 = 21 \text{ мм}$$

Розрахункове навантаження на основну кріплення вироблення визначається по формулі:

$$P = e \cdot P^n$$

де $e = 4,940$ - ширина виробки в проходці; P^n - нормативне навантаження, що визначається за таблицею 7 «Інструкції ...», в залежності від зсувів порід, дорівнює 38

$$P = 4,940 \cdot 38 = 187,7 \text{ МПа};$$

Кріплення вибираємо згідно "Типових проектних рішень", приймаємо арочне кріплення КШПУ-М11,0 з СВП-22 з несучою здатністю в податливому режимі $N_s = 250$ кН/арку

Щільність установки рам металевого податливою кріплення на 1м довжини виробки

$$n = P / N_s, \text{ рам/м}$$

$$n = 187,7 / 250 = 0,73 \text{ рам/м}$$

Паспортну щільність установки кріплення приймаємо по більшому ближчому значенню або з досвіду робіт - 1 рам а на 1п.м.

$$V_{см} = \frac{6^{-0,5}}{\frac{1 \cdot 13}{3600 \cdot 0,5 \cdot 0,4 \cdot 0,14 \cdot 0,9} + \frac{13 \cdot 0,15 \cdot (150/1 + 150/1,5 + 150)}{3600 \cdot 21} + \frac{0,6 \cdot 6,0}{0,8 \cdot 1,2 \cdot 1,0 \cdot 3,0}} = 3,0 \text{ м/зм}$$

Таблиця 2.3. - Загальні відомості по підготовчому вибої

найменування показника	Од. вим	кількість
Тип кріплення		КШПУ-11,0
Перетин в світлі	м ²	11,2
Перетин в проходці	м ²	13,0
Крок установки кріплення	м	1,0
Довжина виробки	м	1600
Кут нахилу	град	0
Темпи проведення	м/зм	3,0
	м/міс	250

Тип міжрамних огорож: в покрівлі в боках		анкер мет. сітка
Тип рейок		P-34
Число рейкових шляхів	шт	1
Ширина колії	мм	900
Тип шпал		дерев'яні
Відстань між шпалами	мм	700
Перетин водовідвідної канавки	м ²	0,11

2.4 Вентиляція шахти

Загальна характеристика вентиляції шахти.

Поле шахти "Павлоградська" розкрите двома центрально - здвосними стволами. Кінцева глибина головного стовбура 190м, допоміжного 320м.

Схема підготовки шахтного поля - панельна. По метану шахта віднесена до III категорії. За вибуховості вугільного пилу - шахта небезпечна.

Схема провітрювання шахти - центральна, свіже повітря надходить по допоміжному стволу, а виходить через головни. Спосіб провітрювання - всмоктуючий. Характеристики виробок та пластів надано в табл. 2.4 та 2.5.

Для забезпечення заданих вентиляційних режимів передбачається установка осбових вентиляторів типу ВОД-30м, потужністю 1000 кВт, частота обертання - 600об/хв. Схема провітрювання виїмкових дільниць шахти – поворотноточна.

Таблиця 2.4 - Характеристика розкривних і підготовчих виробок

Найменування вироблення	Тип армування	довжина, м	S січ, м
Головний стовбур	бетон	190	33,2
Допоміжний ствол	бетон	320	33,2
Панельний вентиляційний штрек	АП	2200	12,1
Панельний відкаточний штрек	АП	2200	12,1
Польовий конвеєрний штрек	АП	1500	15,5
Похилий конвеєрний квершлаг	АП	900	12,1
Магістральний вентиляційний штрек	АП	2300	11,2
Магістральний відкаточний штрек	АП	2500	12,1
Магістральний конвеєрний штрек	АП	2500	12,1

Таблиця 2.5 - Характеристика вугільних пластів

Показники	C ₄	C ₅	C ₆ ^н	C ₇ ^н	C ₈ ^н	C ₉
Потужність пласта, м	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.7
Повна потужність вугільних пачок Мп, м	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.7
Виймаєма потужність вугільних пачок пласта Мв, М	1	1.15	1.35	1	1.35	1.2
Потужність пласта, що виймається, з урахуванням породних прошарів і присічки порід Мв.пр., м	1	1.15	1.35	1	1.35	1.2
Пластова зольність вугілля Аз, %	10.5	91	88	95	10.8	8.6
Пластова вологість вугілля W, %	2.7	2.7	3.5	3.7	4.0	3.8
Кут падіння пласта α, град	2-5	2-5	2-5	2-5	2-5	2-5
Вихід летких речовин V _г , %	40.7	43.5	42	40.8	42.7	41.4
Природна метаноносність пласта, Хм ³ /т або Хг м ³ /т сухої беззольної маси	10.6	10.5	10.6	11	11.9	11.3

Витрати повітря для шахти в цілому

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

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

де 1,1 - коефіцієнт, що враховує відхилення фактичного розподілу повітря по мережі гірничих виробок від розрахункового; $\sum Q_{уч.}$ - витрата повітря для провітрювання виїмкових дільниць, м³/с; $\sum Q_{н.в.}$ - витрата повітря, що подається до ВМП для відокремленого провітрювання тупикових виробок, м³/с; $\sum Q_{под.в.}$ - витрата повітря для відокремленого провітрювання виробок, що погашаються, м³/с; $\sum Q_{под.с.}$ - витрата повітря для відокремленого провітрювання підтримуваних виробок, м³/с; $\sum Q_{к.}$ - витрата повітря для відокремленого провітрювання камер, м³/с; $\sum Q_{ум.}$ - витрати повітря через вентиляційні споруди, розташовані за межами виїмкових дільниць, м³/с.

Прогноз метанообільності виїмкової дільниці пласта С₅.

Вихідні дані для прогнозу метанообільності виїмкової дільниці пл.С₅ наведені у табл. 2.6, 2.7. Вугілля транспортується по виробці з вихідним струменем, що йде через вуглеспускні гезенки. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення. Схема провітрювання виїмкової дільниці - з видачею вихідного струменя на масив вугілля.

Система розробки - стовпова.

Таблиця 2.6 - Вихідні дані для прогнозу метанообільності виїмкової дільниці пл.С₅

Початкові данні	значення
Глибина зони метанових газів Н _з , м	160
Глибина розробки Н, м	400
Довжина очисної виробки L _{оч} , м	200
Природна метаноносність пласта X, м ³ /т	6,0
Пластова вологість вугілля W, %	8,0
Зольність вугілля A _з , %	16,7
Вихід летких речовин A _л , %	42,2
Повна потужність вугільних пачок пласта M _п , м	1,05
Виймаема корисна потужність пласта M _к , м	1,05
Виймаема потужність пласта з урахуванням породних прошарків M _{в.пр.} , м	1,05
Швидкість посування очисного вибою V _{оч} , м/доб	4,2
Кут падіння пласта, град.	3
Час з моменту закінчення проведення підготовчої виробки до початку очисних робіт, діб.	50
Кількість охоронних ціликів, шт.	0
Ширина охоронного цілика, м	0,0

Таблиця 2.7 - Характеристика зближених пластів і прошарків

індекс зближен. пласта	Потужність вугільних пач., м	Відстан. до розроб. пласта МСП, м	Метаноносність природ. X _п , м ³ /т	Пластов. волог. вугілля W, %	Зольність вугілля A _з , %	Вихід летких V _л , %	Перехід до дегазації K _г
підроблювані пласти							
C ₁₀	1	20	5,5	7,0	16,8	42,2	0,0
C ₁₁	1	45	5,2	6,5	16,5	42,3	0,0
C ₁₂	1	75	4,8	6,5	16,4	41,8	0,0
Надроблювані пласти							
C _{8в}	1	35	6,5	5,9	17,0	41,3	0,0
C _{8н}	0,9	40	6,5	6	16,8	41,5	0,0

Таблиця 2.8 - Результати прогнозу метанообільності виїмкової дільниці пл.С₅.

Індекс пласта	q _{пл.} , М ³ /Т	q _{сп.п} , М ³ /Т	q _{сп.н} , М ³ /Т	q _{пір.} , М ³ /Т	q _{в.п.} , М ³ /Т	q _{оч.} , М ³ /Т	q _{уч.} , М ³ /Т
C ₅	4,5	5,4	2,2	0,5	7,6	12,6	12,6

Розрахунок допустимого навантаження по газовому фактору пласта C_5 .

Схема провітрювання 1-М-Н-в-пт. Породи безпосередньої покрівлі - глинисті сланці нестійкі. Тип кріплення ДМ. В виробці виділяється метан. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення. Залягання пластів - полого. Вихідні данні для розрахунку навантаження на лаву наведені в табл. 2.9.

Таблиця 2.9 - Вихідні данні для розрахунку навантаження на лаву.

Початкові данні	значення
Довжина очисної виробки L_{oc} , м	200
Виймаєма потужність пласта з урахуванням породних прошарків $M_{в.пр}$, м	1,05
Щільність вугілля, т / м ³	1,3
Коефіцієнт вилучення вугілля, частки одиниці	0,9
Швидкість посування очисного вибою V_{oc} , м / доб	4,2
Допустима концентрація газу у вихідному струмені C , %	1,0
Концентрація газу вхідного на виїмкових дільницях вентиляційного струменю $C_{про}$, %	0,02
Відносна метанообільність очисної виробки q_{oc} , м ³ / т	12,6
Відносна метанообільність виїмкової дільниці $q_{уч}$, м ³ / т	12,6

РЕЗУЛЬТАТИ РОЗРАХУНКУ

Абсолютна метановість очисної виробки дорівнює $I_{oc} = 9,0$ м³/хв (0,151 м³/с).

Абсолютна метановість виїмкової дільниці дорівнює $I_{уч} = 9,0$ м³/хв (0,151 м³/с).

Метановиділення з виробленого простору в межах виїмкової дільниці $I_{вн} = 7,8$ м³/хв (0,130 м³/с).

Максимально допустиме по газовому фактору навантаження на очисний вибій $A_{max} = 918$ т/добу не перевищує розрахункове навантаження на очисний вибій $A_p = 1122$ т/добу.

Необхідно застосувати дегазацію (табл.2.10)

Об'єкт дегазації - вироблений простір.

Спосіб дегазації - ізольований відвід метану по трубопроводу за допомогою газовідсмоктувальної установки при схемі типу 1-М $K_{г.в.п} = 0,7$.

Таблиця 2.10- Багаті на газ виробки з ізольованим відведенням метану

символ пласта	розроблюваний пласт			суміжні пласти					
				Гідроблювані			надроблювані		
	$q_{пл}$, М ³ /Т	$q_{пл}$, М ³ /Т	$K_{г.пл}$	$q_{сп.п}$, М ³ /Т	$q_{сп.п}$, М ³ /Т	$K_{г.сп.п}$	$q_{сп.п}$, М ³ /Т	$q_{сп.п}$, М ³ /Т	$K_{г.сп.п}$
C ₅	4,5	4,5	0,00	5,4	5,4	0,00	2,2	2,2	0,00
	вироблений простір			очисний вибій			виїмкова ділянка		
	$q_{в.п}$, М ³ /Т	$q_{в.п}$, М ³ /Т	$K_{г.пл}$	$q_{оч}$, М ³ /Т	$q_{оч}$, М ³ /Т	$J''_{оч}$, М ³ /с	$q_{уч}$, М ³ /Т	$q_{уч}$, М ³ /Т	$J''_{уч}$, М ³ /с
	10,9	3,27	0,7	12,6	4,55	0,054	12,6	4,55	0,054

$$q_{оч} = K_{оч} \cdot Do_{пл} (x - x_0) (1 - K_{д.пл}) - K_{д.пл} \cdot q'_{в.п} = 0,85 \cdot 0,93 (6 - 4,5) + 1 \cdot 3,27 = 4,55 \text{ м}^3/\text{т}.$$

де $K_{оч} = 0,85$ - коефіцієнт впливу схеми провітрювання ділянки (якщо вугілля транспортується по виробці з вихідним струменем);

$K_{пл} = 0,93$ - коефіцієнт впливу системи розробки на метановиділення (для стовпової);

$x = 6 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м}$ - природна метаносність пласта;

$x_0 = 4,5 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м}$ - залишкова метаносність вугілля, що видається за межі ділянки;

$K_{д.пл} = 0$ - коефіцієнт дегазації пласта;

$K_{д.пл}$ - коефіцієнт метановиділення з виробленого простору в привибійний;

$q'_{в.п} = 3,27 \text{ м}^3/\text{т}$ - метановиділення з виробленого простору після дегазації.

В результаті дегазації отримані наступні показники:

абсолютна метановість очисної виробки дорівнює $I_{оч} = 3,3 \text{ м}^3/\text{хв}$ ($0,054 \text{ м}^3/\text{с}$);

абсолютна метановість виїмкової дільниці дорівнює $I_{уч} = 3,3 \text{ м}^3/\text{хв}$ ($0,054 \text{ м}^3/\text{с}$);

метановиділення з виробленого простору в межах виїмкової дільниці $I_{вп} = 2,34 \text{ м}^3/\text{хв}$ ($0,039 \text{ м}^3/\text{с}$).

Максимально допустима по газовому фактору навантаження на очисний вибій $A_{max} = 1264,2 \text{ т/добу}$ перевищує розрахункове навантаження на очисний вибій $A_p = 1122 \text{ т/добу}$.

Розрахунок витрати повітря для провітрювання 569 лави по природній метаносності пласта C₅.

Вибухові роботи не ведуться.

Таблиця 2.11 - Додаткові вихідні дані для розрахунку витрати повітря.

Початкові дані	значення
Найбільше число людей, одночасно працюючих в очисній виробці n, чол.	18
Провітрювання без підсвіження	-

РЕЗУЛЬТАТИ РОЗРАХУНКУ

Витрата повітря для провітрювання очисної виробки визначена по виділенню метану і дорівнює $Q_{оч} = 528,0 \text{ м}^3/\text{хв}$ ($8,8 \text{ м}^3/\text{с}$).

Витрата повітря для провітрювання виїмкової дильниці дорівнює $Q_{уч} = 613,8 \text{ м}^3/\text{хв}$ ($10,2 \text{ м}^3/\text{с}$).

Прогноз метанообільності тупикової виробки пласта С₅.

Спосіб провітрювання виробки-нагнітальний. Вироблення проводиться комбайном.

Таблиця 2.12 - Данні для прогнозу метанообільності тупикової виробки.

Початкові дані	значення
Площа перерізу виробки в проходці по вугіллю $S_{вз}$, м ²	12,3
Довжина тупикової виробки L_n , м	1600
Природна метаноносність пласта X , м ³ /т	6,0
Пластова вологість вугілля W , %	8,0
Зольність вугілля A_z , %	16,7
Вихід летких речовин V_z , %	42,2
Щільна потужність вугільних пачок M_n , м	1,05
Щільність вугілля, т/м ³	1,3
Проектна швидкість посування забою V_n , м/доб	8,0
Технічна продуктивність комбайна J , т/хв	1,90
Посування вибою за цикл безперервної роботи, м	0,8

РЕЗУЛЬТАТИ РОЗРАХУНКУ

Метановиділення в призабійний простір тупикової виробки

$$I_{з,н} = 1,0 \text{ м}^3/\text{хв} \text{ (} 0,016 \text{ м}^3/\text{с} \text{)}$$

Метановиділення в тупикову виробку дорівнює $I_n = 1,6 \text{ м}^3/\text{хв}$ ($0,027 \text{ м}^3/\text{с}$).

Розрахунок витрати повітря для провітрювання підготовчої виробки пласта С₅.

Характеристика виробки:

- розрахунок проводиться для умов Донецького басейну;
- виробка волога;
- шахта газова;

- вентиляційний трубопровід з труб типу 1А, 1В при довжині ланки 20м;
 - застосовується вентилятор з нерегульованою подачею;
- Проведення виробу здійснюється прохідницьким комбайном.

Таблиця 2.13 - Вихідні дані для розрахунку.

Початкові дані	значення
Площа перерізу виробки в просвіті S , м^2	11
Діаметр вентиляційного трубопроводу d , м	0,8
Мінімальна швидкість повітря у виробці, м/с	0,25
Температура повітря у виробці, град.	22,0
Відносна вологість повітря у виробці, %	70,0
Довжина вентиляційного трубопроводу на ділянці від ВМП до гирла тупикової виробки, м	10,0
Довжина вентиляційного трубопроводу H , м	800
Допустима концентрація газу у вихідному струмені C , %	1,00
Концентрація газу у вхідному в виробку вентиляційному струмені $C_{\text{про}}$, %	0,02
Абсолютне газовиділення виробки J_n , $\text{м}^3/\text{с}$	0,027
Газовиділення в привибійний простір, $\text{м}^3/\text{с}$	0,016

РЕЗУЛЬТАТИ РОЗРАХУНКУ

Витрата повітря для провітрювання привибійного простору тупикової виробки визначено по мінімальній швидкості руху повітря у виробці і дорівнює $Q_{\text{з.п.}} = 165 \text{ м}^3/\text{хв}$ ($2,8 \text{ м}^3/\text{с}$).

Витрата повітря для провітрювання всієї тупикової виробки дорівнює $Q_{\text{в}} = 164 \text{ м}^3/\text{хв}$ ($2,7 \text{ м}^3/\text{с}$).

Подача вентилятора дорівнює $Q_{\text{в}} = 258 \text{ м}^3/\text{хв}$ ($4,3 \text{ м}^3/\text{с}$).

Витрата повітря в місці встановлення ВМП повинна бути $Q_{\text{вд}} > = 369 \text{ м}^3/\text{хв}$ ($6,2 \text{ м}^3/\text{с}$).

Тиск вентилятора (депресія трубопроводу) дорівнює $H_{\text{в}} = 150,7 \text{ даПа}$.

Аеродинамічний опір вентиляційного трубопроводу дорівнює $R_{\text{тп}} = 13,138 \text{ км}$

Технічна характеристика ВМП.

Тип вентилятора ВМ-6.

Розрахункова подача $Q_{\text{в.р}} = 4,3 \text{ м}^3/\text{с}$.

Фактична подача $Q_{\text{в.ф}} = 4,8 \text{ м}^3/\text{с}$.

Розрахунковий статичний тиск ВМП $H_{\text{в.р}} = 150,7 \text{ даПа}$.

Фактичний статичний тиск ВМП $H_{\text{в.ф}} = 184,6 \text{ даПа}$.

Розрахункова витрата повітря у вибої $Q_{\text{з.п.р}} = 2,8 \text{ м}^3/\text{с}$.

Фактичні витрати повітря у вибої $Q_{\text{з.п.ф}} = 3,1 \text{ м}^3/\text{с}$.

Споживана потужність $N = 13,4 \text{ кВт}$.

Коефіцієнт корисної дії вентилятора ККД = 0,65.

Кут установки лопаток робочого колеса -45 град.

Витрата повітря для погашення ділянки.

Витрата повітря для провітрювання ділянки, що погашається $Q_{\text{пог.в}}$ приймається рівним $0,5 Q_{\text{уч}}$ і повинна задовольняти умові забезпечення мінімально допустимої швидкості руху повітря в очисному вибої та виробках ділянки:

$$Q_{\text{пог.в}} = 0,5 \cdot Q_{\text{уч}} = 0,5 \cdot 11,2 = 5,6 (\text{м}^3 / \text{с})$$

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

де S - площа поперечного перерізу виробки в проєкті, м^2 ;

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

$S_{\text{оч}}$ - площа поперечного перерізу очисної виробки у світлі, м^2 ;

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

$K_{\text{утв}}$ - коефіцієнт, що враховує витіки повітря через вироблений простір.

По номограмі $K_{\text{утв}} = 1,5$; для управління покрівлею - повне обвалення:

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

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

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

Умова виконується.

Витрата повітря для підтримуваних виробок.

До підтримуваних відносяться виробки, які не використовуються для подачі свіжого повітря на виймальних ділянках, тупикові виробки, камери і для відводу з них вихідного вентиляційного струменя.

