

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

Природокористування
(інститут)

Кафедра транспортних систем і технологій
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
кваліфікаційної роботи ступеню магістра
(бакалавра, магістра)

студента Панасенко Вячеслав Геннадійович
(ПІБ)

академічної групи 184М-18-1 ГФ

(шифр)

спеціальності 184 Гірництво

(код і назва спеціальності)

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»

(офіційна назва)

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

(назва за наказом ректора)

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

Дніпро
2019

ЗАТВЕРДЖЕНО:

завідувач кафедри

транспортних систем і технологій

(повна назва)

Барташевський С.Є.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«_____» _____ 2019 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу
ступеню магістра
(бакалавра, магістра)

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

спеціальності 184 Гірництво

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»

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

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»

від «_____». _____ 2019р. № _____

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

Завдання видано

_____ (підпис керівника)

Коровяка С.А

(прізвище, ініціали)

Дата видачі 15.10.2019

Дата подання до екзаменаційної комісії 16.12.2019

Прийнято до виконання

_____ (підпис)

Панасенко В.Г.

(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 95 друкованих аркушів, 7 рис., 25 табл., 30 літературних джерел.

Об'єкт розробки: гірничі роботи в умовах пласта 1₅ шахти «Центральна».

Мета кваліфікаційної роботи полягає в розробці оптимальної системи інтенсифікації гірничих робіт при відпрацюванні запасів вугілля пласта 1₅ "Солоний" шахти «Центральна» ДП «Торецьквугілля».

У першому розділі наведено гірничо-геологічну характеристику родовища, а також проведений аналіз виробничої ситуації на шахті «Центральна».

У роботі запропоновано технологічне рішення щодо відпрацювання пласта 1₅ Солоний для виїмки вугілля у комбайнову частину лави - комбайн "Пошук-2", для транспортування комбайна вздовж лави - маневрова лебідка ЛГКН; для виїмки вугілля в уступах і паралельної - відбійний молоток МО-8, для проведення виробок - породонавантажувальна машина МПН-5П і бурильна установка БУ-1М. Маневрові операції пропонується здійснювати за допомогою маневрових лебідок ЛМП-10. Наведено розрахунок навантаження на комбайн, розрахунок навантаження на кріплення. Складено календарний план розвитку гірничих робіт. Згідно календарного плану наведено розрахунок вентиляції шахти на 2020 рік.

Для забезпечення запропонованої в роботі інтенсифікації гірничих робіт пропонується впровадження системи дегазації крутих пластів.

У роботі також складена схема для розрахунку газопроводів з урахуванням розвитку гірничих робіт на найбільш важкий період експлуатації системи дегазації із зазначенням розрахункової довжини її гілок.

В останньому розділі записки наведено розрахунок техніко-економічних показників при впровадженні проектних рішень.

Практичне значення роботи полягає у запобіганні газодинамічних явищ, з яких прийняті найбільш раціональні та економічно вигідні для підприємства.

**ШАХТА, АНАЛІЗ ВИРОБНИЧОЇ СИТУАЦІЇ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ,
БУРОПІДРИВНІ РОБОТИ, ОХОРОНА ПРАЦІ, ВЕНТИЛЯЦІЯ,
ТРАНСПОРТ, ДЕГАЗАЦІЇ КРУТИХ ПЛАСТІВ,**

ЗМІСТ

	Стор.
Вступ	5
1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА	
1.1 Місце розташування підприємства	6
1.2 Геологічна характеристика шахтного поля	7
1.3 Гірничо-технічні показники	9
1.4. Аналіз стану охорони праці та виробничого середовища	17
2. ПРОЕКТУВАННЯ ОПТИМАЛЬНОЇ СИСТЕМИ ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ГІРНИЧИХ РОБІТ	
2.1. Пропозиції по технологічному рішенню розтину і підготовки пласта I ₅ "Солоний"	19
2.2. Розрахунок параметрів системи розробки	24
2.3. Вибір способу управління покрівлею і розрахунок паспорта кріплення лави	28
2.4. Додаткові роботи на ділянці	31
2.5. Календарний план розвитку гірничих робіт	33
2.6. Вентиляція шахти	34
2.7. Технологічна схема транспорту	53
2.8. Охорона праці	58
3. ОСНОВНА ЧАСТИНА РОБОТИ	
3.1 Актуальність питання вибору раціональної технологічної схеми дегазації	67
3.2 Розробка конкурентоспроможних варіантів дегазації	73
3.3. Рекомендації по проектуванню та експлуатації систем дегазації	78
4. ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ПРИЙНЯТОГО РІШЕННЯ	
4.1. Економічне значення заходів щодо поліпшення умов і охорони праці	86
4.2. Розрахунок економічної ефективності від впровадження проектних заходів	89
4.3. Розрахунок економічної ефективності	90
ВИСНОВКИ	93
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	94

ВСТУП

В даний час одним з основних напрямків економічного і соціального розвитку України є збільшення обсягів видобутку вугілля, поліпшення його якості і підвищення ефективності роботи вуглевидобувної галузі. Для вирішення цих завдань, поряд з удосконаленням техніки і технології, необхідно реконструювати шахтний фонд в напрямку концентрації гірничих робіт, поліпшення планування підготовчих виробок з метою скорочення трудомісткості і вартості їх підтримки, підвищення ефективності роботи прохідницького і видобувного обладнання.

На Україні кам'яне вугілля є єдиною енергетичною сировиною, запаси якої досить великі. Видобування вугілля застосовується на багатьох промислових підприємств країни, велика частина яких відноситься до енергетики і металургії. У зв'язку з тим, що щорічно зростає потреба в електроенергії, зростає потреба і в вугіллі. Однак, в даний час, вугільна промисловість, також як і всі інші галузі, знаходиться в критичному стані. Незважаючи на світову кризу успіхи вугільної промисловості обумовлені технічним переозброєнням галузі, основою якого були: концесія, концентрація виробництва, комплексна механізація і автоматизація очисних робіт.

Головні цілі реструктуризації української вугільної промисловості: створення конкурентоспроможних підприємств, що забезпечують повне задоволення ринкового попиту і ринку збуту на високоякісну вугільну продукцію при послідовному зниженні державних дотацій, поліпшення безпеки робіт та екології.

Найважливішим завданням вугільної промисловості є подальше технічне переозброєння і реконструкція шахт Донбасу на базі передової техніки і технології видобутку вугілля і проведення гірничих виробок.

Високий рівень механізації, інтенсифікації та концентрації гірничих робіт, застосування все більш продуктивної і дорогої техніки, необхідність оперативного прийняття управлінських рішень для забезпечення достатньої організаційної надійності функціонування виробничого процесу, вимагають вирішення низки складних завдань, пов'язаних з обґрунтуванням економічно доцільного резервування виробничих потужностей, розробки нових методів і принципів організації праці і виробництва з урахуванням передового досвіду.

Метою роботи є розробка оптимальної системи інтенсифікації гірничих робіт при відпрацюванні запасів вугілля пласта I₅ "Солоний" шахти «Центральна» ДП «Торецьквугілля».

Для досягнення поставленої мета в роботі вирішенні наступні задачі:

- запропоновано технологічне рішення щодо відпрацювання пласта I₅;
- впроваджено систему дегазації крутих пластів;
- обґрунтовано методику визначення параметрів дегазації.

Практичне значення роботи полягає у запобіганні газодинамічних явищ, з яких прийняті найбільш раціональні та економічно вигідні для підприємства.

1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Місце розташування підприємства

Шахта «Центральна» заснована в 1860 році. Промислове освоєння шахтного поля розпочато ще в дореволюційний час. Розробка родовищ капітальними шахтами була розпочата наприкінці XIX століття, коли в 1897 році були закладені стовбури Центральний і Пугачівка колишнього Щербинівського рудника, нині шахти «Центральна».

Початок детального геологічного дослідження, як в районі, так і на площі шахтного поля належить групі геологів під керівництвом Л.І. Лутугіна. Геологічні роботи проводилися до 1963 року.

За адміністративним поділом територія шахти «Центральна» входить до складу міста Toreцьк Донецької області України.

У гірничотехнічному відношенні шахта є відокремленим підрозділом державного підприємства ДП «Торецьквугілля» міністерства палива та енергетики України. Промисловий майданчик шахти розташований безпосередньо в місті. Найближчими населеними пунктами є місто Горлівка і місто Костянтинівка. Шахта з'єднана залізничними гілками з ЦЗФ «Дзержинська» і залізничними станціями Кривий Торець і Магдалинівка.

Асфальтною дорогою шахта «Центральна» пов'язана з автомагістралями Артемівськ - Донецьк, Костянтинівка - Донецьк. Найближчими промисловими підприємствами є Дзержинська ЦЗФ, шахти Новодзержинська, Торецька, Північна, Нова, Південна.

Ділянка шахти «Центральна» розташована на південному схилі головного Донецького вододілу і представлений хвилястою степовою рівниною. Площа ділянки розташовується на правому схилі річки Кривий Торець.

Основною балкою ділянки є балка Шіпіткова зі своїми притоками, яка прорізає ділянку з північного сходу на південний захід.

Максимальна відмітка поверхні плюс 205 м приурочена до північної частини ділянки, звідки спостерігається зниження рельєфу на захід і південний захід до долини річки Кривий Торець. Найбільш низькі оцінки в заплаві річки Кривий Торець складають плюс 85 м.

Різниця відміток в межах ділянки становить 120 м. Головною водною артерією ділянки є річка Кривий Торець (права притока річки Казенний Торець, що впадає в річку Північний Донець), що протікає в західній частині ділянки, навхрест простягання порід. Живлення річки відбувається в основному за рахунок підземних вод і випадання атмосферних опадів.

Чималу роль в режимі річки грають також шахтні води шахт «Центральна» і Нова.

Балка Шіпіткова на своєму протязі приймає ряд джерел. Схили балки круті, асиметричні. Витрата балки Шіпіткова, у верхів'ї, після впадання її першого правого відрозу, становить 59,5 м³ / год.

Водотік балки утворюється за рахунок скидання шахтних вод і збільшується в періоди випадання рясних опадів. Витрата водотоку вод, що

скидаються балки Шіпіткова нижче за течією в одному кілометрі від терикону шахти ім. Держинського становить $155 \text{ м}^3 / \text{год}$.

Рослинність району порівняно бідна. На вододілах деревна рослинність відсутня крім насаджень лісозахисних смуг.

Описуваний район характеризується помірно-континентальним кліматом. Погода відзначається великою мінливістю і нерівномірністю з року в рік, як в відношенні теплового балансу, так і по відношенню до зволоження, з спекотним літом і холодною зимою.

Температура повітря в районі не опускається нижче мінус 35°C і не піднімається вище плюс 40°C , що становить характерну величину для помірно-континентального клімату даного району.

Середньорічна температура повітря коливається від плюс $7,7^\circ\text{C}$ до плюс $9,5^\circ\text{C}$. Максимум опадів за багаторічними спостереженнями відзначений в червні місяці (67 мм). Вітри, що панують в даному районі переважно східних румбів.

1.2 Геологічна характеристика шахтного поля

1.2.1 Структурна будова гірського масиву

В геологічній будові ділянки (шахтного поля) беруть участь відкладення середнього карбону, представлені свитами С52, С62, С72.

Кам'яновугільні відкладення покриті незначним чохлам четвертинних відкладень потужністю до 15 м , представлених жовтувато-бурими лісовидні суглинки, що переходять догори в ґрунтово-рослинний шар.

Літологічні породи середнього карбону представлені досить одноманітною товщею сланців, вапняків і вугілля.

Серед пісковиків мікроскопічно виділяються різниці від тонкозернистих до крупнозернистих.

Цемент пісковиків глинистий, кремнійовий.

Піщані сланці - щільні тонкослойні породи, що складаються з кварцу, польового шпату, кальциту.

Глинисті сланці - масивні породи від темно-сірого до чорного кольору з характерною сланцюватою структурою.

Вапняки карбону представлені малопотужними прошарками від декількох сантиметрів до $3-4 \text{ м}$, що залягають зазвичай в товщах піщаних або глинистих сланців і дуже рідко в пісковиках.

Іноді вапняки залягають в покрівлі вугільних пластів.

Кам'яне вугілля зустрічаються у вигляді пластів потужністю від $0,4 \text{ м}$ до $2,0 \text{ м}$.

1.2.2 Гдрогеологія шахтного поля

В межах шахти «Центральна» підземні води укладені в кам'яновугільних і четвертинних відкладеннях.

У обводнюванні гірничих виробок беруть участь водоносні горизонти, приурочені до тріщинуватих пісковиків і вапняків, розташованих в зоні впливу гірничих робіт кожного пласта.

Вироблення оцінюваних пластів, внаслідок крутого залягання порід і сталося за час експлуатації спрацювання статичних запасів підземних вод, обводнені в основному незначно $0,5-5,0 \text{ м}^3 / \text{год}$.

Згідно геологічного виміру повний водопритік води в шахту становить $235-250 \text{ м}^3 / \text{год}$. В тому числі:

ствол «Пугачівка» - $16,0 \text{ м}^3 / \text{ч}$

ствол №4 - $11,3 \text{ м}^3 / \text{ч}$

ствол «Центральний» - $5,9 \text{ м}^3 / \text{год}$

ствол «Новий» - $12,5 \text{ м}^3 / \text{ч}$

З метою безпечного ведення гірських робіт рекомендується розтин виробками порушених зон проводити з попередньою розвідкою їх випереджаючими свердловинами.

За хімічним складом шахтні води сульфатно-хлоридно-гідрокарбонатно-натрійові, рідше сульфатно-гідрокарбонатно-хлоридно-натрій-магнієві з величиною сухого залишку от 23 до $4,6 \text{ г} / \text{л}$. Загальна жорсткість води, коливається в межах від 5,2 до $37,8 \text{ мг екв} / \text{л}$, тобто води відносяться до жорстких і дуже жорстких, рідше до помірно жорстких. По водневому показнику рН 8,1-9,6 вони є слаболужними.

За змістом сульфатіонів води є сильно агресивними до бетонів нормальної щільності з нессульфатостійких цементів, вони сильно агресивні до сталевих конструкцій.

Для цілей іригації води не придатні.

1.2.3 Тектоніка шахтного поля

У структурному відношенні поле шахти «Центральна» розташоване в крайній північно-західній частині південного крила Головного антикліналі Донбасу. Головна антикліналь являє собою велику тектонічну структуру північно-західного простягання з крутими майже симетричними крилами.

Кути падіння крил антикліналі коливаються в межах $55-65^\circ$ для північного крила і $45-70^\circ$ для південного крила. Простягання порід на площі ділянки досить спокійне по азимуту $300-310^\circ$. Кути падіння порід коливаються в межах $60-30^\circ$. Виполажування пластів спостерігається у західній межі ділянок.

Південне крило, на якому антикліналі розташоване поле шахти, піддалося, мабуть, меншою деформації, що знайшло своє вираження в утворенні окремих роз'єднаних диз'юнктивів в місцях найбільших напруг. Один з цих диз'юнктивів - Головне насування - є природнім західним кордоном поля шахти «Центральна».

На поверхню насування добре простежується по виходах на денну поверхню пісковиків і вапняків.

Природнім східним кордоном шахти «Центральна» є Артемівський Недовго. Недовго має субширотне простягання з падінням площини на південь під кутом 50-55° до 100 м по горизонталі зону зминання порід.

Вертикальна амплітуда насування за даними гірничих робіт шахт ім. Держинського та ім. Артема становить 280-300 м. Крім великих вищеописаних тектонічних порушень на площі ділянки розвинена ціла мережа дрібних тектонічних розривів, більшість з яких відзначаються лише в гірських виробках.

Кам'яновугільні відкладення на площі ділянки шахти «Центральна» представлені свитами С52, С62, С72 середнього карбону містять сімнадцять вугільних пластів робочої потужності.

1.3 Гірно-технічні показники

1.3.1 Межі, розміри шахтного поля

Промислове освоєння шахтного поля розпочато ще в дореволюційний час. Розробка родовищ капітальними шахтами була розпочата в кінці ХІХ століття, коли в 1897 році були закладені стовбури Центральний і Пугачёвка колишнього Щербинівського рудника, нині шахти «Центральна».

Початок детального геологічного дослідження, як в районі, так і на площі шахтного поля належить групі геологів під керівництвом Л.І. Лутугіна. Геологічні роботи проводилися до 1963 року.

У 1963 році відповідно до плану геологорозвідувальних робіт по тресту «Артемвугілля», а також відповідно до заявки комбінату «Артемвугілля» були проведені геологорозвідувальні роботи на полі шахти ім. Держинського. У 1963 році був складений геологічний звіт з переоцінкою запасів вугілля по нових концепцій - по потужності і зольності. Межами шахтного поля по простяганню на заході є Головне насування, за яким знаходиться поле шахти Новодержинська, на сході - Артемівське насування - природна межа з шахтою ім. Артема.

За падіння: на півночі - по повстанню межа вугілля пласта k22, на півдні - з падіння проекція ізогіпс 1090 пласта m61-Н.

У встановлених межах розміри шахтного поля складають:

по простяганню - в середньому 5 км: на сході від 3,5 км по пласту k₂² до 1,5 м по пласту m₄⁰, на заході від 4 км по пласту m₃ до 1,25 км по пласту k₂², по падінню 1420 м.

1.3.2 Технічні показники шахти

Промислові запаси шахти на 01.01.19 р складають:

- на діючому горизонті 1146 м - 7.2 млн. тонн;

За умови підготовки і введення в роботу горизонту тисячі двісті шістьдесят шість м запаси на вищевказаному горизонті складуть 14,2 млн.т.

Розподіл запасів по пластах наведено в таблиці 1.1/

Таблиця 1.1 - Характеристика пластів на 01.01.19г значаться на балансі шахти

Индекс пласта	Марка вугілля	Геологічна потужність пласту, м	Проміслові запаси, тис. т.		
			Всього	Вскриті	Підготовленні до виемки
m ₃ Товстий	Ж	1.65	2846	1426	1197
l ₇ ^B Пугачівка	Ж	0.85	1771	966	840
l ₆ «Известнячка»	Ж	0.90	732	397	0
l ₅ «Соленый»	Ж	0,60	982	459	0
l ₃ Мазурка	Ж	0.90	1293	702	546
l ₂ ¹ Кирпичівка	Ж	1.02	2058	1170	0
l ₁ «Мазур»	Ж	0,48	406	177	0
k ₈ «Каменка»	Ж	1,0	1581	712	314
k ₇ Александрівський	Ж+К	0,82	737	392	0
	Ж	0,82	251	248	0
	К	0,82	486	144	0
k ₅ «Великан»	Ж+К	0,61	790	492	0
	Ж	0,61	53	53	0
	К	0,61	737	439	0
k ₃ «Дерезовка»	К+ОС	1,80	1600	840	0
	К	1,80	1217	828	0
	ОС	1,80	383	12	0
k ₂ ² «Золотарка»	К+ОС	0,65	440	254	0
	К	0,65	137	136	0
	ОС	0,65	303	117	0
Всього	Ж+К+ОС		15183	8938	2897
	Ж		11927	6261	2897
	К		2577	1548	0
	ОС		686	129	0

Проектна потужність, тис. Т / рік – 500.

Виробнича потужність на 01.01.19 р., Тис. Т / рік – 300.

Очисні роботи ведуться на горизонтах 1146 м, горизонт - 1026 м - вентиляційний.

Шахта небезпечна за вибухами кам'яновугільного пилу, пласти схильні до гірничих ударів. Категорія шахти за метаном - небезпечна за раптовими викидами вугілля, породи і газу.

1.3.3 Схема розтинку шахтного поля

Шахтне поле шахти ім. Дзержинського розкрито 4-ма вертикальними стволами «Центральний», «Новий», «Пугачівка» і стовбур № 4 і поверховими квершлагами на горизонтах 155 м, 220 м, 315 м, 435 м, 516 м, 616 м, 716 м, 816 м, 916 м, 1026 м, 1146 м.

Вироблення білястволового двору гір. 516 м використовуються для обслуговування перекачувальних водовідливного комплексу.

Очисні роботи ведуться на горизонтах 1146 м, горизонт - 1026 м - вентиляційний.

Стовбур «Центральний», діаметр 5,1-6,0м, пройдений до горизонту 1026 м, обладнаний двох клітьового підйомом і призначений для виконання допоміжних операцій і подачі в шахту свіжого струменя повітря. Закріплений бетоном.

Стовбур «Новий», діаметр 5,1-6,0м, пройдений до горизонту 816 м, обладнаний двох скіповим підйомом для видачі породи і двох клітьового підйомом. Закріплений бетоном, цеглою і бетоніту.

Стовбур «Пугачівка» пройдено до горизонту 1146 м, обладнаний двох скіповим підйомом для видачі вугілля і породи. Діаметр стовбура 8,0 м. Кріплення стовбура бетон, залізобетон.

По стовбуру виводиться вихідний струмінь повітря.

Стовбур № 4 пройдений до горизонту 1146 м, діаметр стовбура - 8,0 м. Стовбур обладнаний двома багатоклітинними машинами для двох клітьового і одноклітьового підйомів. Закріплений бетоном і залізобетоном. Стовбур призначений для спуску в шахту людей, лісу, негабаритних матеріалів, видачі породи в вагонетках, по стовбуру надходить в шахту свіже повітря.

Горизонт 1026 м розкритий трьома вертикальними стволами № 4, «Центральним», «Пугачівка» і поверховими квершлагами.

Горизонт 1146м розкритий двома стовбурами № 4, «Пугачівка» і поверховими квершлагами.

На горизонті 1146 м в пристовбуровому дворі знаходиться комплекс виробок, що забезпечують роботу головного водовідливу і чистку зумпфа «Пугачівка» і водозбірників. На шахті прийнятий поверховий спосіб підготовки.

Схема розтину показана в графічній частині на аркуші №1.

1.3.4 Вентиляція шахти

Шахта «Центральна» надкатегорійна. На шахті прийнята центральна схема провітрювання, спосіб провітрювання всмоктуючий. Свіжий струмінь надходить по стовбурах «Центральний» до стовбура № 4, що виходить виводиться по стовбуру «Пугачівка».

Відпрацьоване повітря з шахти видається вентилятором головного провітрювання ВЦД-47У з синхронними двигунами МС-324-13 / 10 потужністю 1970 Квт 300 об / хв на напругу 6000 Вт, встановленим на поверхні біля вентиляційного ствола Пугачівка.

Другий вентилятор ВЦД-47У - резервний. Робоча продуктивність вентилятора головного провітрювання ВЦД-47У на даний момент складає 18,5 тис.м³ / м. Провітрювання всіх виїмкових дільниць – виконується за принципом повернення.

Кількість повітря, що подається в шахту відповідає $255 \text{ м}^3 / \text{с}$ - витрата повітря для провітрювання шахти розрахований згідно з формою 8.1. «Керівництва з провітрювання і вентиляції вугільних шахт».

Кількість повітря для провітрювання виїмкових дільниць прийнято максимально-можливим за пропускною спроможністю механізованих кріплень. На всіх пластах передбачається підсвіження струменем, що виходить із підготовчого вибою, що передається по свердловині на вентиляційний горизонт, що забезпечує також поліпшення температурних умов в лаві за рахунок подачі по пластовому штреку додаткової кількості повітря і виведення в підготовчий забій повітря, минаючи лави.

Температура повітря на глибині 1026 м - $27-33 \text{ }^\circ\text{C}$.

Струмінь який виходить із очисних вибоїв по пластовим вентиляційним штреками, через задні промквершлагі надходить на польові групові штреки, головний квершлаг і потім в навколостовбурний двір. 1026м, звідки видається на поверхню по стовбуру «Пугачівка». Стовбур «Центральний» за умовами вентиляції нейтральний.

Провітрювання зарядної камери і складу ВМ здійснюється відокремленим струменем за рахунок загальношахтної депресії. Провітрювання підготовчих виробок проводиться вентиляторами місцевого провітрювання ВМП-6.

Вихідний струмінь виводиться на вентиляційний горизонт 1026 м.

1.3.5 Шахтний підйом

Головний стовбур "Пугачівка" призначений для видачі вугілля і породи на поверхню:

вугілля (гірська маса) - 2940 т / добу;

порода (видача і після дроблення спуск в шахту) - 1400 т / добу обладнаний односкіповим з противагами підйомами. За проектом буде обслуговувати шахту до гор.1386 м.

Допоміжний стовбур № 4 призначений для спуску-підйому людей і виконання допоміжних операцій подачі в шахту свіжого повітря, обладнаний двоклітьовим і одноклітьовими з противагою підйомами. За проектом буде обслуговувати шахту до гор.1386м.

Стовбур "Центральний" призначений для подачі в шахту свіжого повітря і виконання допоміжних операцій, обладнаний двох-клітьовим підйомом обслуговує шахту до гір. 1026 м.

Стовбур «Новий» пройдено до глибини 816 м і в даний час не діє. Згідно з проектом «Дніпрогшахт» стовбур підлягає ліквідації, тобто надшахтні будівлі і споруди ліквідовуються, а сам стовбур засипається породою.

1.3.6 Шахтний транспорт

Для доставки вугілля від вантажних пунктів і лав до білястовбурового двору прийнятий локомотивний транспорт. Як локомотивів на горизонті 1146

м. Прийняті акумуляторні електровози типу 2АМ-8Д на ширину колії 900 мм зі зчіпною вагою 8 тонн.

Вугілля з вантажних пунктів горизонту 1146 м завантажується в шахтні вагонетки з глухим кузовом ВГ-3,3, якими доставляється до білястовбурового двору електровозами. Для настільки рейкового шляху застосовуються рейки типу Р-24. На дільничних відкотних штреках в районі лави обмін вагонеток (навантажених на порожні) проводиться маневровими лебідками типу ПМЛ, ШМП-10 .. Порода з підготовчих вибоїв транспортується до білястовбурового двору в вагонетках ВГ-3,3.

Для транспортування подрібненої породи у горизонтальних виробках вентиляційного горизонту від навантажувального пункту біля стовбура «Центральний» до розвантажувальних пунктів у лав прийняті вагонетки типу ВГ-1,6 і вибухобезпечні акумуляторні електровози АР87-600. склад поїзда приймається за умовою гальмування навантаженого поїзда на максимальному ухилі.

Для обслуговування і зарядки акумуляторних батарей - 7 електровозів в пристовбуровому дворі горизонту 1146 м споруджено електровозне депо, що складається з зарядної перетворювальної підстанції та ремонтної майстерні для проведення огляду та дрібних поточних ремонтів електровозів, обладнана оглядовою ямою, підйомними пристосуваннями під нею, слюсарними верстатами.

На поверхні вугілля транспортують вантажними автомобілями, а також в залізничних вагонах. Породу складають в породних відвалах.

1.3.7 Споживачі і вимоги до якості корисної копалини

Потенційні споживачі - це коксохімічні заводи і збагачувальні фабрики, наприклад: ЦЗФ «Калінінська» м. Горлівка, ПрАТ «Михайлівське» Луганська область.

Основна маса вугілля, що видобувається надходить на Дзержинський ЦЗФ.

Вимоги споживача (ЦЗФ):

Зольність - до 37,5%, межа 45,0%;

вологість - 7,5%, межа 9,0%;

вміст сірки - 3,0%, межа 3,6%;

вихід летючих речовин 36%.

клас крупності від 0 до 200 мм, клас + 100 мм піддається дробленню на технічному комплексі.

1.3.8 Спосіб підготовки та порядок відпрацювання запасів у шахтному полі

Місця закладення групових штреків забезпечують задовільніший їх стан. Порядок відпрацювання пластів на діючих горизонтах прямий (від стовбурів до кордонів шахтного поля) з відкаткою вантажів на задні і передні проміжні квершлагоу. Порядок відпрацювання пластів в групах -

першочергове виїмка захисних з подальшою розробкою робочих пластів, як правило, в низхідному порядку.