Витрата повітря для таких виробок визначається за формулою:

$$Q_{\text{подв}} = S \cdot V_{\text{min}}$$

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

Результати розрахунку зводимо в таблицю 2.14.

Витрата повітря для камер, що провітрюються відокремлено

Витрата повітря для провітрювання складу ВМ визначається за формулою:

$$Q_{k1} = 0,0012 \cdot V_{\text{к}};$$

де $V_{\text{к}}$ - сумарний обсяг виробок складу ВМ, м^3 ;

$$Q_{k1} = 0,0012 \cdot 1500 = 1,8 (\text{м}^3 / \text{с});$$

Витрата повітря для провітрювання зарядних камер визначається за формулою:

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

де n_{σ} - число одночасно установлених батарей; K_3 - коефіцієнт, що враховує тип застосовуваних на електровозі батарей.

Таблиця 2.14 - Кількість повітря для підтримуваних виробок

Найменування виробок	Перетин S , м^2	Мінімальна швидкість V_{min} , м/с	Кількість повітря $Q_{\text{під}}$, $\text{м}^3/\text{с}$
569 збірн. штрек і 569 відкатувальний штрек	11	0,15	1,65
Вентиляційний гезенк №5	4,0	0,25	1,0
Вентиляційний гезенк №15	4,0	0,25	1,0
Вентиляційний гезенк № 22	4,0	0,25	1,0
Ходок на клітьовий стовбур гор. 235м	6,5	0,25	1,62
Шламівідстійник	8,8	0,15	1,32
Разом:			7,59

Витрата повітря для камер, що провітрюються відокремлено
Витрата повітря для провітрювання складу ВМ визначається за формулою:

$$Q_{k1} = 0.0012 \cdot V_{\text{во}};$$

де $V_{\text{во}}$ - сумарний обсяг виробок складу ВМ, м^3 ;

$$Q_{k1} = 0.0012 \cdot 1500 = 1,8 (\text{м}^3 / \text{с});$$

Витрата повітря для провітрювання зарядних камер визначається за формулою:

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

де n_{σ} - число одночасно установлених батарей; K_3 - коефіцієнт, що враховує тип застосовуваних на електровозі батарей.

Гараж-зарядна горизонтів 235м, 160м:

$$Q_{k2} = Q_{k3} = 0,5 \cdot 24 \cdot 1,2 = 14,3 (\text{м}^3 / \text{с});$$

Витрата повітря для провітрювання електромашинних камер визначається за формулою:

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

де N_{yi} - потужність i -ої електроустановки в камері, кВт; η_i - ККД i -ої електроустановки; K_{zi} - коефіцієнт, що враховує тривалість роботи i -ої електроустановки протягом доби; N_{mi} - потужність i -го трансформатора, встановленого в камері, кВт; n_e - число одночасно працюючих електроустановок; m - число одночасно працюючих трансформаторів; t_{ex} - температура повітря у виробці перед камерою в найбільш теплий місяць року, °С;

$$Q_{к5} = Q_{к6} = \frac{0,28 \cdot 460 \cdot (1 - 0,98) \cdot 1 + 0,013 \cdot 320}{26 - 23} = 2,24 \text{ м}^3/\text{с}$$

$$Q_{к7} = \frac{0,28 \cdot 230 \cdot (1 - 0,98) \cdot 1 + 0,013 \cdot 280}{26 - 23} = 4,12 \text{ м}^3/\text{с}$$

Результати розрахунків зведені в таблицю 2.15.

Таблиця 2.15 - Витрати повітря для відокремлено провітрюваних камер.

Найменування камери	Витрата повітря $Q_{до}$, $\text{м}^3/\text{с}$
Склад ВМ	1,8
Гараж-зарядна:	
горизонт 235м	8,1
горизонт 160м	6,2
Електромашинні камери:	
горизонт 235м	2,24
горизонт 160м	2,24
Насосна горизонту 235м	4,12
Всього:	29,18

Витоки повітря через вентиляційні споруди.

Величина витоків повітря через вентиляційні споруди, що встановлені за межами виїмкових ділянок:

$$\Sigma Q_{ум} = \Sigma Q_{ум.г} + \Sigma Q_{ум.шл} + \Sigma Q_{ум.кр} + \Sigma Q_{ум.зг},$$

де $\Sigma Q_{ум.г}$ - витоків повітря через глухі перемички, $\text{м}^3/\text{с}$; $\Sigma Q_{ум.шл}$ - витоків повітря через шлюзи, $\text{м}^3/\text{с}$; $\Sigma Q_{ум.кр}$ - витоків повітря через кросинги, $\text{м}^3/\text{с}$; $\Sigma Q_{ум.зг}$ - витоків повітря через завантажувальні пристрої, $\text{м}^3/\text{с}$.

Витоки повітря через глухі перемички приймемо рівними 0.

Витоки повітря через шлюз визначаються за формулою:

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

де $Q_{ум}$ - норма витоків повітря через одну перемичку, $\text{м}^3/\text{с}$; $K_{пер}$ - коефіцієнт, що враховує число перемичок в шлюзі.

Результати розрахунку витоків повітря через шлюзи представлені в табл. 2.16.

Таблиця 2.16 - Витоку повітря через шлюзи

Найменування вироблення	Коеф. переходу	Кільк. дверей в шлюзі	$K_{пер}$	$Q_{ум}$ м ³ /с	$Q_{ум.шт}$ м ³ /с
Залізні протипожежні вент. двері:					
Збійка №28 г.235м	1,3	2	0,76	1,9	1,9
Магістр.конв. кверц. г.235м	1,3	2	0,76	1,9	1,9
Збійка №18 г.235м	1,3	1	1	1,9	2,47
Збійка №17 г.235м	1,3	1	1	1,9	2,47
МЗОШ №2 г.235м	1,3	2	0,76	3,2	3,1
УПП- 4 г.235м	1,3	2	0,76	1,9	1,9
Дерев'яні вент. двері:					
Обгінна гілка г.235м	1,5	2	0,76	2,2	2,5
Збійка №11 г.235м	1,3	2	0,76	1,4	1
Збійка №42 г.235м	1	3	0,66	1,1	0,73
Збійка №50 г.235м	1	3	0,66	1,1	0,73
Збійка №51 г.400м	1	3	0,66	1,1	0,73
Збійка №52 г.400м	1	2	0,76	2,2	1,67
Разом:					22,36

Розрахунок витоків повітря через завантажувальні пристрої

Результати розрахунків витоків повітря через завантажувальні пристрої представлені в табл. 2.17.

Таблиця 2.17 - Результати розрахунків витоків повітря через завантажувальні пристрої

Найменування	Кількість	Норма витоків $Q_{ум}$ м ³ /с	$Q_{ум.шт}$ м ³ /с
Породний бункер гор. 235м	1	2,5	2,5
Породний бункер гор. 235м	1	2,5	2,5
Породний бункер гор. 140м	1	2,5	2,5
Вугільний бункер гор. 140м	1	2,5	2,5
Разом:			10,0

Результати розрахунків витрати повітря

Таблиця 2.18 - Результати розрахунку повітря по споживачах

споживачі повітря	К-сть об'єктів	Витрата повітря, м ³ /с
Виїмкові ділянки	4	36,5

Тупикові виробки	7	50
Виробки, що погашаються	1	5,6
Виробки, що підтримуються	7	7,59
Камери: складів ВМ	1	1,8
гараж- зарядних	2	14,3
електромашинні	3	8,6
Витоки повітря через вент. споруди: глухі перемички	3	0
шлюзи	14	22,36
завантажувальні пристрої	4	10,0
Разом:		156,5

Загальна витрата повітря по шахті:

$$Q_{ш} = 1,1 \cdot 156,5 = 172 \text{ (м}^3/\text{с)};$$

Статичний тиск вентиляційної установки

Депресія вентилятора визначається за формулою:

$$h_e = 1,2 \cdot h_{п.в} + h_{к.у},$$

де 1,2 - коефіцієнт, що враховує втрати тиску на місцевих опорах в шахтній вентиляційній мережі і в каналі вентиляційної установки; $h_{п.в}$ - депресія підземних виробок напрямку, Па; $h_{к.у}$ - депресія повітрянагрівачів і каналу калориферної установки.

$$h_{к.у} = 0,1 \cdot h_{п.в}.$$

Депресія $h_{п.в}$ знаходиться як сума депресій окремих послідовно з'єднаних виробок (гілок), що входять в напрямок:

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

Депресія окремої виробки визначається за формулою:

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

де R - аеродинамічний опір виробки в цілому, $\frac{н \cdot с^2}{м^8}$; Q - розрахункова витрата повітря по виробці, м³/с;

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

де α - коефіцієнт аеродинамічного опору, $\frac{н \cdot с^2}{м^4}$; K_{ϕ} - коефіцієнт форми поперечного перерізу виробки; L - довжина виробки, м; S - площа поперечного перерізу виробки в просвіті, м²;

Результати розрахунку депресії підземних виробок зведені в таблиці 2.19.

Таблиця 2.19 - Результати розрахунку депресії шахтної мережі

Найменування вироблення	номер вузла	Тип кріплення	S м ²	α Н · с ² / м ⁴	Кф	L м	Q м ³ /с	r100 Н * з ² / м ⁸	R Н * з ² / м ⁸	Н па	V м/с
Допом. ствол	1-2	Бетон	28,3	0,033	3,54	140	170		0,0038	110,9	6,0
Допом. ствол	2-3	Бетон	28,3	0,033	3,54	20	169,2		0,0005	15,7	6,0
Допом. ствол	3-4	Бетон	28,3	0,033	3,54	30	157,2		0,0008	20,3	5,6
Допом. ствол	4-5	Бетон	28,3	0,033	3,54	45	147,3		0,0012	26,8	5,2
Ван.гілкадоп.ств.	5-6	АП	20	0,006	3,8	20	134		0,0003	4,6	6,7
Ван.гілкадоп.ств.	6-7	АП	20	0,006	3,8	20	131,7		0,0003	4,4	6,6
Ван.гілкадоп.ств.	7-8	АП	20	0,006	3,8	60	128,7		0,0008	12,7	6,4
Ван.гілкадоп.ств.	8-9	АП	20	0,006	3,8	30	123,7		0,0004	5,9	6,2
Ван.гілкадоп.ств.	9-10	АП	20	0,006	3,8	80	120,6		0,0010	14,8	6,0
Ван.гілкадоп.ств.	10-11	КШПУ	14,6	0,018	3,8	20	74,2		0,0017	9,2	5,1
Ван.гілкадоп.ств.	11-12	КШПУ	14,6	0,018	3,8	40	82,3		0,0034	22,8	5,6
Ван.гілкадоп.ств.	12-13	КШПУ	14,6	0,018	3,8	20	80,4		0,0017	10,9	5,5
МЗОШ №2	13-14	КШПУ	14,6	0,018	3,8	60	77,9		0,0050	30,6	5,3
МЗОШ №2	14-15	КШПУ	14,6	0,018	3,8	150	76		0,0126	72,8	5,2
МЗОШ №2	15-16	КШПУ	14,6	0,018	3,8	30	74,1		0,0025	13,8	5,1
5 ВМОШ	16-17	КШПУ	14,6	0,018	3,8	100	70,5		0,0084	41,7	4,8
5 ВМОШ	17-18	КШПУ	14,6	0,018	3,8	70	68,6		0,0059	27,7	4,7
5 ВМОШ	18-19	КШПУ	14,6	0,018	3,8	80	66,7		0,0067	29,9	4,6
5 ВМОШ	19-20	КШПУ	14,6	0,018	3,8	1460	64,8		0,1226	514,8	4,4
5 ВМОШ	20-21	КШПУ	14,6	0,018	3,8	200	63,8		0,0168	68,4	4,4
5 ВМОШ	21-22	КШПУ	13,5	0,018	3,8	70	34,46		0,0072	8,5	2,6
5 ВМОШ	22-23	КШПУ	13,5	0,018	3,8	180	34,46		0,0184	21,8	2,6
5 ВМОШ	23-24	КШПУ	13,5	0,018	3,8	100	34,46		0,0102	12,1	2,6
5 ВМОШ	24-25	КШПУ	13,5	0,018	3,8	200	34,46		0,0204	24,3	2,6
5 ВМОШ	25-26	КШПУ	13,5	0,018	3,8	300	33,73		0,0306	34,9	2,5
5 ВМОШ	26-27	КШПУ	13,5	0,018	3,8	50	31,73		0,0051	5,1	2,4
5 ВМОШ	27-28	КШПУ	13,5	0,018	3,8	45	33,73		0,0046	5,2	2,5
5 ВМОШ	28-29	КШПУ	13,5	0,018	3,8	300	33		0,0306	33,4	2,4
5 ВМОШ	29-30	КШПУ	13,5	0,018	3,8	60	33		0,0061	6,7	2,4
5 ВМОШ	30-31	КШПУ	13,5	0,018	3,8	200	22,7		0,0204	10,5	1,7
5 ВМОШ	31-32	КШПУ	13,5	0,018	3,8	450	24,37		0,0460	27,3	1,8
Збійка 47	32-33	КШПУ	13,5	0,018	3,8	70	22,7		0,0072	3,7	1,7
Збійка 47	33-34	КШПУ	13,5	0,018	3,8	80	22,7		0,0082	4,2	1,7
569 бор. штр.	34-35	КШПУ	11	0,02	3,8	1000	10,3		0,1894	20,1	0,9
569 лава	35-36	ДМ	2,35			200	10,3	1,8	4,2	445,6	4,4
569 зб. штр.	36-37	КШПУ	11	0,02	3,8	1000	10,2		0,1894	19,7	0,9
Збійка	37-38	КШПУ	11	0,02	3,8	30	8,2		0,0057	0,4	0,7
Збійка	38-39	КШПУ	13,5	0,018	3,8	70	22,6		0,0072	3,7	1,7
Збійка	39-40	КШПУ	13,5	0,018	3,8	130	24,27		0,0133	7,8	1,8
гезенк	40-41	КШПУ	13,5	0,018	3,8	34	32,9		0,0035	3,8	2,4
5 ВМКШ	41-42	КШПУ	13,5	0,018	3,8	30	32,9		0,0031	3,3	2,4
5 ВМКШ	42-43	КШПУ	13,5	0,018	3,8	450	33,63		0,0460	52,0	2,5

5 ВМКШ	43-44	КШПУ	13,5	0,018	3,8	350	34,36		0,0358	42,2	2,5
--------	-------	------	------	-------	-----	-----	-------	--	--------	------	-----

5 ВМКШ	44-45	КШПУ	13,5	0,018	3,8	100	35,09		0,0102	12,6	2,6
5 ВМКШ	45-46	КШПУ	14,5	0,018	3,8	500	44,7		0,0427	85,4	3,1
5 ВМКШ	46-47	КШПУ	14,5	0,018	3,8	390	44,7		0,0333	66,6	3,1
5 ВМКШ	47-48	КШПУ	14,5	0,018	3,8	280	44,7		0,0239	47,8	3,1
5 ВМКШ	48-49	КШПУ	14,5	0,018	3,8	300	44,7		0,0256	51,2	3,1
5 ВМКШ	49-50	КШПУ	14,5	0,018	3,8	510	44,7		0,0436	87,1	3,1
5 ВМКШ	50-51	КШПУ	14,5	0,018	3,8	710	44,7		0,0607	121,2	3,1
Сбойка №11	51-52	КШПУ	13,5	0,018	3,8	15	8,36		0,0015	0,1	0,6
Вент. гезенків №1	52-53	КШПУ	1,13	0,002	3,8	46	11,36		0,2576	33,2	10,1
МВК	53-54	КШПУ	14,6	0,018	3,8	1200	32,24		0,1008	104,7	2,2
ВК С ₆ -С ₈	54-55	КШПУ	14,6	0,018	3,8	250	40,2		0,0210	33,9	2,8
ВК С ₆ -С ₈	55-56	КШПУ	14,6	0,018	3,8	226	61		0,0190	70,6	4,2
ВК С ₆ -С ₈	56-57	КШПУ	14,6	0,018	3,8	250	76,3		0,0210	122,2	5,2
Вент. збійка №2	57-58	АП	20	0,006	3,8	100	80,5		0,0013	8,3	4,0
Вент. збійка №1	58-59	АП	20	0,006	3,8	50	95		0,0006	5,8	4,8
Вент. збійка №1	59-60	АП	22	0,006	3,8	50	110		0,0005	6,1	5,0
Зб. на гол. ствол	60-61	АП	25	0,006	3,8	30	162		0,0002	5,7	6,5
Головний стовбур	61-62	бетон	44,2	0,033	3,54	140	172		0,0013	37,3	3,9
Всього										2754,6	

$$h_g = 1,2 \cdot 2754,6 + 0,1 \cdot 2754,6 = 3581 \text{ Па}$$

Аеродинамічний опір лави:

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

де $\xi_{вх}$ і $\xi_{вих}$ - коефіцієнти місцевого опору входу і виходу з лави; r_{100} - питомий опір; S_{oc} - площа перерізу у світлі;

$$R_{oc} = 0,01 \cdot 1,8 \cdot 200 + \frac{0,6 \cdot (2 + 3)}{2,35^2} = 4,2 \left(\frac{\text{Н} \cdot \text{с}^2}{\text{м}^8} \right);$$

Подача вентиляційної установки:

$$Q_g = Q_{ш} \cdot k_{вт.вн.};$$

де $Q_{ш}$ - витрата повітря, що надходить з шахти до вентилятора; $k_{вт.вн.}$ - коефіцієнт, що враховує витоки повітря через надшахтні споруди і канали вентилятора;

$$Q_g = 172 \cdot 1,2 = 206,5 \text{ (м}^3 \text{ / с)};$$

Аеродинамічний опір шахтної мережі:

$$R_w = \frac{h_g}{Q_g^2} = \frac{3581}{206,5^2} = 0,084 \left(\frac{H \cdot c^2}{m^8} \right).$$

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

Таблиця 2.20 - Параметри аеродинамічної характеристики мережі

Q _в	50	100	150	200	206,5	250	300
h _в	210	840	1890	3360	3582	5250	7560

Фактична подача вентилятора:

$$Q_{\phi} = 214 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Фактична депресія вентилятора:

$$h_{\phi} = R_w Q_{\phi}^2 = 0,084 \cdot 214^2 = 3847 \text{ Па}.$$

Контроль вентиляції

Контролем передбачається:

- перевірка правильності розподілу повітря, що надходить в шахту, по горизонтал, крилам, пластам, ділянкам, очисним і підготовчим вибоєм;
- перевірка дотримання кількості повітря, що подається у виробки на одну людину і на 1т середньодобового видобутку гірської маси;
- перевірка якісного складу повітря для забезпечення санітарно-гігієнічних і безпечних умов роботи;
- проведення повітряно-депресійних зйомок не рідше одного разу в три місяці.

Для вимірювання витрати повітря у вентиляційній мережі застосовуються витратоміри типу "кільцеві ваги" НІАУ. Для дистанційного і автоматичного контролю витрати повітря і депресії застосовується мембранний диференційний манометр, принцип роботи якого заснований на вимірюванні тиску переданого до мембрани. Для дистанційної передачі значень вимірюваних параметрів диференційний манометр застосовується в комплекті з диференційно-трансформаторним перетворювачем.

Для вимірювання швидкості руху повітря застосовують анемометри. Для вимірювання температури використовуються термометри, а для вимірювання тиску використовують мікробарометри НБ, які мають високу чутливість. Вологість вимірюється аспіраційними психрометрами МВ-4М.

Для точного визначення вмісту метану і вуглекислого газу в атмосфері гірничих виробок застосовують шахтні інтерферометри ШІ-10. Цей прилад дозволяє визначити вміст газу при одночасній присутності в шахтному повітрі СН₄ і СО₂.