Відстань між промкверштагами 300-500 м.

1.3.9 Система розробки і очисні роботи.

Шахта відпрацьовує круті пласти з кутом падіння 56° - 62° .

Пласт m_3 Товстий - захід і схід горизонт 1146 м відпрацьовується по стовпової системі розробки короткими панелями по падінню шириною 45-55 м з виїмкою вугілля щитовим агрегатом 2АНЩ. Управління покрівлею в лаві здійснюється повним обваленням на щитову кріплення 2АНЩ.

Пласт l_7^B Пугачівка - схід горизонт 1026 м відпрацьовується стелеуступами з косим розташуванням кута, під кутом 45 градусів. висотою 14-16 м кожен з виїмкою вугілля на відбійний молоток. Управління покрівлею в лаві здійснюється утриманням на дерев'яних переносних вогнищах в режимі граничних прольотів. Величина граничних прольотів прийнята відповідно до інструкції «Круті пласти. Управління гірським тиском на великих глибинах ...» ДонНДІ 1997 року та становить 20-25 м.

Як призабійне кріплення застосовується індивідуальні забійникові кріплення: два обабіч по покрівлі, два - по ґрунті з установкою під них шести стійок, затягування прокладаються по покрівлі і по ґрунті в кількості п'яти штук на комплект кріплення (2,0 x 0,9) м.

В якості спеціальної кріплення застосовуються багаття зі стійок шпальних форми (стійка діаметром 20 мм, розпиляна навпіл). Відстань між багаттями: по падінню 4,0 м, по простяганню - 2,7 м, рахуючи по осях.

Пласт k_8 Кам'янка - схід горизонт 1146 м відпрацьовується за допомогою щитового агрегату 2АНЩ. Управління покрівлею здійснюється повним обваленням на щитову кріплення 2АНЩ.

Пласт l_3 Мазурка - схід горизонт 1026 м відпрацьовується стелеуступом забоем з виїмкою вугілля на відбійний молоток. Висота уступів 10-12 м. Управління покрівлею в лаві прийнято утриманням на дерев'яні не переносних вогнищах з керуванням покрівлею в режимі граничних прольотів висотою 20-25 м, прийнятих відповідно до вищевказаної інструкцією.

1.3.10 Проведення підготовчих і нарізних виробок

Підготовчі виробки проводяться за допомогою БПР, відбиту породу вантажать за допомогою породовантажних машин ППН5-П і ППН-1С в порожні вагонетки ВГ-3.3 і далі транспортується до стовбура, де видається на поверхню. Середня швидкість посування вибоїв в межах 1,7 - 1,8 м / добу. Площа перерізу виробок у проходці - 12,3 м², у світлі - 9,8 м². Буріння шпурів здійснювати перфораторами ПП-54. Установка рам металокріплення в штреку виробляється через 0.5м по простяганню, вважаючи по осях. Щільність кріплення обрана відповідно до Інструкції «Круті і крутопохилі вугільні пласти, управління гірським тиском і кріплення в очисних і підготовчих виробках на великих глибинах» (надалі «Інструкція» При зменшенні перетину штреку до 6.0м², проводиться його ремонт за окремим

паспортом або заходам. Кріплення штреків – метало-арочне податливе кріплення АП-11.2. Штреки проводяться по пласту вугілля з присічки порід покрівлі і ґрунту. Виїмка вугілля в забої штреку здійснюється на ОМ.

1.3.11 Енергопостачання шахти

В даний час підземні електроприймачі загальною потужністю близько 3500 кВт, зосереджені в пристовбурових дворах горизонтів 516м, 816м, 916м, 1026м, 1146м та отримують електроенергію з поверхні при напрузі 6 кВ по 4 кабелям марки СК 6000.

У підстанціях встановлені комірки 6 КВ, серія РВД6, УРВ6 //, в розподільних пунктах 380В, застосовані фідерні автомати АФВ-1а, АФ-2А, магнітні пускачі ПМВ-4.

Підземні електроприймачі отримують харчування за чотирма кабелям, покладеним в трьох стовбурах, з них два кабелі в стовбурі «Пугачівка».

Комплексна електрифікація очисних і прохідницьких вибоїв вносить в систему підземного електрообладнання значні зміни. Для зниження величини ємнісних в підземній мережі 6 кВ. і локалізація шкідливих впливів на підземну мережу небезпечних режимів мережі, на поверхні шахти прийнято відокремлений харчування за двома електричним пов'язаних один з одним струмів енергії: один для ділянок та іншої для окоlostвольних дворів.

Пристрій відокремленого харчування і розділення потоків енергії по стовбурах виконується в підстанції № 4 на поверхні.

Пересувні дільничні підстанції напругою 6 / 0,7 КВ розміщується на відкаточному штреку у промквершлагів.

Розрахунок їх потужності виконаний за допомогою коефіцієнтів попиту за методикою Центрогіпрошахта.

У підземних підстанціях застосовані вибухобезпечні осередку ЯВ-6400, рудничні автомати й пускачі. Все РПП 660В на ділянках обладнуються апаратурою з швидкодіючої комунікацією аварійних доків.

У стовбурі «Центральний» прокладені додатково два кабелі для харчування дільничних навантажень.

ЦПП горизонту 1146м блокується з камерою водовідливу. У ЦПП встановлені два трансформатори 6,07 кВ, що забезпечує безперебійність роботи шахти і безпеку праці. РПП 6 кВ для насосів теплообмінників споруджено в блоці з насосної. Стационарна мережа виконується кабелями СБВШ.

До пересувних підстанцій прокладені кабелі ЕОТ-6000.

У шахті передбачена загальна мережа заземлення всіх підземних електроустановок. В даний час шахта отримує електроенергію від головної понижувальної підстанції «Дзержинка» 35/6 кВ, Донбасенерго, розміщеної поблизу проммайданчика шахти. На підстанції встановлено два трансформатори 31,5 МВА.

На шахті також застосовується пневмоенергії. Компресорна станція шахти розташована в двох блокованих будинках. В одному блоці

розташована мережа поршневих компресорів паспортної продуктивністю на 100 м³ / хв; в іншому блоці шість турбокомпресорів К-250-61-1.

В роботі постійно знаходиться 4-5 турбокомпресорів і 5 поршневих турбокомпресорів. Компресорний парк шахти значною мірою амортизований, внаслідок чого компресори не дають номінальної паспортної продуктивності. Так за даними обстеження, встановлено, що поршневі компресори на номінальному режимі забезпечують не більше 80-85 м³ / хв і турбокомпресори К-250-61-1 до 200 м³ / хв або на 20% менше паспортної продуктивності.

В даний час на шахті ведеться монтаж двох турбокомпресорів К-500-61-2. повітря в шахту надходить по трьом ставити. Два трубопроводу покладені в стовбурі «Пугачівка». Один Д-400 до горизонту 816м і один Д-300 до горизонту 916 м.

Один трубопровід Д-300 прокладений по стовбуру «Центральний» до горизонту 716 м, а далі по стовбуру «Новий» з горизонту 716 м до горизонту 816м, 916 м, 1026 м, 1146 м. Основним видом енергії для ведення очисних і підготовчих робіт при відпрацювання горизонту 1026 м є електроенергія.

1.3.12 Організація робіт на гірничому підприємстві

У 2019 шахта працювала 300 днів з видобутку вугілля і проведення гірничих виробок.

Режим роботи:

- число робочих змін з видачі вугілля з шахти - 3;
- число робочих змін з видобутку вугілля - 2;
- число робочих змін з проведення гірничих виробок - 3;
- число ремонтно-підготовчих змін - 1;
- виконання заходів з нагнітання води в пласт (для боротьби з викидами, гірськими ударами, пиловиділенням) - 1
- тривалість зміни для підземних робітників - 6 годин, а для робітників поверхні 8 годин.

1.3.13 Охорона навколишнього середовища

Для боротьби з внесенням шкідливих домішок в атмосферне повітря необхідно налагодити дійову провітрювання підземних гірничих виробок, щоб що йде з шахти струмінь повітря мала санітарно-допустимі норми вмісту шкідливих домішок; своєчасно гасити породні відвали, ПТЕ §574, 575, 576, 577.

З метою запобігання викидам забруднених речовин стаціонарних джерел в атмосферу понад гранично допустимих норм повинні застосовуватися спеціальні заходи, погоджені з місцевими органами держсанепіднагляду і охорони навколишнього природного середовища.

Технологічні комплекси шахт, які є джерелом забруднення атмосфери повинні бути обладнані організованою аспіраційною системою і подальшої очисної запиленого повітря.

Викиди котельних агрегатів повинні очищатися від шкідливих компонентів в газоочисних установках.

Заходи щодо захисту атмосфери від забруднення промисловими скидами шахти повинні забезпечувати зниження концентрації шкідливих газів в атмосферному повітрі до гігієнічних норм, ПБ п. 8.5.4., 8.5.5.

Охорона ґрунту для вугільних підприємств проявляється в: залишення охоронних ціликів; застосуванні відповідних систем розробки, певного порядку і способу виїмки, які передбачають плавне опускання охоронюваних об'єктів. Важливим фактором охорони земельних угідь є безвідходна технологія робіт і рекультивация землі ПТЕ §578,579.

Поверхневі комплекси шахт повинні займати мінімально можливі площі і не забруднювати прилеглі землі вугільної та породної пилом, шахтними водами і відходами виробництва.

Порушені землі в результаті ведення гірничих робіт повинні відновлюватися і передаватися землекористувачу, ПБ п. 8.5.17.

Під час ведення гірничих робіт на шахті повинні застосовуватися спеціальні заходи по збереженню водних басейнів і рельєфу місцевості.

Вода відкачується їх шахт, шлакові води, перед скиданням їх в гідрографічну мережу підлягають очистці та знезараженню, згідно з вимогами законодавства про охорону навколишнього природного середовища, ПБ п. 8.5.2.

Вода, відкачувана з шахт на поверхню повинна піддаватися фізико-хімічної й бактеріологічної аналізу не рідше 1 разу на квартал. У разі виявлення в шахтній воді шкідливих домішок, повинні здійснюватися заходи, що забезпечують очищення і знешкодження води, узгоджені з органами санітарного нагляду.

Очищення і освітлення води проводиться на поверхні шахти в спеціальних відстійниках і хлораторних. Прогресивним є замкнутий вир ПТЕ §567, 573.

1.4. Аналіз стану охорони праці та виробничого середовища

Умови роботи, шкідливі виробничі фактори

- метеорологічні умови праці на основних ділянках (температура, вологість і швидкість руху повітря на робочих місцях), таблиці 1.2.

- запиленість повітря (основні джерела, концентрація найбільш несприятливих за пиловим чинником ділянках і робочих місцях, характеристика пилу, групи пластів за пиловим чинником), таблиці 1.3.

Таблиця 1.2 - Показники умов роботи

Ділянка	Температура повітря (сухого і вологого термометра)		Відносна вологість, %	Швидкість руху повітря, м/с
ГРОЗ	27,2	25,0	82	2,50
ГПУ-2 (Проходчик)	27,2	25,0	82	0,40

№2 (ГРП підземний)	24,8	22,6	82	1,25
МДР ГШО (ГРП підземний)	25,0	22,8	82	1,15
ВШТ-1 (ГРП підземний)	24,6	22,6	83	2,50
КТ (ГРП підземний)	26,4	24,0	83	1,20
№1 и №2 (Машиніст гірних виемкових машин)	26,2	24,0	82	2,50

Таблиця 1.3 – Запиленість

Ділянка	Назва речовини, яка визначається	Концентрація, мг/м ³	Гранично-допустима концентрація, мг/м ³
Видобувні ділянки	Вуглецю пилу: в) Вуглецеві пили зі складом вільного діоксиду кремнія до 5% $C_{cp} = 125,3$ IV клас Ф.д.	125,63 130,10 120,17	10
МДР ГШО	Вуглецю пилу: в) Вуглецеві пили зі складом вільного діоксиду кремнія от 5% до 10% $C_{cp} = 4,77$ III клас Ф.д.	4,61 4,77 4,94	4
ВШТ-1	Вуглецю пилу: в) Вуглецеві пили зі складом вільного діоксиду кремнія от 5% до 10% $C_{cp} = 5,98$ III клас Ф.д.	6,01 5,71 6,21	4
КТ	Вуглецю пилу: в) Вуглецеві пили зі складом вільного діоксиду кремнія от 5% до 10% $C_{cp} = 7,67$ III клас Ф.д.	7,47 7,67 7,87	4
ГПУ	Вуглецю пилу: в) Вуглецеві пили зі складом вільного діоксиду кремнія от 5% до 10% $C_{cp} = 119,38$ III клас Ф.д.	123,19 115,74 119,21	4

2. ПРОЕКТУВАННІ ОПТИМАЛЬНОЇ СИСТЕМИ ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ГІРНИЧИХ РОБІТ

2.1. Пропозиції по технологічному рішенню розтину і підготовки пласта I₅ "Солоний"

2.1.1. Геологічна характеристика пласта і бічних порід

Потужність пласта:

Геологіческая - 0,56-0,63м

Корисна - 0,56-0,63м

Виймаємо - 0,56-0,63м

Кут падіння пласта 56-62°. Виположування відбувається в західному напрямку.

Вугільний пласт I₅ - "Солоний" на всьому протязі виїмкової поля має просту будову складається з однієї пачки вугілля полублестящей шаруватого з включенням лінз сірчастого колчедану, крихкого, трещиноватого Азимутная кліважних тріщин 120-160.

Контакт пласта з бічними породами чіткий. Періодично в покрівлі вугільного пласта залягає у вигляді лінз глинистого сланцю, оконтуренная з боку вищого масиву 2-3-х см. Шаром вугілля, обрушається під час виїмки на потужність до 5 см. Має локальне поширення і прогнозування не піддається.

Фортеця вугілля за шкалою професора Протодьяконова 1,0 - 1,2, об'ємна вага 1,3-1,4 т / м³.

Гіпсометрія пласта спокійна. Вугілля коксівне, марка Ж. Природна метановість 11,9 м³ / т Г.М., вихід летючих речовин 34,0 - 34,8.

Пласт небезпечний щодо раптових викидів вугілля і газу, до самозаймання не схильний, до обвалення не схильний, небезпечний по вибуховості вугільного пилу, де існує загроза до гірським ударам.

Покрівля. У покрівлі вугільного пласта I₅ на всьому протязі виїмкової поля залягає глинистий сланець, шаруватой текстури, межслоевой зв'язок слабка, тріщинуватий, азимут падіння кліважних тріщин 230-280 кут падіння 55-80. Частота тріщин через 3-5 см. стиснення = 129-187 кг / см². Категорія безпосередньої покрівлі по стійкості - II, основний - по обрушаємості - II. Потужність шару більше 7-8 м., Фортеця - f = 5. Чіткого розмежування між основною і безпосередньою покрівлею немає, вони представлені однією литологіческой площиною.

Грунт. У ґрунті вугільного пласта - I₅ залягає сланець піщано-глинистий (піщаний) грудкуватой текстури, тріщинуватий, різноспрямований нестійкий, схильний до здуття і сколювання стиснення = 239кг / см². Категорія ґрунту по стійкості II. Потужність шару до 3,0 м., Фортеця f = 5-7.

Періодично в середній частині описуваного інтервалу залягають пісковики у вигляді лінз протяжністю до 60 по простяганню.

Нижче сланцю піщаного залягає сланець глинистий потужністю 1,6-3,4 м, тріщинуватий, нестійкий. У прикровельной частини шару залягає вугільний пласт потужність 10-12 см, пропонує полусажістим слабким вугіллям, в західному напрямку виклінається, стиснення = 354 кг / см².

У ґрунті сланцю глинистого залягає піщаник дрібнозернистий масивної текстури, слабо тріщинуватий, міцний, небезпечний за раптовими викидами породи та газу стиснення 1043 кг/см^2 , потужність шару більш 10 м.

З 2300 м лава буде відпрацьовувати в межах II Держинської регіональної прогностичної викидонебезпечної зони, де можлива газодинамічна активність пласта I_5 .

З 2760 лава буде відпрацьовуватися в зоні підвищеної тріщини масиву і підвищеної газодинамічної активності пласта I_5 в зоні впливу головного насування.

Газодинамічна активність при переході вище розташованими горизонтами даного інтервалу не спостерігається.

2.1.2. Вибір і обґрунтування способу підготовки виїмкової ділянки

Підготовка виїмкової ділянки - один з основних питань планування гірничих робіт. Від правильного вирішення цього питання залежить обсяг проведення підготовчих робіт, витрати на підтримку виробок, раціональність схем транспортування вугілля, породи і матеріалів, схем провітрювання, дегазації пластів, а отже і безпеку робіт. Спосіб підготовки повинен вибиратися, виходячи з кількості пластів, порядку їх відпрацювання, газоносності, викидонебезпечності і пожежонебезпеки, концентрації робіт, поліпшення умов провітрювання очисних і підготовчих виробок.

В цілому, по шахті, відповідно до § 96 ПТЕ, приймаємо поверховий спосіб підготовки шахтного поля з низхідним порядком відпрацювання поверхів.

З огляду на те, що відстань між пластами I_6 - "вапнички" і I_5 "Солоний" становить по нормалі в середньому 12 метрів, пропонується застосувати групову підготовку цих пластів. Для забезпечення кращої стійкості груповий вироблення пропонується проводити групові штреки по порожніх порід в ґрунті пласта I_5 "Солоний" на відстані від нього 15 метрів. В цьому випадку групові штреки (відкаточний і вентиляційний) будуть розташовуватися в стійких міцних породах, поза зоною впливу очисних робіт. Групова підготовка пластів скорочує кількість і протяжність підтримуваних виробок, підвищує ефективність роботи транспорту, зменшує виток повітря, покращує умови провітрювання виїмкових ділянок, згідно ПТЕ § 157, 158.

2.1.3. Визначення оптимального розміру виїмкового поля

Розмір виїмкової ділянки (відстань між проміжними квершлагами) впливає на техніко-економічні параметри ділянки, тому необхідно в даному розділі визначити його оптимальні розміри, що дуже важливо при груповій розробці пластів. Зі зміною довжини виїмкового поля, одні витрати, віднесені до 1 т. Його запасів, зростатимуть, інші - зменшуватися, а треті - залишаться незмінними. Отже, при деякій довжині виїмкового поля сумарні питомі витрати будуть мінімальні. Та довжина, при якій забезпечується мінімум питомих витрат, є оптимальною. Рішення завдання зводиться до складання

економіко-математичної моделі як функції змінної $S_{ВП}$, при якій забезпечується мінімум функцій, тобто

$$\sum C = \frac{\sum K + \sum R + \sum G}{Z_{ВП}} = f(S_{ВП}) \rightarrow \min$$

де: $\sum K + \sum R + \sum G$ - сумарні витрати на проведення виробок, їх підтримку і транспорт вугілля в межах виїмкової поля, грн. ;

$Z_{ВП}$ - запаси виймальних поля, т.

Для визначення оптимального розміру виїмкового поля використовуємо в розрахунках наступні дані:

□ Система розробки - стовпова з відкаткою вантажу на передній проміжний квершлаг;

□ Кількість розроблюваних пластів у свиті - 2;

□ Їх потужність $m_1 = 0,63$ м і $m_2 = 0,7$ м;

□ Кут падіння пласта $\alpha = 56$ град., Середня щільність вугілля $\rho = 1,38$ т / м³.

□ Відстань між пластами по нормам $A_{1-2} = 12$ м; груповий штрек розташований в ґрунті свити на відстані $L' = 15$ м від нижнього шару.

□ Бічні породи пластів - середньої стійкості;

□ Площа поперечного перерізу транспортних штреків $S_{тр} = 9,8$ м², вентиляційних - $S_{шт.в} = 10,4$ м², проміжних квершлагів - $S_{кв} = 10,4$ м², групового відкатувального штреку $S_{гр.шт.} = 13,0$ м², групового вентиляційного штреку $S_{шт.в} = 10,4$ м².

Вид кріплення виробок - триланкову металеві арки

□ Річне посування очисних вибоїв $V_{оч} = 360$ м / год, швидкість проведення пластових штреків $V_{п} = 440$ м / рік;

□ Похила висота поверху $HE = 144$ м;

□ Довжина крила шахтного поля $L_{кр} = 1500$;

□ Глибина розробки $H = 1146$ м;

□ Транспорт по всьому виробках - електровозного;

□ Добовий видобуток шахти за проектом АСУТ = 2000т.

Оптимальний розмір виїмкового поля визначимо за формулою:

$$S_{ВП.оп} = \sqrt{\frac{2 \cdot (\sum K_{КВ} \cdot l_{КВ} + \sum K_{СБ.В} \cdot H_{ЭТ})}{\frac{\sum r_{Ш.ТР} + \sum r_{АШ.В.}}{V_{П}} + \frac{\sum r_{Ш.ТР} + \sum r_{АШ.В.}}{V_{Оч}} + H_{ЭТ} \cdot \sum P' C \cdot (q_{2Ш.ПЛ} + q_{2Ш.ГР})}}$$

де:

$l_{КВ}$ - довжина промквершлягу, м.

$$l_{КВ} = \frac{a_{1-2}}{\sin \alpha} + l_3 + l'_{КВ} = \frac{12}{0,766} + 13 + 15 = 39 \text{ м}$$

Спосіб проведення виробок характеризується технікою робіт (відділенням вугілля і породи від масиву), яка залежить від фізико-механічних властивостей порід, що вміщують, площі поперечного перерізу і довжини виробки.

Спираючись на гірничо-геологічні умови, в яких проводяться підготовчі виробки, проектом передбачається комбінована технологія, що

включає в себе попереднє вибурювання вугілля і комплекс буропідричних робіт по породному забою. Буропідрична технологія є універсальною, а по міцних породах єдино можливою. При цьому безпеку робіт досягається дотриманням вимог ПБ і ЄПБ, при вибухових роботах. Вибурювання вугілля дозволяє механізувати процес відділення вугілля від масиву.

Проектовану вироблення проводимо вузьким забоєм, що забезпечить більш стійкий стан і досить високі темпи проходки.

Ефективність БПР залежить від правильності вибору засобів механізації та оптимальних параметрів буропідричних робіт, місячне посування прохідницького вибою приблизно 55-65 м / міс.

Для буріння шпурів і вибурювання вугілля застосовуємо бурильну установку БУ1Б. Бурильна установка БУ1Б призначена для обертально-ударного буріння шпурів в забоях виробок горизонтальних, з поперечної площею перетину 6-19м² в породах з $f = 16$. Бурильна установка, працює на пневмоенергії.

Паспорт БПР складається для кожного забою на підставі пробного підривання відповідно до § 128 ЄПБ.

Грунтуючись на проведення вироблення за змішаним забоєм в газовій шахті приймаємо як вибухова речовина «Амоніт Т-19», IV класу § 223 ЄПБ. Спираючись на електричний спосіб підривання є єдиним в газовій шахті, як засіб висадження приймаємо електродетонатори уповільненого дії, запобіжного типу ЕДКЗ-ПМ § 222 ЄПБ.

Як засіб ініціювання вибираємо електродетонатори ЕДКЗПМ, характеристика якого наводиться нижче.

Для навантаження підриваної гірничої маси приймаємо породонавантажувальні машину 1ППН-5П. Вона призначена для навантаження розпушеному гірської маси при проведенні підготовчих виробок буропідричним способом в породах з $f = 16$. Машина призначена для роботи у виробках з $S_{св}$ рівною не менше 7,5м².

Прохідницькі роботи ведуться в підготовчих забоях на ділянках №71, 72, 41, 42, 65, 95, 81.

При цьому, в цілому по шахті приймається поверховий спосіб підготовки шахтного поля з низхідним порядком відпрацювання поверхів, як найбільш раціональний при відпрацюванні проєктованих пластів і відповідний вимогам ПТЕ § 96, 20, 21, 23, 25 і ПБ п.1.1.6.

2.1.4. Вибір системи розробки

На вибір системи розробки впливає велика кількість чинників, основними з яких є форма родовища і наявність геологічних порушень, потужності пластів, кут падіння, властивості бічних порід, взаємне розташування пластів у свиті, газоносність родовища, і ряд інших.

З огляду на, що прийнята система розробки повинна відповідати вимогам ПТЕ § 10, 79, 80, забезпечувати концентрацію виробництва, впровадження комплексної механізації, зниження собівартості видобутку

корисних копалин і найголовніше, безпечних умов праці, вибір цієї системи в першу чергу падає з позиції безпеки.

Спираючись на прийнятий спосіб підготовки виїмкової ділянки в розглянутих умовах можливе використання стовпової системи розробки з відкаткою вантажу на передній проміжний квершлаг, достоїнствами якої є:

- швидке введення лави в експлуатацію;
- малі капітальні витрати на введення в експлуатацію поверху;
- простота провітрювання підготовчих виробок;
- можливість відпрацювання захисних пластів.

Прийнята система розробки повинна відповідати вимогам ПБ п.2.4.6.

2.1.5. Механізація робіт на ділянці

Для підвищення навантаження на очисний вибій передбачаємо переобладнання молоткової лави, тобто її механізацію.

Обрана механізація повинна відповідати вимогам ПБ п. 1.2.4., 2.3.8., 2.3.9., 2.3.3. і ПТЕ § 108, 109, 126, 132. З огляду на те, що проєктований пласт є крутопадаючим, механізація очисних робіт повинна відповідати куту падіння. На вибір комбайна також впливає і потужність пласта, яка для проєктованого пласта дорівнює 0,63 -1,6м.

Для цих умов доцільно запропонувати таку механізацію: для виїмки вугілля в комбайнової частини лави - комбайн "Пошук-2", для транспортування комбайна вздовж лави - маневрова лебідка ЛГКН; для виїмки вугілля в уступах і паралельної - відбійний молоток МО-8, для проведення виробок - породонавантажувальна машина 1ППН-5П і бурильна установка БУ-1М. Для здійснення транспортних операцій проєктом пропонується локомотивна відкочування з використанням акумуляторних електровозів АМ-8Д і вагонеток з глухим кузовом ВГ-1,6. Маневрові операції пропонується здійснювати за допомогою маневрових лебідок ЛМП-10.

Технічна характеристика комбайна "Пошук-2"

Виймаємо потужність, м 0,44-0,76
Кут падіння пласта, град. понад 350
Ширина виймаємо смуги вугілля, м. 0,9
Потужність пневмодвигуна, кВт. 60
Маса, кг. 3990

Технічна характеристика маневрової лебідки 1ЛГКНМ - 2

Число барабанів 2
Тягове зусилля на канаті, кН:
робочому 115
запобіжному 15
Основні розміри, мм:
довжина 3185
ширина 700
висота 1066

Робоча швидкість навивки каната, м / с 1,33

Потужність пневмодвигателя, кВт 15

Маневрова швидкість навивки каната, м / с 5,88

Технічна характеристика відбійного молотка МО-8

Тиск стисненого повітря, атм 3-5

Витрата стисненого повітря, куб. м / хв 1

Вага, кг 8

Технічна характеристика лебідки ЛМП-10

Тягове зусилля, тс 0,7

Швидкість навивки каната, м / с 0,65

Канатомісткість барабана, м 250

Витрата стисненого повітря, м³ / хв 10

Габарити, мм:

довжиною 1200

ширина 700

висота 750

Маса, кг 510

При виконанні робіт повинні виконуватися вимоги ПТЕ § 126, ПБ п. 2.3.3.

2.2 Розрахунок параметрів системи розробки

Довжина лави, будучи основним елементом системи розробки, повинна бути оптимальною, виходячи з умов повного використання наявного в лаві обладнання, нормального провітрювання забою і обов'язково виконання правил безпеки, ПТЕ §26.

2.2.1. Розрахунок висоти поверху

Вертикальна висота поверху визначається за формулою:

$$H_{\text{вт}}^B = 0,018 \cdot \alpha^2 - 3,2 \cdot \alpha + 260 = 0,018 \cdot 56^2 - 3,2 \cdot 56 + 260 = 137 \text{ м} \quad (2.1)$$

Проектом приймаю $H_{\text{вт}} = 110$ м, тоді похила висота поверху визначається з наступного виразу:

$$H_{\text{вт}}^H = \frac{H_{\text{вт}}^B}{\sin \alpha} = \frac{110}{\sin 56^\circ} = 133 \text{ м} \quad (2.2)$$

де α - кут падіння пласта, град.

2.2.2. Розрахунок можливої довжини комбайнової частини лави

Можлива довжина комбайнової частини лави по техніко-організаційних чинників при застосуванні вузькозахватними комбайна типу "Пошук-2" з індивідуальним кріпленням дорівнює:

$$L_M = \frac{[n \cdot (T - t_{\text{пз}}) - t \cdot n_{\text{ц}}] \cdot K_{\text{Г}}}{\left(\frac{1}{V_P} + \frac{1}{V_M} + t_{\text{КР}} + t_B \right) \cdot n_{\text{ц}}} = \frac{[2 \cdot (360 - 30) - 20 \cdot 2] \cdot 0,8}{\left(\frac{1}{1,33} + \frac{1}{5,9} + 1,72 + 0,1 \right) \cdot 2} = 90,5 \text{ м} \quad (2.3)$$

де n - кількість змін по видобутку вугілля в добу,
 K_g - коефіцієнт готовності,
 T - тривалість зміни, хв,
 $t_{пз}$ - час підготовчо-заключних операцій, хв,
 t - тривалість кінцевих операцій після виїмки смужки вугілля, хв,
 $n_{ц}$ - кількість смужок, що знімаються комбайном на добу,
 V_P - робоча швидкість комбайна, м / хв,
 V_M - маневрова швидкість комбайна, м / хв,
 $T_{кр}$ - час на кріплення 1 м довжини комбайнової частини лави, яке визначається з виразу:

$$t_{кр} = \frac{60 \cdot \varphi}{L_B \cdot n_M \cdot n_{кр} \cdot H_{кр} \cdot K_H} = \frac{60 \cdot 1}{2 \cdot 4 \cdot 1 \cdot 3,8 \cdot 1,15} = 1,72 \text{ мин} \quad (2.4)$$

де φ - коефіцієнт суміщення роботи по кріпленню призабойного простору лави з роботою комбайна з виїмки вугілля.

При повному поєднанні цих робіт, копи має місце попереднє кріплення лави на висоту 10 м від комбайна і цей час одно тривалості на кінцеві операції комбайна, пов'язаних з підготовкою його до виїмки наступної смуги, а подальше кріплення поєднується з виїмкою вугілля $\square = 0$, при відсутності суміщення $\square = 1$, при частковому поєднанні цих робіт $\square = 0 \square 1$;

L_B - довжина верхняка в прийнятому комплекті кріплення, м
 N_M - число місць в лаві, в яких ведуться одночасно роботи по кріпленню,

$n_{кр}$ - число кріпильників, що одночасно працюють на одному місці,

$N_{кр}$ - норма виробітку на одного кріпильника на годину., Комплектів,

K_H - коефіцієнт перевиконання норми виробітку,

t_B - час на допоміжні операції, віднесені до 1 м довжини лави.

2.2.3. Розрахунок висоти магазинного уступу h_M і його випередження попростиранию d_M

$$h_M = \frac{C'}{\cos \delta} + \sqrt{\frac{Q_M \cdot \text{tg} \delta}{\gamma_1 \cdot m}} - h_{II} = \frac{0,85}{\cos 48^\circ} + \sqrt{\frac{40,5 \cdot \text{tg} 48^\circ}{0,8 \cdot 0,63}} - 4 = 6,6 \text{ м} \quad (2.5)$$

$$d_M = \frac{C'}{\sin \delta} + \sqrt{\frac{Q_M}{\gamma_1 \cdot m \cdot \text{tg} \delta}} - \frac{h_{II}}{\text{tg} \delta} = \frac{0,85}{\sin 48^\circ} + \sqrt{\frac{40,5}{0,8 \cdot 0,63 \cdot \text{tg} 48^\circ}} - \frac{4}{\text{tg} 48^\circ} = 6,0 \text{ м} \quad (2.6)$$

де C' - мінімальна відстань між очисним забоем і укосом відбитого вугілля в магазині по максимально допустимій швидкості вентиляційного струменя згідно ПБ п. 3.1.4. ($V_{MAX} = 4$ м / сек), яке визначається за формулою:

$$C' = \frac{A_{CVT} \cdot q_B}{60 \cdot V_{MAX} \cdot m} = \frac{185 \cdot 0,78}{60 \cdot 4 \cdot 0,63} = 0,95 \text{ м} \quad (2.7)$$

де A_{CVT} - середньодобовий видобуток лави, т.

Q_B - норма повітря на 1 т добового видобутку, м³ / т.

Для шахт I, II і III категорій за метаном приймають відповідно 1.0, 1.25, 1.5 м³ / хв.

Для надкатегорних шахт норма повітря визначається з виразу:

$$q_B = \frac{q_M}{14,4 \cdot C} = \frac{11,9}{14,4 \cdot 1} = 0,78 \text{ м} \quad (2.8)$$

де q_M - відносна метановість ділянки, м³ / т.

Z - допустимий вміст метану у вихідному із лави струмені, ($C = 1\%$), ПБ п. 3.1.1.

V_{MAX} - максимально допустима швидкість вентиляційного струменя в очисному забої, м / с.

m - виймаємо потужність пласта в лаві, м.

Q_M - необхідна ємність магазину, яка повинна бути дорівнює масі вугілля, що отримується при виїмці однієї смужки вугілля по всій довжині лави, а при налагодженому транспорті - половині зазначеної величини. З достатнім наближенням масу вугілля з однієї смужки можна отримати за формулою:

$$Q_M = (H_{\text{э}} - h_{\text{ш}} - h_{\text{ц}} - h_{\text{п}}) \cdot r \cdot m \cdot \gamma \cdot C = (133 - 4 - 6 - 4) \cdot 0,9 \cdot 0,63 \cdot 1,35 \cdot 0,5 = 45,5 \text{ м} \quad (2.9)$$

де $h_{\text{п}}$ - висота просіка, м,

$h_{\text{ц}}$ - висота щликів в поверсі, м,

$h_{\text{ш}}$ - висота вугільного вибою відкатувального штреку, м,

r - ширина виймаємо смужки вугілля, м,

γ - об'ємна маса вугілля, т / м³,

C - коефіцієнт ритмічності роботи транспорту,

δ - кут нахилу укосу вугілля, визначається з виразу:

$$\sin \delta = \frac{\sin \beta}{\sin \alpha} = \frac{\sin 38^\circ}{\sin 56^\circ} = 0,7426 \quad (2.10)$$

тоді $\delta = 48^\circ$,

де β - кут природного укосу вугілля,

α - кут падіння пласта,

γ - об'ємна маса вугілля в насипанні, т / м³.

Можлива висота уступів по нормі виробітку:

$$h_v = \frac{K \cdot n \cdot S_{\text{вир}}}{r} = \frac{1,15 \cdot 1 \cdot 7,8}{0,9} = 9,9 \text{ м} \quad (2.11)$$

K - коефіцієнт перевиконання норми виробітку

n - число робочих в одному уступі, чол.

r - ширина виймаємо смужки вугілля, м.

$S_{\text{вир}}$ - норма виробітку на одного забійника

На підставі вищенаведених розрахунків приймаємо в якості магазинних 2 уступу висотою по 10 м кожен, випередження уступів по 4,5 м.

2.2.4. Перевірка довжини лави за фактором провітрювання

$$L = \frac{864 \cdot S_{Oч} \cdot V_{MAX} \cdot C \cdot K_{Oз}}{q_{Oч} \cdot K_H \cdot K_{ED} \cdot K_{ИД} \cdot n_{ц} \cdot r \cdot m \cdot \gamma} = \frac{864 \cdot 1,53 \cdot 4,0 \cdot 1,0 \cdot 1,2}{11,9 \cdot 1,8 \cdot 0,7 \cdot 1,0 \cdot 2 \cdot 0,9 \cdot 0,63 \cdot 1,35} = 267 \text{ м} \quad (2.12)$$

де $S_{Oч}$ - площа поперечного перерізу призабойного простору очисного забою в світлі, м².

Значення $S_{Oч}$ для очисних вибоїв з індивідуальним кріпленням розраховується за формулою:

$$S_{Oч} = m \cdot b_{MIN} \cdot K_3 = 0,63 \cdot 2,7 \cdot 0,9 = 1,53 \text{ м}^2 \quad (2.13)$$

де m - виймаємо потужність пласта, м;

b_{min} - мінімальна ширина призабойного простору, м;

K_3 - коефіцієнт захарашеності призабойного простору;

V_{max} - допустима по ПБ швидкість руху повітря по лаві;

C - допустима концентрація газу метану у вихідному струмені з лави;

$K_{Oз}$ - коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, безпосередньо прилеглого до привибійного;

$q_{Oч}$ - відносна багаті на газ очисної виробки, м³ / т;

K_H - коефіцієнт нерівномірності газовиділення;

K_{ed} - коефіцієнт природної дегазації;

$K_{ИД}$ - коефіцієнт штучної дегазації;

$n_{ц}$ - кількість виймаються смужок на добу;

r - ширина знімається смужки вугілля в лаві, м;

m - виймаємо потужність пласта, м;

γ - об'ємна маса пласта в масиві, т / м³.

2.2.5. Визначення навантаження на очисний вибій

При відомій довжині лави і прийнятої лінії забою орієнтовно видобуток з лави за добу можна визначити за формулою:

$$A_C = L_{Oч} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot n_{ц} \cdot C_{И} = (133 - 4 - 6) \cdot 0,63 \cdot 0,9 \cdot 1,35 \cdot 2 \cdot 0,98 = 185 \text{ т/сут} \quad (2.15)$$

де: $L_{Oч}$ - прийнята довжина лави, м.

m - виймаємо потужність пласта, м.

r - ширина знімається смужки вугілля в лаві, м.

γ - об'ємна маса вугілля, т / м³.

$n_{ц}$ - кількість знімаються смужок за добу, шт.

$C_{И}$ - коефіцієнт вилучення відбитого вугілля в лаві (0.97-0.98).

Знаючи похилу висоту поверху, можливу довжину комбайнового частини лави і необхідну висоту магазинних уступів, розподіляємо всю похилу висоту поверху на наступні довжини:

- Похила висота поверху, м 133
- Висота відкатувального штреку, м 4
- Висота вугільних ціликів, м 6
- Висота паралельної, м 4

- Кількість магазинних уступів, м 2
- Сумарна висота уступів, м 20
- Довжина комбайнової частини лави, м 99
- Випередження магазинних уступів, м по 4,5

Для охорони вентиляційного штреку проектом пропонується використання бутової смуги з розміром по падінню:

$$l_{\text{БУТ}} = \frac{S_{\text{ПОР}} \cdot K_{\text{РАЗР}}}{m} = \frac{9,8 \cdot 1,5}{0,63} = 23 \text{ м} \quad (2.16)$$

Де $S_{\text{пор}}$ - переріз вентиляційного штреку в проходці по породі, м²;
 $K_{\text{разр}}$ - коефіцієнт розпушення породи;
 m - потужність пласта, м.

2.3. Вибір способу управління покрівлею і розрахунок паспорту кріплення лави

Основними факторами, що впливають на вибір того чи іншого способу управління покрівлею, необхідно вважати характеристики бічних порід, Кути падіння пластів, схильність пластів до самозаймання і деякі інші фактори. Характеристика пласта і бічних порід дозволяє застосувати спосіб управління покрівлею - повне обвалення. Проектом пропонується спосіб управління покрівлею - повне обвалення, що відповідає вимогам ПТЕ §99. Повне обвалення застосовується з тієї причини, що безпосередня покрівля здатна до обвалення має потужність більш шестиразовій потужності пласта. Це дозволяє при обваленні безпосередньої покрівлі подбутить основну покрівлю, не даючи їй обрушитися. Даний спосіб управління покрівлею є найбільш надійним і економічно виправданим.

В якості спеціальної кріплення в машинній частині лави проектом пропонується використання посадочних стійок ОКУ-01. Даний спосіб управління покрівлею є найбільш надійним і економічно виправданим в даних гірничо-геологічних умовах.

У уступній частині лави управління покрівлею має бути утриманням на Непереносное дерев'яних вогнищах, це пояснюється необхідністю збереження достатнього обсягу виробленого простору для складування відбитого вугілля відповідно до ПБ п. 2.3.16., 2.3.1., 2.3.4., 2.3.19., 2.3.21., 2.3.25.

Як привибійної кріплення приймаємо - дерев'яні рами, що складаються з обопола по покрівлі, трьох стійок під обопол і 3-5 зтяжок між покрівлею і обополами ПТЕ §24, 96, ПБ п. 2.3.16., 2.3.17., 2.3.24 ..

2.3.1. Розрахунок привибійної дерев'яного кріплення

При використанні в якості привибійної кріплення дерев'яних рам, довжину стійки зазвичай планують рівній потужності пласта, а її діаметр можна прийняти з виразу:

$$d = 1,1 \cdot \sqrt{m} = 1,1 \cdot \sqrt{63} = 8,7 \text{ см} \quad (2.17)$$

де m - потужність пласта, см.

Приймаємо діаметр стійки $d = 10$ см.

Після визначення діаметра стійки по формулі, знаходиться навантаження, яке може витримати прийнята стійка.

$$P_k = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \frac{\sigma_k}{\psi} = \frac{3,14 \cdot 10^2}{4} \cdot \frac{244}{2} = 10577 \text{ кг} = 10,57 \text{ т} \quad (2.18)$$

де P_k - навантаження, що витримується стійкою, кг.

d - діаметр стійки, см.

ψ - запас міцності.

σ_k - критичне напруження на стиск стійки, що визначається за формулою:

$$\sigma_k = 293 - 1,94 \cdot (m / i) = 293 - 1,94 \cdot (63 / 2,5) = 244 \text{ кгс/см}^2 \quad (2.19)$$

де m - довжина стійки, рівна потужності пласта, см.

i - радіус інерції стійки, см.

$$i = \frac{d_{CT}}{4} = \frac{10}{4} = 2,5 \text{ см} \quad (2.20)$$

Відстань між кріпильними рамами:

$$L_p = n_{CT} / (n'_{CT} \cdot l) = 3 / (1,6 \cdot 2) = 0,94 \text{ м} \quad (2.21)$$

де n_{CT} - число стійок, що входять в один комплект рами, шт.

l - довжина обабоча в комплекті кріплення, м.

n'_{CT} - число стійок, необхідних на 1 м² призабойного простору, шт / м².

$$n'_{CT} = Q_3 / P_k = \frac{17,6}{10,57} = 1,6 \text{ шт/м}^2 \quad (2.22)$$

де Q_3 - тиск на 1 м² площі покрівлі на відстані, рівному ширині робочого простору очисного забою, т / м².

$$Q_3 = h_1 \cdot \gamma_1 = 8 \cdot 2,2 = 17,6 \text{ т/м}^2 \quad (2.23)$$

h_1 - потужність безпосередньої покрівлі, м.

γ_1 - об'ємна маса порід покрівлі, т / м³.

Остаточно L_p приймається з урахуванням практичних даних і приймається - 0,9 м.

2.3.2. Розрахунок відстані між дерев'яними вогнищами

Розрахунок відстані між дерев'яними вогнищами проводиться згідно ПБ п. 2.3.2., 2.3.6., 2.3.16. Визначаємо площу робочого простору, що припадає на один багаття:

$$S_k = K \cdot \frac{2,7 \cdot f}{m} = 0,8 \cdot \frac{2,7 \cdot 5}{0,63} = 17 \text{ м}^2 \quad (2.24)$$

де:

K - коефіцієнт запасу міцності,

f - коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М.Протодяконова порід покрівлі.

m - потужність пласта, м.

Відстань між осями багать по падінню пласта:

$$L_k = \frac{S_k}{b_k} = \frac{17}{1.8} = 9,4 \text{ м} \quad (2.25)$$

де:

b_k - прийняте відстань між осями багать по простяганню - 1,8 м.
Остаточно L_k приймається менше розрахункового і кратним 1 м.
Приймаємо $L_k = 4$ м.

2.3.3. Визначення навантаження на спеціальне кріплення

Визначаємо навантаження на посадочні тумби ОКУ-01, згідно з ПБ п. 2.3.17., 2.3.18., 2.3.24 .. навантаження на 1 м спеціального кріплення від дії тільки безпосередньої покрівлі знаходиться за формулою:

$$R = \frac{h_1 \cdot \gamma_1 \cdot (3 \cdot b^2 + 8 \cdot b \cdot l_0 + 6 \cdot l_0^2)}{8 \cdot b} = \frac{8,0 \cdot 2,2 \cdot (3 \cdot 3,0^2 + 8 \cdot 3,0 \cdot 1,8 + 6 \cdot 1,8^2)}{8 \cdot 3,0} = 65 \text{ т} \quad (2.26)$$

де:

b - максимальна відстань від вибою до спеціального кріплення, м.

l_0 - крок обвалення (посадки) порід покрівлі, м.

h_1, γ_1 - см, формулу 2.36 /

Відстань між посадочними стійками в ряду по падінню:

$$L_T = \frac{P_d}{R} = \frac{150}{65} = 2,3 \text{ м} \quad (2.27.)$$

де:

P_d - допустиме навантаження на одну одиницю прийнятого виду спеціального кріплення, т.

Приймаю крок установки посадочних тумб ОКУ-01 по падінню $L_T = 2$ м.

Крім розрахункових параметрів паспорта кріплення, проектом пропонуються додаткові заходи, які полягають в наступному:

- На сполучення відкатувального штреку з лавою розташовуються штучні цілики, конфігурація і розміри яких показані в графічній частині проекту;

- На сполученні вентиляційного штреку з лавою передбачається Бутова смуга, обмежена зверху і знизу вогнищами, відповідно до графічній частині проекту.

- На сполученні уступної і комбайнового лав розташовуються напольні і подупорні багаття, перекриваються на всю потужність пласта обополами;

- У комбайновій частини лави через кожні 20-30 метрів розташовуються полки самоподбучивання, які складаються з ряду дерев'яних багать, що перекриваються на всю потужність пласта обополами;

Технологічна схема лави показана в графічній частині на аркуші 4.

2.4. Додаткові роботи на ділянці

Проектом приймається застосування на ділянці пневматичної енергії, що вимагає проведення розрахунку пневмопостачання ділянки. Пневмопостачання робіт на ділянці повинно відповідати вимогам ПБ п. 5.6.

Витрата повітря кожним споживачем визначається з виразу:

$$Q = n \cdot q \cdot \psi \cdot K_3 \cdot K_B, \text{ м/мин} \quad (2.28)$$

де n - кількість працюючих в зміні споживачів, шт;

q - витрата повітря одним споживачем, $\text{м}^3 / \text{хв}$;

ψ - коефіцієнт враховує збільшення витрати повітря через спрацювання устаткування;

K_3 - коефіцієнт завантаження обладнання;

K_B - коефіцієнт включення.

Значення перерахованих вище коефіцієнтів наведені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 - Значення коефіцієнтів для розрахунку споживання пневмоенергії

Найменування машин і механізмів	ψ	K_3	K_B
Вугільні комбайни та їхні лебідки	1,0	0,3	0,8
Вантажні машини корисних копалин	1,0	0,25	0,4
Бурові машини	1,15	1,0	0,65
Відбивні молотки	1,15	1,0	0,4
Вентилятор часного провітрювання	1,0	0,7	1,0
Маневрові лебідки	1,0	0,8	0,05

Розрахунок витрати повітря по відкатних та вентиляційних штреку зведений в таблицю 2.2.

Визначивши сумарний витрата повітря в найбільш завантажену зміну, необхідно знайти діаметр трубопроводу на вентиляційному і відкатувальному горизонтах за формулою:

$$d_B = \sqrt[5]{\frac{\lambda \cdot l \cdot (P_0 - Q)^2}{450 \cdot \pi^2 \cdot P_{CP} \cdot \Delta P}} \cdot \text{м} \quad (2.29)$$

де

λ - коефіцієнт гідравлічного тертя, $\lambda = 0,034$;

l - розрахункова довжина дільничного трубопроводу;

$\rho_0 = 1,293$ - щільність повітря, $\text{м}^3 / \text{хв}$;

Q - загальна кількість повітря, $\text{м}^3 / \text{хв}$;

P_{CP} - середня щільність стисненого повітря, $\text{кг} / \text{м}^3$.

Таблиця 2.2 - Витрата повітря обладнанням ділянки

№	Найменування споживачів стислого повітря	Витрати повітря одним споживачем, м ³ /мин	Кількість спож.	Коеф. навантаження	Коеф. включ.	Коеф. зносу	Загальна кількість повітря, м ³ /мин
<u>Вентиляційний штрєк</u>							
1	Відбивний молоток МО-8	1,2	1	1,0	0,4	1,15	0,55
2	Вентилятор ВМП-5	14	1	0,7	1,0	1,0	9,8
3	Лебідка ЛГКН	14	1	0,3	0,8	1,0	3,36
4	Лебідка ЛМП-10	8	2	0,8	0,05	1,0	0,64
5	Комбайн "Поиск-2"	45	1	0,3	0,8	1,0	10,8
6	Вантаж. машина ППН-5П	24	1	0,25	0,4	1,0	2,4
7	Бурильна машина БУ-1	18	1	1,0	0,65	1,15	13,5
Всього:							41,05
<u>Відкаточний штрєк</u>							
1	Відбивний молоток МО-8	1,2	4	1,0	0,4	1,15	2,2
2	Вентилятор ВМП-5	14	2	0,7	1,0	1,0	19,6
3	Лебідка ЛМП-10	8	2	0,8	0,05	1,0	0,64
4	завант. машина ППН-5П	24	1	0,25	0,4	1,0	2,4
5	Бурильна машина БУ-1	18	1	1,0	0,65	1,15	13,5
Всього:							38,34

$$P_{CP} = \frac{P_{KC} + P_{II}}{2 \cdot R \cdot T_{CP}} = \frac{5,5 \cdot 10^5 + 4,5 \cdot 10^5}{2 \cdot 287 \cdot 293} = 5,9 \text{ кг/м}^3 \quad (2.30)$$

де - $P_{KC} = 5,5 \cdot 10^5$ абсолютний тиск в центральному воздухопроводі,

Па;

$P_{II} = 4,5 \cdot 10^5$ - абсолютний тиск повітря у споживачів, Па;

$R = 287$ - газова постійна, Дж / кг;

$T_{CP} = 293$ - середня температура повітря в мережі, К;

ΔP - втрата тиску на розрахунковій ділянці повітропроводу, Па;

$$\Delta P = P_{KC} - P_{II} = 5,5 \cdot 10^5 - 4,5 \cdot 10^5 = 10^5 \text{ Па}; \quad (2.31)$$

Розрахунковий діаметр трубопроводу на вентиляційному штрєку:

$$d_{\text{в}}^{\text{в}} = \sqrt{\frac{0,0334 \cdot 2500 \cdot (1,293 - 41,05)^2}{450 \cdot 3,14^2 \cdot 5,9 \cdot 10^5}} = 0,133 \text{ м}; \quad (2.32)$$

Розрахунок діаметра трубопроводу на відкаточному штрєку:

$$d_{\text{в}}^{\text{отк}} = \sqrt{\frac{0,0334 \cdot 2500 \cdot (1,293 - 38,34)^2}{450 \cdot 3,14^2 \cdot 5,9 \cdot 10^5}} = 0,127 \text{ м}; \quad (2.33.)$$

Остаточно приймаємо стандартний діаметр повітропроводу, який відповідно до Держстандарту може дорівнювати 150 мм. як на відкаточному, так і на вентиляційному штрєках

2.5. Календарний план розвитку гірничих робіт

У роботі календарний план розвитку гірничих робіт розроблений по пласту I₅ «Солоний» на період з 2020 року по 2023. Розміри виїмкових полів визначені щодо кордонів шахтного поля. На даній ділянці відсутні позабалансові запаси, тому календарний план відпрацювання складено на всю площу, за винятком ціликів залишаються під надшахтні будівлі і інших технологічних потреб. Коливання потужності пласта на даній ділянці незначно і тому з урахуванням гірничо-геологічних умов до відпрацювання прийнято все поле. Проектна швидкість посування очисного вибою по пласту I₅ складе:

за місяць - 45 м. / місяць;

за рік - 540 м / рік.

Річна продуктивність очисних вибоїв по гірничій масі складе:

55 x 2 - 110 тис. Т / рік.

Для здійснення транспортних операцій проектом пропонується локомотивна відкочування з використанням акумуляторних електровозів АМ-8Д і вагонеток з глухим кузовом ВГ-1,6. Маневрові операції здійснюються за допомогою маневрових лебідок ЛМП-10. З очисних вибоїв гірська маса транспортується по відкатувальним штреку до біляствольного двору, де видається на поверхню по скіпового стовбура.

Лінія очисних вибоїв розраховується

$$h_o = \frac{A_{un} \cdot K_{oc} \cdot K_d}{V_o \cdot \sum p' \cdot c} \quad (2.34)$$

де

$K_{oc} = 1$ - коефіцієнт, що враховує видобуток вугілля з очисних вибоїв;

$K_d = 0,93$ - коефіцієнт, що враховує видобуток вугілля з діючих очисних вибоїв;

$Z = 0,95$ - коефіцієнт, що враховує ступінь вилучення вугілля;

V_o - річне посування лінії очисних вибоїв по пласту, м / рік.

$$V_o = N \cdot V_{cym} \cdot K = N \cdot r \cdot n_{ци} \cdot K = 330 \cdot 0,9 \cdot 2 \cdot 0,9 = 540 \text{ м/год} \quad (2.35)$$

де

N - число робочих днів у році = 330;

r - ширина виймаємо смуги вугілля за цикл, м;

K - коефіцієнт, що враховує вплив гірничо-геологічних умов;

$n_{ци}$ - кількість циклів на добу.

$$\sum p' = \sum m \cdot \gamma, \text{ т/м}^2 \quad (2.36)$$

де

- сумарна продуктивність одночасно розроблюваних пластів.

До відпрацювання приймається п'ять шарів l_7^B , m_3 , l_3 , k_8 , l_5

- середня щільність вугілля, т / м³.

$$\sum p' = (1,1 + 1,8 + 1,17 + 1,1 + 0,63) \cdot 1,35 = 7,83 \text{ т/м}^2.$$

$$h_0 = \frac{500000 \cdot 1 \cdot 0,93}{540 \cdot 7,83 \cdot 0,95} = 116 \text{ м}$$

Діюча лінія очисних вибоїв по шахті:

$$\sum h_0 = n_{nl} \cdot h_0 = 5 \cdot 116 = 580 \text{ м.} \quad (2.37)$$

де

n - число одночасно відпрацьовуються пластів.