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

Для експрес-визначення вмісту отруйних домішок застосовується хімічний газовизначник ГХ-4, що складається з набору індикаторних трубок,

що є вимірювальною частиною і насоса, що служить для протягування через них повітря. Для автоматичного контролю за вмістом метану використовується апаратура АМТ-3. Вона здійснює безперервний автоматичний контроль за вмістом метану в місцях установки датчиків; автоматичне відключення електроживлення контролюваного об'єкта при перевищенні гранично-допустимої концентрації метану; місцеву і централізовану звукову аварійну подачу сигналу за виникненням неприпустимої концентрації метану.

2.5. Охорона праці.

Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних виробничих факторів проєктованих робіт

Розрізняють шкідливі і небезпечні виробничі фактори. До шкідливих виробничих факторів належать:

а) Кліматичні умови.

На проєктованому до відпрацювання пласту C_5 температура повітря не перевищує 23°C , тобто не перевищує регламентовані ПБ - 26°C . Вологість повітря на початку лави 80% на виході 85%. Швидкість повітря не перевищує в магістральних виробках 8м/с, в дільничих 6м /с.

б) Шкідливі і отруйні гази, що надходять у виробки з порід, що вміщують, вугільних пластів, а також під час проведення підричних робіт: CH_4 -метан; CO_2 -вуглекислий газ; CO -чадний газ; NO_2 - двоокис азоту; SO_2 -сірчастий газ; H_2S -сірководень. Концентрація вищезазначених газів не перевищує норм регламентованих ПБ.

в) Запиленість повітря.

Розроблюваний пласт C_5 небезпечний по вибуховості вугільного пилу, вміщуючі породи сілікононебезпечні.

До процесів, які супроводжуються пилоутворенням відносяться: виїмка і доставка вугілля, навантаження, транспортування і розвантаження гірської маси.

Питоме пилоутворення пласта C_5 - 85г/т.

г) Вібрації.

Впливу вібрації робочі піддаються в місцях роботи комбайнів, відбійних молотків, рухомих складів.

д) Виробничий шум.

Основним джерелом шуму є технологічне та сантехнічне обладнання, підйомні машини, компресорні станції, вентиляторні установки. В цілому по шахті рівень звукового тиску від працюючих механізмів не перевищує допустимого по санітарним нормам.

е) Інші несприятливі фактори.

За технічними показниками шахтна вода спінюється, з малою кількістю твердого котельного осаду. По відношенню до металу і бетону-агресивна. Для іригації шахтні води не придатні. Рівень забруднення

шахтних вод нафтопродуктами та іншими домішками не перевищує допустимих санітарних норм.

Небезпечні виробничі фактори.

1) Газовий режим шахти.

Шахта віднесена до III категорії за газом метаном та небезпечна по вибуховості вугільного пилу. Відносна метановість шахти на 01.01.2015 року - 12,6м³/т. Розроблювані пласти за раптовими викидами вугілля, породи і газу, а також суфлярними виділеннями метану не є небезпечними.

2) Пиловий режим шахти.

Вихід летких речовин становить 43,7%. Вугілля пластів, що розробляються, не схильні до самозаймання.

3) Обвалення гірських порід.

Основними факторами, які ускладнюють ведення очисних робіт, є:

- наявність ділянок з нестійкою "помилковою" покрівлею.
- зони тектонічних порушень.

4) Гірничі та транспортні машини.

Найбільш небезпечними зонами при експлуатації гірничих машин і механізмів є зони безпосередній близькості від машин і механізмів, зони високого гірського тиску при експлуатації механізованих кріплень, в зв'язку з чим передбачено застосування машин і механізмів з дистанційним управлінням.

5) Вибухові роботи.

Вибухові роботи проводяться епізодично при проведенні камер при виході пісковику і можуть супроводжуватися виділенням отруйних газів.

6) Застосування електроенергії.

Небезпечні фактори:

можливість ураження людини електричним струмом, можливість виникнення пожеж і вибухів. Для живлення підземних електроприймачів застосовується змінний струм напругою від 127В до 1140В і частотою 50 Гц. Для зв'язку і ланцюгів керування застосовується струм в 36В.

7) Затоплення гірничих виробок.

Нормальний приплив в шахту становить 280м³/год. Для відкачування шахтної води на поверхню передбачено водовідливний комплекс горизонту 585 м.

8) Пожежна безпека.

Можливі причини виникнення пожеж в шахті:

- коротке замикання в електроланцюзі;
- вибухові роботи;
- тертя рухомих і обертових частин механізмів;
- вибухи газо-повітряної суміші;
- вибухи вугільного пилу.

Виробнича санітарія.

Для зниження запиленості повітря на робочих місцях до допустимих норм передбачено комплексне знепилювання шахтного повітря при всіх виробничих процесах - від відбою вугілля і породи до видачі їх на

поверхню. Для зменшення пилоутворення і поширення пилу по гірничим виробках передбачається зрошення джерел пилоутворення із застосуванням змочувачів і високократної піни, прибирання пилу у вантажних пунктів, змив осілого пилу зі стін виробок, а також побілка основних виробок. У камерах перекидачів навколоствольного двору передбачене відсмоктування пилу з подальшим її зволоженням і видаленням. Для боротьби з пилом використовується вода протипожежного трубопроводу, що прокладається по гірничих виробках. Для індивідуального захисту робітників, які виконують роботи на особливо пилових операціях, передбачаються протипилові респіратори.

Для попередження і локалізації вибухів вугільного пилу передбачені заходи, засновані на застосуванні води:

- побілка основних виробок;
- обмивання виробок в місцях інтенсивного пиловідкладення із застосуванням змочувачів;
- установка водяних заслонів на свіжому і вихідному струменях, якими ізолюються очисні і підготовчі вибої, пласти, навколостовбурні двори, конвеєрні виробки та інші.

Температура повітря в шахті не буде перевищувати 26 °С, тому заходи з кондиціонування повітря не передбачаються.

До заходів щодо зниження шуму що впливає на людину, до значень, що не перевищують допустимих, відносяться:

- технічні засоби боротьби з шумом (застосування машин зі зниженим рівня шумів в джерелі; застосування технологічних процесів, при яких рівень звукового тиску не перевищує допустимі рівні);
- будівельно-акустичні заходи;
- застосування дистанційного управління машинами, шумова характеристика яких перевищує допустимі норми;
- застосування засобів індивідуального захисту від шуму;
- заходи організаційного характеру (вибір раціонального режиму праці та відпочинку, лікувально-профілактичні заходів про прийняття).

У приствольному дворі гор. 235м проектом зберігається підземний медпункт, розташований в спеціальній камері біля допоміжного ствола. В приствольному дворі і на ділянках передбачаються аптечки першої допомоги. Медпункт і кожна ділянка забезпечуються носилками салазочного типу з твердим ложем, що дозволяє транспортувати потерпілого на поверхню. Всі підземні робітники забезпечуються індивідуальними перев'язувальними пакетами в міцній водонепроникній оболонці. Підземні робочі забезпечуються флягами з питною водою, заповнення яких проводиться в адміністративно-побутовому комбінаті. Для робочих очисних вибоїв передбачена спецодяг з наколінниками і підлокітниками. Передбачена щоденне прання спецодягу підземних робітників.

Вибір заходів щодо боротьби з пилом в очисних вибоях

Питоме пиловиділення при роботі комбайна без засобів пилоподавлення:

$$q_n = q_{nl} \cdot v \cdot k_k = 30 \cdot 2,2 \cdot 0,4 = 26,4 \text{ г/т,}$$

де q_n - питоме пиловиділення шахтопласта, що характеризує сумарний вміст в зруйнованому вугіллі частинок розміром 70 мкм, здатних переходити в стан для умов виїмки вугілля з еталонним виконавчим органом, постійним режимом руйнування вугілля при будь-яких гірничотехнічних умовах і швидкості руху повітряного струменя рівній 1м/с; v - швидкість руху повітря, м/с; $k_{до}$ - коефіцієнт, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на створення і виділення пилу.

В якості комплексу заходів вибираємо зрошення з подачею води в зону різання.

Оцінка очікуваного рівня запиленості повітря в очисних вибоях.

Залишкова запиленість повітря в очисних вибоях на відстані 5 - 8 м від місця роботи комбайна за ходом вентиляційного струменя при застосуванні комплексу заходів:

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot q_{п.оч} \cdot P_{оч} \cdot k_v \cdot k_c}{Q_{оч}}, \text{ мг/м}^3$$

де $q_{п.оч}$ - питоме пиловиділення при роботі комбайна, г/т; $P_{оч}$ - продуктивність комбайна, т/хв; $Q_{оч}$ - витрата повітря через лаву, м³/хв; k_v - коефіцієнт, що враховує вплив швидкості руху вентиляційного струменя в очисному вибої на запиленість повітря; k_c - коефіцієнт, що враховує ефективність комплексу заходів в очисному вибої:

$$k_c = (1 - \varepsilon_1) \cdot \dots \cdot (1 - \varepsilon_n) = 1 - 0,9 = 0,1$$

де $\varepsilon_1 \dots \varepsilon_n$ - ефективність окремих заходів, частки одиниць. Як знепилюючі заходи приймаємо високонапірне зрошення з подачею води в зону різання, $\varepsilon_1 = 0,9$.

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot 26,4 \cdot 1,85 \cdot 1 \cdot 0,1}{6,1 \cdot 60} = 13,3 \text{ мг/м}^3,$$

Залишкова запиленість 13,3 мг/м³ перевищує санітарні норми (гранично - допустима концентрація – 2% при вмісті в пилу двоокису кремнію понад 10%).

Передбачаємо забезпечення гірників протипиловими респіраторами ПРШ-74, які мають наступну характеристику:

- маса 200г;
- термін захисної дії 22 години, при запиленості повітря 300мг/м³;
- ефективність пилозатримання 99,99 %.

Пилопригнічення зрошенням в очисному вибої.

Визначення витрати води на зрошення і необхідного числа форсунок для комбайна УКД-300 .

Добова витрата води для проведення комплексного знепилювання:

$$Q_{сут} = 10^{-3} \cdot k \cdot \sum V \cdot q = 10^{-3} \cdot 1,1 \cdot 978 \cdot 26,4 = 28,4 \text{ м}^3/\text{сут}$$

де k - коефіцієнт на невраховані витрати води і витоки; V - добовий обсяг робіт по окремим виробничим процесам, т/добу; q - питома витрата води по окремим виробничим процесам, л/т.

Необхідна кількість форсунок для зрошення:

$$n = \frac{Q_{\text{сут}}}{3,13 \cdot a \cdot \sqrt{p}} = \frac{28,4}{3,13 \cdot 5 \cdot \sqrt{2}} = 1,3 (\text{шт}),$$

де Q - витрата води на зрошення, л/хв; a - коефіцієнт витрати води у форсунках; p - тиск води в форсунки, МПа.

Остаточо на комбайні УКД-300 встановлюємо 2 форсунок КФ 5,0-15.

На рис . 2. 4 представлена технологічна схема пилоподавлення зрошенням в виробках виїмкової дільниці. Параметри придушення пилу і обладнання для боротьби з пилом наведені в таблиці 2. 21.

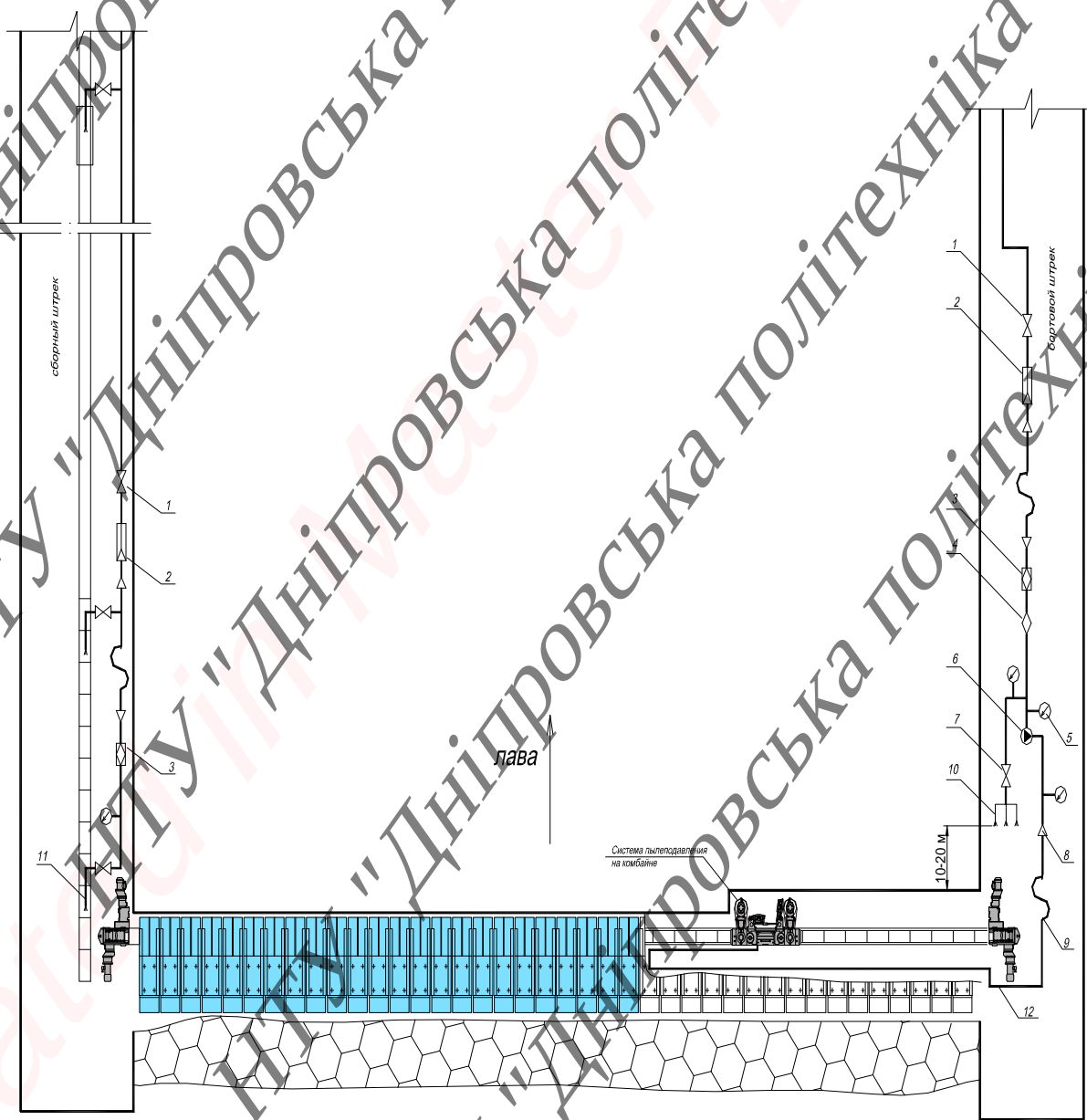


Рис . 2. 4. - Технологічна схема пилоподавлення

Таблиця 2.21 - Параметри і обладнання для боротьби з пилом

№	Обладнання	Тип, ГОСТ, ТУ	Од. вим.	Кільк.	Параметри пилоподавл.	Од. вим.	Значення
1	Вентиль фланцевий	15 ки 21 бр.	шт.	2	На виїмковій машині	л/т	30-40
2	Клапан редуційний	КРШ(ВЕР-3м)	шт.	2	Витрата води		
3	Фільтр штрековий	ФШ-200,ФШЦ	шт.	2	Тиск води у форсунці	кгс/см ²	12
4	Дозатор змочувача	ДСУ-4	шт.	1	Тип ПАВ(конц.)	ДБ	0,2-0,3
5	Манометр	ГОСТ 9625-69	шт.	4	Питома витрата води	л/м ³	0,1-0,2
6	Насосна установка	НУМС-200	шт.	1	Ефект пилоподавл.	%	0,8
7	Кран прохідної муфти	КПМ-25	шт.	4	На пункті перегрузки	л/т	5
8	Перехідник	-----	шт.	5	Витрата води		
9	Рукав напірний	ГОСТ 10362-76	м	150	Тиск води	кгс/см ²	12
10	Завіса водяна	ВЗ-1	шт.	1	Для водяної завіси	л/м ³	0,05-0,1
11	Форсунка	ЗФ-1,5-75	шт.	3	Витрата води		
12	Водопровід забірний	ВЗ-32	ком	1	Тиск води	кгс/см ²	12

Вибір заходів щодо боротьби з пилом у підготовчих вибоях.

Питоме пиловиділення при роботі комбайна q (г/т) без засобів пилоподавлення бортового штреку:

$$q_n = q_{nl} \cdot V \cdot K_k, \text{ г/т};$$

де q_{nl} - питоме пиловиділення шахтопласта, г/т; V - швидкість руху повітря, м/с; K_k - коефіцієнт, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на утворення і виділення пилу.

$$q_n = 30 \cdot 0,5 \cdot 0,33 = 5 \text{ г/т};$$

Заходи боротьби: зрошення; пневмогідрозрошення (ПГО); застосування водоповітряних ежекторів

Залишкову запиленість повітря в підготовчій виробці збірного штреку при роботі прохідницького комбайна з відкритим виконавчим органом при відстані між вентиляційним трубопроводом і вибоєм, рівним 8 м, розраховуємо за формулою:

$$C_n = \frac{1000 q_n P_n K_v K_c}{Q_n}, \text{ мг/м}^3;$$

де P_n - продуктивність комбайна по гірничій масі, т/хв; Q_n - кількість повітря, необхідна для провітрювання підготовчої виробки, м³/хв.

$$C_n = \frac{1000 \cdot 5 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 0,1}{7,8} = 57,6 \text{ мг} / \text{м}^3;$$

Залишкова запиленість повітря при комплексному знепилюванні перевищує санітарні норми, тому необхідно передбачити забезпечення гірників протипиловими респіраторами ПРШ-741.

Пилопригнічення при роботі прохідницьких комбайнів.

При роботі прохідницьких комбайнів вибіркової дії для боротьби з пилом рекомендується комплекс знепилюючих заходів, що включають зрошення з подачею рідини на різучий інструмент, пиловідсмоктувач з подальшим пиловловлюванням, а також очищення вентиляційного струменя, щовиходить із виробки, за допомогою водяних завіс.

При застосуванні пилоуловлюючих установок оптимальна схема провітрювання вибою з проміжним випуском частини повітря через регульований отвір воздуховода (рис. 2.5), при якій виключається надходження запиленого повітря з зон пилоутворення на робочі місця.

Розроблена схема розташування пилоприблизного обладнання показана а на рис. 2.6.