Загальна кількість діючих лав по шахті

$$\sum n_{nd} = \frac{\sum h_0}{l_n} = \frac{580}{85} = 6,8 \quad (2.38)$$

Приймається число лав, рівне 7:

дві лави по пласту l_5 , $55 \times 2 = 110$ тис. т / рік;

дві лави по пласту m_3 , $105 \times 2 = 210$ тис. т / рік;

одна лава по пласту l_7^B , $85 \times 1 = 85$ тис. т / рік;

одна лава по пласту l_3 , $91 \times 1 = 91$ тис. т / рік.

одна лава по пласту k_8 , $105 \times 1 = 105$ тис. т / рік.

Проектна річна виробнича потужність шахти складе:

$$A_{год. шах} = 110 + 210 + 85 + 91 + 105 = 591 \text{ тис. Т / рік}$$

Календарний план розвитку гірничих робіт по пласту і таблиця Розподілу запасів по роках і пластах представлений у графічній частині на аркуші № 3.

2.6. Вентиляція шахти

2.6.1. Метановість виїмкової дільниці

Відносна метановість виїмкової дільниці визначається як сумарна метановиділення з пласта ($q_{пл}$, м³ / т), що зближують вугільних пластів ($q_{сп}$, м³ / т), і які вміщали порід ($q_{пор}$, м³ / т), т. Е.

$$q_{уч} = q_{nl} + q_{c.n} + q_{пор} = 15,2 + 21,8 + 6,7 = 43,7 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.39)$$

2.6.1.1. Метановиділення з пласта

Відносне метановиділення з пласта визначається за формулою:

$$q_{nl} = K_{n.l} (x - x_1) + K_{э.n} (x - x_0) = 1,2 \cdot (8,64 - 1,75) + 0,96 \cdot (8,64 - 1,4) = 15,2 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.40)$$

де

$K_{э.n}$ - коефіцієнт, що враховує експлуатаційні втрати вугілля в межах виїмкової дільниці; приймається за проектом, $K_{э.n} = 0,96$;

$K_{n.l}$ - коефіцієнт, що враховує вплив системи розробки на метановиділення з пласта;

x - природна метаноносності пласта, м³ / т;

x_1 - залишкова метаноносність вугілля, що видається за межі виїмкової дільниці, м³ / т;

x_o - залишкова метанонасності вугілля, що залишається у виробленому просторі в цілинах, що не виймаються пачках і т. д., м³ / т.

Залишкова метанонасності x_1 приймаємо рівною 1,25 хо.

Природна і залишкова метанонасність:

$$x = 0,01 \cdot x_2 \cdot (100 - W - A_3) = 0,01 \cdot 13,5 \cdot (100 - 1,9 - 34,1) = 8,64 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.41)$$

$$x_o = 0,01 \cdot x_{o,2} \cdot (100 - W - A_3) = 0,01 \cdot 2,2 \cdot (100 - 1,9 - 34,1) = 1,4 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.42)$$

де

W, A_3 - відповідно пластова вологість і зольність вугілля, %.

Коефіцієнт, що враховує вплив системи розробки на метановиділення з пласта, визначається за формулою:

$$K_{nl} = \frac{l_{oc} \pm 2\epsilon_{3,0}}{l_{oc}} = \frac{140 + 2 \cdot 14}{140} = 1,2 \quad (2.43)$$

де l_{oc} - довжина очисного забою, м;

$\epsilon_{3,0}$ - ширина умовного пояса газового дренажування пласта, м; визначається по табл. 3.5 [1]

У формулі (2.66) знак "плюс" приймається, коли вище вентиляційного і нижче відкатувального (конвеєрного) штреків розташований масив вугілля (корінна лава), а також при системі розробки парними штреками (прямий хід), а знак "мінус" - коли вище вентиляційного і нижче відкатувального (конвеєрного) штреків розробляється пласт відпрацьований при системі розробки "парні штреки" (зворотний хід) або коли виїмкових поле оконтурити підготовчими виробками (стовпова система розробки).

2.6.1.2. Метановиділення з зближених пластів і прошарків

Відносне метановиділення з супутників визначається за формулою:

$$q_{cn} = \sum q_{cn,n_i} + \sum q_{cn,n_i} = 13,44 + 8,37 = 21,8 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.44)$$

Відносне метановиділення як з (q_{cn,n_i}) підроблюваної так із надроблюваного (q_{cn,n_i}) пласта (супутника) визначається за формулою:

$$q_{cn,n_4^B} = 1,14 \cdot V_{oc}^{-0,4} \frac{m_{cn_i}}{m_g} (x_{cn_i} - x_{o_i}) \left(1 - \frac{M_{cn_i}}{M_p}\right) = 1,14 \cdot 1,2^{-0,4} \cdot \frac{0,5}{0,65} \cdot (12 - 1,2) \left(1 - \frac{37,15}{80}\right) = 4,67 \quad (2.45)$$

$$q_{cn,n_4^H} = 1,14 \cdot V_{oc}^{-0,4} \frac{m_{cn_i}}{m_g} (x_{cn_i} - x_{o_i}) \left(1 - \frac{M_{cn_i}}{M_p}\right) = 1,14 \cdot 1,2^{-0,4} \cdot \frac{0,55}{0,65} \cdot (15 - 1,3) \left(1 - \frac{45,7}{80}\right) = 5,3 \quad (2.46)$$

$$q_{cn,n_3} = 1,14 \cdot V_{oc}^{-0,4} \frac{m_{cn_i}}{m_g} (x_{cn_i} - x_{o_i}) \left(1 - \frac{M_{cn_i}}{M_p}\right) = 1,14 \cdot 1,2^{-0,4} \cdot \frac{1,0}{0,65} \cdot (14 - 1,5) \left(1 - \frac{66,7}{80}\right) = 3,47 \quad (2.47)$$

$$q_{cn,n_6} = 1,14 \cdot V_{oc}^{-0,4} \frac{m_{cn_i}}{m_g} (x_{cn_i} - x_{o_i}) \left(1 - \frac{M_{cn_i}}{M_p}\right) = 1,14 \cdot 1,2^{-0,4} \cdot \frac{0,7}{0,65} \cdot (13 - 1,3) \left(1 - \frac{39,35}{80}\right) = 6,77 \quad (2.48)$$

$$q_{cn,n_7^0} = 1,14 \cdot V_{oc}^{-0,4} \frac{m_{cn_i}}{m_g} (x_{cn_i} - x_{o_i}) \left(1 - \frac{M_{cn_i}}{M_p}\right) = 1,14 \cdot 1,2^{-0,4} \cdot \frac{0,25}{0,65} \cdot (14 - 1,4) \left(1 - \frac{64,6}{80}\right) = 0,96 \quad (2.49)$$

$$q_{cn,n_7^H} = 1,14 \cdot V_{oc}^{-0,4} \frac{m_{cn_i}}{m_g} (x_{cn_i} - x_{o_i}) \left(1 - \frac{M_{cn_i}}{M_p}\right) = 1,14 \cdot 1,2^{-0,4} \cdot \frac{0,5}{0,65} \cdot (12,5 - 1,2) \left(1 - \frac{74,1}{80}\right) = 0,64 \quad (2.50)$$

де

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

$m_{снi}$ - сумарна потужність вугільних пачок окремого (і-го) супутника, м;

для супутника, що складається з углістосланцевих порід, приймається рівною половині його дійсної потужності;

$x_{снi}$ - природна метаносності супутника, м³ / т;

x_{oi} - залишкова метаносності вугілля супутника, м³ / т;

$m_в$ - виймається корисна потужність пласта, м;

$M_{снi}$ - відстань по нормам між покрівлею розробляється і ґрунтом зближеного (при підробці) пластів і між ґрунтом розробляється і покрівлею зближеного (при надробці) пластів, м;

M_p - відстань по нормам між розробляються і тим, що зближує пластами, при якому метановиділення з останнього практично дорівнює нулю, м; визначається за формулою (2.51).

Для умов підробки і надробки крутих пластів M_p визначається за формулою:

$$M_p = K_{у.к.} \cdot m_{в.п.р} (1,2 + \cos \alpha_{пл}) = 60 \cdot 0,8 \cdot (1,2 + \cos 62) = 80 \text{ м} \quad (2.51)$$

де

$m_{в.п.р}$ - виймаємо потужність пласта з урахуванням породних прошарків, м;

$K_{у.к.}$ - коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею, приймається:

- при повному обваленні - 60;

- при частковій закладці, плавному опусканні і утриманні на вогнищах - 45;

- при повній закладці - 25;

$\alpha_{пл}$ - кут падіння пласта.

Сумарне метановиділення з підроблюваних пластів:

$$\sum q_{сн.п} = q_{сн.пл_4^в} + q_{сн.пл_4^H} + q_{сн.пл_3} = 4,67 + 5,3 + 3,47 = 13,44 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.52)$$

Сумарне метановиділення з надрабативаємих пластів:

$$\sum q_{сн.п} = q_{сн.пл_6} + q_{сн.пл_7^0} + q_{сн.пл_7^H} = 6,77 + 0,96 + 0,64 = 8,37 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.53)$$

2.6.1.3. Метановиділення з порід, що вміщують

Відносне метановиділення з порід, що вміщують визначається за формулою

$$q_{нор} = 1,14 V_{оч}^{-0,4} (x - x_0) \cdot K_{с.н} (H - H_0) = 1,14 \cdot 1,2^{-0,4} \cdot (8,64 - 1,4) \cdot 0,00084 \cdot (1146 - 100) = 6,7 \text{ м}^3 \quad (2.54)$$

де $K_{с.н}$ - коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею і літологічний склад порід, частки єдиний .; значення його

беруться за табл. 3.7 [1]; H_o - глибина верхньої межі метанових газів, м; H - глибина розробки, м

2.6.2. Метановість очисних виробок

У загальному випадку метановиділення в очисній виробці складається з метановиділення з пласта і виробленого простору ($\text{м}^3 / \text{т}$) і визначається за формулою:

$$q_{oc} = K_{o,y} \cdot K_{nl} \cdot (x - x_1) + K_{e,n} \cdot q_{e,n} = 1 \cdot 1,2 \cdot (8,64 - 1,75) + 0 = 8,3 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.55)$$

де $K_{o,y}$ - коефіцієнт, що враховує вплив схеми провітрювання виїмкової дільниці на надходження метану в очисний вибій з відбитого вугілля. При схемах провітрювання з послідовним і частковим розведенням метану за джерелами виділення, коли вугілля транспортується по свіжому струмені, яка потім надходить в лаву, $K_{o,y} = 1,0$, а для схем провітрювання з повним відокремленим розведенням шкідливостей (тип 3) і інших схем, коли транспорт вугілля здійснюється з вироблення з вихідним струменем $K_{o,y} = 0,85$;

$K_{e,n}$ - коефіцієнт, що враховує метановиділення з виробленого простору в призабойное, для схем провітрювання з видачею вихідного струменя на вироблений простір типу 1-В, 2-В і 3-В $K_{e,n} = 0$;

$q_{e,n}$ - метановиділення з виробленого простору в межах виїмкової дільниці, визначається за формулою:

$$q_{e,n} = q_{en} + q_{nop} + K_{en} (x - x_o) = 21,8 + 6,7 + 0 = 28,5 \quad (2.56)$$

де K_{en} - коефіцієнт, що враховує метановиділення з залишаються у виробленому просторі за лавою ціликів і не виймаються пачок вугілля, приймається рівним, - $K_{en} = 0$.

2.6.3. Метановість тупикових виробок

Абсолютна метановиділення тупикової виробки (I_n $\text{м}^3 / \text{хв}$) визначається за формулою:

$$I_n = I_{z,n,max} + I_{o,y,n} = 1,81 + 0,33 = 2,14 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.57)$$

Де: $I_{z,n,max}$ - метановиділення в призабойное простір вироблення при веденні буропідричних робіт, $\text{м}^3 / \text{хв}$;

$I_{o,y,n}$ - метановиділення з відбитого вугілля, $\text{м}^3 / \text{хв}$.

Максимальна метановиділення в призабойное простір при веденні буропідричних робіт по вугіллю визначається за формулою:

$$I_{z,n,max} = 0,05 \cdot S_{ye} \cdot l_{e3} \cdot \gamma (x - x_o) = 0,05 \cdot 2,5 \cdot 1,6 \cdot 1,25 \cdot (8,64 - 1,4) = 1,81 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.58)$$

де

S_{ye} - площа перерізу виробки по вугіллю, м^2 ;

l_{e3} - посування вугільного вибою за підривання, м;

γ - щільність вугілля, $\text{т} / \text{м}^3$.

Метановиділення з відбитого вугілля при проведенні виробок буропідричних способом, визначається за формулою:

$$I_{o,y,n} = 9 \cdot 10^{-3} \cdot S_{yz} \cdot l_{ez} \cdot \gamma(x - x_o) = 9 \cdot 10^{-3} \cdot 2,5 \cdot 1,6 \cdot 1,25 \cdot (8,64 - 1,4) = 0,33 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.59)$$

2.6.4. Результати прогнозу метанообільності гірничих виробок

Результати розрахунків очікуваного метановиділення виїмкових дільниць, очисних вибоїв та тупикових виробок для пласта l_5 зводимо в таблицю 2.3.

Таблиця 2.3 – Метановиділення із об'єктів

Символ пласту	$q_{пл.}$ м ³ /т	$q_{сп.л}$ м ³ /т	$q_{сп.н}$ м ³ /т	$q_{сп}$ м ³ /т	$q_{пор}$ м ³ /т	$q_{в.л}$ м ³ /т	$q_{оч}$ м ³ /т	$q_{уч}$ м ³ /т	$I_{з.л.мах}$ м ³ /мин	I_n м ³ /мин
l_5	15,22	13,44	8,37	21,8	6,7	28,5	8,3	43,7	1,81	2,14

Перерахунок відносної метанообільності q (м³ / т) в абсолютну I (м³ / хв) виробляють за формулою:

$$I = \frac{q \cdot A_p}{1440}, \quad (2.60)$$

де: q - відносна метановість очисного забою ($q_{оч}$), виїмкової дільниці

($q_{уч}$) або окремих джерел ($q_{пл.}$, $q_{сп.л}$, $q_{сп.н}$, $q_{в.л}$), м³ / т;

A_p - розрахункове навантаження на очисний вибій при швидкості його посування $V_{оч}$ (м / сут), прийнятої при прогнозі метанообільності, т / добу:

$$A_p = L_{оч} \cdot m \cdot \gamma \cdot V_{оч} \cdot K_u = 119 \cdot 0,63 \cdot 1,25 \cdot 1,8 \cdot 0,97 = 185 \text{ т/сут} \quad (2.61)$$

де $L_{оч}$ - довжина очисної виробки, м;

γ - щільність вугілля, т / м³;

K_u - коефіцієнт вилучення вугілля, частки одиниць.

Результати розрахунків абсолютній метанообільності представимо в таблиці 2.4 за формою таблиці 2.3, замінюючи назви стовпців q (м³ / т) на I (м³ / с).

Таблиця 2.4 - Абсолютна метаноносність

Символ пласту	$I_{пл.}$ м ³ /с	$I_{сп.л}$ м ³ /с	$I_{сп.н}$ м ³ /с	$I_{сп}$ м ³ /с	$I_{пор}$ м ³ /с	$I_{в.л}$ м ³ /с	$I_{оч}$ м ³ /с	$I_{уч}$ м ³ /с	$I_{з.л.мах}$ м ³ /с	I_n м ³ /с
l_5	0,019	0,017	0,011	0,028	0,0085	0,036	0,011	0,057	0,03	0,036

2.6.5. Розрахунок максимально допустимого навантаження на очисний вибій погазовим фактором

Максимально допустиме навантаження на лаву (т / добу) за газовим фактором визначається за формулою:

$$A_{\max} = 19,5 \cdot 10^3 \cdot q_p^{-1,67} \cdot A_p^{-0,67} [S_{oc,p} \cdot V_{\max} (C - C_o)]^{1,93} = 19,5 \cdot 10^3 \cdot 43,7^{-1,67} \cdot 110^{-0,67} [1,32 \cdot 4(1 - 0,05)]^{1,93} = 34$$

де q_p - відносна метановість виїмкової ділянки, мЗ / т;

A_p - розрахункове навантаження на очисний вибій при швидкості його посування, прийнятої при рогнозе метанообільності т / добу, визначається за формулою (2.84);

$S_{oc,p}$ - розрахункова площа поперечного перерізу призабойного простору, м² (приймаємо 1,32 м²);

V_{\max} - максимально допустима ПБ швидкість руху повітря в очисній виробці, м / с;

C - допустима згідно ПБ концентрація метану (вуглекислого газу) у вихідному із очисної виробки вентиляційному струмені, %;

C_o - концентрація газу в надходить на виїмкових ділянку вентиляційному струмені, %.

Максимально допустиме навантаження на лаву менше розрахункової, тому передбачається проведення дегазації джерел метану.

2.6.6.1. Способи дегазації

Способи дегазації, технологія, організація і безпека ведення дегазаційних робіт, а також вказівки з проектування дегазаційних систем наведені в керівництві [28].

Для дегазації тупикової виробки застосовуємо попередню дегазацію вугільного масиву пластовими свердловинами з гідророзривом.

Дегазація пласта спадними свердловинами в поєднанні зі свердловинами гідророзриву.

У виробленому просторі застосовуємо дегазацію свердловинами, пробуреними з вироблення з вихідним струменем над куполами обвалення.

Для дегазації зближених вугільних пластів застосовується дегазація свердловинами, пробурених з польової виробки.

2.6.6.2. Газовість виробок з дегазацією

Відносна метановість розроблюваного пласта після дегазації:

$$q_{nl} = q_{nl} \cdot (1 - K_d) = 15,2 \cdot (1 - 0,4) = 9,1 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.62)$$

Абсолютна метановість тупикової виробки після дегазації:

$$I_n = I_n \cdot (1 - K_d) = 0,036 \cdot (1 - 0,3) = 0,025 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.63)$$

Відносна метановість виробленого простору після дегазації:

$$q_{en} = q_{en} \cdot (1 - K_d) = 28,5 \cdot (1 - 0,4) = 11,4 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.64)$$

Відносна метановість підроблюваних пластів після дегазації:

$$q_{cn,n} = q_{cn,n} \cdot (1 - K_d) = 13,44 \cdot (1 - 0,5) = 6,7 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.65)$$

Відносна метановість надрабатуваних пластів після дегазації:

$$q_{cn,n} = q_{cn,n} \cdot (1 - K_d) = 8,37 \cdot (1 - 0,5) = 4,2 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.66)$$

Відносна метановість вміщують порід після дегазації:

$$q'_{пор} = q_{пор} \cdot (1 - K_d) = 6,7 \cdot (1 - 0,5) = 3,4 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.67)$$

Відносна метановість виїмкової дільниці після проведення дегазації визначається як сумарна метановиділення з пласта ($q'_{пл}$, $\text{м}^3/\text{т}$), що зближують вугільних пластів ($q'_{сп}$, $\text{м}^3/\text{т}$), і які вміщали порід ($q'_{пор}$, $\text{м}^3/\text{т}$), т. е.

$$q'_{уч} = q'_{пл} + q'_{сп.п} + q'_{сп.н} + q'_{пор} = 9,1 + 6,7 + 4,2 + 3,4 = 23,4 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.68)$$

Максимально допустиме навантаження на лаву (т / добу) за газовим фактором після проведення дегазації визначається за формулою:

$$A_{\max} = 19,5 \cdot 10^3 \cdot q_p^{-1,67} \cdot A_p^{0,67} [S_{оч.р} \cdot V_{\max} (C - C_o)]^{1,93} = 19,5 \cdot 10^3 \cdot 23,4^{-1,67} \cdot 110^{-0,67} [1,32 \cdot 4(1 + 0,05)]^{1,93} = 190 \text{ т/добу}$$

Після проведення дегазації навантаження на очисний вибій за газовим фактором відповідає допустимій.

Перерахунок відносної метанообільності виробок після дегазації ($\text{м}^3/\text{т}$) в абсолютну ($\text{м}^3/\text{хв}$) ведуть за формулою (2.83), а підсумкові результати зводять в таблицю 2.5.

Таблиця 2.5 - Відносна метановість після дегазації

Символ пласту	$I'_{пл}$ $\text{м}^3/\text{мин}$	$I'_{сп.п}$ $\text{м}^3/\text{мин}$	$I'_{сп.н}$ $\text{м}^3/\text{мин}$	$I'_{сп}$ $\text{м}^3/\text{мин}$	$I'_{пор}$ $\text{м}^3/\text{мин}$	$I'_{в.п}$ $\text{м}^3/\text{мин}$	$I'_{оч}$ $\text{м}^3/\text{мин}$	$I'_{уч}$ $\text{м}^3/\text{мин}$	I'_n $\text{м}^3/\text{мин}$
l_5	0,696	0,51	0,318	0,828	0,258	0,87	0,66	1,788	1,5

2.6.7. Вибір способу і схеми провітрювання шахти

Шахта віднесена до небезпечних за раптовими викидами вугілля, породи і газу. Вугільний пил - вибухова. Вугілля пластів не схильні до самозаймання.

Схема вентиляції шахти - центральна. Спосіб провітрювання - всмоктуючий. Аеродинамічна характеристика існуючих виробок прийнята згідно Депрессионная зйомки шахти. «Центральна».

2.6.8. Розрахунок витрати повітря для провітрювання шахти

2.6.8.1. Розрахунок витрати повітря для провітрювання шахти

Витрата повітря для провітрювання шахти в цілому визначається за формулою:

$$Q_{ш} = 1,1(\sum Q_{уч} + \sum Q_{п.в} + \sum Q_{под.в} + \sum Q_{к} + \sum Q_{ут}); \quad (2.69)$$

де

$\sum Q_{уч}$ - витрата повітря для провітрювання виїмкових дільниць, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\sum Q_{п.в}$ - витрата повітря, що подається до всасе ВМП для відокремленого провітрювання тупикових виробок, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\sum Q_{под.в}$ - витрата повітря для відокремлено провітрюваних виробок, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\sum Q_{к}$ - витрата повітря для відокремлено провітрюваних камер, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\sum Q_{ут}$ - витоку повітря через вентиляційні споруди, розташовані за межами виїмкових дільниць, $\text{м}^3/\text{хв}$.

2.6.8.2. Розрахунок витрати повітря для провітрювання очисних виробок

Витрата повітря необхідний для провітрювання очисних виробок, розраховується по виділенню метану (вуглекислого газу), газів, що утворюються при вибухових роботах, по числу людей і перевіряється по допустимій швидкості повітря, а при послідовному провітрюванні тупикових виробок, що прилягають до очисних - також по подачі ВМП. Остаточню приймається найбільший результат.

Розрахунок повітря для провітрювання очисного вироблення (лави) по виділенню метану, ділянки № 72, визначається за формулою:

$$Q_{oc} = \frac{100 \cdot \bar{I}_{oc} \cdot K_n}{C - C_o} = \frac{100 \cdot 0,66 \cdot 1,64}{1 - 0,25} = 144 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.70)$$

де Q_{oc} - витрата повітря для провітрювання очисного вироблення, м³ / хв;

\bar{I}_{oc} - середнє очікуване газовиділення в очисній виробці, м³ / хв; визначається при прогнозі метановиділення (вуглекислообильності);

C - допустима згідно ПБ концентрація метану (вуглекислого газу) у вихідному із очисної виробки вентиляційному струмені, %;

C_o - концентрація газу, в надходить на виїмкових ділянку вентиляційному струмені, %;

K_n - коефіцієнт нерівномірності метановиділення (виділення вуглекислого газу), частки од .; значення коефіцієнта нерівномірності метановиділення визначається за формулою:

$$K_n = 1,94 \bar{I}^{-0,14} \quad (2.71)$$

або приймається по таблиці 6.3 [1].

Коефіцієнт нерівномірності виділення вуглекислого газу приймається:

- при виїмці кам'яного вугілля і антрацитів - 1.6;
- при виїмці бурого вугілля для механізованих лав - 2.3;
- для лав з буропідривних способом виїмки вугілля - 2.6.

Приймаємо по табл. 6.3 [1] $K_n = 1,64$.

Витрата повітря для провітрювання лав при максимально допустимій навантаженні на лаву за газовим фактором (метановиділення) визначається за формулою:

$$Q_{oc} = Q_{oc,max} \cdot K_{o,z} = 60 \cdot S_{oc,min} \cdot V_{max} \cdot K_{o,z} = 60 \cdot 1,32 \cdot 4 \cdot 1,15 = 364 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.72)$$

де $Q_{oc,max}$ - максимальна витрата повітря, який можна подати в лаву, м³ / хв;

$K_{o.3}$ - коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, безпосередньо прилеглого до привибійного; приймається по табл. 6.4 [1];

$S_{оч\ min}$ - мінімальна площа поперечного перерізу призабойного простору очисної виробки у світлі, м²; при механізованих крепях приймається згідно табл. 6.5 [1], а при індивідуальній кріплення приймається згідно з паспортом кріплення і управління покрівлею.

Розрахунок витрати повітря по числу людей здійснюється за формулою:

$$Q_{оч} = 6 \cdot n_{чел} \cdot K_{o.3} = 6 \cdot 12 \cdot 1,15 = 83 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.73)$$

де $n_{чел}$ - найбільше число людей працюють в очисній виробці.

Розрахунок витрати повітря з умови оптимальної швидкості по польовому фактору здійснюється за формулою:

$$Q_{оч} = Q_{оч,max} \cdot K_{o.3} = 60 \cdot S_{оч,min} \cdot V_{opt} \cdot k_{o.3} = 60 \cdot 1,32 \cdot 1,6 \cdot 1,15 = 146 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.74)$$

де V_{opt} - оптимальна швидкість повітря в призабойном просторі лави, м / хв; приймається $V_{opt} = 1,6 \text{ м / с}$.

Отриманий витрата перевіряється за умовою забезпечення мінімально допустимої V_{min} (м / хв) і не перевищення максимально допустимої V_{max} (м / хв) швидкостей руху повітря, регламентованих ПБ, за співвідношенням:

$$\frac{Q_{оч}}{60 \cdot S_{оч,max} \cdot K_{o.3}} \geq V_{min} \quad (2.75)$$

$$\frac{Q_{оч}}{60 \cdot S_{оч,min} \cdot K_{o.3}} \leq V_{max} \quad (2.76)$$

Ці перевірки не проводяться, якщо прийняте $Q_{оч}$ отримано за формулами (2.96); (2.98).

2.6.8.3. Витрата повітря для виїмкових ділянок

При схемах провітрювання з послідовним розведенням метану за джерелами виділення (схеми типу 1-В) при виконанні умови (2.77).

$$\frac{I_{уч}}{I_{оч}} \leq \frac{K_{ум.в}}{K_{o.3}} \quad (2.77)$$

витрата повітря визначається за формулою (2.77), умова не виконується, визначаємо за формулою (2.789)

$$Q_{уч} = \frac{Q_{оч} \cdot K_{ум.в}}{K_{o.3}} \quad (2.78)$$

Якщо умова (2.78) не виконується, а також для інших схем провітрювання (схеми типу 1-М, 2-М, 2-В, 3-В) витрата повітря визначається за формулою (2.79):

$$Q_{уч} = \frac{100 \cdot I_{уч} \cdot K_n}{C - C_o} = \frac{100 \cdot 1,788 \cdot 1,64}{1 - 0,05} = 309 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.79)$$

де $I_{yч}$ - середнє очікуване метановиділення в межах виїмкової дільниці, $\text{м}^3 / \text{мс}$;

$K_{yт.в}$ - коефіцієнт, що враховує виток повітря через вироблений простір в межах виїмкової дільниці.