Продуктивність пилоуловлювальної установки Q_y (м³/хв) розраховуємо з умови:

$$Q_y = 0,85 \cdot Q_n$$

Проміжний випуск повітря проводиться в кількості:

$$Q_n = 0,3 \cdot Q_n$$

де - кількість повітря, необхідна для провітрювання привибійної частини виробки, м³/хв. Відповідно до п. 2.7 [15] $Q_n = 4,1 \text{ м}^3/\text{с}$

$$Q_n = 0,3 \cdot 4,1 = 1,23 (\text{м}^3/\text{с}).$$

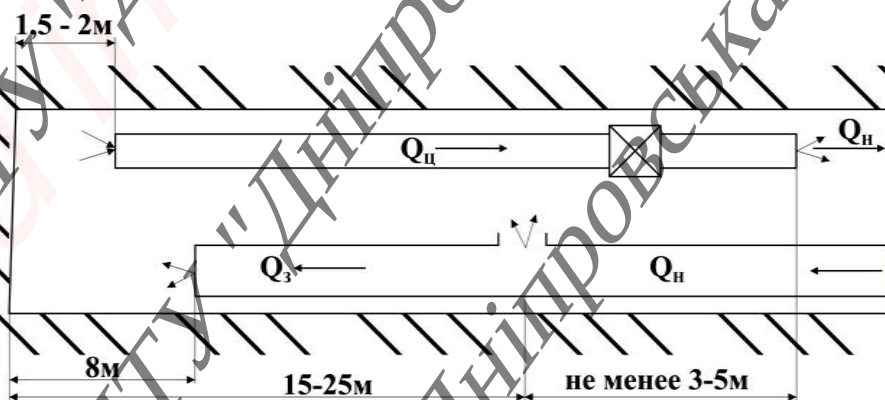


Рис . 2. 5 - Схема пиловідсмоктувальної вентиляції підготовчого вибою з проміжним випуском повітря

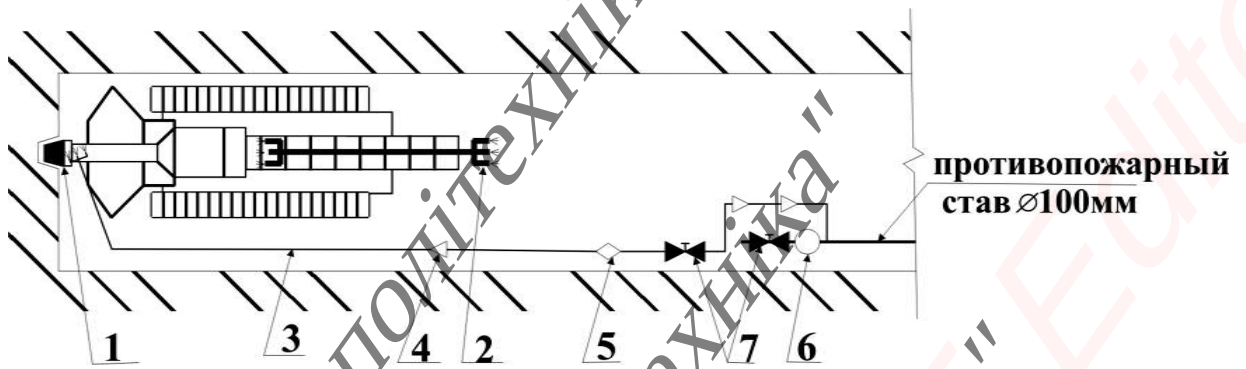


Рис . 2. 6 - Схема розташування пилоприбивного обладнання: 1 - форсунка зовнішнього зрошення; 2 - зрошувальний пристрій; 3 - рукав напірний; 4 - перехідна муфта; 5 - дозатор; 6 - манометр; 7 - вентиль

Визначення періодичності застосування заходів щодо попередження вибухів вугільного пилу на бортовому штреку

Періодичність обмивки визначаємо за формулою:

$$T = \frac{K_n \cdot K_{CH_4} \cdot \delta_{oml}}{P_k}, \text{ хв,}$$

де T - періодичність проведення заходів щодо попередження вибухів вугільного пилу, діб; K_n - коефіцієнт, що характеризує тривалість захисної дії заходів; K_{CH_4} - коефіцієнт впливу вмісту метану в атмосфері на зниження нижньої межі вибуховості відкладеного пилу; δ_{oml} - нижня межа вибуховості вугільного пилу, г / м³; P - інтенсивність пиловідкладення на 1м³ об'єму виробки на добу, г / (м³ · добу.)

$$T = \frac{1 \cdot 0,4 \cdot 43}{1,2} = 14 \text{ доб.}$$

Розрахунок параметрів водяних заслонів

Необхідна витрата води на водяний заслін визначається за формулою:

$$Q_p = 1,1 \cdot q \cdot S, \text{ л}$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує відхилення фактичного наповнення судин від розрахункового; q - питома витрата води на 1м² перерізу виробки, приймаємо 400л по [15]:

$$Q_p = 1,1 \cdot 400 \cdot 11,0 = 4928 \text{ л}$$

Кількість судин, необхідних для установки, розраховується за формулою:

$$N = \frac{Q_p}{q_{oc}} = \frac{4928}{12} = 410$$

де q_{oc} - ємність однієї судини, л;

Кількість рядів з судинами в заслоні:

$$m = \frac{N}{n} = \frac{410}{6} = 82$$

де n - кількість водяних судин у ряду.

Необхідна кількість води в заслоні:

$$Q = m \cdot n \cdot q_{oc} = 82 \cdot 6 \cdot 12 = 5904 \text{ л.}$$

Перевірка: $Q = 400 \cdot S = 400 \cdot 11.2 = 4480 \text{ (л)}$, що менше 5094 і задовольняє заданим умовам.

Довжину заслону визначаємо за формулою:

$$L = b \cdot m = 0,8 \cdot 82 = 66 \text{ м}$$

де b - відстань між рамами, м.

Відстань між рядами судин при щільності кріплення більше 2 рам/м становить 1м, а при щільності 2 рами/м - дорівнює кроку кріплення.

У суміжних рядах судини повинні розташовуватися, перекриваючи одна одну.

Розміщення заслону з судин ПБС-1 в виробках, закріплених арочним кріпленням, показано на рис . 2.7.

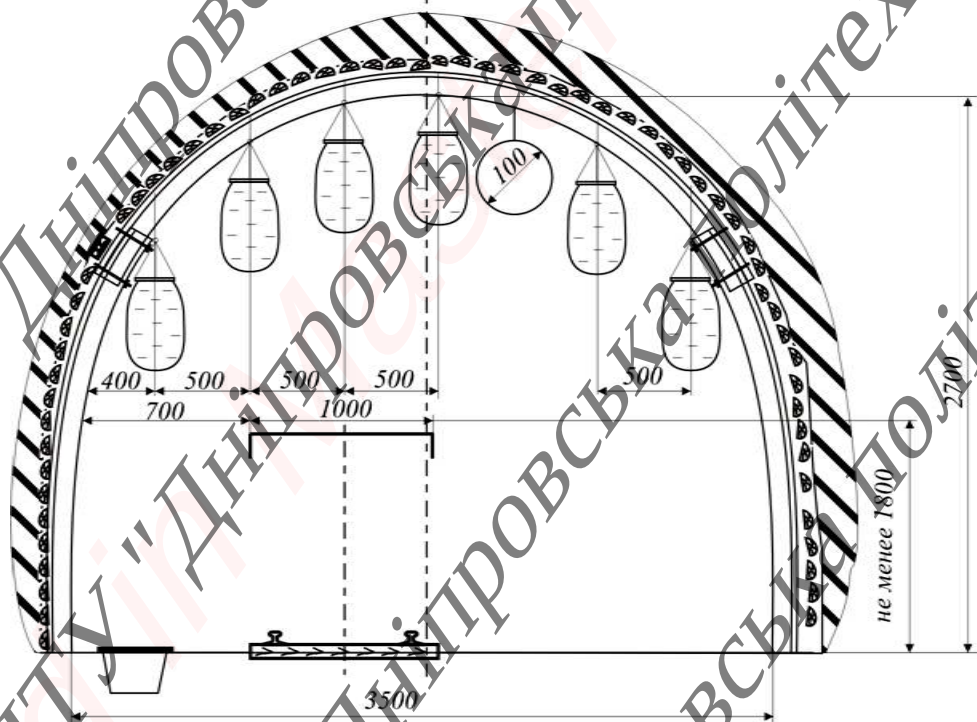


Рис . 2. 7 - Схема установки водяного заслону з судин ПБС-1

Протипожежний захист

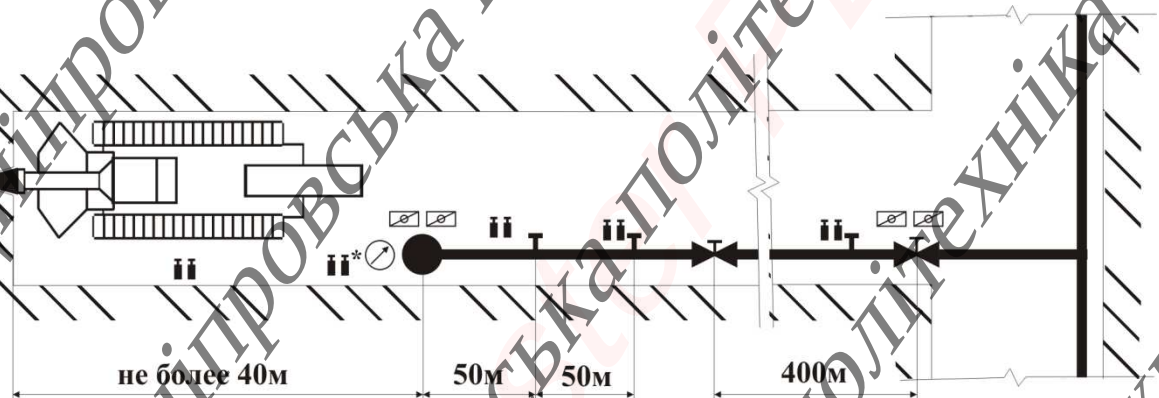
Для запобігання виникненню екзогенних пожеж, відпрацьовані ділянки шахтного поля і зони геологічних порушень повинні бути ізольовані. Термін ізоляції встановлюється головним інженером шахти, але не більше 2-х місяців з часу відпрацювання ділянки шахтного поля.

Виробки з стрічковими конвеєрами обладнуються через кожні 50м і по обидва боки від приводної станції конвеєра на відстані 10м від неї

пожежними кранами. Поруч з пожежними кранами встановлюються спеціальні ящики, в яких зберігаються пожежний рукав довжиною 20м і стовбур. Кожна приводна станція стрічкових конвеєрів обладнується стаціонарною водяною завісою типу УВПК, що приводиться в дію автоматично.

У вентиляційних штреках (дільничних хідниках) пожежозрошувальний трубопровід обладнується пожежними кранами через кожні 200м. Весь шахтний пожежозрошувальний трубопровід забарвлюється в розпізнавальний червоний колір. Забарвлення може бути виконане у вигляді смуги шириною 50мм по всій довжині трубопроводу або у вигляді кілець шириною 50мм, які наносять через 1,5-2м.

Схема протипожежного захисту підготовчої виробки показана на рис. 2.8 .



Условные обозначения

- задвижка;
- кран пожежний с однотипным вентиляем;
- манометр;
- ящик с рукавом 20м и пожарным стовбуром;
- ручной огнетушитель, порошковый, объёмом 10л;
- ручной огнетушитель, пенный;
- пожарный трубопровод.

Рис . 2.8 - Схема протипожежного захисту підготовчої виробки

Дільничні виробки забезпечуються наступними первинними засобами пожежогасіння:

- розподільні пункти: 2 порошкових, один пінний вогнегасники; ящик з піском місткістю 0,2 м³; одна лопата;
- по довжині конвеєра через кожні 100м - один пінний і порошковий вогнегасники;
- сполучення вентиляційних штреків з лавами-один пінний і порошковий вогнегасники;

- пункти навантаження лав-на відстані 3-5м з боку надходження свіжого струменя - порошковий і пінний вогнегасники;
- вибої підготовчих виробок - не більше 20м від місця роботи - порошковий і пінний вогнегасники;
- тупикові виробки через 50м - два порошкових вогнегасника;
- електромеханізми, що знаходяться поза камерами - два порошкових вогнегасника.

Безпека на конвеєрному транспорті.

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

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 натяжних станцій, перевантажувальних пунктів, місць проходження траси конвеєра над проводами, виробками; надійне заземлення (або занулення) металоконструкції конвеєра; наявність біля пульта управління гумових килимків і гумових рукавичок; обладнання містків в місцях переходу людей.

Основні заходи безпеки обслуговування і експлуатації конвеєрів включають такі заходи: виробка, призначена для зупинки конвеєра повинна бути прямолінійною і закріплена негорючим кріпленням на всю довжину або не менше п'яти метрів в обидві сторони від приводних станцій. У місцях перетину виробок для переходу через конвеєр повинні встановлюватися переходні містки. Виробка повинна щозміни очищатися від просипання вантажу. Для проходження людей з одного боку виробки повинен бути зазор не менше 0,7м. Конвеєрні установки обладнуються надійною діючою сигналізацією. Привід конвеєра встановлюється на міцному фундаменті. У місцях установки приводу виробка повинна бути розширена, добре закріплена і освітлювана. Натяжні і приводні головки конвеєрів повинні мати огорожу. Конвеєри повинні бути обладнаними уловлювачами стрічки, датчиками сходу стрічки, екстреної зупинкою конвеєра з будь-якого місця по його довжині.

3. ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА ТРАНСПОРТУ

3.1. Формування шахтних вантажопотоків

Шахтні вантажопотоки класифікуються на основні і допоміжні. Основні вантажопотоки зароджуються в лавах в процесі ведення очиснихробіт і формуються за допомогою забійних транспортних комплексів.

У проекті прийняті системи суцільної конвеєризації вантажопотоку вугілля від очисних вибоїв до головного стовбура шахти. По очисному забою вугілля транспортується за допомогою скребкового конвеєра СП-250. З очисного забою вугілля надходить на скребковий перевантажувач ПТК-1. По виїмковому штреку встановлені стрічкові конвеєри 2ЛТ80У, які транспортують вугілля до 5 східному магістральному конвеєрному штреку, де розташовані конвеєри 2Л100У, а далі на конвеєрний вугільний квершлаг на ньому встановлений конвеєр 1ЛУ120, потім вугілля надходить на похилий конвеєрний квершлаг де також встановлено конвеєр 1ЛУ120, після вугілля надходить до завантажувального пристрою гор.235м головного стовбура.

Характеристика прийнятої в проекті схеми конвеєрного транспорту шахти приведена в таблиці 3.1.

Доставка матеріалів і обладнання до очисних і підготовчих виробках, а також перевезення людей, передбачається електровозами АМ8Д і канатними дорогами типу ДКН.

На шахті передбачено впровадження системи "Пакод" (пакетно-контейнерна доставка), що забезпечує доставку лісоматеріалів і устаткування з поверхні шахти до очисних та підготовчих вибоїв на спеціальних площадках (платформах).

Доставка людей від стовбура до очисних та підготовчих вибоїв і в зворотньому напрямку здійснюється за наступною схемою.

Від очисного забою люди рухаються по збірному або бортовому штреку до місць розташування посадочних майданчиків. Посадка людей проводиться з дотриманням правил ПБ у пасажирські вагонетки ВП-18, які доставляються електровозом АМ-8Д до місць призначення (пересадки). Відомості про маршрути локомотивної відкатки наведені в таблиці 3.2. У пішому порядку маршрут руху людей такий же, як і у електровоза. Доставка обладнання і матеріалів до допоміжного стовбура здійснюється тим же маршрутом, що і доставка людей.

При використанні даної системи розробки та пологому заляганні вугільних пластів найбільш ефективним є конвеєрний транспорт. Повна конвеєризація дозволяє забезпечити достатній запас по пропускній здатності, що актуально при комплексній механізації очисних вибоїв.

Розрахунок параметрів стрічкових конвеєрів. Метою розрахунку є перевірка відповідності параметрів конвеєрів, встановлених в транспортних виробках, умовам експлуатації. За результатами розрахунку визначаються

ширина стрічки, її міцність і потужність приводу, які порівнюються з фактичними даними.

Вихідними даними є: максимальний вантажопотік, характеристики конвеєрів і трас. За максимальний вантажопотік приймаємо хвилинну продуктивність конвеєра лави.

Таблиця 3.1. - Характеристика конвеєрного транспорту

Конвеєрна виробка	Кут нахилу, град.	Максимальний вантажопотік, т/добу.	Тип і кількість конвеєрів у виробці	Довжина виробки, м
Східний магістральний конвеєрний штрек	1-2	1520	1Л100У	420
			2Л100У	620
			2Л100У	500
			2Л100У	760
Магістральний конвеєрний штрек пласта С ₁	1-2	2570	1ЛУ120	1420
2-й Західний магістральний конвеєрний штрек	1-2	1050	2Л100У 2Л100У	1180
5-й Східний магістральний конвеєрний штрек	1-3	1 850	2Л100У	68 0
			2 Л100У	71 0
			2Л100У	64 0
			2Л100У	620
			2Л100У	620
1-й Західний магістральний конвеєрний штрек	1-3	796	1ЛУ120 1Л100У 1Л100У	1380
Конвеєрний вугільний квершлаг	6-8	2500	1ЛУ120	740
Похилий конвеєрний квершлаг	16	2500	1ЛУ120	233
Похилий породний квершлаг	15		1Л100У	540

Таблиця 3.2. - Характеристика локомотивної відкатки

Маршрут	Змінний вантажопотік, т			Тип локомотива	Число локомотивів на маршруті	Тип вагонетки	Коеф. зчепл. на маршруті	Тривалість маневрових операцій, хв	
	порода	люди	матеріали					Завант. пункт	Обмін. пункт
Маршрут №1	390	96	29,5	АМ8Д	2	ВГ-3,3	0,11	15	15
Маршрут №2	-	72	14,9	АМ8Д	2	ВГ-3,3	0,09	15	15

Вибір типу стрічки для дільничного конвеєра.

Відповідно до рекомендацій [12] для забезпечення заданої продуктивності приймаємо ширину конвеєрної стрічки $B = 800\text{мм}$, що задовольняє умовами транспортування рядових матеріалів з максимальною шматкуватістю гірської маси $d_{\max} = 250\text{мм}$

$$B \geq 2.2 \cdot d_{\max} + 200, \text{мм}$$

$$800 \geq 2.2 \cdot 250 + 200, \text{мм}$$

$$800 \geq 750, \text{мм}$$

Для дільничного конвеєра з незначною продуктивністю приймаємо тканинні стрічки з комбінованою тканиною на основі синтетичного волокна і бавовни. За ГОСТом найменше число прокладок складе від 2 до 5 штук, а найбільше від 4 до 8. Вибираємо стрічку з 6 прокладками і гумою класу "С". Прийнятими умовами відповідає стрічка типу ПВХ-120.

Технічна характеристика стрічки ПВХ-120:

- міцність на 1см ширини прокладки стрічки - 120 кгс;
- подовження стрічки при навантаженні 10% від розривного - 3%;
- ширина стрічки - 800мм;
- товщина прокладки - 1,4мм;
- число прокладок - 4-6шт;
- товщина гумових обкладок - 1,3 мм.
- погонна маса стрічки - 9 ... 15 кг / м.

Тяговий розрахунок. Для визначення міцності стрічки виконується тяговий розрахунок стрічкового конвеєра методом обходу контуру.

Попередньо приймаємо погонну масу тканинної стрічки - $q_s = 15\text{кг / м}$.

Погонна маса матеріалу (вантажу) визначається за формулою:

$$q_m = Q_s / 3,6 \cdot V, \text{кг/м},$$

де $V = 1,6 \text{ м/с}$ - швидкість транспортування вантажу; Q_s - продуктивність конвеєра;

$$Q_s = K_n B^2 V \gamma$$

де: $K_n = 470$ - коефіцієнт продуктивності для трьохроlikової куту нахилу роликів 20° ; B - робоча ширина стрічки

$$B = (0.9B - 0.05) = (0.9 \cdot 0.8 - 0.05) = 0.67\text{м};$$

$\gamma = 0.8\text{т / м}^2$ - насипна щільність вугілля

$$Q_s = 470 \cdot 0.67^2 \cdot 1.6 \cdot 0.8 = 270 \text{ т/год},$$

$$q_m = 270 / 3,6 \cdot 1,6 = 46 \text{ кг/м}.$$

Погонна маса обертових частин роликкоопор q'_p і q''_p відповідно на вантажний (верхньої) і порожнякової (нижньої) гілках дорівнює:

$$q'_p = \frac{G'_p}{l'_p}; \text{кг/м}$$

$$q''_p = \frac{G''_p}{l''_p}; \text{кг/м}$$

де l'_p і l''_p - крок установки роlikоопор на вантажній і порожняковій гілках конвеєра відповідно, м; G'_p і G''_p - маса обертових частин роликів на вантажній і порожній гілках, кг;

Відповідно до рекомендацій [12], для прийнятих G_p і l_p визначаємо розрахункові показники q'_p і q''_p :

$$q_p = \frac{50}{1.3} = 38.1 \text{ кг/м};$$

$$q''_p = \frac{25}{2.6} = 9.6 \text{ кг/м};$$

Сили тяги верхньої F_{1-2} і нижньої F_{3-4} гілок конвеєра визначаються відповідно до розрахункової схеми, наведеною на рис. 3.1.