Витрата повітря, порахований за формулою (5.80), для всіх схем провітрювання повинен задовольняти умові $Q_{yч} \geq Q_{оч}$, а для схем провітрювання типу 1-В і умові:

$$Q_{yч} \leq Q_{оч.max} * K_{yт.в} = 60 * S_{оч.min} * V_{max} * K_{yт.в} = 60 * 1,32 * 4 * 1,25 = 309 \quad (2.80)$$

$$309 < 396 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

$$\text{Приймаємо} = 396 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

2.6.8.4. Розрахунок витрати повітря для тупикових виробок

Витрата повітря для відокремлено провітрюваних тупикових виробок розраховується по виділенню метану, по газам, що утворюється при ВР, по середній максимальній швидкості руху повітря у виробці і тепловому фактору.

Остаточнo приймаємо найбільший результат.

Витрата повітря, який необхідно подавати в призабойне простір тупикової виробки, по виділенню метану, згідно фор. 5,1 «Керівництва ...»:

Розрахунок повітря для тупикової виробки II-го західного польового відкатувального штреку:

$$Q_{з.n_1} = \frac{100 \cdot I_{з.n}}{C - C_0} = \frac{100 \cdot 1,81}{0,25 - 0} = 724 \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (2.81)$$

Розрахунок повітря для тупикової виробки вентиляційного штреку № 72 гір. 1026м:

$$Q_{з.n_2} = \frac{100 \cdot I_{з.n}}{C - C_0} = \frac{100 \cdot 1,81}{1 - 0,5} = 362 \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (2.82)$$

де $I_{з.n} = 1,81 \text{ м}^3 / \text{хв}$ - метановиділення на призабойном ділянці;

$C = 1\%$ - допустима, згідно ПБ, концентрація метану у вихідному із вироблення вентиляційному струмені;

$C_0 = 0,05\%$ - концентрація метану в струмені повітря, що надходить в тупикові виробки.

Витрата повітря для провітрювання всієї тупикової виробки по виділенню метану, згідно фор. 5,11 «Керівництва ...»:

- розрахунок повітря для тупикової виробки II-го західного польового відкатувального штреку:

$$Q_n = \frac{100 \cdot I_n \cdot k_{н.н}}{C - C_0} = \frac{100 \cdot 1,5 \cdot 1}{0,25 - 0} = 600 \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (2.83)$$

- розрахунок повітря для тупикової виробки вентиляційного штреку № 72 гір. 1026м:

$$Q_{n2} = \frac{100 \cdot I_n \cdot k_{н.н}}{C - C_0} = \frac{100 \cdot 1,5 \cdot 1}{1 - 0,5} = 300 \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (2.84)$$

де $I_n = 5,88 \text{ м}^3 / \text{хв}$ - метановиділення в тупикові виробки;

$k_{н.н} = 1$ - коефіцієнт нерівномірності газовиділення в тупиковій виробці, згідно з. 79 «Керівництва ...».

Витрата повітря для провітрювання тупикової виробки по газам, що утворюються при вибухових роботах, згідно фор.5,3 «Керівництва ...»:

$$Q_{з.н} = \frac{2,25}{T} \cdot \sqrt[3]{\frac{V_{ВВ} \cdot l_n^2 \cdot S^2 \cdot k_{обв.}}{k_{ум.тр.}^2}} = \frac{2,25}{30} \cdot \sqrt[3]{\frac{40 \cdot 20,4 \cdot 100^2 \cdot 9,8^2 \cdot 0,8}{1,03^2}} \quad (2.85)$$

де $T = 30$ хв. - час провітрювання виробки після підривання, згідно ПБ;

$S = 9,8$ м² - площа поперечного перерізу виробки в просвіті, згідно паспорта проведення та кріплення виробки;

$l_n = 100$ м - довжина тупикової частини виробки, згідно схеми відпрацювання пласта;

$k_{обв} = 0,8$ - коефіцієнт обводнення, згідно табл. 5,1 «Керівництва ...»;

$V_{ВВ} = 40 \cdot V_{пор} + 100 \cdot V_{угля}$ вуглем - обсяг шкідливих газів, що утворюються після підривання, кг;

$V_{пор}, V_{угля}$ - маса одночасно підриваються ВВ по породі і по вугіллю, кг;

$k_{ум.тр} = 1,03$ - коефіцієнт витоків повітря у вентиляційному трубопроводі, згідно табл. 5,4 «Керівництва ...», при:

$$L_{тр.н} = 100 + 15 = 115 \text{ м и } Q_{з.н} = 60 \cdot S \cdot V_{min} \quad (2.86)$$

За мінімальної швидкості руху повітря:

$$Q_{з.н} = S \cdot V_{min} = 60 \cdot 9,8 \cdot 0,25 = 147 \text{ м}^3/ \quad (2.87)$$

Де $V_{min} = 0,25$ м / с - мінімально допустима швидкість руху повітря в призабойном просторі, згідно ПБ.

Витрата повітря по мінімальній швидкості в призабойном просторі підготовчої виробки в залежності від температури, згідно фор.5,10 «Керівництва ...»:

$$Q_{з.н} = 20 \cdot V_{з.min} \cdot S = 20 \cdot 0,5 \cdot 9,8 = 98 \text{ м}^3/\text{мин}; \quad (2.88)$$

де $V_{з.min} = 0,5$ м / с - згідно ПБ при $t \geq 250$ С.

Подача вентилятора, що працює на гнучкий трубопровід, згідно фор. 5,25 «Керівництва ...»:

$$Q_в = Q_{з.н} \cdot k_{ум.тр.} = 98 \cdot 1,03 = 101 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.89)$$

Витрата повітря, який необхідно подавати до місця установки одиночного ВМП, що працює на один трубопровід:

$$Q_{н.в.} = 1,43 \cdot K_p \cdot Q_в = 1,43 \cdot 1,1 \cdot 101 = 159 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.90)$$

де K_p - коефіцієнт регулювання, приймаємо 1,1 для ВМП з регульованою подачею.

Остаточо для ділянки № 72 приймаємо = 159 м³ / хв, для інших ділянок приймаємо аналогічно.

2.6.9. Витрата повітря для відокремлено провітрюваних камер

2.6.1. Розрахунок витрати повітря для провітрювання складів

1. Витрата повітря для провітрювання складу ВМ гір. 1026м, згідно фор. 8,8 «Керівництва ...»:

$$Q_k = 0,07 * V_k = 0,07 * 600 = 42 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.9)$$

де: $V_k = 600 \text{ м}^3$ - сумарний обсяг виробок складу ВМ.

2. Склад ППС, гір. 1026м:

$$Q_k = 0,07 * V_k = 0,07 * 1000 = 70 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.92)$$

3. Камера чищення ствола «Пугачевский» гор.1146м

$$Q_k = 0,07 * V_k = 0,07 * 750 = 53 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.93)$$

2.6.9.2. Розрахунок витрати повітря для провітрювання зарядних камер

1. Витрата повітря для провітрювання електрогаража гір. 1026м згідно фор. 8,9 «Керівництва ...»:

$$Q_k = \frac{31 * 10^{-4} * \sum E_i * n_{ai}}{26 - t_{bx}} = \frac{31 * 10^{-4} * 640 * 60 * 5}{26 - 23,8} = 271 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.94)$$

де $E = 640 \text{ А-годину}$ - ємність акумулятора, згідно табл. 8,1 «Керівництва ...»;

$n_a = 60$ - число акумуляторів у батареї типу 2x30x8 PzS640;

$n_b = 5$ - число одночасно установлених акумуляторних батарей.

Перевіряємо згідно фор.8, 10 «Керівництва ...»:

$$Q_k \geq 30 * n_b * k_3 = 30 * 5 * 3,1 = 465 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.95)$$

де $k_3 = 2,1$ - коефіцієнт, що враховує тип застосовуваних батарей на електровозі, згідно табл. 8,1 «Керівництва ...» для батарей типу 2x30x8 PzS640.

Приймаємо $Q_k = 465 \text{ м}^3 / \text{хв.}$

2. Електрогараж гір. 1146м:

$$Q_k = \frac{31 * 10^{-4} * \sum E_i * n_{ai}}{26 - t_{bx}} = \frac{31 * 10^{-4} * 640 * 60 * 5}{26 - 24,0} = 298 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.96)$$

$$Q_k \geq 30 * n_b * k_3 = 30 * 5 * 3,1 = 465 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Приймаємо $Q_k = 465 \text{ м}^3 / \text{хв.}$

2.6.9.3. Розрахунок витрати повітря для провітрювання камер, що мають машини і обладнання

1. Витрата повітря для провітрювання насосної і ЦПП гір. 516М, згідно фор. 8,11 «Керівництва ...»:

$$Q_k = \frac{16,7 * \sum N_{yi} * (1 - \eta_i) * k_{zi} + 0,8 * \sum N_{mi}}{26 - t_{bx}} = \frac{16,7 * 3200 * (1 - 0,92) * 1 + 0,8 * 16}{26 - 14,6} \quad (2.97)$$

де $N_y = 3200 \text{ кВт}$ - потужність електроустановки в камері;

$\eta = 0,92$ - К.К.Д. установки;
 $k_3 = 1$ - коефіцієнт, що враховує тривалість роботи електроустановки протягом доби, згідно з. 160 «Керівництва ...»;

$n_3 = 1$ - число одночасно працюючих установок;

$n_m = 1$ - число одночасно працюючих трансформаторів;

$N_m = 160\text{кВт}$ - потужність трансформатора, встановленого в камері.

2. Насосна і ЦПП гір. 916м:

$$Q_{\kappa} = \frac{16,7 * \sum N_{yi} * (1 - \eta_i) * k_{zi} + 0,8 * \sum N_{mi}}{26 - t_{bx}} = \frac{16,7 * 2400 * (1 - 0,92) * 1 + 0,8 * 180}{26 - 17,2} = 381$$

3. ЦПП гір. 1026м:

$$Q_{\kappa} = \frac{0,8 * N_m}{26 - t_{bx}} = \frac{0,8 * 320}{26 - 23,0} = 85 \text{ м}^3/\text{МИН} \quad (2.98)$$

4. Насосна і ЦПП гір. 1146м:

$$Q_{\kappa} = \frac{16,7 * \sum N_{yi} * (1 - \eta_i) * k_{zi} + 0,8 * \sum N_{mi}}{26 - t_{bx}} = \frac{16,7 * 3600 * (1 - 0,92) * 1 + 0,8 * 400}{26 - 13,0} = 395 \text{ м}^3/\text{ХВ}$$

5. РПП гір. 1146м:

$$Q_{\kappa} = \frac{0,8 * N_m}{26 - t_{bx}} = \frac{0,8 * 400}{26 - 22,0} = 80 \text{ м}^3/\text{ХВ} \quad (2.99)$$

6. Камера чистки зумфа ствола «Пугачёвка» гір. 1146м:

$$Q_{\kappa} = \frac{16,7 * \sum N_{yi} * (1 - \eta_i) * k_{zi}}{26 - t_{bx}} = \frac{16,7 * 400 * (1 - 0,92) * 1}{26 - 23,8} = 291 \text{ м}^3/\text{ХВ} \quad (2.100)$$

7. Машинна камера поглиблення ствола «Пугачёвка» гір. 1146м:

$$Q_{\kappa} = \frac{16,7 * \sum N_{yi} * (1 - \eta_i) * k_{zi}}{26 - t_{bx}} = \frac{16,7 * 370 * (1 - 0,92) * 1}{26 - 24} = 247 \text{ м}^3/\text{МИН} \quad (2.101)$$

8. Камера завантажувального пристрою породи гір. 1026м:

$$Q_{\kappa} = \frac{16,7 * \sum N_{yi} * (1 - \eta_i) * k_{zi}}{26 - t_{bx}} = \frac{16,7 * 114 * (1 - 0,92) * 1}{26 - 25,5} = 305 \text{ м}^3/\text{МИН} \quad (2.102)$$

9. Камера завантажувального пристрою вугілля гір. 1146м:

$$Q_{\kappa} = \frac{16,7 * \sum N_{yi} * (1 - \eta_i) * k_{zi}}{26 - t_{bx}} = \frac{16,7 * 114 * (1 - 0,92) * 1}{26 - 25,5} = 305 \text{ м}^3/\text{МИН} \quad (2.103)$$

10. Камера завантажувального пристрою породи гір. 1146м:

$$Q_{\kappa} = \frac{16,7 * \sum N_{yi} * (1 - \eta_i) * k_{zi}}{26 - t_{bx}} = \frac{16,7 * 114 * (1 - 0,92) * 1}{26 - 25,5} = 305 \text{ м}^3/\text{МИН} \quad (2.130)$$

2.6.9.4. Розрахунок витрати повітря для вентиляційної збійки

Вентиляційна збійка №137 гір. 1146-1026м.

$$Q_{o.e} \geq 60 * S * V_{min} = 60 * 9,8 * 0,25 = 147 \text{ м}^3/\text{МИН} \quad (2.104)$$

2.6.10. Розрахунок витоків повітря через вентиляційні споруди

Величина витоків повітря через вентиляційні споруди визначається за формулою:

$$\sum Q_{\text{ут}} = (\sum Q_{\text{ут.р}} + \sum Q_{\text{ут.шл.}} + \sum Q_{\text{ут.зт}}) \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.105)$$

де $\Sigma Q_{\text{ут.г}}$ - витоку повітря через глухі перемички, м³ / с;
 $\Sigma Q_{\text{ут.шл}}$ - то ж через вентиляційний шлюзи, м³ / с;
 $\Sigma Q_{\text{ут.зт}}$ - то ж через завантажувальні пристрої, дільничні (скіпового ствола), м³ / с.

Норми витоків повітря через шлюз визначаються за формулою:

$$Q_{\text{ут.шл}} = K_{\text{пер}} \times Q_{\text{ут}}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.106)$$

де $Q_{\text{ут}}$ - норма витоків повітря через одну перемичку м³ / с;
 $K_{\text{пер}}$ - коефіцієнт, що враховує число перемичок в шлюзі, приймається рівним $K_{\text{пер}} = 0.76$ при двох перемичках, $0,66$ - при трьох і $0,57$ - при чотирьох.

Норма витоків через вентиляційні двері (одні двері, перемичка):

$$Q_{\text{ут.дв}} = Q_{\text{ут}} = 1,6 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.107)$$

Норма витоків через вентиляційні двері (двоє дверей, перемички):

$$Q_{\text{ут.дв}} = K_{\text{пер}} \cdot Q_{\text{ут}} = 0,76 \cdot 1,6 = 1,22 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.108)$$

Норма витоків через три перемички:

$$Q_{\text{ут.дв}} = K_{\text{пер}} \cdot Q_{\text{ут}} = 0,57 \cdot 1,6 = 0,9 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.109)$$

Норма витоків через бетонні глухі перемички:

$$Q_{\text{ут.г}} = Q_{\text{ут}} = 0,3 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.110)$$

Розрахунок норми витоків через завантажувальні пристрої:

$$Q_{\text{ут.зт}} = Q_{\text{ут}} = 2,5 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.111)$$

Результат розрахунків повітря по споживачах зведений в таблиці 2.6.

Витрата повітря по шахті в цілому складе:

$$Q_{\text{ш}} = 1.1(136,82+81,18+35,18) = 278,5 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.112)$$

Таблиця 2.6. - Результати розрахунків витрати повітря по споживачах

Споживачі повітря	Витрати повітря об'єктів, м ³ /с	Кількість об'єктів	Загальні витрати повітря, м ³ /с
Виемні ділянки	21,5	7	150,5
Камери:			
склад ВМ гор. 1026м	0,77	1	0,77
склад ППС гор. 1026м	1,29	2	2,58
Камера чистки стволу «Пугачевский» гор. 1026м	0,97	1	0,97
електрогараж гор. 1026м	8,52	1	8,52
електрогараж гор. 1146м	8,52	1	8,52
насосна и ЦПП гор. 516м	7,07	1	7,07
насосна и ЦПП гор. 916м	6,98	1	6,98
ЦПП гор. 1026м	15,86	1	15,86
насосна и ЦПП гор. 1146м	7,24	1	7,24
РПП гор. 1146м	1,46	1	1,46
камера чистки зумпфа стволу «Пугачевска» гор. 1146м	5,33	1	5,33
машинна камера заглибки стволу «Пугачевска» гор. 1146м	4,53	1	4,53
камера загрузочного пристрою породи гор.	5,59	1	5,59

1026м			
камера загрузочного пристрою вуглилля гор. 1146м	5,59	1	5,59
камера загрузочного пристрою породи гор. 1146м	5,59	1	5,59
Вентиляційна збійка №137 гор. 1146-1026м	2,7	1	2,7
Витік повітря через вентиляційні споруди:			
Вентиляційні двері	1,76	8	14,08
Вентиляційні шлюзи (два)	1,34	10	13,4
Вентиляційні шлюзи (три)	0,99	2	1,98
Глухі перемички	0,33	3	0,99
Завантажувальні пристрої	2,75	3	8,25
Всього по шахті			278,5

2.6.11. Розрахунок вентиляційної установки головного провітрювання

2.6.11.1. Статичний тиск вентиляційної установки

Депресія вентилятора по кожному напрямку визначається за формулою:

$$h_v = 1.2 \times h_{п.в.} + h_{к.у.} \quad (2.113)$$

де 1.2 - коефіцієнт, що враховує втрати тиску на місцевих опорах в шахтній вентиляційній мережі і каналі вентиляційної установки;

$h_{п.в.}$ - депресія підземних виробок напрямки, даПа;

$h_{к.у.}$ - депресія воздухонагрівачей в каналі калориферної установки, даПа, приймається рівною $0.1 \cdot h_{п.в.}$ даПа.

Депресія, $h_{п.в.}$, напрямки визначається як сума депресій послідовно з'єднаних виробок.

$$h_{п.в.} = h_1 + h_2 + \dots + h_n \quad (2.114)$$

Депресія окремої виробки розраховується за формулою:

$$h = \alpha \times K_{\phi} \times L \times Q^2 / S^{2.5}, \text{ даПа} \quad (2.115)$$

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

K_{ϕ} - коефіцієнт форми поперечного перерізу виробки;

L - довжина виробки, м;

Q - розрахункова витрата повітря по виробленню, m^3/c ;

S - площа поперечного перерізу виробки, m^2 .

Розрахунок депресії напрямки зведений в таблиці 2.7.

Таблиця 2.7.

№	Найменування виробки	№ уз-лов	Тип крепи	$\alpha, \frac{H \cdot c^2}{M^4}$	S, m^2	K_{ϕ}	L, m	$\frac{r_{100} \cdot H \cdot c^2}{M^4}$	$\frac{R, H \cdot c^2}{M^4}$	$Q, m^3/c$	h, Pa
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	Канал калорифера	1-2	бетон					-	-		
2	Клітковий стовбур від калорифера до горизонту 516м	2-3	бетон	0.028	50,3	3,54	500	-	-	256,89	182,27
3	Клітковий стовбур від гор. 516м до гор. 916м	3-4	бетон	0.028	50,3	3,54	400	-	-	247,14	134,95
4	Клітковий	4-5	бетон	0.028	50,3	3,54	110	-	-	232,9	32,98

	стовбурвід гор. 916м до гор. 1026м									7	
5	Клітковий стовбурвід гор. 1026м до гор. 1146м	5-6	бетон	0,028	50,3	3,54	120	-	-	207,9 1	28,65
6	Білястовбуровий двірдо розгалуження	6-7	бетон	0,015	15,0	3,8	50	-	-	156,8	80,41
7	Від розгалуження до південної обвідної	7-8	бетон	0,015	15,0	3,8	50	-	-	156,4 7	80,07
8	Гол. південнийквершпа г до відкаточного штреку №99	8-9	Мон. бетон	0,006	15,0	3,8	350	-	-	151,9 6	211,4 6
9	По гол. південномуквершпа гу від о/ш №99 до о/ш №81	9-10	--/--	0,015	15,0	3,8	180	-	-	130,4 6	200,3 8
10	По гол. південному квершпагу о/ш №81 до РПП	10-11	--/--	0,019	15,0	3,8	50	-	-	108,9 6	49,18
11	По гол. південному квершпагу від РПП до перетинанняІІ пол. о/ш	11-12	СВП	0,019	15,0	3,8	20	-	-	107,5	19,15
12	По гол. Південному квершпагу відперетинанняІІ пол. о/ш до о/ш №65	12-13	--/--	0,019	15,0	3,8	150	-	-	64,5	51,7
13	По гол. Південному квершпагу від о/ш №65 до ІІІ-зап. пол. о/ш №42	13-14	--/--	0,019	15,0	3,8	100	-	-	43,0	15,32
14	От гол. пів. кв. по ІІІ пол. отк. штреку до проміжного квер.	14-15	--/--	0,020	9,8	3,8	1320	-	-	21,5	154,2 4
15	От ІІІ пол. відк. штрека по пром. кв. до сбойки с лавою уч. №42	15-16	--/--	0,020	10,4	3,8	40	-	-	21,5	4,02
16	Лава уч. №42	16-17	Мех. комп -лекс	-	-	-	119	0,06	7,14	17,2	21,12
17	Лава – пром. квершпаг.	17-18	СВП	0,020	10,4	3,8	40	-	-	21,5	4,02
18	Від пром. пром. кв. по в/ш №42 гор. 1026	18-19	--/--	0,020	10,4	3,8	1320	-	-	21,5	132,9 5
19	От в/ш №42 по гл. пів. кв. гор. 1026м до перетин. в/ш №65	19-20	--/--	0,019	15,0	3,8	100	-	-	43,0	15,32

20	По гол. південному квершлаговідперетин. с в/ш №65 до II захід. пол. в/ш №72 гор. 1026м	20-21	--/--	0,019	15,0	3,8	180	-	-	64,5	62,04
21	По гол. Півд.. квершлаговід II захід. пол. в/ш №72 гор. 1026м до перетин. с II-м схід. пол. штрек.	21-22	СВП	0,019	15,0	3,8	20	-	-	86	12,26
22	По гол. південному квершлагоу від перетинанняII-м схід. пол. штрек. до I ВПШ -1026м	22-23	Мон. бетон	0,006	15,0	3,8	230	-	-	130,4 6	102,4 2
23	По гол. Південному квершлагоу от I ВПШ -1026м до перетинання.з ППС №2	23-24	Мон. бетон	0,006	15,0	3,8	300	-	-	151,9 6	181,2 5
24	Від перетин. з обвідною ППС №2 по гл. півд. кв. гор. 1026м доперетин. з півден. обвідною	24-25	--/--	0,019	15,0	3,8	50	-	-	153,7 2	97,89
25	По південній обвідной до перетин. з грузовою гілкою ств. «Пугачевка».	25-26	--/--	0,019	15,0	3,8	50	-	-	155,0 6	99,6
26	По груз. гілці до перетин. з ППС №1.	26-27	--/--	0,019	15,0	3,8	100	-	-	156,4	202,6 7
27	від перетин. з ППС №1 по груз. гілці до перетинання.	27-28	--/--	0,019	15,0	3,8	50	-	-	158,1 6	103,6 3
28	Від перетин. з груз. гілкою до стовбура «Пугачевска»	28-29	--/--	0,019	15,0	3,8	50	-	-	158,4 9	104,0 6
29	По стовбуру від гор. 1026м до вент. сбийки до гор. 916м.	29-30	бетон	0,033	50,3	3,54	26	-	-	211,7 4	7,59
30	По скіп. стовбуру від вент. сбийки до наступної. вент. сбийки	30-31	бетон	0,033	50,3	3,54	90	-	-	253,2 4	37,58
31	Скіповий ст. від гор. 916м до вент. скв.	31-32	бетон	0,033	50,3	3,54	10	-	-	256,3 4	4,27
32	Скіповий ст. овід вент. скв. до гор. 516м	32-33	бетон	0,033	50,3	3,54	400	-	-	267,4 1	186,2 1
33	Скіповий ств. от гор. 516м до каналу гол.	33-34	бетон	0,033	50,3	3,54	500	-	-	275,8 2	247,6 4

вентилятора									
$\sum \Delta P_{\text{в}}$ $=2867,3$									

Депресія напрямку, згідно розрахунків виконаних в таблиці 6.1, складе:
 $h_{\text{п.в.}} = 2867,3 \text{ Па.} \quad (2.116)$

Тоді депресія вентилятора встановленого на скіповому стволі складе:
 $h_{\text{в.}} = 1.2 \times 2867,3 + 0,1 \times 2867,3 = 3728 \text{ Па.} \quad (2.117)$

2.6.11.2. Подача вентиляційної установки

Подача вентиляційної установки визначається за формулою:

$$Q_{\text{в.}} = \sum Q_i \times K_{\text{ут.в.}}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.118)$$

2.6.11.3. Перевірка існуючої вентиляційної установки

Існуюча вентиляторна установка повинна забезпечити розрахункове значення подачі повітря і статичний тиск на планований період ведення гірських робіт

Аеродинамічний опір шахтної мережі на яку працює встановлений вентилятор визначається за формулою:

$$R_{\text{ш}} = h_{\text{в.}} / Q_{\text{в.}}^2 = 3728 / 348^2 = 0,031 \quad (2.119)$$

Для побудови аеродинамічної характеристики шахтної мережі задаємо довільне значення витрати повітря (Q_i) і розраховуємо депресію за формулою:

$$h_i = R_{\text{ш}} \times Q_i^2, \text{ Па} \quad (2.120)$$

Таблиця 2.8. - Результати розрахунку побудови аеродинамічної характеристики шахтної мережі

Q_i^2	100^2	200^2	300^2	350^2	400^2	500^2	600^2
h_i	310	1240	2790	3798	4960	7750	11160

Розраховані значення (h_i) і (Q_i) наносимо на характеристику вентилятора і визначаємо кут установки лопаток вентилятора головного провітрювання, а так само визначаємо фактичні витрати повітря ($Q_{\text{вф}}$) і фактичну депресію ($h_{\text{вф}}$).

Згідно графіка спільної характеристики вентилятора і шахтної мережі представленої на демонстраційному аркуші № 6, кут установки лопаток вентилятора складе, $\theta = 0^\circ$

$$\text{Тоді } Q_{\text{ф}} = 350 \text{ м}^3/\text{с} \quad H_{\text{ф}} = 3,8 \text{ кПа}$$

2.6.12. Процедури контролю вентиляції

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

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

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

Для автоматизованого контролю метану застосовується стандартна апаратура автоматичного контролю метану АМТ-3.

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

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

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

Газодинамічна активність при переході вищеразташованими горизонтами даного інтервалу не спостерігається.

2.6.13 Обґрунтування технологічних рішень для боротьби з ГДЯ

В даному розділі пропонуються рішення щодо запобігання газодинамічних явищ на шахті Ф.Е. Держинського для пласта 15 - "Солоний". Будуть запропоновані заходи для боротьби з ГДЯ в очисних і підготовчих вибоях, після чого буде обраний один, найбільш ефективний, спосіб для підготовчих виробок і для очисного забою. Також буде викладено метод прогнозу викиднебезпечності вугільного пласта. У розділі буде запропоновано обладнання для боротьби з ГДЯ, а також його характеристика.

У підготовчих виробках пропонується:

- застосовувати розвантажувальні пази (щілини);
- гідророзпушування вугільного пласта.

В очисному забої можуть застосовуватися такі методи:

- зволоження вугільного масиву;
- гідрооткім привибійної частини пласта.

2.7. Технологічна схема транспорту

Вихідні дані: Виробнича потужність ділянки: 85080 т. Вугілля за рік, вагони типу УВГ - 1,6; вантаж, який транспортується, - кам'яне вугілля насипною щільністю 1 т / м³. Електровози закріплені за вантажним пунктом; тривалість зміни 6 годин; видобувних змін - дві, ремонтних - дві; колія 600мм; рейки вологі, практично чисті.

Завдання розрахунку:

Вибрати тип електровоза, основне обладнання зарядної підстанції; визначити кількість вагонів у складі, кількість електровозів і тягових батарей, основні показники транспорту.

Вибір типу електровоза:

Приймаємо як тяговий засіб електровоз АМ8Д

Технічна характеристика електровоза АМ8Д:

Зчпний вагу, т: 8

Ширина колії, мм: 600

Довжина по буферам, мм: 4550

Дані тимчасового режиму:

Потужність, КВт: $2 * 12 = 24$

Сила тяги, Н: $12 * 103$

Швидкість руху, км / год: 7,2

Гальмівна система: колодкового гальма з ручним приводом і електродинамічну гальмівна система, тяговими двигунами.

Тягові двигуни:

Тип ДШТР-13м

Кількість двигунів: 2

Напруга, В: 130

Часовий струм, А: 113

Тривалий струм, А: 50

Тягова батарея:

Тип: 96ТЖН-350

Номинальна ємність, А * г: 350

Середнє розрядна напруга, В: 129

Енергоємність батареї, КВт * год: 130

Номинальний зарядний режим, ч: 3

Вантажні вагони: тип УВГ-1,6; обсяг кузова 1,6 м³; колія 600 мм; жорстка база 1350 мм; довжина 2500 мм; маса 1,36 т.

2.7.1 Обробка вихідних даних

Таблиця 2.1

Длина, км	Змінний вантажопотік, т		Нахил, %	
	Вугілля	Порода	Середній	Головний
1,5	65,5	62,4	5	8

Середньозважений середній ухил:

$$i_{св} = \frac{Q_{см} i_c}{Q_{см}} = \frac{94 * 5}{94} = 5\%$$

Середньозважений головний ухил:

$$i_{свр} = \frac{Q_{см} i_r}{Q_{см}} = \frac{94 * 8}{94} = 8\%$$

2.7.2. Визначення кількості вагонів у складі:

$$m_{п} = \frac{1000 m_{л} \psi}{w_o + w_{зд} + w_{гп} + i + 108 a_o} = \frac{1000 * 8 * 0.09}{11 * 5 + 108 * 0.04} = 35.4 \text{ т}$$

Допустима маса порожнього поїзда за умовою сталого руху:

$$m_{п} = \frac{1000 m_{л} \psi}{w_o + i} = \frac{1000 * 8 * 0.09}{11 * 8} = 37.9 \text{ т}$$

Допустима маса навантаженого поїзда за умовою руху його на горизонтальній ділянці біля вантажного пункту:

$$m_{п} = \frac{1000 m_{л} \psi}{w_o + w_{зд} + w_{гп} + i + 108 a_o} = \frac{1000 * 8 * 0.09}{9 + 108 * 0.04} = 54 \text{ т}$$

$$m_{уг.в.в.} = 2.5 * 0.97 = 2.4 \text{ т} \quad m_{пр.в.в.} = 2.5 * 1.78 = 4.45 \text{ т}$$

середня вантажопідйомність вагона:

$$m_{гр} = \frac{m}{1 - Q_{см.п} : Q_{см} (1 - m : m_{пор})} = \frac{2.4}{1 - 13.6 : 90 (1 - 2.4 : 4.45)} = 3.87 \text{ т}$$

Граничне кількість порожніх вагонів у складі:

$$Z_{п} = \frac{m_{пп} - m_{л}}{m_o + C_{м} * m_{л}} = \frac{35.4 - 8}{1.36 + 0.15 * 2.6} = 15.66 \text{ шт.}$$

Граничне кількість завантажених вагонів у складі:

$$Z_{гр} = \frac{m_{пгр} - m_{л}}{m_o + m} = \frac{54 - 8}{1.36 + 2.6} = 11.61 \text{ шт.}$$

Застосовуємо 12 вагонів

Повна вага порожнього поїзда:

$$m_{пп} = Z_{п} (m_o + C_{м} * m) + m_{л} = 12 (1.36 + 0.15 * 2.6) + 8 = 29 \text{ т}$$

Повна вага навантаженого поїзда:

$$m_{пгр} = Z_{п} (m_o + C_{м} * m) + m_{л} = 12 (1.36 + 0.15 * 2.6) + 8 = 29 \text{ т}$$

2.7.3. Перевірка маси поїзда по гальмуванню:

$$B_{д} = 1000 * g * m_{л} * \psi + \phi_{л} * K_{м} = 1000 * 9.81 * 8 * 0.09 = 7063 \text{ Н}$$

$$a_{т} = 0.01 \left(\frac{B_{к}}{g * m_{пгр}} + w_{оп} - i_r \right) = 0.01 \left(\frac{7063}{9.81 * 55.9} + 9 - 8 \right) = 0.139 \text{ м/с}^2$$

Допустима швидкість руху поїзда, при підготовці гальм до дії:

$$V_{доп} = \sqrt{(2 * a_{т} * t_{п})^2 + (a_{т} * t_{п})^2} -$$

$$a_{т} * t_{п} = \sqrt{2 * 0.139 * 4.4 + (0.139 * 4.4)^2} - 0.139 * 4.4 = 2.78 \text{ м/с}$$

2.7.4. Перевірка маси поїзда по нагріванню двигуна

Сила тяги, яка припадає на один двигун для порожнього напрямки:

$$F_{xi} = gm_{пп} \frac{w_{оп} + i_{ci}}{n_{дв}} = \frac{9,81 * 29(11 + 5)}{2} = 2276 \text{ Н}$$

Сила тяги, яка припадає на один двигун для вантажного напрямки:

$$F_{pi} = gm_{пгр} \frac{w_{оп} + i_{ci}}{n_{дв}} = \frac{9,81 * 55,9(9 + 5)}{2} = 3839 \text{ Н}$$

Таблиця 2.2

Параметр	Направлення руху	
	порожнє	Грузове
Сила тяги, Н	2276	3839
Сила струму, А	68	85
Швидкість руху, км/ч (м/с)	8(2,22)	6,6(1,83)

Тривалість рейсу:

$$T_p = \frac{l_x}{60 * K_{ш} * V_x} + \frac{l_p}{60 * K_{ш} * V_p} + \theta = \frac{940}{60 * 0,8 * 2,22} + \frac{940}{60 * 0,8 * 1,83} + 30 = 51 \text{ мин}$$

Прийнявши коефіцієнт, який враховує додатковий нагрів при виконанні маневрів, $\gamma = 1,25$; визначаємо:

$$I_e = \gamma \sqrt{\frac{\sum I^2 * t}{T}} = 1,25 \sqrt{\frac{68^2 * 8 + 85^2 * 6,6}{51}} = 51 \text{ А}$$

Оскільки $I_{тр} > I_e$ ($85 > 51$), нагрів двигунів перебувати в допустимих межах.

2.7.5. Перевірка маси поїзда по розрядному току тягової батареї

Приймаємо: $K_6 = 1$ (батарея віддає номінальну розрядну ємність),

$K_{реж} = 1,5$ (розрахункова перевантаження тягової батареї по струму).

Максимальний розрядний струм батареї:

$$I_{1, \max \text{ бат}} = (C_{1п} * K_{1б} * K_{реж}) / (t_{1п}^{1/3}) = (350 * 1 * 1,5) / 3 = 175 \text{ А}$$

$$I_{\max \text{ бат}} = 175 \text{ А}$$

Маса поїзда по розрядному току батареї:

$$m_{пп} = \frac{n_{дв} * F'_{д.бат}}{g(w_{оп} + i_c)} = \frac{2 * 9800}{9,81(11 + 8)} = 105,15 \text{ т}$$

2.7.6. Визначення кількості електровозів і їх продуктивності

Можливе по балансу часу кількість рейсів одного електровоза:

$$r_{в} = \frac{60t_{см} * K_{в}}{T} = \frac{60 * 6 * 0,7}{51} = 5 \text{ рейсов}$$

Визначаємо загальна кількість рейсів для забезпечення змінного вантажопотоку гірської маси:

$$r_{oi} = K \left(\frac{Q_{см1} + Q_{смп}}{Zm_{пп}} \right) = 1,25 \left(\frac{90 + 13,6}{12 * 2,6} \right) = 4,55 \text{ рейса}$$

Приймаємо 4 рейси.

2.7.7. Розрахунок кількості батарей і зарядних столів

Кількість робочих батарей:

$$n_{\text{раб}} = 2n_{\text{л.раб}} = 2 * 2 = 4 \text{ шт.}$$

Кількість інвентарних батарей:

$$n_{\text{инв}} = K_{\text{инв}} * n_{\text{раб}} = 1.1 * 4 = 4.4 \text{ шт.}$$

Застосовуємо 5 штук

Кількість зарядних столів:

$$n_{\text{ст}} = n_{\text{л.инв}} + 2 = 2 + 2 = 4 \text{ шт.}$$

2.7.8. Перевірка можливості роботи електровоза АМ8Д без заміни тягової батареї протягом зміни.

Витрати енергії електровозом за один рейс:

$$a_{\text{ц.к}} = 0,278 * 10^{-6} (F_{\text{хст}} + F_{\text{рст}}) (Q_{\text{р}} + I_{\text{м}}) = \\ = 0,278 * 10^{-6} (2276 * 2 + 3839 * 2) (940 + 200) = 3,88 \text{ кВт} * \text{ч}$$

Енергоємність тягової батареї:

$$A_{\text{б}} = 10^{-3} * K_{\text{б}} * C_{\text{п}} * U_{\text{б.р}} = 10^{-3} * 1 * 350 * 2 * 129 = 90,3 \text{ кВт} * \text{ч}$$

Можливе кількість рейсів за енергоємністю батареї:

$$n_{\text{в.зн}} = \frac{A_{\text{б}} * \eta_{\text{л}}}{a_{\text{ц.к}}} = \frac{90,3 * 0,5}{3,88} = 11,63 \text{ рейса}$$

Батареї досить для роботи електровоза на протязі робочої зміни.

2.7.9. Основні показники електровозного транспорту:

Нормативна змінна продуктивність одного рейсового електровоза розрахована за умовою стовідсоткового вивезення змінною видобутку:

$$A_{\text{см.рейс}} = \frac{(Q_{\text{см.л}} + Q_{\text{см.пл}}) l_i}{n_{\text{л.рейс}}} = \frac{(80,5 + 13,6) 0,94}{2} = 44,2 \text{ т} * \text{км}$$

Розрахунок місячної продуктивності рейсового електровоза:

$$A_{\text{мес.рейс}} = A_{\text{см.рейс}} * n_{\text{с.с}} * n_{\text{раб.дн}} = 44,2 * 4 * 25 = 4420 \text{ т} * \text{км}$$

Витрати енергії на електровозного транспорт:

$$a_{\text{ц.п}} = \frac{a_{\text{ц.к}}}{\eta_{\text{л}} * \eta_{\text{т}} * \eta_{\text{п}}} = \frac{3,88}{0,5 * 0,47 * 0,9} = 18,35 \text{ кВт} * \text{ч}$$

Витрати енергії на шинах змінного струму перетворювальної підстанції, віднесені до одного тонно-кілометра нетто:

$$a_{\text{п.пит}} = \frac{a_{\text{ц.п}}}{Z * m_{\text{пр}} * l_i} = \frac{18,35}{25 * 2,6 * 0,94} = 0,3 \text{ кВт} * \text{ч} / (\text{т} * \text{км})$$

Змінні витрати енергії на магістральному транспорті:

$$A_{\text{см.зн}} = a_{\text{п.пит}} (Q_{\text{см.л}} + Q_{\text{см.пл}}) l_i = 0,3 (80 + 13,6) 0,94 = 28,78 \text{ кВт} * \text{ч}$$

2.7.10. Вибір основного обладнання зарядної підстанції.

Припускаємо індивідуальний заряд батарей зарядним пристроєм ЗУК 150/230: виконання РП, номінальний випрямлений струм 155 А, номінальне випрямлена напруга 230 В.

Кількість зарядних пристроїв:

-для 2 інвентарних електровозів АМ8Д: 4

Потужність одного зарядного пристрою:

$$P_{з.ус} = 10^{-3} * 155 * 230 = 35,6 \text{ кВт} * \text{А}$$

Інвентарна кількість зарядних пристроїв:

$$n_{з.ус.инв} = 1,1 * n_{линв} = 1,1 * 4 = 4,4 \text{ шт.}$$

Приймаємо 5 штук.

Сумарна потужність трансформаторів які живлять зарядними пристроями:

$$P_{тр} = \frac{K_c * n_{з.ус} * P_{з.ус}}{\eta_{з.ус}} = \frac{1 * 5 * 35,65}{0,9} = 203,6 \text{ кВт} * \text{А}$$

2.7.11. Організація робіт по реалізації прийнятих рішень

При початковій підготовці ділянки проводимо вуглеспускних скат і монтажний просік під вентиляційним штреком. В якості другого виходу в міру опускання агрегату з боку вугільного масиву проводимо вентиляційну піч, яка служить також скатом для наступної смуги. Скат має два відділення: сходовий і вантажне для доставки лісу і матеріалів; при виїмці наступної смуги останнє служить для спуску вугілля.

Пункти навантаження обладнаємо на відстані рівному довжині очисного вибою - 60 м. Тому при польовій підготовці відсутня пластовий штрек. Для цього від польового штреку на кожну виїмкових смугу до перетину з вуглеспускних скатом проводимо квершпаги. Перевага цього способу полягає в збереженні обсягу проведення підготовчих виробок, відсутність витрат на підтримання пластового штреку.

2.8. Охорона праці

2.8.1. Аналіз небезпечних і шкідливих виробничих факторів

Небезпечні виробничі фактори. Шахта «Центральна» віднесена до надкатегорних за газом метаном, небезпечна за раптовими викидами і по вибуховості пилу. Вугільний пил зустрічається двох видів: аерозоль і аерогель. Вихід летких речовин становить 25%. Найбільш небезпечні місця обвалення порід - сполучення лав з штреками, гірничі виробки, що погашаються. Можливі травми різного ступеня тяжкості при буропідричних роботах, які супроводжуються виділенням отруйних газів $H_2S = 9 \text{ мг / м}^3$, $CO = 20 \text{ мг / м}^3$, $NO_2 = 2 \text{ мг / м}^3$ і ін. Достовірність виникнення пожежі від механічних непорозумінь, займання обладнання, ВПР, вибуху метано-повітряної суміші, також є небезпечним фактором.

Потенційно шкідливі виробничі фактори. Висока температура повітря в гірничих виробках передбачає гарне провітрювання (швидкість руху повітря в магістральних виробках - не більш 8 м / с, по дільничним виробках - не більш 6 м / с, по очисним - максимум 4 м / с). Запиленість повітря в глухому куті виробітки, яка погашається, становить 140 мг / м^3 , вміст SiO_2 в пилу - 65%. Дія даного чинника призводить до виникнення профзахворювань: силікозу і антракоза. Шкідливі і отруйні гази, які надходять у виробки з порід, що вмішають. Джерела виробничого шуму - робота видобувних і прохідницьких машин, ВМП, електродвигунів та ін. Гранично допустима концентрація шуму 80дБ. Для усунення рівня вібрації - установка виброізоляторів, гнучкі вставки, футерування, амортизатори. Гранично допустимий рівень вібрації - 112 дБ.

Крім того на шахті мають місце такі небезпечні та шкідливі виробничі фактори:

- рухомі машини, механізми, рухомі частини виробничого обладнання;
- обвалюються гірські породи;
- небезпека раптових викидів;
- підвищена запиленість повітря робочої зони;
- підвищений рівень шуму на робочому місці (біля ВМП - до 130 дБ, працюючий комбайн, компресорні установки);
- підвищений рівень вібрації (робота з перфораторами, на електровозах, прохідницьких комбайнах);
- небезпека ураження електричним струмом;
- відсутність природного освітлення;
- нервово-психологічні перевантаження, монотонність праці.

Проект передбачає огорожу рухомих частин і механізмів. Для запобігання травмуванню спілкуються породами покрівлі, виробництво робіт повинно виконуватися під захистом кріплення.

Відповідно до «Комплексом заходів щодо боротьби з викидами вугілля, породи і газу» на виїмкових дільницях проводиться локальне прогнозування викидонебезпечності. При перевищенні допустимої швидкості газовиділення

виконуються роботи по гідророзпушування пласта, а в разі неможливості виконання робіт по гідророзпушування - застосовують струсне підривання.

Для боротьби з шумом проектом передбачені наступні заходи:

- використання обладнання за призначенням в комплектації заводу виготовлювача і в справному стані. Ремонтно-профілактичні роботи здійснюються в першу зміну;

- застосування звукоізоляції і звукопоглинальних матеріалів. Для поглинання звукової енергії в виробках окоlostвольного двору і в місцях установки ВМП, здійснюється облицювання з пористої штукатурки. На ВМП встановлюються глушники ГШ-3, які знижують шум до 25дБ і на відстані 1м рівень шуму знижується до допустимого;

- індивідуальні засоби захисту від шуму, представлені внутрішніми і зовнішніми протишуми. Для машиністів прохідницьких і очисних вибоїв, а також їх помічників та осіб, які працюють у діючих ВМП, компресорних установок і ін. джерел шуму застосовуються захисні каски з пластмаси і незалежні навушники. Для інших працівників - захисні каски і волокнисті тампони типу «беруші»;

- будівельні та організаційні заходи (винос джерел шуму за межі робочих місць).

Для зменшення рівня вібрації, проектом передбачено застосування: амортизаторів, гнучких вставок, антивібраційних рукояток. Як засоби індивідуального захисту застосовуються: для рук - рукавиці та рукавички; для ніг - чоботи і напівчоботи з пружно-демпферованим низом.

Для боротьби з пилом, гірські машини, при роботі яких утворюється пил, повинні оснащуватися засобами пилоподавлення, що поставляються заводами-виробниками в комплекті з машинами.

Зрошення є одним з поширених способів боротьби з пилом, ефективність якого підвищується при правильному застосуванні ПАР.

Для захисту від ураження електричним струмом передбачається заземлення електрообладнання та кабелів в якості вертикальних електродів; електроблокування розподільні пункти пускової апаратури; в якості засобів індивідуального захисту - гумові рукавички, діелектричні підставки та ін.

2.8.2. Виробнича санітарія

Боротьба з пилом.

В якості одного з критеріїв при виборі комплексу протипилових заходів по очисним і прохідницьких вибоїв проектом прийнята класифікація шахтопластов по пилоутворювальну здатності. Відповідно "Каталогу шахтопластов СРСР за пиловим чинником" пласт віднесений до VI групі пластів за пиловим чинником. Рекомендовані заходи щодо боротьби з пилом: попереднє зволоження вугілля в масиві, пневмоорошення і пиловловлювання.

Для боротьби з пилом в гірничих виробках передбачається:

- 1) заходи щодо боротьби з пилом при всіх процесах, які супроводжуються пилоутворенням (виїмка і транспортування вугілля,

навантаження гірничої маси, проведення виробок комбайнами, буріння шпурів і бурових свердловин, вибухові роботи та інші);

- 2) зволоження вугілля в масиві;
- 3) зв'язування пилу;
- 4) водопостачання шахти і розводка водопровідної мережі по гірничим виробках, а також розташування засобів п'єлоподавлення в гірських виробках;
- 5) знепилюючих провітрювання вибоїв шахти;
- 6) обладнання і матеріали для боротьби з пилом;
- 7) індивідуальні засоби захисту від пилу;
- 8) організація протипиловий служби.

Зволоження вугілля в масиві. Нагнітання води в пласт передбачається через свердловини, пробурені з виробок. Довжина свердловини 150 м, відстань між свердловинами -10 м. Нагнітання води здійснюється насосними установками НВУ-30Г. Для підвищення ефективності попереднього зволоження вугільного пласта застосовуються розчини змочувача хлористого натрію і кальцію, а також водомаслені емульсії (0,5 ^ -2%). Ефективність зниження пилоутворення при зазначеному засобі зволоження вугілля 60%.

Боротьба з пилом при виїмці вугілля.

Пилопригнічення при роботі виїмкових комбайнів здійснюється за допомогою зрошувальних приладів, якими вони обладнуються на заводі виробнику. Питомі витрати води на зрошення 40 л / т. Ефективність пилопригнічення -98,5%. Для підвищення ефективності передбачається додавання в воду змочувача ДБ в концентрації 0,2-0,3%.

Боротьба з пилом на вантажних машинах.

Пилопригнічення здійснюється за допомогою зрошувальних систем, які комплектуює завод-виробник. Витрати води на зрошення 50 л / м³ в процесі навантаження вугілля. Ефективність пилопригнічення 95%.

Пилопригнічення при бурових роботах.

Боротьба з пилом при бурових роботах здійснюється за допомогою промивання водою. Промивання шпурів і свердловин при бурінні здійснюється за допомогою промивних приладів з бічної або осьової подачею води, які поставляються заводом-виробником разом з буровою машиною. Витрати води при бурінні шпурів - 1,8 м³ / год, при бурінні свердловин - 50 л / м. При бурінні шпурів і свердловин досягається допустима концентрація пилу.

Боротьба з пилом при вибухових роботах.

Під час проведення підривних робіт прийнято:

- 1) Зрошення поверхні виробок перед вибухом зарядів ВР у шпурах і зв'язування осілого пилу;
- 2) Водяні завіси, які утворюються перед вибухом зарядів ВВ у поліетиленових пакетах з водою;
- 3) гідронабійки шпурів;
- 4) водні завіси за допомогою форсунок або туманоутворювачів;

Зв'язування пилу на поверхні виробок здійснюється 0,1% водним розчином змочувача ДБ і хлористого кальцію по всьому периметру протягом

20 м від вибою не більше ніж за 20-30 хв. до вибуху шпурів. Витрати розчину близько 1 л / м поверхні виробки. Зрошення здійснюється за допомогою ручного оросителя РО-1.

Для освіти завіс використовуються поліетиленові мішки місткістю 20-25 або 40-50л. Мішки місткістю 20-25 л підвішуються до покрівлі виробки на гачках або вкладаються на підшві виробки.

Розпилення води з поліетиленового мішка місткістю 20-25 л здійснюється вибухом одного патрона ПВП-1 або вугленіту Е-VI в спеціальних патронах діаметром 32 мм і вагою 100 г і вибухом одного патрона ПВП-1 або вугленіту Е-VI вагою 150-200 г в мішках місткістю 40-50 л.

Ініціювання зарядів в мішках з водою повинно здійснюватися тільки попереджувальними електродетонаторами миттєвої дії до 25-30 мс до вибуху шпурових зарядів.

Для гідронабійки шпурів застосовуються саморасклинюючіся пластикові ампули з замикаючими клапанами. Зовнішній діаметр ампул з водою при використанні бурових коронок 42-43 мм повинен бути 37-38 мм, довжина 300-400 мм.

Витрата води при роботі водяних завіс повинні становити не менше 0,1 м³ повітря, який проходить по виробленню. Для цієї мети застосовуються водні завіси типу ВЗ-1, ВЗ-2, які складаються з плоскоструменеві форсунок типу ПБ-5-165. При дотриманні вищевказаних заходів при вибухових роботах досягається гранично допустима концентрація пилу.

Пилопригнічення на вантажному пункті очисного забою. Придушення пилу, яка утворюється в місці пересипання вугілля з забійного конвеєра на штрековий здійснюється за допомогою конусних зрошувачів з кутом розвороту факела 75 ° при тиску води близько 12 кгс / см². Витрати води - 5 л / т. Для зрошення використовуються зрошувачі типу ПФ5-165.

Боротьба з пилом на розвантажувальних ямах. Гранично допустима концентрація пилу досягається за допомогою зрошення форсунками типу ПФ5-165.

Пилопригнічення при транспортуванні вугілля стрічковим конвеєром. Використовується згідно з рекомендаціями МакНДІ піна кратністю 100-150. Витрата розчину піноутворювача 5-10 л / т вугілля. Пеностовли доцільно встановлювати через один конвеєр за 8-15м від місця розвантаження вугілля попереднім конвеєром. Як оснащення Для утворення піни використовується установка типу СПС-2К101. При цьому на перевантаженнях досягається гранично допустима концентрація пилу.

Обезпилювання вентиляційного струменя. Для знепилювання вентиляційного струменя і зниження пиловідкладення в вентиляційних виробках в 10-15м від лав передбачаються туманотвірних завіси, які діють протягом часу виймки вугілля в лаві. Вимкнення їх допустимо лише в ремонтну зміну. Накопичена близько завіси пил повинна періодично забиратися. Одночасно зі збиранням пилу необхідно проводити чистку водостічної канавки від шламу. Ефективність пилопригнічення 98,5%.

Прибирання і зв'язування осілого вугільного пилу. Простим видом збирання вугільного пилу є її змив, який здійснюється за допомогою гумовотканинного рукава з уприскуванням, який приєднується до пожежних кранів.

Автоматизація зрошувальних систем. Для підвищення ефективності боротьби з пилом на ділянках очисних і підготовчих робіт передбачається дистанційне автоматичне включення і виключення подачі води в зрошувальні системи гірських машин і виключення апаратури приводів виконавчих органів машин при зниженні параметрів зрошення нижче встановлених значень. Автоматичне управління здійснюється приладами ВЕТ-3Д і УКДР. Засобами автоматизації обладнані виемочніе і прохідницькі комбайни, конвеєрні лінії та інше.

Індивідуальні засоби захисту від пилу. У випадках, якщо використання передбачених проектом заходів боротьби з пилом не забезпечує зниження запилення повітря на робочих місцях до гранично допустимих концентрацій, а люди не можуть бути розміщені на свіжому струмені повітря, передбачено використання протипилових респіраторів.

Боротьба з пилом при веденні прохідницьких робіт

При вибухових роботах у виробленні застосовуються водорозпилені завіси при питомій витраті води не менше 10 л / м² перерізу виробки в проходці.

При набійці шпурів застосовуються поліетиленові ампули з водою. Ампули вводяться в шпур за патроном-бойовиком і підпираються піщано-глинистими пизжами, суворо витримуючи при цьому мінімально допустиму величину внутрішньої набійки згідно паспорта БВР.

Строго дотримуються мінімально-допустимі відстані між сусідніми шпурами, передбачені паспортом БПР.