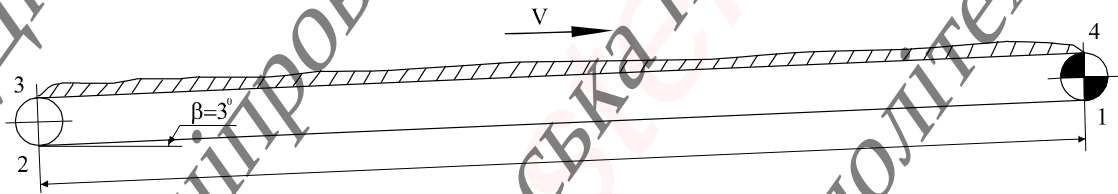


Рис. 3.1 - Розрахункова схема дільничного конвеєра

$$F_{1-2} = l g_n (C_2 \cdot \omega \cdot \cos \beta - \sin \beta) + C_2 l g_p \omega, H$$

$$F_{3-4} = l (g_n + g_r) \cdot g \cdot (C_2 \cdot \omega \cdot \cos \beta + \sin \beta) + C_2 l g'_p \omega, H$$

де l - довжина транспортування, м; C_2 - коефіцієнт, що враховує місцеві опори [12]; ω - коефіцієнт опору руху [12].

$$F_{1-2} = 1600 \cdot 9.8 \cdot 15 (1.1 \cdot 0.05 \cos 2^\circ - \sin 2^\circ) + 1.1 \cdot 1200 \cdot 8.6 \cdot 0.05 = 4815 H;$$

$$F_{3-4} = 1600 (15 + 46) \cdot 9.8 \cdot (1.1 \cdot 0.05 \cos 2^\circ + \sin 2^\circ) + 1.1 \cdot 1200 \cdot 38.1 \cdot 0.05 = 93840 H.$$

Визначення запасу міцності конвеєрної стрічки. Максимальна міцність стрічки F_{max} має задовольняти умові

$$F_{max} \leq F_{раз} / n$$

де $F_{раз}$ - розривне зусилля стрічки, навішений на конвеєрі, Н; n - запас міцності

Згідно [12] приймаємо для тканинних стрічок $n = 8 \dots 10$ і перевіряємо обраний тип стрічки на міцність

$$n = F_{раз} / F_{max}$$

$$F_{раз} = B \cdot i \cdot p = 1000 \cdot 0.8 \cdot 120 \cdot 6 = 960000 \text{ Н}$$

$$n = \frac{960000}{131730} = 8.2$$

Запас міцності допустимий, так як виконується умова. Виходячи з цього, остаточно приймаємо стрічку типу ПВХ-120.

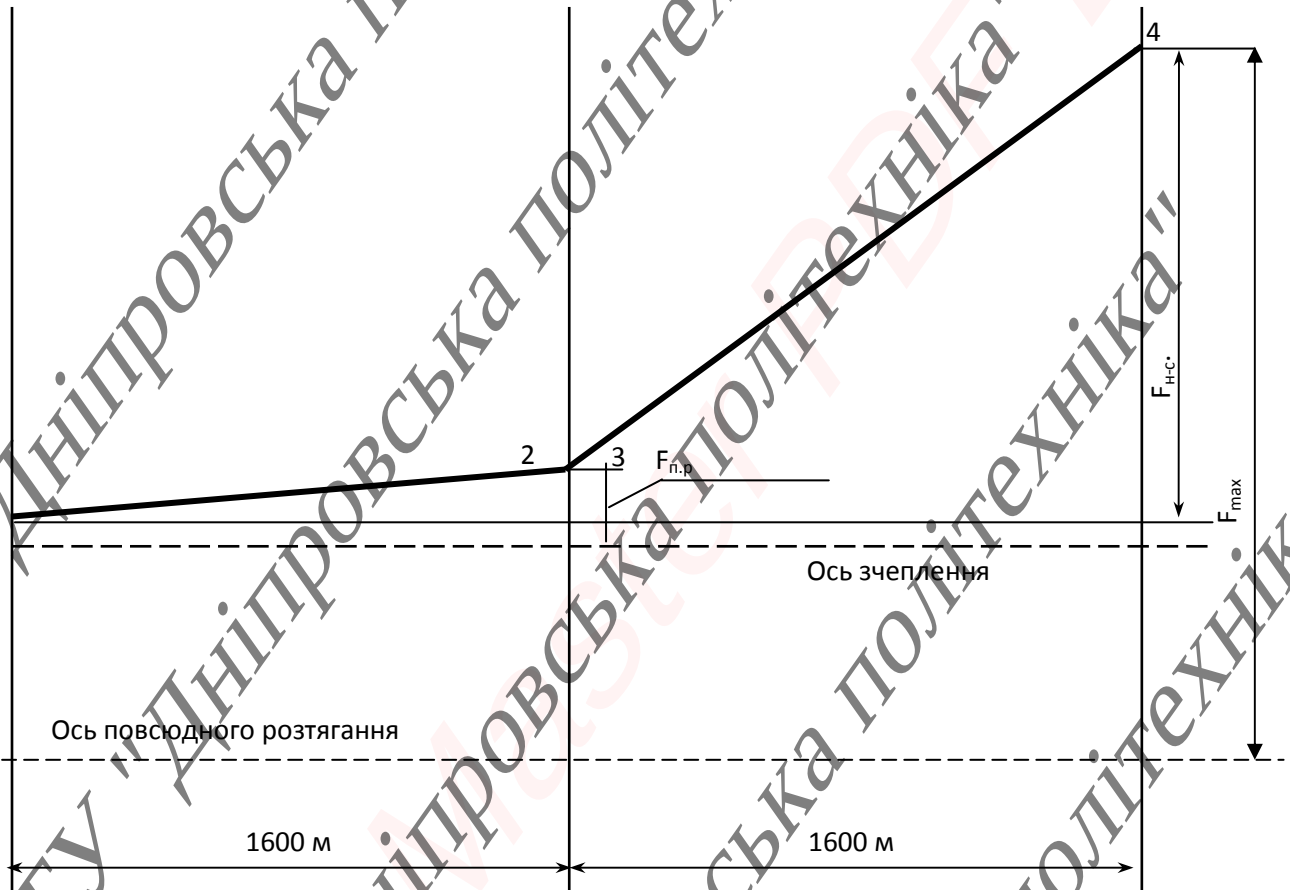


Рис. 3.2 - Діаграма натягу стрічки конвеєра

Розрахунок потужності двигуна приводу конвеєра.

Установлену потужність двигуна визначаємо за формулою:

$$N_y = K_s \frac{W_0 V_1 n}{1000}$$

де: $K_s = 1,2$ - коефіцієнт запасу потужності; η – ККД редуктора;

$V = (1.05 \div 1.07); \text{ м/с}$

$W_0 \in F_{н-с}, \text{ Н}$

$$N_y = 1.2 \cdot 89025 \cdot 1.02 \cdot 0.95 / 1000 = 108 \text{ кВт.}$$

Приймаємо двигун КОФ-41-4, потужністю $2 \times 55 \text{ кВт}$, швидкість обертання 1480 об/хв .

Приймаємо приводний барабан діаметром 500 мм .

$$l_s = 0,8 + 0,15 = 0,95 \text{ м}$$

$$D = 0,5 + 0,06 = 0,56$$

Визначаємо число обертів для редуктора конвеєра:

$$n = \frac{60 \cdot 1.6}{3.14 \cdot 0.56} = 68 \text{ об / хв}$$

Передавальне число редуктора:

$$i = \frac{n_{dv}}{n} = \frac{1480}{68} = 21.69$$

Приймаємо найближчий тип редуктора - циліндричний, триступеневий, двошвидкісний з передавальним числом $i = 23,795$.

Відповідно до розрахункових даних приймаємо стрічковий конвеєр 2ЛТ80У

Технічна характеристика конвеєра 2ЛТ80У приведена в таблиці 2.3.

Допустиму довжину стрічкового конвеєра визначаємо за формулою:

$$L = \frac{102N_n}{KK_s [(g + 2g_n g'_p + g''_p) \omega + g \sin \beta]}, \text{ м}$$

де: $K = 1,05 \div 1,1$ - коефіцієнт, що враховує опір від тертя в підшипниках барабанів при вигині стрічки,

$$L = \frac{102 \cdot 110 \cdot 0.95}{1.1 \cdot 1.2 [(35 + 2 \cdot 15 + 9.6 + 38.1) 0.05 + \sin 2^\circ]} = 870 \text{ м}$$

Приймаємо два конвеєра 2ЛТ-80 довжиною 800 м кожен.

Стрічкові конвеєри для інших виробок шахти визначаються по таблицям і графіками [12] з урахуванням продуктивності і кута нахилу виробок. Для магістральних виробок приймаємо конвеєри: 1Л100У, 1ЛУ100, технічні характеристики яких наведені в таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 - Технічна характеристика вузлів стрічкових конвеєрів

Найменування	Тип конвеєра			
	2ЛТ-80У	1Л100У	2Л100У	1ЛУ120
Продуктивність, т / год	190	200	200	450
Швидкість стрічки, м / с	1,6	2,0	2,0	2,5
Сумарна потужність, кВт	110	220	330	500
Приводний барабан:				
число, шт	2	1	1	2
діаметр (без футеровки), мм	500	800	800	800

Привід: число, шт потужність, кВт тип двигуна швидкість	2 55 КОФ-41-4 1480	2 100 МА36-42-14 1480	2 250 МА36-71 / 6ф 985	2 250 МА36-5114 1480
Редуктор: тип передавальне число	ЦКТСДСк 23,7	ЦДН-710 20,0	Ц2-630 20,0	КЦН-100 40,0
Гальмо	Колодкове з електро- магнітом КМТ-211А	колодкове	Колодкове	Колодкове ТГК-500
Натяжний пристрій: -розташування -хід, м	ручний біля приводу 50	ручний у хвості 15	електро- лебідка біля приводу 15	електро- лебідка у хвості 15
Засоби регулювання пуску	турбо ГП-200	муфта Т-90	Ресстат ВЖР	Турбомуфти Т-90А
Став: -тип -маса, кг / м	жорсткий розбірний без бортів 35	канатний нагрунтовий 49,5	Канатний нагрунтовий 49,5	канатний нагрунтовий 92
Стрічка: -тип - ширина, мм -міцність, кгс/м ² -товщина, мм	ПВХ-120 800 120 5,9	2РТЛО-1500 1000 1500 18,0	2РТЛО-1500 1200 1500 18,0	2РТЛО-1500 1200 1500 18,0

3.2 Постановка завдання

Виробничі потужності шахт Західного Донбасу обмежені порівняно низькою вугленосністю родовища, нерівномірним поширенням робочої потужності пластів і високою їх водообільністю, активним здиманням порід ґрунту в підготовчих виробках і наявністю великих порушень у межах шахтних полів.

Прийнятий спосіб підготовки та відпрацювання запасів довгими стовпами по повстанню і падінню забезпечує повну конвеєризацію вантажопотоків вугілля від очисних вибоїв до околоствольного двору, але вимагає проведення великого обсягу протяжних похилих транспортних виробок (бортових і збірних хідників). Розроблені понад тридцять років тому схеми конвеєризації підприємств забезпечує безперервність вантажопотоку і проектну продуктивність, однак не відповідають технічним вимогам в умовах інтенсифікації видобутку вугілля при відпрацюванні запасів біля кордонів шахтного поля.

В даний час більшість шахт регіону допрацьовують раніше розвідані запаси вугілля в прийнятих проектами межах шахтних полів, тому для продовження життєвого циклу здійснюються об'єднання шахт в шахтоуправління або прирізка додаткових запасів. Прирізають запаси, як правило, розташовані за скидами, тобто за межами діючих шахтних полів у малорозвіданих ділянках родовища з малоамплітудних порушеннями. Процеси розтину і підготовки запасів в подібних ситуаціях ускладнюються проблемами

внутрішньошахтного транспорту, оскільки збільшуються число конвеєрів в ланцюзі основного вантажопотоку, довжини маршрутів допоміжного транспорту і, як наслідок, енерговитрати на транспортування вугілля, матеріалів і устаткування.

Дослідженнями кафедри транспортних систем і технологій встановлено, що на формування вантажопотоку вугілля з лав і породи з підготовчих вибоїв впливають безліч гірничо-геологічних, технічних, технологічних і організаційних факторів [29]. У зв'язку з цим, сучасні системи підземного транспорту повинні враховувати будь-які зміни технологічних процесів видобутку вугілля, бути високоадаптивними і орієнтованими на зниження енерговитрат і збереження якості транспортування гірничими виробками вантажів.

Можливі шляхи вирішення транспортно-технологічних проблем шахт Західного Донбасу, пов'язані з доопрацюванням запасів вугілля, представлені на прикладі шахти «Павлоградська». З метою продовження життєвого циклу шахти передбачено об'єднання її з шахтою «Тернівська» в шахтоуправління для спільного відпрацювання шахтних полів або прирізки додаткової запасів, розташованих в покинутих частинах шахтного поля. Технологічно прийнятними варіантами для шахти «Павлоградська», є відпрацювання запасів вугілля малорозвіданого пласта С₉ розташованого за Богданівським скидом або пласта С₉ в межах шахтного поля шахти «Тернівська».

У розглянутих варіантах для створення технологічних зв'язків між проєктованими і діючими очисними і розкритими виробками шахти необхідно проводити мережу пластових і польових транспортних похилих виробок, які, в залежності від функціонального призначення, повинні бути обладнані транспортними засобами, що відповідають гірничотехнічними умовами експлуатації.

В умовах багатоваріантності проєктних рішень при реконструкції шахт очевидною стає проблема виявлення технологічності схем основного і допоміжного вантажопотоків. Розглядалися такі варіанти розтину і підготовки прирізаних запасів:

- поглиблення стовбурів до горизонту прирізного блоку з подальшим проведенням капітальних горизонтальних виробок безпосередньо до пласту;
- проведення сліпого стовбура від магістральних виробок поблизу Богданівського скиду до горизонту прирізаємого блоку з подальшим проведенням магістральних виробок безпосередньо до пласта;
- проведення похилих квершлагів від магістральних виробок основного горизонту шахти, з виходом безпосередньо на пласт С₉.

Методом експертних оцінок [30] з вищевказаних варіантів для подальшої розробки був прийнятий наступний варіант, який передбачає розкриття запасів пласта С₉ за Богданівським скидом шляхом проведення похилих розкривних квершлагів від 1-го північного магістрального відкатувального і конвеєрного штреків до середини прирізної ділянки (рис. 3.3).

Характеристика розкривних виробок з урахуванням їх призначення:

- напрямок проведення зверху-вниз;
- площа перерізу в проході $S = 16,2 \text{ м}^2$;

- кут нахилу $\alpha = 18^\circ$;
- довжина $L_{кв} \geq 1850\text{м}$;
- транспорт по виробленню - 4Л1200Д-01.

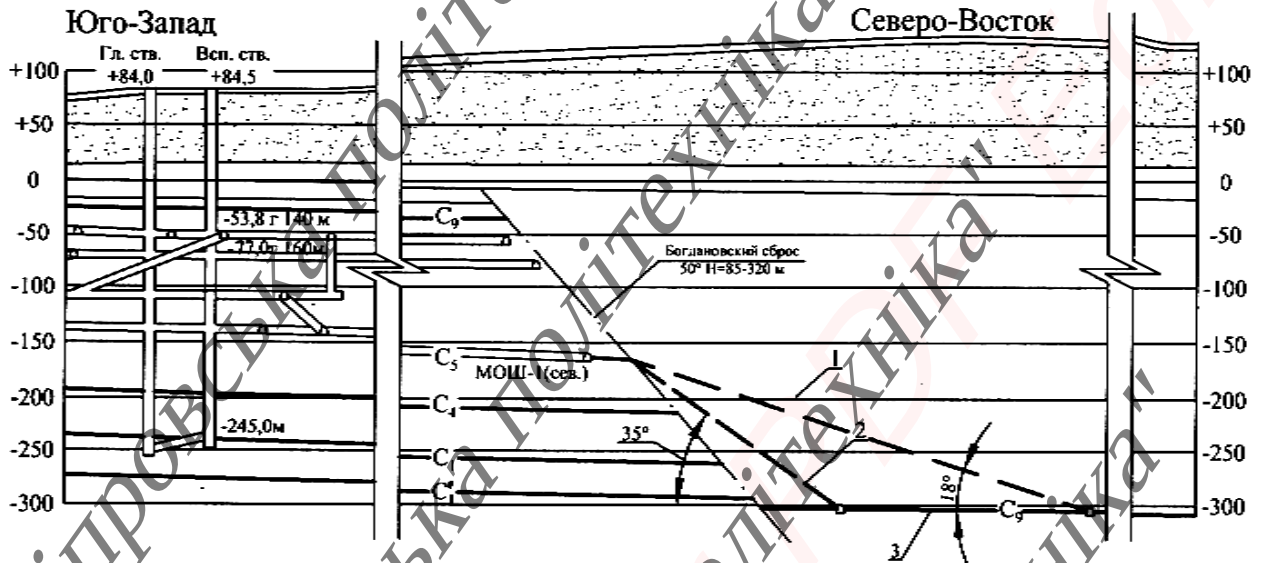


Рис. 3.3 - Транспортно-технологічна розтину запасів пласта C_9 за Богданівським скидом з доставкою вугілля: 1 - стрічковий конвеєр 4Л1200Д-01; 2 - крутопохилий конвеєр; 3 - стрічковий конвеєром 4Л1200Д-01 по магістральному конвеєрному штреку в заскидовій частині

Основною перевагою даного варіанту упорівнянні з іншими є максимальне використання підземної інфраструктури (транспортний ланцюжок, провітрювання), що залишилася після відпрацювання пласта C_5 і значно менші капітальні та експлуатаційні витрати для розкриття запасів.

Недоліки:

- викривлення траси в профілі і плані при переході зон геологічних порушень;
- гранично допустимі значення кута нахилу і довжини квершлага за технічними можливостями стрічкових конвеєрів, щосерійно випускаються;
- число конвеєрів в ланцюзі $n \geq 2$, що знижує надійність системи.

3.3. Обґрунтування проектних рішень

З інтенсифікацією очисних і підготовчих робіт значно зростає навантаження на дільничні і магістральні і конвеєрні лінії. В умовах шахт Західного Донбасу забезпечення планованої пропускної здатності конвеєрних ланцюжків в похилих виробках обмежується не тільки технічними можливостями стрічкових конвеєрів з жолобчастою стрічкою але і активним здиманням породи ґрунту. Підвищити продуктивність конвеєрного ланцюжка можна шляхом збільшення швидкості руху стрічки. Однак в процесі переміщення гірської маси гнучким тяговим органом її частки відчувають вплив коливання стрічки, яка переміщає їх у взаємно перпендикулярних напрямках. Поперечні сходи стрічок в

сторону на барабани і ролики призводять до руйнування бортів стрічки об металоконструкції става конвеєра, підрив стикових з'єднань і нагрів стрічки відтертя. При швидкостях руху стрічки $> 3,15\text{ м/с}$ спостерігається додаткова запиленість рудничної атмосфери від роботи конвеєра, а при швидкостях руху стрічки 5 м/с і більше матеріал, що транспортується (вугілля), викидається зі стрічки. Цим обмежена швидкість руху конвеєрної стрічки на гірничих підприємствах $3,15\text{ м/с}$ [12].

З огляду на переваги і недоліки, рекомендованих транспортних схем, був виконаний пошук і обґрунтування альтернативного варіанту. Використовуючи зарубіжний досвід застосування в гірничій промисловості крутонахилених стрічкових конвеєрів (КНК) в роботі [29], була запропонована технологічна схема транспорту розтину і підготовки пласта С, із застосуванням в ланцюзі виробок крутонахилого конвеєра (рис. 3.3).

Попередніми розрахунками встановлено, що застосування в транспортній мережі крутонахилого конвеєра дозволить значно зменшити обсяг проведення похилих підготовчих виробок і витрати на транспортування вугілля від очисних вибоїв у прирізаній частині шахтного поля.

На даний період відомо три модифікації КНК, які в тій чи іншій мірі знаходять застосування в гірничодобувній галузі. Це КНК з рифленою стрічкою (Полтавський ГЗК), з притискною стрічкою (Навоїнський гірничозбагачувальний комбінат) і трубчасті конвеєри (фірма "КОСН").

З метою обґрунтування параметрів рекомендованої транспортно-технологічної схеми був проведений комплекс теоретичних і експериментальних досліджень.

Одним із завдань теоретичних досліджень було встановлення максимально допустимого кута нахилу КНК і швидкості руху тягового органу, що забезпечує транспортування планованого обсягу вугілля з очисних вибоїв, обладнаних механізованими очисними комплексами нового покоління. При правильному виборі конструктивних параметрів КНК і швидкості руху тягового органу забезпечується стабілізація вантажопотоку.

Експериментальні дослідження режимів роботи КНК з жолобчастою стрічкою, посиленою рифлями, виконувались з метою вивчення особливостей поведінки вантажу, що транспортується гнучким тяговим органом під кутом $\alpha \geq 25^\circ$. В умовах Полтавського ГЗК був відзначений ефект відриву крупнокускового матеріалу із загального потоку гірської маси при зіткненні з рифлями конвеєрної стрічки. Зі збільшенням кута нахилу конвеєра і швидкості руху стрічки виникали сили опору руху вантажу, що викликають кидки крупнокускового матеріалу, які приводили до зниження сил зчеплення транспортуемого вантажу і його скочування по тяговому органу (рис. 3.4).

Спільно з ТОВ "Руна" були випробувані способи підвищення сил зчеплення транспортування гірської маси з грузонесущим елементом. Випробовувалися варіанти застосування гофрованої і рифленої стрічки з бортами, створення бічних розірних сил, що викликають підвищення нормального тиску вантажу на стрічку і тим самим збільшують сили зчеплення переміщеного вантажу зі стрічкою. Натурними дослідженнями встановлено, що

при будь-яких варіантах модифікації гнучкого тягового органу ефективна робота звичайних крутонахилених конвеєрів забезпечується при установці їх з кутами нахилу $\alpha \leq 25^\circ$.

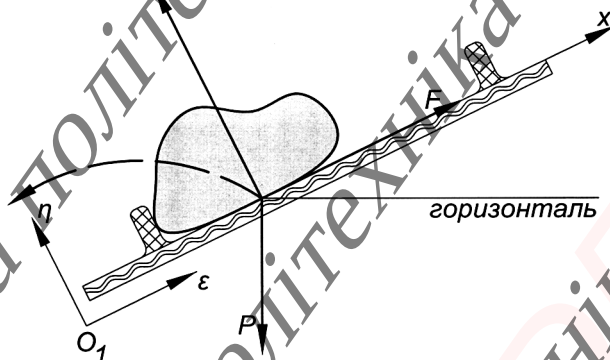


Рис. 3.4 - Схема взаємодії вантажу з елементами тягового органу КНК

Слід зазначити, що в літературних джерелах найбільш часто наводяться рекомендації по забезпеченню сталого режиму роботи крутопохилого конвеєра шляхом застосування другого контуру щодо тягового органу КНК (рис. 3.5).

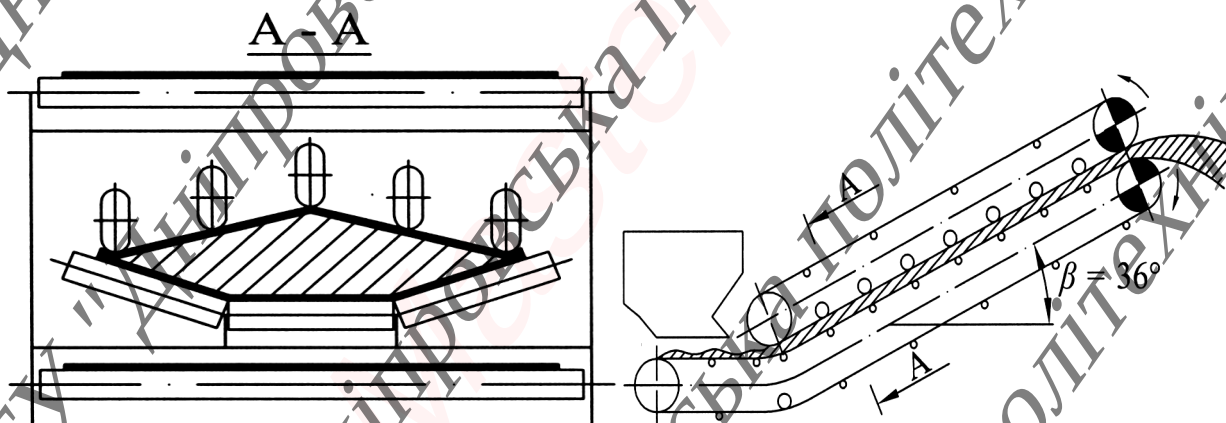


Рис. 3.5 - Схема крутопохилого конвеєра з притискною стрічкою

Аналіз технічних рішень в даному напрямку показав, що створення другого контуру було направлено в основному на розширення сфери застосування раніше розроблених конструкцій КНК. Питання запобігання скочування вантажу при кутах нахилу $\alpha \geq 25^\circ$ вирішувалися виключно теоретично. Практичні рекомендації щодо підвищення експлуатаційних параметрів КНК не представлені. З цієї причини відсутні також методичні рекомендації щодо розрахунку основних параметрів двоконтурних КНК з притискною стрічкою.

3.4. Проект магістрального конвеєрного транспорту

Базовий варіант. Конвеєрна лінія $L = 2200\text{м} (870 + 170 + 185) = 1225\text{м}$ - проектний варіант "Дніпрогірпрошахт" і $740 + 235 = 975\text{м}$ - існуюча лінія магістрального конвеєрного транспорту складається з конвеєрів 1ЛУ120.

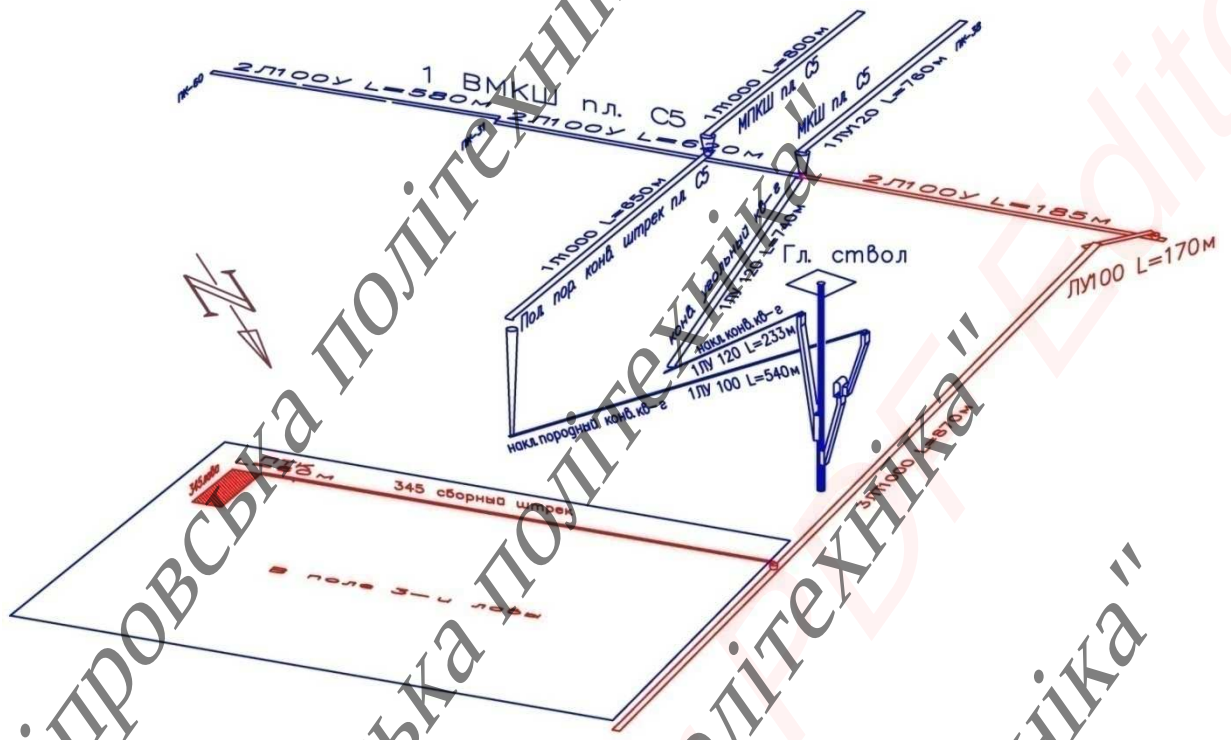


Рис. 3.6 - Шахтна схема конвеєрного транспорту при відпрацюванні пласта С₅

Недоліки базового варіанту:

- значна протяжність лінії транспортування (2200м);
- необхідність проведення більше 1км виробок;
- сумарна потужність приводів конвеєрної ланцюжка більше 600кВт;
- 5 ділянок перевантаження;
- додаткове навантаження на конвеєри ЛУ120 на КУК і НКК (при нормальній роботі шахти з видобутку може привести до перевантаження останніх конвеєрів);

Проектний варіант.

Конвеєрна лінія L = 240м, з 1 конвеєра ЛУ100.

Необхідно провести похилий конвеєрний квершлаг під кутом 20° від сполучення конвеєрного штреку пл. С₅ зі збірним штреком і до завантажувальної ями скіпового підйому.

Рекомендований кут нахилу (20°) конвеєрного штреку пл. С₅ не відповідає кутам проведення гірничих виробок, призначених для транспортування вугільної маси. Відповідно до "Типових перерізів гірничих виробок ..." максимально допустимий кут нахилу конвеєра з гладкою жолобчастою прогумованою стрічкою 18°.

У зарубіжній і вітчизняній практиці існують рішення, що дозволяють збільшити даний кут. Це стрічкові конвеєри з виступами на стрічці, двухстрічкові конвеєри, конвеєри з притисною стрічкою, стрічково-ланцюгові конвеєри і трубчасті конвеєри.

У даній дипломній роботі пропонується застосувати стандартний стрічковий конвеєр ЛУ120 для транспортування вугільної маси з пласта С₅ в завантажувальну яму скіпового підйому. Відмінна особливість даного конвеєра полягає в тому, що замість стандартної гладкої стрічки, пропонується використовувати перфоровану конвеєрну стрічку.

Завдяки перфорації і наявності П-подібних канавок в робочій обкладці стрічки можливе отримання збільшення коефіцієнта шорсткості стрічки, розрахунковий підпирний елемент створить необхідні умови для відсутності скочування вантажу в бік, протилежний вектору транспортування. Що має позитивно вплинути на збільшення кута транспортування.

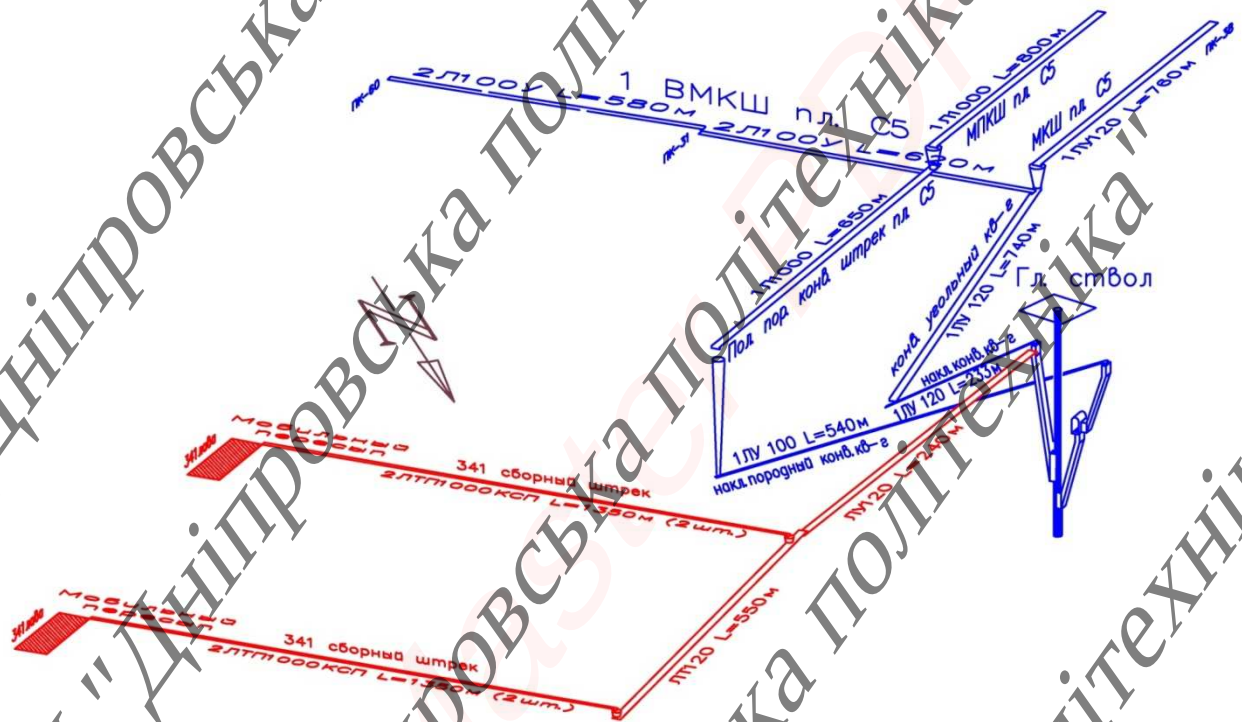


Рис. 3 . 7 - Проектна схема конвеєрного транспорту при відпрацюванні пласта С₅ високонавантаженими очисними вибоями і транспортуванням стрічковим конвеєром ЛУ120 з перфорованою стрічкою

Розрахунок оптимальних геометричних параметрів робочого полотна крутопохилого конвеєра

Вибір геометричних параметрів робочої поверхні

Правильний вибір геометричних розмірів полотна високопродуктивних конвеєрів має велике значення, оскільки незначні відхилення від оптимальних розмірів призводять до істотної зміни продуктивності або завищеної погонній вазі стрічки, а отже, і потужності електродвигуна. Знаходження оптимальних геометричних параметрів робочого полотна зводиться до того, щоб при заданій продуктивності, швидкості транспортування і заданому куті нахилу визначити:

- мінімальну площу перегородки, необхідну, для утримання вантажу, яка обмежена зверху вільною поверхнею сипучого матеріалу;
- найбільшу висоту H шару сипучого вантажу, що забезпечує необхідний тиск на перфоровану стрічку.

Параметрами виробництва є ширина стрічки і її швидкість. Ширина конвеєрної стрічки B і її швидкість v визначена попередніми розрахунками.

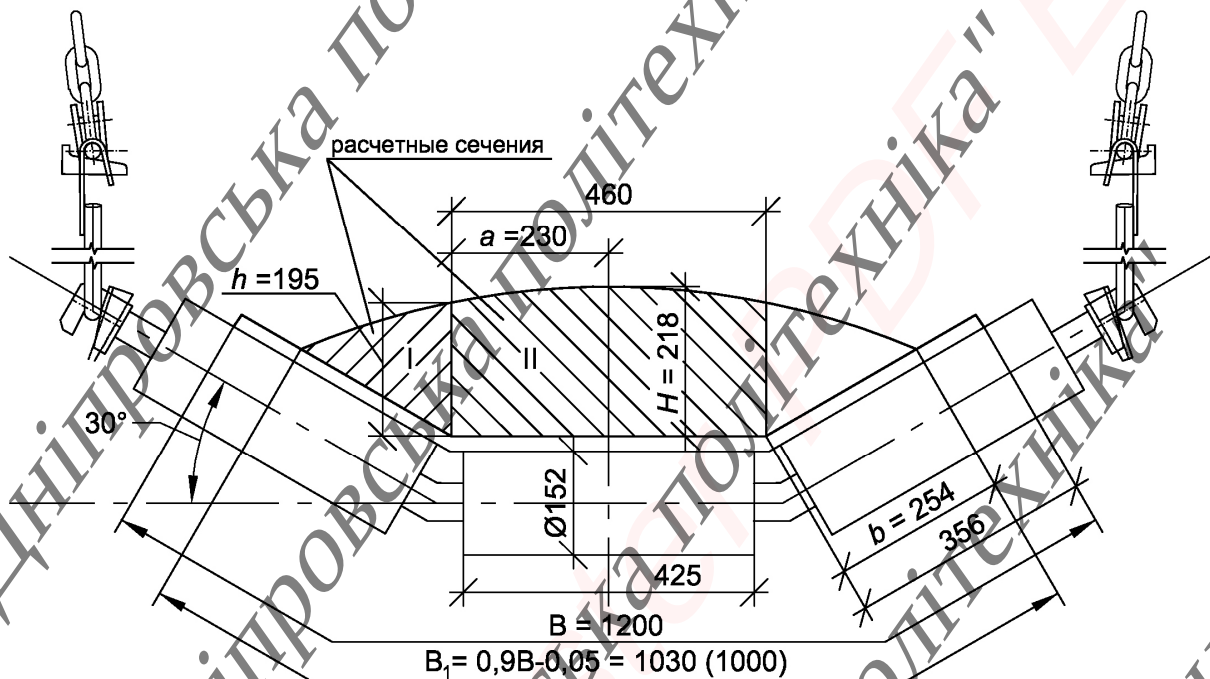


Рис. 3.8 - Розрахункова схема до визначення оптимальних параметрів перфорації конвеєрної стрічки

Найбільша висота H шару сипучого вантажу.

$$H = \left(\frac{tg \delta}{2} \right) \cdot A + b \cdot \sin \alpha = \left(\frac{tg 2}{2} \right) \cdot 450 + 254 \cdot \sin 30 = 218 \text{ мм}$$

де $\rho = 22^\circ$ (для кам'яного вугілля ρ в спокої = $30-45^\circ$, в русі $15-22^\circ$, розрахунковий рекомендований 20°);

$$A = a + b \cdot \cos \alpha = 230 + 254 \cdot \cos 30 = 450 \text{ мм}$$

Мінімальна площа перегородки, необхідна для утримання вантажу.

Для спрощення розрахунку виконаємо подальші обчислення стосовно прямолінійною частини конвеєрної стрічки (центрального ролика) і похилій (бічні ролики) щодо трьохроlikовою жолобчастою роlikоопори верхньої гілки .

Прямолінійна частина конвеєрної стрічки.

$$S_{\text{п}} = 2a \cdot \left(\left(\frac{a}{3} \right) \cdot tg \rho + h \right) = 0,104 \text{ (м}^2\text{)}$$

Визначимо висоту виступу, виходячи з довжини прямолінійного ділянки стрічки (460мм):

$$104/460 = 0,226\text{мм}$$

Для похилої ділянки:

$$S_n = \left(2 \cdot h - a \cdot \sin \alpha - p \cdot \frac{2 \cdot a^2}{3} \cdot \cos \alpha^2 \right) \cdot a \cdot \cos \alpha = 0,052 \text{ (м}^2\text{)}$$

Висота виступу ($h = 195\text{мм}$, $b = 254\text{мм}$)

$$52/254 = 0,205\text{мм}$$

Розрахунки показують, що для забезпечення транспортування вантажопотоку необхідно виконати пропили (канавки) у верхній обкладці конвеєрної стрічки на глибину 0,225 і 0,205мм для горизонтальних і похилих частин гладкої конвеєрної стрічки. Грунтуючись на практиці застосування перфорованих конвеєрних стрічок в різних галузях, рекомендовані параметри для проектних умов наведені на рис.3.10, 3.11, а обладнання для їх реалізації на рис.3.12.