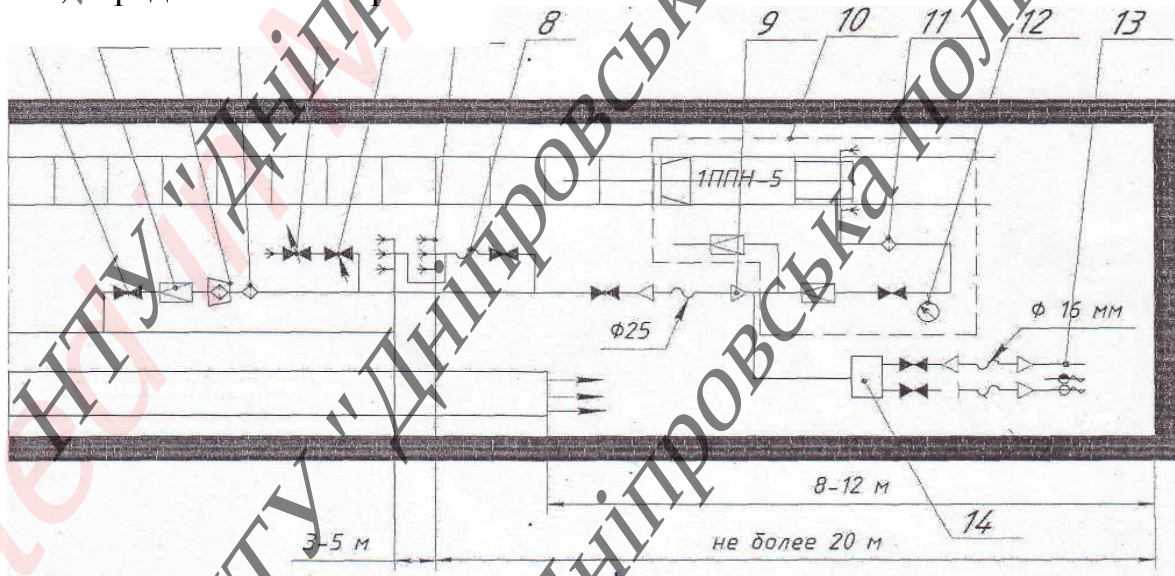
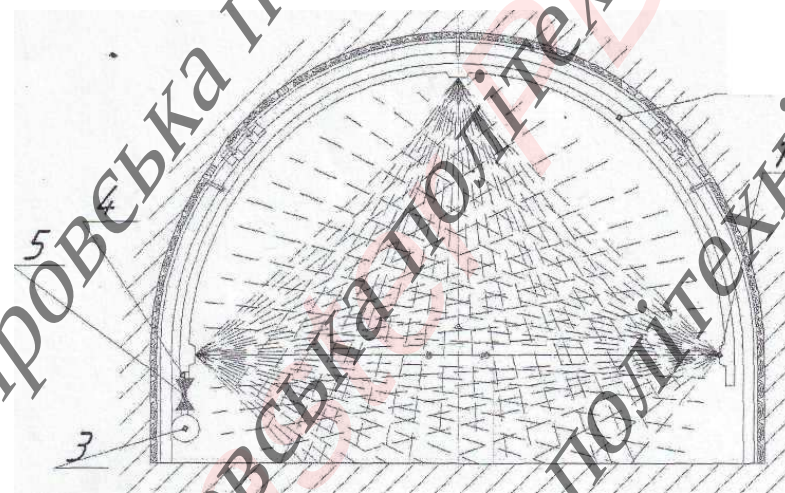


Рис. 2.8.1- Схема пилоподавлення при проведенні виробки

Таблиця 2.8.1. - Обладнання для пилоподавлення в прохідницькому забої

№	Обладнання	Обладнання
1 2	Вентиль фланцевый	8 9 Рукав напорный
3	Клапан редуционный	10 • Переходник Орошение на ШПН-5
4	вентиль	11 Вентиль
5	Кран трехходовой	1n Манометр:
6	Кран проходной	13 Редуктор
7	Форсунка	и Форсунка



Умовні позначення:

- 1 - форсунки типу ПФ-5
- 2 - трубопровід завіси
- 3 - зрошувальний трубопровід
- 4 - напірний рукав $d = 25$ мм
- 5 - вентиль $\frac{3}{4}$

Рис. 2.8.2. - Схема установки водяної завіси

Таблиця 2.8.2. - Параметри протипилових заходів

Способи боротьби з пилом	Параметри	Од.вим	Значення
Орошення на ШПН-5	Витрати води	л/мин	5-10
а) на перегрузочному пункту	тиск	кгс/см	3-5
	Зфект пилоподавлення	%	80
б) у зоні завантаження	Витрати води	л/хв	20-50 12
	Тиск	кгс/см ²	
Орошення на исходящей струменю	-//-	-//-	30-50
	-//-	-//-	12

2.8.3 Заходи щодо запобігання раптових викидів при відпрацюванні пласта

Шахта Ф.Е. Дзержинського розробляє круті вугільні пласти з кутом падіння 56-62°, які схильні до гірничих ударів і раптових викидів вугілля, породи і газу. В даний час видобуток вугілля ведеться на великих глибинах 1026-1146м, де зростає гірський тиск, а отже, і небезпека гірських ударів, вище температура гірських порід, вміст газів (природна метаноносності) у вугільних пластах і породах, що вміщують.

Заходи щодо запобігання ГДЯ в очисному забої

Для зниження напруженого стану вугільного масиву в лавах крутого падіння доцільно застосовувати зволоження вугілля через повстають свердловини, яке є не тільки меро-приємієм по боротьбі з викидами вугілля і газу, а й засобом боротьби з пилом.

Залежно від ступеня небезпеки пласта зволоження може застосовуватися також в комплексі з іншими заходами по боротьбі з викидами, як-то: буріння додаткових горизонтальних і повстають свердловин, спорудження випереджаючої кріплення і т. Д.

Повстають свердловини діаметром 80-120 мм буряться з отка-точного штреку на максимально можливу висоту, але не менше 80 м. В даному випадку будуть буритися свердловини довжиною 120 м. Відстань між свердловинами визначається величиною радіуса зволоження, який для кожного пласта устанавліва-ється досвідченим шляхом, приблизно 5-7м. Перед нагнітанням води в пласт кожна свердловина оборудується двома металевими трубками діаметром 3/4 "і герметизується. Опис технологи герметизації свердловини наводиться нижче.

Нагнітання води в пласт повинно проводитися при тиску трохи більшому, ніж тиск, при якому пласт починає приймати воду. Величина тиску нагнітається води для кожного пласта також визначається дослідним шляхом.

Контроль за процесом зволоження здійснюється за допомогою манометра і водолічильника.

Після зволоження вміст вологи у вугільному масиві долж-но бути вище материнської.

Попереду очисного вибою повинно бути не менше трьох зволожуючих свердловин.

Контролюється якість зволоження шляхом систематичного відбору проб вугілля на вологу по всьому очисному забою поуступно або через кожні 10-12 м по падінню пласта. Проби повинні відбиратися окремо по пачках, що складають пласт. Аналізи проб вугілля на вологість, а також показання манометра і водолічильника заносяться в журнал зволоження.

При випуску води зі свердловини після нагнітання дуже часто відбувається закупорка нагнетательной трубки вугіллям, в зв'язку з чим свердловина частково або повністю залишається заповненою во-дой, при підході до такої свердловини забоем лави не виключена можливість прориву води в очисний вибій. Щоб уникнути цієї небезпеки повинні пробуриваються

розвантажувальні свердловини діаметром 80-120 мм на висоту, що перевищує висоту герметизації на 5 м.

Ці свердловини слід бурити таким чином, щоб вони перетиналися з зволожуючими свердловинами вище її загерметизованій частини. Якщо при бурінні розвантажувальної свердловини вода з зволожуючою свердловини не вийде, слід включити високонапірний насос і шляхом підвищення тиску в зволожуючою свердловині домогтися прориву води в розвантажувальну свердловину.

Мінімально необхідна кількість рідини Q в метрах кубічних, що нагнітається в одну свердловину, визначають за формулою:

$$Q = 2 \cdot R_y \cdot l_{скв} \cdot m \cdot \gamma_y \cdot q_{жс} = 2 \cdot 6 \cdot 110 \cdot 120 \cdot 0,63 \cdot 1,35 \cdot 0,025 = 3368 \text{ м}^3$$

де R_y - ефективний радіус зволоження, м;

m - потужність пласта, м;

γ_y - питома вага вугілля, т/м³;

$l_{скв}$ - довжина нагнітальної свердловини, м;

$q_{жс}$ - питома витрата нагнітається рідини на 1 т вугілля в масиві, м³ / т приймається від 0,025 м³/т до 0,030 м³/т.

Відстань між свердловинами визначають залежно від радіуса ефективного зволоження в метрах і має становити не більше 1,8. Величину визначають експериментально, для чого пласту бурять дві нагнітальні свердловини, відстань між якими має бути не менше 15 м. Після нагнітання в них розрахункової кількості розчину бурять паралельно нагнітальним свердловинах по три контрольних свердловини такої ж довжини на відстанях відповідно 3 м, 6 м і 9 м від першої свердловини і 3 м 5 м і 7 м від другої. При цьому, через кожні 5 м буріння контрольної свердловини відбирають проби вугілля для визначення вмісту вологі. За радіус ефективного зволоження приймають максимальне відстань до контрольної свердловини.

2.8.4. План ліквідації аварії

Для ведення профілактичних, роботи і швидкої ліквідації аварії і порятунку людей на всіх діючих і реконструюваних шахтах і складають кожні 6 місяців ПЛА. До введення його в дію з ним знайомляться всі особи ІТП і робітники знайомляться з тією частиною його яка відноситься до ділянки. Після ознайомлення розписуються в книзі інструктажів ТБ.

Люди польовий відкаточний штрек №108 від проміжувочного квершлягу 90-108 до південного квершлягу 1190 м вихід до стовбура №8 і на поверхню 30 хв.

Люди стовбурів №5,6 переходять на ближайший горизонт і на поверхню-5 хв.

Люди інших учатке в саморятувальниках виходять звичайними шляхами відкатних виробках до стовбура №6 і на поверхню, люди руддвора 530,970,1080,1190 м виходять до стволу № 6,8 і на поверхню (див. Табл.2.8.3).

Дії для порятунку людей	Відповідальність за виконання	Шляхи і час виходу людей	Шляхи руху підрозділу ГВГСС ібудівля
1. Визвати групу 1-го ВГРЗ	Інженерний диспетчер Сергєєва телефоністка Командир взводу ВГРЗ	Люди знаходяться до місця аварії на груповому о / ш 90-1190 м направляються в самоврятувальниках до стовбура №8 і на поверхню.	1-е відділення по стовбуру №8 на горизонт 1190 м і спрямовується по південному квершлягу до місця аварії для виведення людей і локалізації аварії, перевіряють відключення електроенергії
2. Головний вентилятор працює нормально	Головний механік Інженерний диспетчер	Люди знаходяться до місця аварії о / ш 100 на груповий о / ш 90-1190 м до стовбура №8	2-е відділення по стовбуру №8 на горизонт 1080 м за вантажною гілкою стовбура №8 по груповому о / ш 120
3. Відключити електроенергію на ділянці	Інженерний диспетчер Сергєєва телефоністка Інженерний диспетчер Командир взводу	Люди знаходяться до місця аварії в лаві 100 піднімаються на горизонт 1080 м і по проміжному квершлягу 90-120 до стовбура №8	з боку свіжого струменя для локалізації вибуху і виведення людей.
4. Оповістити по телефону про аварію на ділянці	Інженерний диспетчер Сергєєва телефоністка Командир взводу	Люди знаходяться до місця аварії груповий о / ш 120 направляються до стовбура №8	3-е відділення по стовбуру №8 на горизонт 970 м для виведення людей з виробок Руддвора.
5. Направити членів ВПК ділянки УШТ	Головний механік Слюсар ЕМС	Люди знаходяться до місця аварії груповий о / ш 120 направляються до стовбура №8	
6. У самоврятувальниках до місця аварії для виведення людей	Інженерний нагляд Інженерний нагляд Командир взводу	Люди знаходяться до місця аварії груповий о / ш 120 направляються до стовбура №8	
7. Підготувати вагони електровози для доставки ВГРЗ на аварійну ділянку	Інженерний нагляд Інженерний нагляд Командир взводу	Люди знаходяться до місця аварії груповий о / ш 120 направляються до стовбура №8	
8. Вести облік людей які виїжджають з шахти	Інженерний нагляд Інженерний нагляд Командир взводу	Люди знаходяться до місця аварії груповий о / ш 120 направляються до стовбура №8	
9. Направити відділ ГВГСС	Інженерний диспетчер Сергєєва телефоністка Командир взводу	Люди знаходяться до місця аварії на груповому о / ш 90-1190 м направляються в самоврятувальниках до стовбура №8 і на поверхню.	

3 ОСНОВНА ЧАСТИНА РОБОТИ

3.1 Актуальність питання вибору раціональної технологічної схеми дегазації

Рекомендації по дегазації крутих пластів

1. На крутих пластах застосовуються схеми дегазації зближених пластів свердловинами, пробурених з виробок пласта, сусіднього з ним або з польової виробки (штреку, квершлага). Свердловини можуть бути пробурені хрестом де-газовані пласта або в його площині паралельно один одному або віялом.

2. При польовий або груповий схемою підготовки свити пластів дегазація осу-ється свердловинами, пробурених хрестом надрабативаємого пласта (рис. 3.1) або в його площині (рис. 3.2). При цьому свердловини повинні бути пробурені до нача-ла розвантаження надрабативаємого пласта.

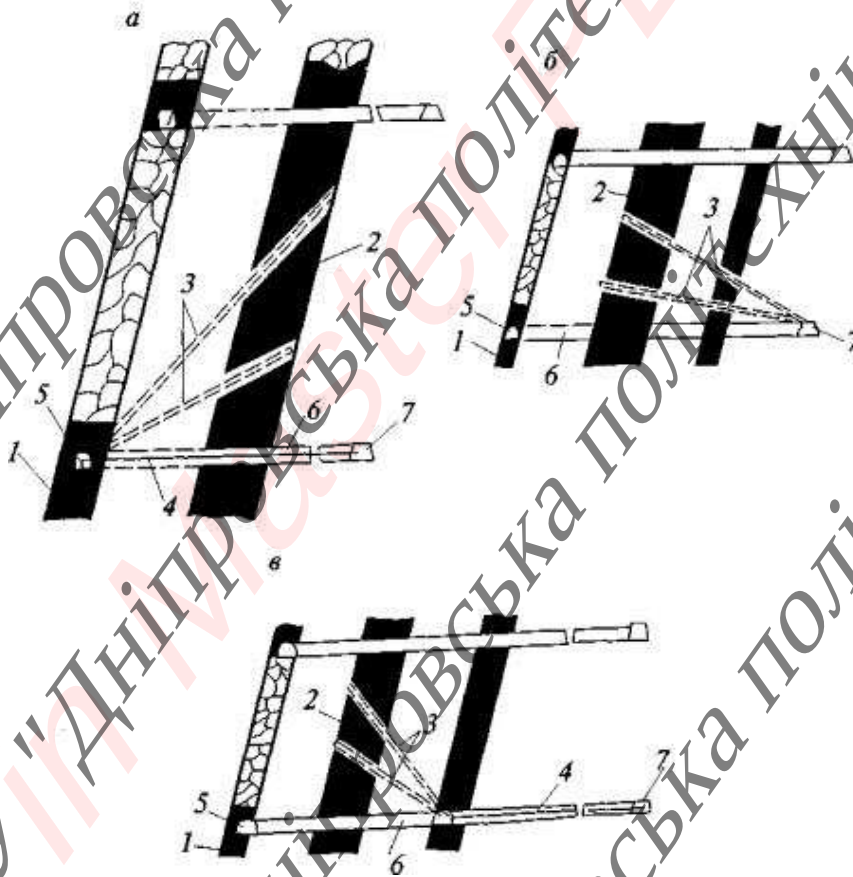


Рис. 3.1. Схема дегазації надрабативаємого крутого пласта свердловинами, про-буріння віялом хрестом його залягання: а - свердловини пробурені з виробок раз-ється пласта; б - свердловини пробурені з польового штреку; в - свердловини пробурені з групового штреку; 1 - розробляється пласт; 2 - зближений пласт; 3 - дегазаційні свердловини; 4 - дегазаційний трубопровід; 5 - відкаточний штрек; 6 -промежуточний квершлаг; 7- польовий штрек

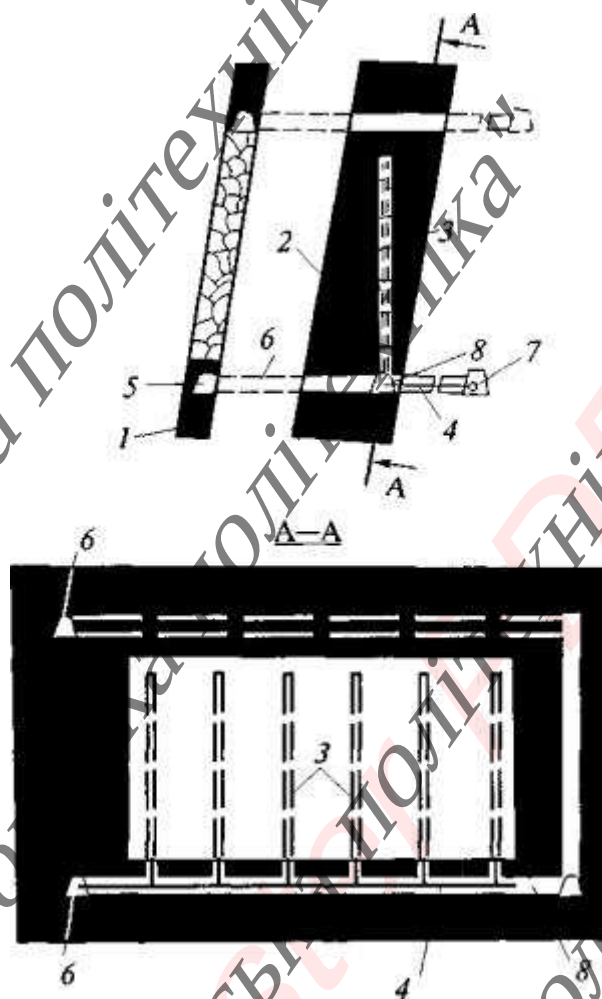


Рис. 3.2. Схема дегазації надрабативаємого пласта свердловин, пробурених-ми по надрабативаємому пласту з підготовчої виробки: 1 - розробляється пласт; 2 - зближений пласт; 3 - дегазаційна свердловина; 4 - дегазаційний трубопровід; 5 - відкаточний штрек; 6 - проміжний квершлаг; 7 - польовий штрек; 8 - підготовча виробка

3. Якщо проміжні квершляги перетинають надрабативаємий пласт, то свердловини краще бурити віялом в його площині з місця його перетину проміжним квершлягом (рис. 3.3).

4. При пластової підготовки крутого пласта дегазація підроблюваних і надрабативаємих пластів проводиться свердловинами, пробурених з виробок пласта (рис. 3.4).

5. При системі розробки довгими стовпами по простяганню, коли штреки після проходу лави погашаються, свердловини на зближений пласт буряться назустріч руху лави (рис. 3.4, а).

6. При суцільній системі розробки свердловини буряться з відкатувального і (або) вентиляційного штреку пласта на зближені пласти в зону, розвантажувати від гірського тиску (рис. 3.4, б).

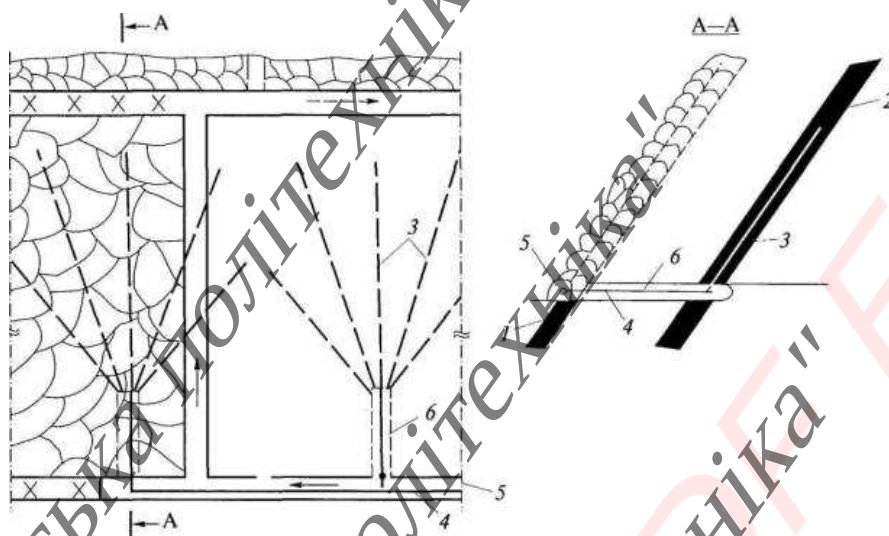


Рис. 3.3. Схема дегазації надрабативаючого пласта свердловинами, пробурених віялом з проміжного квершлягу: 1 - розробляється пласт; 2 - надрабативаний пласт; 3 - дегазаційні свердловини; 4 - дегазаційний трубопровід; 5 - вироблення пласта; 6 - квершляг проміжний

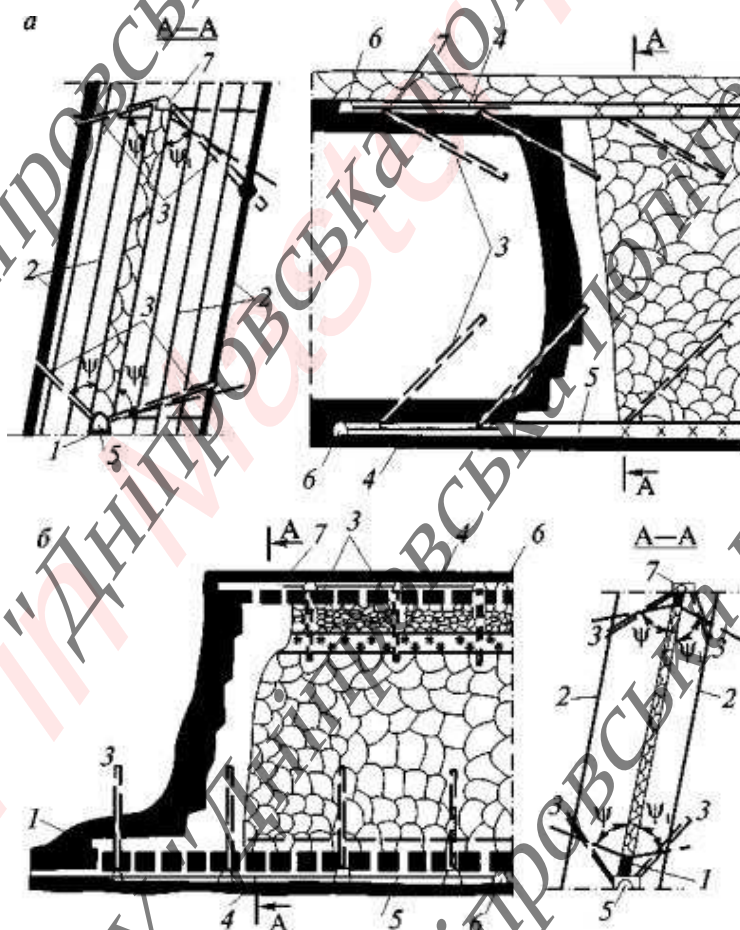


Рис. 3.4. Схема дегазації крутих зближених пластів свердловинами, пробуреними з виробок пласта: а - при стовповій системі розробки-ки; б - при суцільній системі розробки; 1 - розробляється пласт; 2 - зближені пласти; 3 - дегазаційні свердловини; 4 - дегазаційний трубопровід; 5 - відкаточний штрек; 6 - проміжний квершляг; 7 - вентиляційний штрек; ψ - кут розвантаження порід покрівлі; ψ_1 - кут розвантаження порід ґрунту

7. Глибина герметизації свердловин повинна становити не менше 10 м при бурінні свердловин з виробок пласта і 6 м при бурінні свердловин в площині сусіднього пласта або в площині пласта, розкритого проміжним квершлагом.

8. Параметри дегазації зближених крутих пластів встановлюються досвідним шляхом або за рекомендаціями [29], з подальшим їх уточненням.

9. Можлива ефективність дегазації зближених крутих пластів скважена-нами, пробурених з гірських виробок, приведена в табл. 3.1.

Таблиця 3.1.- Ефективність схем дегазації зближених крутих пластів

Схема дегазації	варіант схеми	Умови застосування та схема розпо-розкладання свердловин	Коефіцієнт де-газації источни-ка, частки од.	Мінімальна величину розрідження у гирла свердловини	
				кПа	мм рт. ст.
1	2	3	4	5	6
Схема 1. Свердловини пробурені хрестом надрабативаємого пласта	1а	Свердловини пробурені з польового або грушового штреку (рис. 3.1, б, в)	0,5	6,7	50
	1б	Свердловини пробурені з відкатувального штреку пласта (рис. 3.1, а)	0,4	6,7	50
Схема 2. Свердловини пробурені по повстанню надрабативаємо-го пласта	2а	Свердловини пробурені паралельно з вироблення пласта (рис. 3.2)	0,6	6,7	50
	2б	Свердловини пробурені віялом з про-проміжних квершлагів (рис. 3.3)	0,7	6,7	50
Схема 3. Свердловини пробурені віялом на ідробляються і надрабативаємие пласти	3а	Свердловини пробурені з відкатувального і вентиляційного штреків при стіл-бовой системі розробки з погашенням третьому виробок за лавою (рис. 3.4, а)	0,4	6,7	50
	3б	Свердловини пробурені з відкатувального і вентиляційного штреків при суцільній системі розробки (рис. 3.4, б)	0,5	6,7	50

Рекомендації по дегазації вироблених просторів

1. Дегазація виробленого простору застосовується для зниження метано-обильности чинного ділянки, а також для вилучення метану з сусідніх з ним відпрацьованих просторів або зі старих раніше відпрацьованих виїмкових полів з метою його використання.

2. витягають газоповітряна суміш ізольовано по трубопроводах відводиться на поверхню або в вихідну струмінь виїмкової поля (крила, шахти).

3. Перевагу слід віддавати схемам дегазації, що сприяє відведенню метану від очисного вибою.

4. Дегазація виробленого простору чинного ділянки здійснюється за допомогою свердловин, пробурених над куполами обвалення з польових (рис. 3.5) виробок, або за допомогою перфорованих труб, заведених у вироблений простір через перемички (рис. 3.6-3.7).

5. При дегазації виробленого простору діючої лави з вико-ристанням сбоечних свердловин і перфорованих труб (табл.3.2, схема 3.5) відстань між свердловинами приймається 40-50 м.

Сбоечні свердловини проводяться до підходу лави і з обох кінців обсаджуються трубами. До свердловинах з боку лави підключаються перфоровані труби, які охороняються вогнищами.

6. Глибина герметизації свердловин повинна бути не менше 10 м.

7. Величина розрідження на гирлі свердловини встановлюється відповідно до рекомендацій табл. 3.2.

8. Дегазаційні свердловини і перфоровані труби закладаються поблизу виробок з вихідним вентиляційним струменем.

9. Перфоровані труби підключаються до дегазаційному трубопроводу, який прокладений в сусідній виробленні або залишається в завалі

10. Величина розрідження, що підводиться до перфорованим трубах, повинна бути не менше 4,0103 Па (30 мм рт. Ст.).