Рис. 3.10 - Розрахункова схема перфорованої конвеєрної стрічки

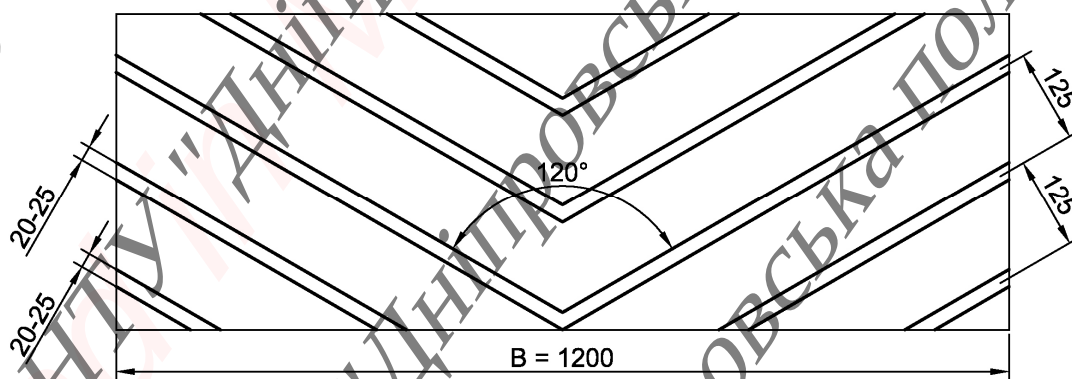


Рис. 3.11 - Розрахункова схема перфорованої конвеєрної стрічки

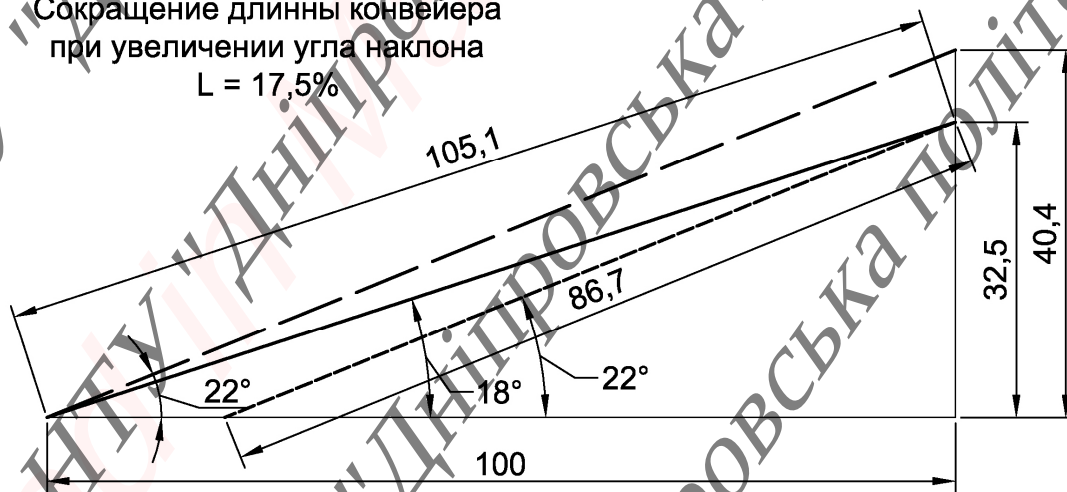


Рис. 3.12 – Обладнання для формування перфорованої конвеєрної стрічки

ВИСНОВКИ

Виконані розрахунки підтвердили можливість застосування в похилій (20°) гірничій виробі крутопохидого стрічкового конвеєра на базі стандартного конвеєра ЛУ-120. Перфорація конвеєрної стрічки ШР-1200-1000/4-EP-200-8,0/2,0-ТГУ5 дозволить мати стійке зачеплення матеріалу, що транспортується, з поверхнею стрічки. Шевронні пропили дозволять створити пасивне центрування ходу конвеєрної стрічки.

Сокращение длины конвейера
при увеличении угла наклона
 $L = 17,5\%$



Увеличение высоты подъема
при изменении угла наклона
с 18° на 22°
 $H = 24,3\%$

Рис. 3. 12 – Скорочення довжини конвеєра за рахунок проектних рішень

Таблиця 3.4 - Зведена таблиця проектних результатів розрахунку

№	Параметр	Позн.	Од. вим.	конвеєрний штрек пл. С ₅	Пох. конв. кв-г. з пл. С ₅ на гор. 190м.
	Змінний вантажопотік, (з розрахунку тах на вант. 4000т/доб (2-і лави в полі))	Q_{cm}	т / зм	2x2000	2x2000
1	Розрахунковий вантажопотік	Q_p	т / год	588	588
2	Ширина стрічки конвеєра	B	мм	1200	1200
3	Міцність стрічки на розрив / тип стрічки	n	Н / мм	630 FR-1000 2 + 2	1600 ШР-1200-1000 / 4-EP-200-8,0 / 2,0-ТГУ5
4	Кут нахилу траси	β	град	0	20
5	Тривалість зміни	t_{cm}	ч	6	6
6	Коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку (магістральні вироблення)	k		1,5	1,5
7	Коефіцієнт машинного часу	k_m		0,85	0,85
8	Швидкість руху стрічки	v	м / с	2,5	3,15
10	Лінійні маси рухомих частин				
	верхніх роликкоопор	q_p''	кг / м	61,5	61,5
	нижніх роликкоопор	q_p'	кг / м	46,2	46,2
	стрічки	q_l	кг / м	12,6 (10,5 кг / м ²)	20,64 (17,2кг / м ²)
	вантажу	q_{cp}	кг / м	52	52
11	Коефіцієнт, що враховує місцеві опори від довжини конвеєра, м	C_2		1,17 (550м)	1,38 (240м)
12	Коефіцієнт опору руху стрічки	w		0,06	0,06
13	Сила тяги для переміщення гілок				
	верхньої	F_{3-4}	кН	43	81,2
	нижньої	F_{1-2}	кН	11,8	-9,2
14	Тягове зусилля на приводних барабанах	F_{n-3}	кН	54,8	72
15	Мінімальний натяг стрічки				
	За умовою зчеплення на приводі	F_{sc}	кН	0,6	0,8
	За умовою обмеження провисання	F_{np}	кН	4	3
16	Максимальний натяг стрічки	F_{max}	кН	58,8	85,2
17	Руйнівний натяг стрічки	$F_{розр}$	кН	756	1200
18	Запас міцності стрічки	n		12,8	14
19	Необхідна потужність	N_p	кВт	195	255
20	Паспортна потужність конвеєра (кількість приводних двигунів)	N	кВт	2x110	2x132
21	Мотор-барабан	N	кВт	2x110	2x130

3.5 Умови експлуатації транспортних засобів і охорона праці

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

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) металлоконструкції конвеєра; наявність у пульта управління гумових килимків і гумових 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 неспаленою кріпленням на всю довжину або не менше п'яти метрів в обидві сторони від приводних станцій. У місцях перетину виробок для переходу через конвеєр повинні встановлюватися переходні містки. Виробка повинна щозміни очисатися від просипання вантажу. Для проходу людей з одного боку виробки повинен бути зазор не менше 0,7м. Конвеєрні установки обладнуються надійно діючою сигналізацією. Привід конвеєра встановлюється на міцному фундаменті. У місцях установки приводу вироблення повинна бути розширена, добре закріплена і освітлювальна. Натяжні і приводні головки конвеєрів повинні мати огорожу. Конвеєра повинні бути обладнаними пастками, датчиками сходу стрічки, екстреної зупинкою конвеєра з будь-якого місця по його довжині.

Організація роботи транспорту в шахті

Організація робіт стаціонарних установок зводиться до координації операцій у часі. До них відносяться: прийом і здача зміни; перевезення людей і вантажів; планово-попереджувальний ремонт, подовження або скорочення установки (зі змінною в часі довжиною). Організацію руху електровозів приймаємо по односторонній схемі - електровоз транспортує вагонетки від початкового пункту до кінцевого з закріпленням електровоза за маршрутом. З'являються такі переваги, як максимальне спрощення диспетчерського управління і більша безпека руху.

Контроль за всім транспортом здійснює гірничий диспетчер.

Шахтний транспорт розбитий на дві ділянки: ВШТ і УКТ. Управління комплексом обладнання рейкового транспорту (ВШТ) включає такі основні

служби: рейкового шляху і колійного господарства; електровозів; рухомого складу; комплекс обміну вагонеток у допоміжного ствола.

Ділянка УКТ займається ремонтом, обслуговуванням конвеєрів і т.д.

4. Охорона навколишнього середовища

Екологічна оцінка проектних рішень.

Аналіз джерел і рівнів забруднення атмосферного повітря.

За даними лабораторій аналізу повітря Павлоградського спеціалізованого управління по рекультивації земель (ПСУРЗ) основним джерелом забруднення атмосферного повітря є породні відвали, котельні, вентилятор головного провітрювання та вантажно - розвантажувальні комплекси.

На території проммайданчика шахти "Павлоградська" найбільш поширені домішки шкідливих речовин, які мають такі значення фонових концентрацій:

- сірчистий ангідрид, мг /м ³	0,12
- оксиди азоту, мг /м ³	0,03
- окис вуглецю, мг /м ³	1,6
- пил, мг /м ³	0,16
- зола, мг /м ³	0,086

Максимальна концентрація газів знаходиться на відстані 1013м від котельні, золи на відстані 1181м.

Великої шкоди приносить пил, здуває з породного відвалу, яка в суху і вітряну погоду може переноситися на значні відстані. Пил на породному відвалі утворюється в результаті впливу на його поверхню температури, опадів, вітру і внутрішнього тепла (температура на глибині 30 см досягає 40°C).

Значним джерелом забруднення атмосферного повітря на території проммайданчика є породний комплекс, під час роботи якого (прийом і навантаження породи в автосамоскиди) виділяється значна кількість пилу.

Аналіз джерел і рівнів забруднення водних ресурсів.

У процесі ведення підземних робіт в товщі породних масивів утворюються порожнечі, які розташовані під водоносними горизонтами. З природних тріщин і освічених тріщинах, послідовно зрушення порід, води дренуються в гірничі виробки. Шахтні води збираються в водозбірниках гор.470м, звідки видаються на поверхню.

Шахтні води характеризуються наступними показниками:

- мінералізація - 20-35 г / л;
- жорсткість - 25 мг екв / л;
- володіють загальнокислотной, витравлюють і сульфатної агресіями;
- нейтральні - рН = 8,4.

Мінералізація шахтних вод не відповідає вимогам "Правил охорони поверхневих вод від забруднення стічними водами", згідно з якими Мінералізація шахтних вод, що скидаються у водойми не повинна перевищувати 1 г/л.

Крім шахтних вод забруднення водних ресурсів відбувається атмосферними опадами інфільтрованою через породні відвали, склад яких близький до складу шахтних вод.

Аналіз джерел і рівнів забруднення земної поверхні.

В результаті відпрацювання пластів відбуваються деформації і осідання земної поверхні, затоплення окремих її ділянок, що наносить значної шкоди природним об'єктам, населеним пунктам, промисловим підприємствам, які знаходяться на даній території.

Величина деформацій і осідань коливається в наступних межах:

- осідання, м	0,015 - 0,67
- горизонтальні деформації	$0,5 \cdot 10^3 - 4 \cdot 10^3$
- нахили	$0,5 \cdot 10^3 - 6 \cdot 10^3$
- радіус кривизни, км	> 20

В результаті виробничої діяльності шахти "Павлоградська" порушено 187 га сільськогосподарських угідь.

В процесі експлуатації шахти відбувається забруднення ґрунтів відвалами порід. Для складування породи передбачено обладнання одного плоского відвалу загальною площею 130га. Крім цього відбувається забруднення ґрунтів в зоні, безпосередньо прилеглій до промайданчику, автодоріжок і відвалу. Забруднення ґрунтів у відвалу шахтних порід відбувається в результаті вітрової та водної ерозії.

Заходи з охорони навколишнього середовища.

Захист повітряного басейну від забруднень викидами вугільних підприємств.

Очищення від пилу. Для умов шахти "Павлоградська" пропонується установка пиловловлюючого апарату - циклону типу ЦН-11, який компонується попарно в батареїні циклони діаметром 150-250мм. Для уловлювання вугільного пилу пропонується використання вентиляторного мокрого пиловловлювача ПМ - 35А, який дозволяє знизити викид вугільного пилу в атмосферу на 98-99%.

Очищення від сірчистого ангідриду. Санітарна очистка газів від сірчистого ангідриду складна, дорога і вимагає спеціальних заходів по переробці і утилізації. Так як дані викиди по шахті дуже малі, в порівнянні з викидами таких галузей як енергетика і чорна металургія, то їх очищення не передбачено.

Профілактика загоряння породного відвалу. Так як породний відвал ще чинний, то пропонуються заходи щодо зменшення хімічної активності відвальної маси шляхом обробки її інгібіторами - антипірогенами. Даний захід дозволить знизити самозагорання породного відвалу.

Захист від забруднення стічними водами поверхневих і підземних вод.

Пропонуються наступні заходи по скороченню освіти стічних вод і надходження в них забруднюючих речовин:

- спорудження фільтраційних завіс;
- поховання високомінералізованих стічних вод в підземні водоносні горизонти;
- гідроізоляція водоносних каналів;
- перехоплення забруднених підземних вод дренажними свердловинами;
- регулювання скидання стічних вод.

Очищення і використання шахтних вод. Шахтні води акумулюються в шахтних відстійниках, де відстоюються і знезаражуються шляхом хлорування. Відповідно до "Основних напрямів і нормами", доза хлору прийнята 4,0 мг/л. Хлорна вода готується в хлораторній, розташованій в блоці з відстійником. Хлораторна обладнана двома Хлоратор ЛОНП-100, виробництва 2,5 кг хлору в годину. Подача хлорної води здійснюється в змішувач. Після знезараження шахтна вода забирається з контактного резервуара при відстійнику шахтних вод насосами типу Д500-36, продуктивністю 450 м³/сут, напором 36 м. вод ст., з електродвигуном типу А2-92-6, потужністю 75 кВт (два робочих і один резервний) і подається в відповідний колектор. Насоси устатковуються в об'єднаній насосній станції, яка розміщується в блоці з відстійником шахтних вод і автоматизуються від рівня води в відстійнику.

Шахтна вода буде використана після очищення для технічного водопостачання шахти.

Надлишки по трубопроводу подаються в ставок - відстійник.

Випали в осад (в процесі відстою шахтних вод) зважені речовини з відстійників автотранспортом вивозяться на відвал.

Рекультивация земель.

Так як в процесі ведення гірських робіт встановлено, що порушення підроблюваних ділянок поверхні землі буде незначно, тобто, без суттєвих змін родючого шару і підстилаючих потенційно родючих порід, то комплекс технічних заходів, пов'язаний з їх зняттям не виготовлюють. Рекультивация підроблених земель полягає в засипці провалів, їх планування, виконанні меліоративних робіт.

Біологічна рекультивация включає комплекс агротехнічних і меліоративних заходів, спрямованих на поліпшення структури ґрунтів породного відвалу. На відвал наносять шар потенційно родючих порід і родючий шар ґрунту. На рекультивованому відвалі садять дерева і чагарники. Для пережодження водної ерозії відвалу, крім озеленення передбачається гідротехнічна споруда, що збирає і відводить зайву воду. Пропонується в якості заходи щодо зменшення шкідливого впливу породного відвалу на навколишнє середовище: висадити такі дерева: груша дика, клен гостролистий, черешня, ясень звичайний, каштан кінський, волоський горіх. Це дозволить на період 1 - 3 роки зменшити негативний вплив породного відвалу і через 5 - 7 років повністю усунути його.

5. ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ПРОЕКТУ

5.1. Розрахунок собівартості транспортування 1 т вугілля

Розглянемо два варіанти транспортування вугілля конвеєрним транспортом для найбільш важких умов відпрацювання покинутої частини пласта С₄(основне поле). Очисні роботи будуть вестися на найбільшій відстані від магістральних конвеєрних виробок і від скіпового ствола:

варіант 1-за допомогою крутопохилого конвеєра ЛУ120 (1шт) загальною довжиною 250 м ($Q = 588$ т/год 2-ї високонавантажені лави OSTROJ з комбайном МВ-410 з сумарним вантажопотоком 4000т/добу) ;

варіант 2-за допомогою ланцюжка магістральних конвеєрів ЗЛТ1000КСП (870м), ЛУ100(170м) і 2Л100У(185м) загальною довжиною 225 м ($Q = 294$ т/год 1 лава OSROJ з комбайном МВ-410Р) . Сумарна довжина транспортування 2200м (в т.ч. існуючі конвеєри)

Для кожного з варіантів розрахуємо калькуляцію собівартості транспортування 1 т вугілля .

Розрахунок економічних показників за варіантом 1

Вихідні дані для розрахунку витрат на використання конвеєра ЛУ120 1шт загальною довжиною 250 м.

$N_T = 588$ т/год, продуктивність східного магістрального конвеєра ;

$l = 250$ м , довжина конвеєра ;

$T_k = 357$ днів, число календарних днів в році;

$T_{pn} = 36$ днів, регламентовані перерви і простої конвеєра ;

$n = 3$, число робочих змін на добу;

$t = 6$ год, тривалість робочої зміни;

$C = 1,5$ млн. грн., загальна вартість конвеєра і стрічки ;

$B = 0,75252$ грн /кВт * год, тариф за спожиту електроенергію.

Розрахунок виробничої потужності капітальних і експлуатаційних витрат.

1 Розрахунок виробничої програми.

Базова продуктивність східного магістрального конвеєра :

$$Q = \sum A \cdot (T_k - T_{pn}) \cdot t \cdot n \cdot N_T, \text{ м}^3 / \text{рік}$$

$A = 1$, число магістральних конвеєрів ; $T_k = 365$ - число календарних днів у році; $T_{pn} = 36$ - регламентовані перерви; $n = 3$ число робочих змін на добу; $t = 6$ год, тривалість робочої зміни; $N_T = 588$ т /год , продуктивність конвеєра ;

$$Q = 1 \cdot (357 - 36) \cdot 6 \cdot 3 \cdot 588 = 3482136 \text{ м}^3 / \text{рік}$$

2 Розрахунок капітальних вкладень.

Капітальні витрати у споживача:

$$K = K_1 + K_2 + K_3$$

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

$$K_1 = C + TЗВ + M,$$

де $C = 1500000$ тис. грн. (Гшт), 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.

$$TЗВ = \frac{C \cdot 8}{100} = \frac{1500000 \cdot 8}{100} = 120000 \text{ грн.}$$

$$M = 1500000 \cdot 0,4 = 600000 \text{ грн.}$$

$$K_1 = 1 \cdot (1500000 + 120000 + 600000) = 2664000 \text{ грн.}$$

Вартість необхідних виробничих площ $K_2 = 0$ грн.

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

$$K_3 = K_1 \cdot 0,2 = 2664000 \cdot 0,2 = 444000 \text{ грн.}$$

$$\text{Разом: } K = 444000 + 444000 = 2664000 \text{ грн.}$$

3 Розрахунок експлуатаційних витрат

Поточні витрати розраховуються по змінюванім калькуляційним статтям

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

де 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.

4 Розрахунок витрат по елементу «Заробітна плата технічного персоналу».

$$C_1 = ФЗП + C_n, \text{ грн}$$

ФЗП - фонд заробітної плати, грн.; C_n - нарахування на соціальне страхування, грн.:

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

N_{cn} - списковий штат обслуговуючого персоналу, чол.

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

де $m = 1$, кількість одиниць устаткування, яке обслуговується; $H = 1$, норма обслуговування, чол/од. обладнання; $C = 3$, число робочих змін; $K_{cn} = 1,34$ коефіцієнт облікового складу:

$$N_{\xi} = 1 \cdot 1 \cdot 3 = 3 \text{ чол.}$$

$$N_{cn} = 1,34 \cdot 3 = 4 \text{ чол.}$$

Таблиця 5.1 - Чисельність обслуговуючого персоналу

Професії	Чисельність працюючих у видобувній зміні	Явочний склад робітників	Коефіцієнт облікового складу	Обліковий склад робітників
механіки маш. конв. уст.	1 на 1 конв	4 чол на 1 конв в I см	1,34	12
Разом:	1	4		4

Таблиця 5.2 - Порозрядний поділ обслуговуючого персоналу

розряди	Обліковий склад обслуговуючого персоналу
	Механік
IV	4

K_i - тарифний коефіцієнт i -го розряду прийнятої тарифної сітки

Таблиця 5.3 - Коефіцієнтні ставки

Коефіцієнтні 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, ч:

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

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

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

$c = 3$ - кількість робочих змін на добу; $t = 6$ год - тривалість робочої зміни;

$$T_p = \frac{329}{4} \cdot 1 \cdot 6 = 494 \text{ ч},$$

$A=75\%$ - розмір доплат; $K_n=1,2$ - коефіцієнт додаткової зарплати; $R_n=37,5$ - коефіцієнт відрахувань на соціальне страхування; n - число розрядів.

$$\Phi ЗП = \left[4 \cdot \left(\frac{1,95 \cdot 4}{4} \right) \cdot 11,7 \cdot 2,5 \cdot 494 \cdot \left(1 + \frac{75}{100} \right) \right] \cdot 1,2 = 236443 \text{ грн}$$

$$C_H = \Phi ЗП \cdot \frac{R_n}{100} = 236443 \cdot \frac{37,5}{100} = 88666 \text{ грн}$$

$$C_1 = 236443 + 88666 = 325109 \text{ грн.}$$

5 Експлуатаційні витрати на матеріальні ресурси

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

C_i - ціна на i -ий вид матеріальних ресурсів, грн/од.; q_i - питомий розмір i -ого виду матеріальних ресурсів; b_i - річна продуктивність; 3482136 т / рік.

В якості матеріальних ресурсів приймаються мастила і електроенергія:

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

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

$$C_2 = 3482136 \left((12 \cdot 0,0042) + (20 \cdot 0,0026) \right) = 181071 \text{ грн.}$$

6 Розрахунок витрат по елементу «Електроенергія».

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

$v = 0,75252$ грн/кВт*год- тариф за спожиту електроенергію; W - кількість споживаної електроенергії, кВт*год/рік; $n = 1,1$ коефіцієнт, що враховує витрати на утримання підстанцій.

Споживана електроенергія

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

$\sum P = 260$ кВт-сумарна потужність електродвигунів ($2 \cdot 130$ кВт); $K_3 = 0,85$ - коефіцієнт завантаження електродвигунів; $K_0 = 1$ -коефіцієнт одночасної роботи електродвигунів; $\eta = 0,9$ - ККД електромережі; $\cos \varphi = 0,92$ - ККД електродвигунів; t - номінальний фонд робочого часу обладнання, год.

$$t = (T_k - T_{pn}) \cdot n \cdot t = (357 - 36) \cdot 3 \cdot 6 = 5922 \text{ год}$$

$$W = \frac{260 \cdot 0.85 \cdot 1 \cdot 5922}{0.9 \cdot 0.92} = 1,3 \text{ млн. кВт}$$

$$C_3 = 0,75252 \cdot 1333657 \cdot 1,1 = 1003604 \text{ грн/год}$$

7 Розрахунок річних витрат на відтворення основних засобів.

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

$H_1 = 15\%$ - норма амортизації на реновацію

$$C_4 = (2220000 \cdot 15) / 100 = 532800 \text{ грн.}$$

8 Витрати на ремонт і утримання

$$C_5 = 0,05 \cdot K = 0,05 \cdot 2664000 = 133200 \text{ грн.}$$

9 Інші витрати на виробничі потреби.

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

$\kappa = 0,2$ - коефіцієнт інших неврахованих виробничих витрат

$$C_6 = 0,2 \cdot 236443 = 47289 \text{ грн.}$$

Розрахунок економічних показників за варіантом 2

Аналіз економічної характеристики магістрального конвеєра транспорту вугілля конвеєром ЛУ120 загальною довжиною 250м (1шт).

Питомі капітальні витрати.

$$z_{\text{ук}} = \frac{K}{Q} = \frac{2664000}{3482136} = 0,77 \text{ грн / т}$$

Питомі експлуатаційні витрати

- питомі витрати по зарплаті:

$$C_1 = \frac{C_1}{Q} = \frac{325109}{3482136} = 0,09 \text{ грн / т (14.62 \%)}$$

- питомі витрати з матеріальних ресурсів:

$$C_2 = \frac{C_2}{Q} = \frac{181071}{3482136} = 0,05 \text{ грн / т (8.15 \%)}$$

- питомі витрати на електроенергію:

$$C_3 = \frac{C_3}{Q} = \frac{1003604}{3482136} = 0,29 \text{ грн / т (45.14 \%)}$$

- питомі витрати на відтворення основних ресурсів:

$$C_4 = \frac{C_4}{Q} = \frac{532800}{3482136} = 0,153 \text{ грн / т (23.97 \%)}$$

- питомі витрати на монтаж і ремонт:

$$C_5 = \frac{C_5}{Q} = \frac{133200}{3482136} = 0.04 \text{ грн / т (5.99 \%)}$$

- питомі витрати на невраховані потреби:

$$C_6 = \frac{C_6}{Q} = \frac{47289}{3482136} = 0.01 \text{ грн / т (2.13 \%)}$$

Розрахунок за другим варіантом виконується за аналогією. Відмінність полягає в зміні кількості одиниць техніки і відповідно обслуговуючого персоналу. Сумарна вартість конвеєрної лінії з стрічкою 4,58 млн.грн. (1,2 млн.грн.,привід і 800грн 1м.п. става конвеєра зі стрічкою).

Таблиця 5.4 - Основні техніко-економічні показники дипломної роботи при розрахунку транспортування 1 т вугілля (варіант 1 і варіант 2)

Найменування витрат	Витрати						Відхилення грн / м ³ , %
	Проектний варіант			Базовий варіант			
	грн / рік	грн/м ³	%	грн / рік	грн/м ³	%	
Заробітня плата	325109	0,09	14,62	975328	0,19	19,64	+0,09 - 5,02 %
Матеріали	181071	0,05	8,15	271607	0,05	5,47	0,00 +2,68 %
Електроенергія	1003604	0,29	45,14	1544005	0,3	31,09	-0,01 + 14,05 %
Амортизація	532800	0,153	23,97	1626816	0,3115	32,76	-0,15 -8,79 %
Ремонт і обслуговування	133200	0,04	5,99	406704	0,078	8,19	-0,038 - 2,2 %
Інші витрати	47289	0,01	2,13	141866	0,03	2,86	- 0,02 - 0,73
всього	2223073	0,64	100%	4966326	0,95	100%	-0,31 (Економія)

На підставі виконаних розрахунків приймаємо до роботи варіант 1, який має кращі економічні показники (рис. 5.1). Річний економічний ефект:

$$4966326 - 2223073 = 2,75 \text{ млн. грн. на рік.}$$

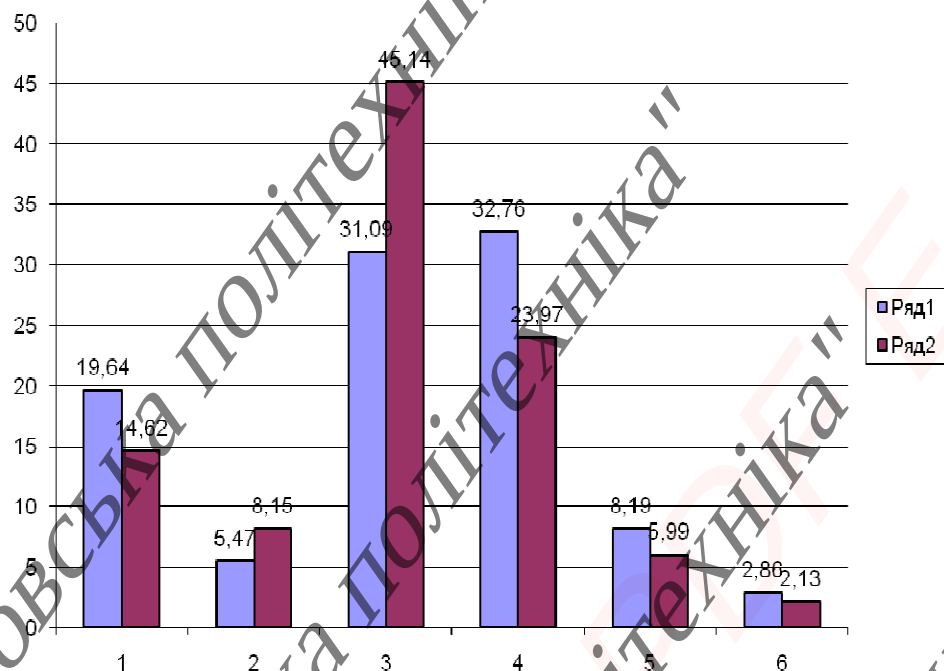


Рис. 5.1- Частка витрат в собівартості транспортування 1т вугілля конвеєрним транспортом по 1 і 2 варіанту: 1- заробітна плата технічного персоналу, грн; 2-вартість матеріальних ресурсів, грн; 3 - вартість енергії на технологічні потреби, грн; 4 вартість витрат на відтворення основних засобів, грн; 5 витрати на монтаж,грн; 6 інші невраховані витрати

ВИСНОВКИ

Для підвищення рентабельності виробництва необхідно прийняти низки заходів щодо інтенсифікації виробництва з найменшими капітальними і експлуатаційними витратами.

Проаналізувавши існуючу технологію очисних робіт, пропонується в технологічній схемі для відпрацювання заскидної частини пласта С₅ впровадити комплекс МДМ.

У проекті розглянуто два варіанти транспортування вугілля конвеєрним транспортом для найбільш важких умов відпрацювання пласта С₅ (основне поле). Очисні роботи будуть вестися на найбільшій відстані від магістральних конвеєрних виробок і від скіпового ствола:

Варіант 1- за допомогою крутопохилого конвеєра ЛУ120 (1шт) загальною довжиною 250м (Q = 588т/год 2 високонавантажені лави із сумарним тах можливим вантажопотоком 4000т/добу) ;

Варіант 2- за допомогою ланцюжка магістральних конвеєрів 3ЛТ1000КСП (870м), ЛУ100 (170м) і 2Л100У (185м) загальною довжиною 225 м (Q = 294т/год 1 лава) . Сумарна довжина транспортування 2200м (в т.ч. існуючі конвеєри)

Для кожного з варіантів розраховано калькуляцію собівартості транспортування 1 т вугілля .

На підставі виконаних розрахунків приймаємо до роботи варіант 1, при якому корисна копалина транспортується магістральним конвеєром ЛУ-120 загальною довжиною 240м (1шт). При цьому зниження витрат складе 2,75 млн. грн в рік.

Виконані розрахунки підтвердили можливість застосування в похилій (20°) гірничій виробці крутопохилого стрічкового конвеєра на базі стандартного конвеєра ЛУ-120. Перфорація конвеєрної стрічки ШР-1200-1000/4-EP-200-8,0/2,0-TGY5 дозволить мати стійке зачеплення матеріалу, що транспортується, з поверхнею стрічки. Шевронні пропили дозволять створити пасивне центрування ходу конвеєрної стрічки.

Впровадження проектних рішень дозволить:

- знизити собівартість видобутку вугілля на 3,2 грн /т;
- отримати економічний ефект в розмірі 2,75 млн. грн.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. НПАОП 10.0-1.01-10. Правила безпеки у вугільних шахтах. - К. Друкарня ДП «Редакція журналу « Охорона праці », 2010. - 430с.
2. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 1. - К. : Просвіта, 2010. - 480 с.
3. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 2. - К. : Просвіта, 2010. - 416 с.
4. Машини та обладнання для вугільних шахт. Довідник / За ред. В.І. Хорина. - М. : Недра, 1987.-424с.
5. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ / Под ред. К.Ф. Сапицький - М. : Недра, 1981.-311с.
6. Гелескул М.І., Каретников В.Н. Довідник по кріпленню капітальних і підготовчих гірничих виробок. - М. : Недра, 1982.-479с.
7. Короткий довідник гірничого інженера вугільної шахти. / Під ред. А.С. Бурчакова, Ф.Ф.Кузюкова. - М. : Недра, 1982.-450С.
8. Кияшко І.А. Процеси підземних гірничих робіт, - К. : «Вища школа», 1992.-334с.
9. Бурчак А.С., Малкін А.С. Проектування підприємств з підземним способом видобутку корисних копалин. Довідник. - М. : Недра, 1991.-399с.
10. Відтворення розкритих і підготовлених запасів вугілля на шахтах. - М. : Недра, 1990.-352с.
11. Руднична вентиляція. Довідник. - М. : Недра, 1988.-440С.
12. Довідник. Підземний транспорт шахт і рудників/ Під загальною ред. Г.Я. Пейсахович, І.П. Ремізова. - М. : Недра, 1985.-565с.
13. Охорона праці / За ред. К.С. Ушакова. - М. : Недра, 1986.-624с.
14. Керівництво з проектування вентиляції вугільних шахт. - Макіївка - Донбас: МакНДІ, 1989.-319с.
15. Іщук І.Г., Поздняков Г.А. Засоби комплексного обезпилення гірничих підприємств. Довідник. - М. : Недра, 1991.-253с.
16. Керівництво по боротьбі з пилом у вугільних і сланцевих шахтах. - М. : Недра, 1979.-319с.
17. Єдині правила охорони надр при розробці родовищ твердих корисних копалин. - М. : Недра, 1987.-60с.
18. Красавін О.П. Захист довкілля у вугільній промисловості.- М. : Недра, 1991.-221с.
19. Укрупнені комплексні норми виробітку для шахт Донецького і Львівсько-Волинського вугільних басейнів. - М.: МУП СРСР, 1988.-586с.
20. Екологія гірничого виробництва. Підручник для вузів. - М. : Недра, 1991. -320с.
21. Кабанов А.І., Нейсбург В.Є., Харченко В.Д. Інноваційний процес і ефективність нової техніки у вугільній промисловості. - К. : Техніка, 1994. - 226с.

22. Єдині норми і розцінки. Гірничопрохідницькі роботи. - М.: Стройиздат, 1988. - Вип.1 Збірник Е 36. - 206 с.

23. Голінько В.І. Основи охорони праці. - Д.: Національний гірничий університет, 2008. - 265с.

24. Третьяков О.В., Зацарний В.В., Безсонов В.Л. Охорона праці: Навчальний посібник з тестовим комплексом на CD / за ред. К.М. Ткачука. - К.: Знання, 2010. - 167 с.

25. ДСН 3.3.6.042-99. Санітарні норми мікроклімату виробничих приміщень.

26. ДСН 3.3.6.037-99. Санітарні норми виробничого шуму, ультразвуку та інфразвуку.

27. ДСН 3.3.6.039-99. Державні санітарні норми виробничої загальної та локальної вібрації.

28. Малецький М.О. Економіка організацій: Навчальний посібник. - Д.: НГУ, 2009. - 360с. - Рос. Мовою.

29. Ширін Л.Н., Коровяка Є.А., Дьячков П.А. Обґрунтування області ефективного застосування крутонахилених конвеєрів в умовах шахт Західного Донбасу. - Науковий вісник НГУ. - 2007. - № 6. - С. 73-78.

30. Ширін Л.Н., Коровяка Є.А., Козина І.В. Експертна оцінка особливостей технологічних схем розробки тонких жил із закладкою виробленого простору // Науковий вісник НГУ. - 2005. - № 3. - С. 33-35.

Додаток А

Відомість матеріалів дипломного проекту

		Позначення	Назва	Кіль- кість аркушів	Примітка
1					
2			документація		
3					
4	*)	ТСТ.КР.19 . 01 .ПЗ.	Пояснювальна записка	96	*) А4
5					
6			Графічні матеріали		
7					
8	A1	ТСТ.КР.19 . 01 . 01. ГЧ	Система технології підземного видобутку вугілля	1	
9	A1	ТСТ.КР.19 . 01 . 02. ГЧ	Схема вентиляції шахти	1	
10	A1	ТСТ.КР.19 . 01 . 03. ГЧ	Перспектива розвитку гірничих робіт	1	
11	A1	ТСТ.КР.19 . 01 . 04. ГЧ	Пропозиції по удосконаленню технології гірничих робіт	1	

Додаток В

Основні параметри і розміри кріплення ДМ

	Найменування основних параметрів	величина
1	Питомий опір на 1м ² підтримуваної площі, кН/м ²	370-505
2	Максимальна відстань від вибою до передньої кромки перекриття, мм	300
3	Середній тиск на ґрунт, МПа, не більше	1,5
4	Швидкість кріплення, м ² /хв, не менше	4,0
5	Крок установки секцій, м, не менше	1,5
6	Крок пересування секції, м, не менше	0,7
7	Максимальний робочий тиск, МПа	32
8	Зусилля при пересуванні, кН, не більше	
	➤ секції	300
	➤ конвеєра	180
9	Габаритні розміри секції:	
	➤ Висота, мм	
	Мінімальна	610
	Максимальна	1500
	➤ Довжина в складеному положенні, м, не більше	
	з рухомою консоллю	4600
	без рухомий консолі	3290
	➤ Ширина мінімальна	1440
10	Маса секції, кг, не більше	7300
11	Розміри проходу в кріплення, м, не менше	
	➤ висота	0,4
	➤ ширина	0,7
12	Коефіцієнт затяжки покрівлі, не менше	0,9
13	Тип системи управління	Дистанційне (з сусідньої секції)

Технічна характеристика комбайна УКД300

	Найменування основних параметрів	величина
1	Продуктивність, т/хв	3-5
2	Сумарна номінальна потужність електродвигунів приводів, кВт, не менше	360
	в.ч. приводу виконавчих органів	2x150
	приводу вбудованої цевочної системи подачі	2x30
3	Номінальна напруга, В	1140
4	Виконавчий орган:	
	➤ тип	Два шнека з горизонтальною віссю обертання з вибухозахисним зрошенням
	➤ діаметр, мм	800
	➤ ширина захвату, мм	700
	➤ величина опускання виконавчого органу нижче опорної	100

	поверхні забійного конвеєра, мм	
	➤ величина розсуву виконавчого органу, мм, не менше	500
5	Механізм подачі	Вбудована цевочна система подачі
6	Максимальна робоча швидкість подачі, м / хв, не менше	12
7	Габарити:	
	➤ висота корпусу, мм	420
	➤ висота корпусу в зоні кріплення від опорної поверхні конвеєра, мм	від 555 до 620
	➤ відстань по осях шнеків, мм, не більше	6665
8	Маса, т, не більше	18

Основні параметри і розміри конвеєра КСД26В

	Найменування основних параметрів	Величина
1	Продуктивність макс. при довжині 200 м і $\beta = 0^\circ$, т / хв	10
2	Довжина конвеєра в постачанні, м	200-300
3	Кількість і розташування приводних блоків	2, одностороннє
4	Кількість ланцюгів і їх розташування	2; в центрі, рознесені
5	Відстань між осями ланцюгів, мм	200
6	Тип ланцюга (калібр, крок, клас міцності)	26x92-C
7	Розривне зусилля ланцюга, кН	850
8	Висота боковини рештака, мм	228
9	Довжина рештака по боковинам, мм	1485; 885
10	Ширина рештака по боковинам, мм	642
11	Крок установки рештаків, мм	1508
12	Кут повороту рештаків, град.	
	➤ в горизонтальній площині	2
	➤ у вертикальній площині	3
13	Швидкість руху тягового органу, м/с не більше:	
	➤ робоча (основна)	1,04
	➤ маневрова (допоміжна)	0,346