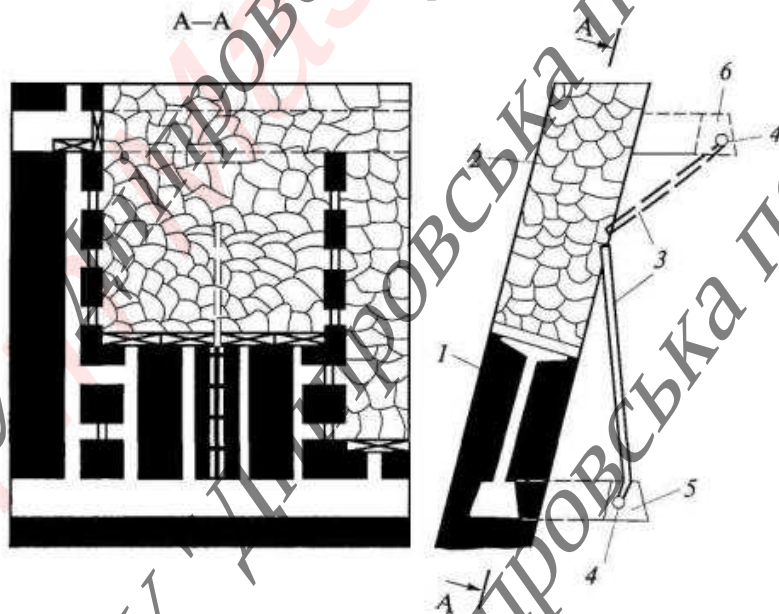


Рис. 3.5. Схема дегазації вироблених просторів крутих пластів скважена-нами, пробурених з польових виробок: 1 - розробляється пласт; 2 - виробок-танное простір; 3 - дегазаційні свердловини; 4 - дегазаційний трубопровід; 5 - польовий штрек відкатувального горизонту; 6 - польовий штрек вентиляційного горизонту

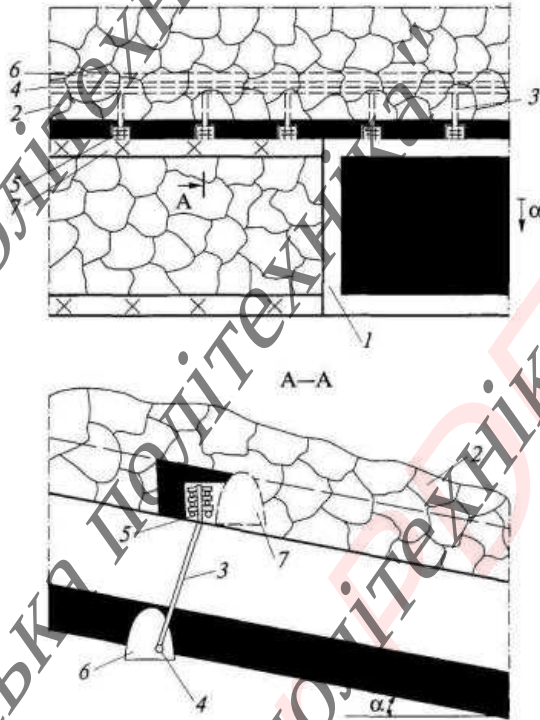


Рис. 3.6. Схема дегазації виробленого простору перфорованими трубами з використанням сбочних свердловин: 1 - очисний вибій; 2 - вироблений простір; 3 - сбочная свердловина; 4 - дегазаційний трубопровід; 5 - перфорує-ванна труба; 6 - штрек по нижньому пласту; 7 - вентиляційний штрек лави

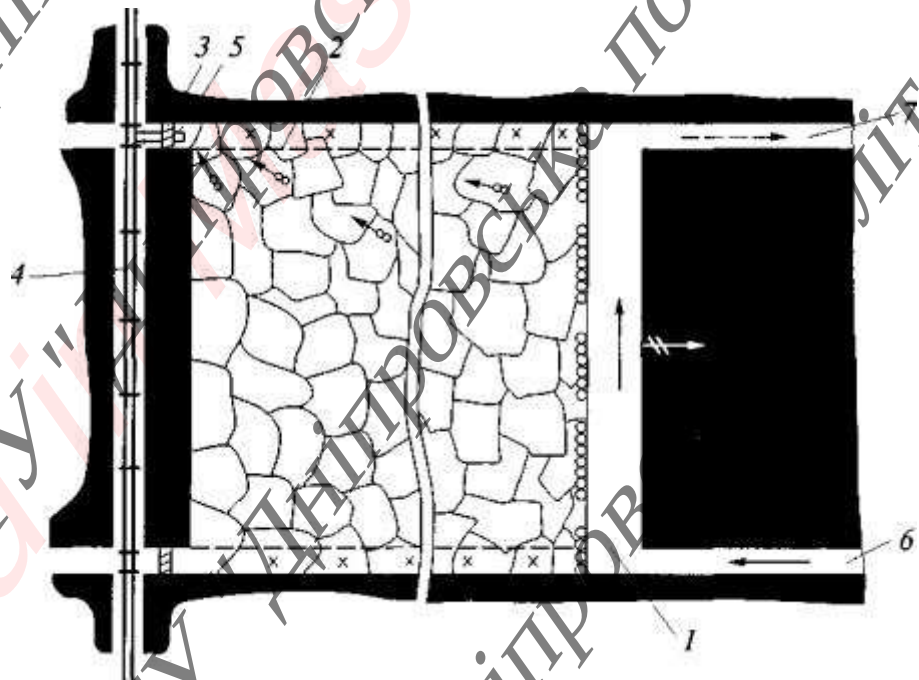


Рис. 3.7. Відсмоктування газу з виробленого простору виїмкової ділянки на флангову вироблення: 1 - очисний вибій; 2 - вироблений простір; 3 - перемичка; 4 - дегазаційний трубопровід; 5 - перфорована труба; 6 - конвеєрний штрек; 7 - вентиляційний штрек

11. Ефективність і умови застосування схем дегазації виробленого простору наведені в табл. 3.2.

Таблиця 3.2. - Ефективність і умови застосування схем дегазації вироботанного простору

схема дегазації	варіант схеми	Умови застосування та схема розташування свердловин або перфорированих труб	Коефіцієнт дегазації источни-ка кд.в.п, частки од.	Мінімальна величина розрідження у гирла сква-жини (перфорированої труби) V_r	
				кПа	мм рт. ст.
1	2	3	4	5	6
Схема 1. Дегазація свердловина-ми, пробурених з виробок	1	Свердловини пробурені з польової виробки при відпрацюванні крутих пластів (рис. 3.5)	0,3-0,4	4,0	30
Схема 2. Відведення метану через перфорировані труби	2а	Перфорировані труби залишати-ляють в яку погашають вентиляційних-ційної виробленні і повідомляються з сбоечними свердловинами (рис. 3.6)	0,4-0,5	6,7	50
	2б	Перфорировані труби заводять за перемички поблизу монтажної камери (рис. 3.7)	0,2-0,3	6,7	50
	2в	Перфорировані труби під-полягають до газопроводу, залишати-ється в завалі:			
		підведення вакууму з боку мон-тажних камери	0,4-0,5	6,7	50
		підведення вакууму з боку де-монтажної камери	0,2-0,3	4,0	30

3.2 Розробка конкурентоспроможних варіантів дегазації

Визначення параметрів дегазації крутих пластів

1. Параметри дегазації підроблюваних і надрабативаемих крутих пластів встановлюються дослідним шляхом з урахуванням умов їх залягання і відпрацювання.

2. У невивчених умовах розробки пластів параметри дегазаційних

свердловин визначаються за формулами, наведеними в табл.3.3.

3. При бурінні свердловин в площині, нормальній до простирання пласта, пара-метри дегазаційних свердловин можуть визначатися простими побудовами (рис. 3.8-3.11).

Таблиця 3.3. - Визначення довжини і кута нахилу свердловин при дегазації зближених крутих пластів

Схема дегазації зближених крутих пластів	Кут нахилу свердловин, град		Довжина свердловин, м
	к горизонту	до лінії простягання пласта	
1	2	3	4
Свердловинами, пробурених з польового штреку або пройденої по нижньому пласту виробки	$tg\beta = \frac{k_n \sin \alpha}{M'' \mp k_n \cos \alpha}$	90	$l_c = \frac{M'' + m}{\sin(180 \mp \alpha - \beta)}$
Свердловинами, пробуреними з виробки щодо розроблюваного пласту	$tg\beta = \frac{k_n \sin \alpha}{M'' \mp k_n \cos \alpha} \sin \varphi$	φ	$l_c = \sqrt{\frac{1}{\sin^2 \varphi} [M'' \mp k_n \operatorname{ctg} \alpha]^2 + k_n^2}$
Свердловинами, пробуреними з відкатного штреку по повстанню пласта	$\beta = \alpha$	90	На 5-10 м менше висоти поверху по повстанню пласта
Свердловинами, пробурених з проміжних квершлагів по пласту віялом	$\beta \leq \alpha$	5-90	На 5-10 му не добуваються до вен-тіляційного штреку

Позначення символів:

знак «+» приймається при надробці, знак «-» - при підробці,

k_n - відстань по вертикалі від рівня відкатувального горизонту до місця перетину свердловиною зближеного пласта, м. Приймається рівним від 0,3 до 0,7 висоти поверху по вертикалі;

M'' - відстань по нормалі від польового штреку до зближеного пласта, м.

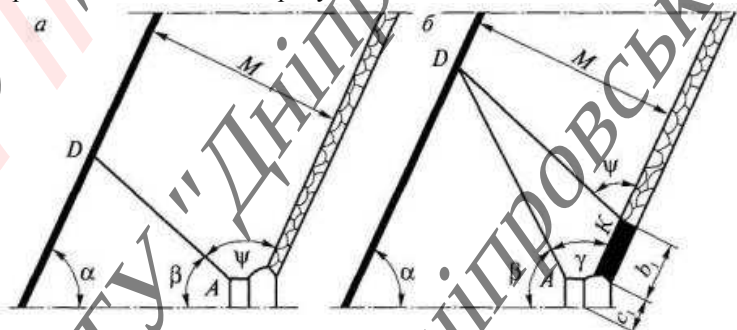


Рис. 3.8. Схема до визначення напрямку свердловини, буримої з відкатувального штреку на вищерозміщений зближений пласт в площині, нормальній до простирання пласта: а - при відсутності цілини (бутової смуги) над штреком; б - при наявності це-лику (бутової смуги) над штреком

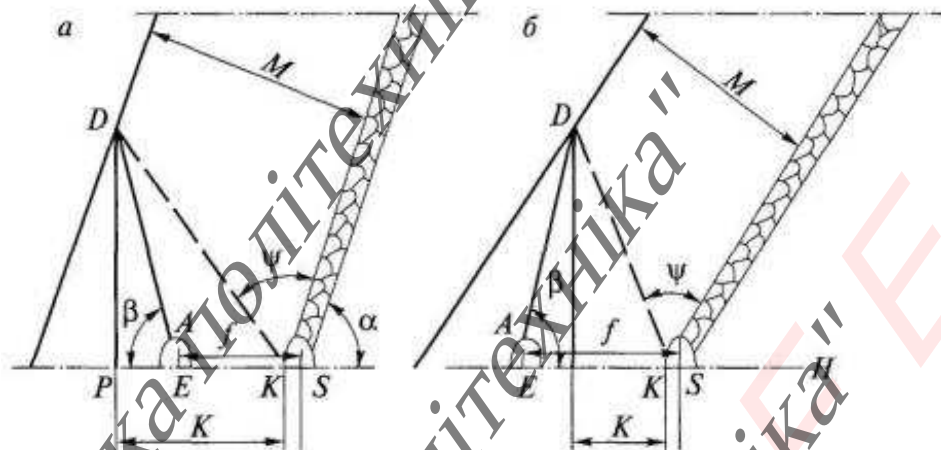


Рис. 3.9. Схема до визначення напрямку свердловини, буримої з групового відкатувального штреку на вищерозміщений зближений пласт, в площині, нормальній до простирання пласта, при відсутності цілини вугілля (бутової смуги) над штреком:

$a - K > f$; $b - K < f$; ($K \neq PK$; $f = ES$)

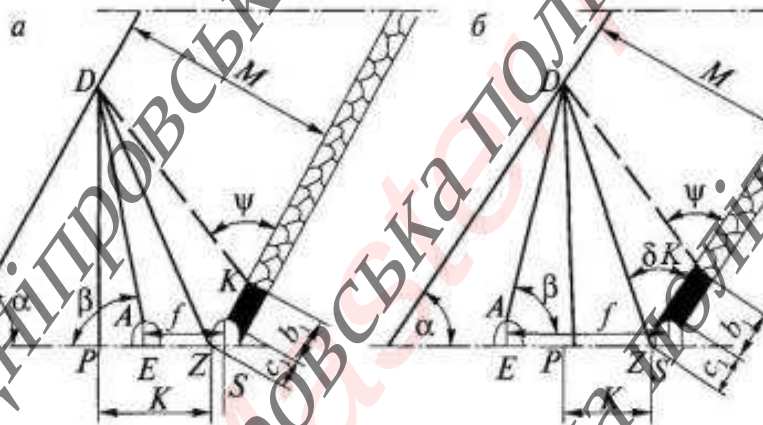


Рис. 3.10. Схема до визначення параметрів свердловини, буримої із групового відкатувального штреку на вищерозміщений зближений шар, в площині, нормальній до простирання пласта і при наявності цілини вугілля (бутової смуги) над штреком:

$a - K > f$; $b - K < f$; ($K = PZ$; $f = ES$)

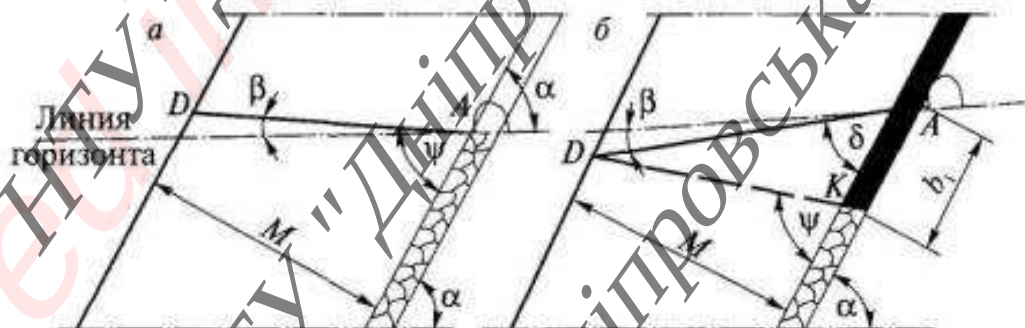


Рис. 3.11. Схема до визначення напрямку свердловини, буримої з вентиля-ційного штреку на вищерозміщений зближений пласт, в площині, нормальній до простирання пласта: а - при відсутності цілини вугілля (бутової смуги) під штреком; б - при наявності цілини вугілля (бутової смуги) під штреком

Вихідними даними для визначення параметрів дегазаційних свердловин являють кут залягання пластів α , висота цілини у виробленні b_1 , з якої проводиться буріння свердловин, і кордони зон підвищеної газоотдачі зближених пластів, що визначаються кутами розвантаження гірських порід ψ (табл. 3.4).

Таблиця 3.4. - Визначення кута розвантаження на крутих пластах

Угол падения пласта ψ_1 , град	Угол разгрузки горных пород ψ , град	
	при подработке ψ	при надработке ψ_1
45	59	77
47	59	77
49	60	77
51	61	76
53	62	76
55	63	76
57	65	75
59	66	75
61	68	75
63	71	74
65	73	74
67	76	74
69	80	73

4. У невивчених умовах відстань між дегазаційними свердловинами на крутих пластах можна визначати по табл. 3 з подальшим коректуванням.

Таблиця 3.5. - Визначення відстані між дегазаційними свердловинами на крутих пластах

Відстань до дегазуючого зближеного крутого пласта, кратне вині-травнем потужності розроблюваного пласта ($\pi = M/T_B$), м	Відстань між дегазаційними свердловинами $r_{с.к}$, м
10-20	15-25
20-30	25-35
30-40	35-45
40-60	45-60
Более 60	60-70

5. Орієнтовні значення коефіцієнта дегазації крутих зближених пластів можуть бути визначені по табл. 3.6.

Таблиця 3.6. - Значення коефіцієнта дегазації крутих зближених пластів

Місце залягання зближеного пласта	Відстань до зближеного пласта, M_i , м	Коефіцієнт дегазації джерела $k_{д.с.к}$, доли ед.
В кровле	10-20	0,2-0,3
	20-30	0,3-0,4
	30-40	0,4-0,5
	40-60	0,5-0,6
	Свьше 60	0,6-0,7
В почве	6-10	0,1-0,2
	10-20	0,2-0,3
	20-30	0,3-0,4
	Свьше 30	0,4-0,6

Визначення параметрів дегазації вироблених просторів

1. Геометричні параметри підземних свердловин, бурим над куполами обвалення, розраховуються за формулами, наведеними в рекомендаціях [29]. При цьому чисельне значення M приймається рівним $h_1 + 8$ (h_1 - потужність безпосередньо покрівлі), а величина $c_1 = 10$ м.

2. Графічним методом параметри підземних свердловин, бурим над куполами обвалення, визначаються відповідно до рекомендацій [29], при цьому $M = h_1 + 8$, а $c_1 = 10$ м.

3. Відстань між свердловинами визначається дослідним шляхом. У невивчених умовах воно приймається кратним кроку обвалення порід покрівлі, але не менше 25 м і не більше 50 м.

4. Параметри дегазації вироблених просторів вертикальними свердловинами встановлюються дослідним шляхом.

5. У невивчених умовах параметри дегазації вироблених просторів вертикальними свердловинами визначаються відповідно до рекомендацій [29], з подальшою їх коригуванням.

6. Параметри дегазації вироблених просторів перфорованими трубами встановлюються дослідним шляхом.

7. Що залишається в завалі вентиляційної виробки газопровід і приєднані до нього перфоровані труби монтуються з вживаних труб діаметром 75-100 мм. Інтервал між ділянками перфорованих труб встановлюється дослідним шляхом або приймається рівним 40-50 м з подальшим його уточненням.

8. Відстань між заводяться через перемички перфорованими трубами приймається рівним відстані між збійками, пройденими з боку вентиляційної вироблення.

9. У випадках зведення побувих смуг поблизу вентиляційної виробки інтервал між перфорованими трубами, які прокладаються через побутову смугу, приймається рівним 40-50 м, а по завершенні дегазаційних робіт уточнюється.

10. Режим роботи перфорованих труб встановлюється виходячи з виконання вимог Правил безпеки у вугільних шахтах і вимог споживача до каптованого метано-повітряної суміші

3.3. Рекомендації по проектування та експлуатації систем дегазації

1. Проектування дегазації

1. Проектні рішення на проведення дегазації, будівництво та експлуатацію дегазаційних систем на нових горизонтах (блоках, крилах, панелях) розробляються проектними організаціями на замовлення вугільної компанії, акціонерного товариства або шахти і затверджуються технічним директором організації-замовника.

2. У проектах будівництва (реконструкції) шахт, розкриття і підготовки горизонтів, блоків, панелей розділи по дегазації повинні бути представлені пояснювальною запискою і графічними матеріалами, що містять будівельну, техно-логічну і електромеханічну частини, контрольно-вимірювальні прилади і ав-тики, технологію використання каптованого метану.

3. Проектування дегазації шахт із застосуванням нових способів і засобів добування метану, що не викладених у цих Методичних рекомендаціях і не пройшли апробацію, допускається за спеціальним проектом, погодженим з територіальним органом Служби і затвердженим технічним директором вугільної компанії (акціонерного товариства, шахти).

4. Необхідність проектування дегазації визначається вимогами Правил безпеки у вугільних шахтах.

5. При проектуванні дегазаційного трубопроводу слід враховувати аеродинамічні характеристики вакуум-насосів і аеродинамічні опору арматури і труб.

6. Тип і число одночасно працюючих вакуум-насосів вибираються за їх характеристиками в залежності від витрати газоповітряної суміші і розрідження на вакуум-насосах.

2. Експлуатація дегазаційних систем

7. Дегазаційні системи шахт повинні забезпечувати проектом закладені показники дегазації, основними з яких є витрата і вміст метану в каптованого газоповітряної суміші.

8. Режими роботи дегазаційних систем шахти, включаючи і режими роботи дегазаційних свердловин на очисних і підготовчих ділянках, повинні способствовать як зниження метанообільності виробок до допустимого умовами про-ветрівання рівня, так і вилучення придатних для використання газоповітряних сумішей з кондиційним (більше 25%) вмістом в них метану.

9. Для чинного дегазаційного трубопроводу допускається уточнювати аеродинамічну характеристику вакуум-насоса по фактично вимірюваними витрат газоповітряної суміші і розрідженню на вакуумнасосі.

Для уточнення аеродинамічної характеристики вакуум-насоса визначається аеродинамічний опір $R_{в.н.}$, мм рт. ст. · мин²/м⁶, арматури і газопроводу на ВНС за формулою

$$R_{в.н.} = \frac{R_{г.т.} + R_{в.ф.}}{Q_{г.ф.}^2}$$

(1)

де $V_v.t$ - розрідження, встановлене за типовою аеродинамічною характеристикою вакуум-насоса і фактичними витратами газоповітряної суміші, мм рт. ст. ;

$V_v.f$ - виміряна на вакуум-наосі (фактично) розрідження, мм рт. ст. ;

$Q_{v.f}$ - фактичний (виміряний) витрата газоповітряної суміші, $m^3 / \text{хв}$.

Уточнена аеродинамічна характеристика будується шляхом віднімання із значень розрідження типовий аеродинамічної характеристики вакуум-насоса по-втрат тиску.

10. P , мм рт. ст., при різних расходах Q , $m^3 / \text{хв}$, розраховуються за формулою

Принцип побудови аеродинамічної характеристики (опору) арматури і газопроводу на ВНС полягає в тому, що для заданих значень витрати (подачі) вакуум-насоса від $5-10 m^3 / \text{хв}$ і вище визначаються значення втрат тиску, які потім віднімаються з відповідних значень розрідження на характеристиці. При цьому втрати тиску

$$\Delta P_{\text{гн}} = R_{\text{гн}} Q_{\text{гн}}^2 \quad (2)$$

Парні значення $Q_{v.f}$ і $V_v.f$ наносяться на графік і будується уточнена аеродинамічна характеристика вакуум-насоса.

11. Якщо точки, побудовані за координатами фактично виміряних витрати суміші і розрідження на вакуум-наосі, розташовуються нижче типовий характеристики (тобто нижче точок з координатами розрахункового режиму), то слід або застосувати газопровод з великим діаметром труб, або змінити схему з'єднання вакуум насосів, що забезпечує більш високий витрата газоповітряної суміші.

12. Для дегазації мережі необхідно приймати такий вакуум-насос (або кілька вакуум-насосів, встановлених паралельно), аеродинамічна характеристика якого проходить через точку з координатами розрахункового (типового) режиму витрати суміші і розрідження або вище неї.

13. Рішення про припинення робіт по дегазації шахт або тимчасової консервації системи дегазації приймається технічною радою вугільної компанії (акціонерного товариства, шахти) за участю представників проектної організації. Рішення технічної ради має бути оформлено протоколом. Змінений проект повинен пройти експертизу промислової безпеки.

3. Розрахунок газопроводів, вибір вакуум-насосів

Система, що працює в режимі всмоктування

14. Розрахункова мережа являє собою схему з'єднання газопроводів. Початковими гілками мережі є ділянки, до яких підключаються дегазаційні свердловини, кінцевою гілкою - ділянку, що підводить до вакуум-насоса. Проміжними гілками є ділянки газопроводу, що мають постійні дебїти метану і діаметр. Початок і кінець гілки вважаються по ходу руху суміші. Гілка - ділянка газопроводу, укладений між двома сусідніми вузлами розгалуження трубопроводу або між свердловинами і вузлом розгалуження. Вузол - пункт, який поєднує не менше трьох гілок газопроводу.

Розрахунок зводиться до визначення наступних параметрів гілок газопроводу: дебіту суміші, концентрації метану в суміші, тиску в початковій і кінцевій точках гілки, діаметра газопроводу та перевірки діючих або вибору нових вакуум-насосів. Складається схема для розрахунку газопроводів (рис. 3.12) з урахуванням розвитку гірничих робіт на найбільш важкий період експлуатації системи дегазації із зазначенням розрахункової довжини її гілок.

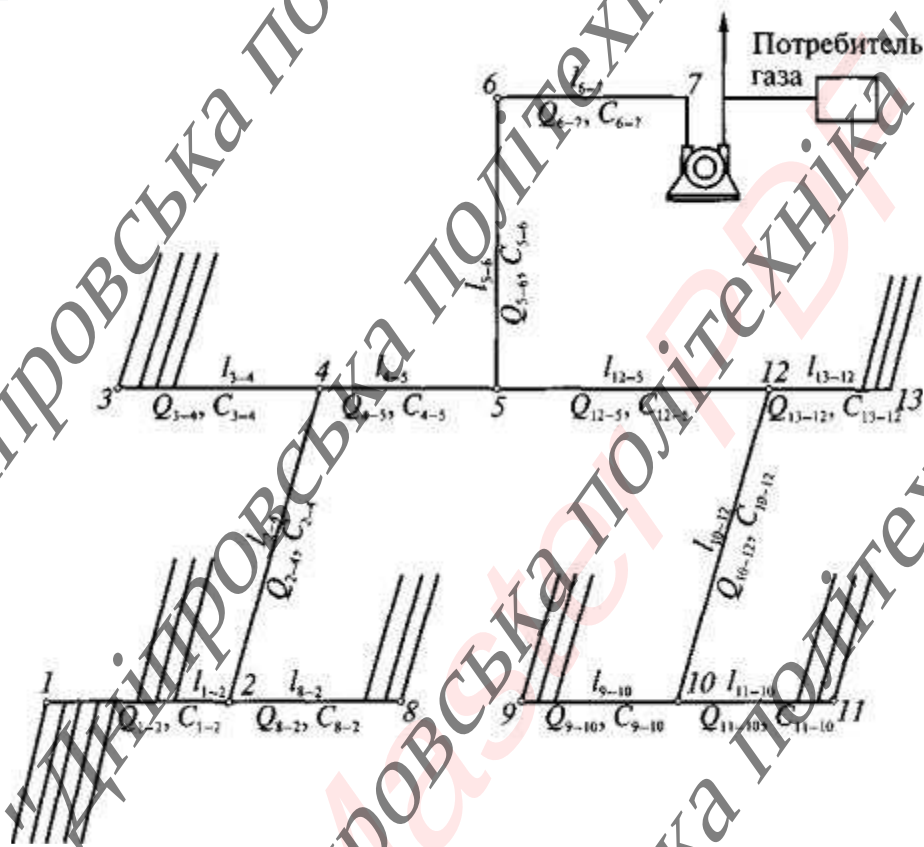


Рис. 3.12. Схема для розрахунку газопроводів

Розрахункова довжина l_i , м, i -й гілки газопроводу, що враховує місцеві опору-лення, приймається за формулою

$$l_i = 1,1l_{\phi}, \quad (3)$$

де l_{ϕ} - фактична довжина i -й гілки газопроводу, м.

15. Витрата метано-повітряної суміші $Q_{см}$, $м^3 / хв$, початкових гілок мережі визначається по витраті (дебіт) метану (див. Відповідні розділи по способам дегазації) і допустимим підсосі повітря в такий спосіб:

$$Q_{см} = G_{д} + П_{с} + П_{г}, \quad (4)$$

де $G_{д}$ - дебіт метану з свердловин, $м^3 / хв$; $П_{с}$ - допустимі підсосі повітря в дегазаційні свердловини, $м^3 / хв$; $П_{г}$ - допустимі підсосі повітря в газопровід, $м^3 / хв$.

Величина підсосів повітря в газопровід розраховується за формулою

$$П_{г} = 0,001l_{\phi}. \quad (5)$$

Величина підсосів повітря в підземні дегазаційні свердловини $П_{с}$ визначається по способам дегазації в залежності від допустимих питомих підсосів повітря в дегазаційні свердловини $П_{уд}$, $м^3 / мин$ (мм рт. ст.)^{1/2},

величини розрідження на устях свердловин B_y , мм рт. ст., и числа одночасно працюючих сква мм рт. ст., і числа одночасно працюючих свердловин n_c :

$$\Pi_c = n_c \Pi_{уд} \sqrt{B_y} \quad (6)$$

Допустимі питомі підсоси повітря в дегазаційні свердловини приймаються по табл. 3.7

Таблиця 3.7. - Допустимі питомі підсоси повітря в дегазаційні скважини

Джерела метановиділення, тип свердловин	$\Pi_{уд}$	
	$\text{м}^3/\text{мин}(\text{кПа})^{1/2}$	$\text{м}^3/\text{мин} \square (\text{мм рт. ст.})^{1/2}$
Розробляються пласти:		
бар'єрні свердловини	0,16	0,06
пластові свердловини	0,014	0,005
Подрабатываемые пласты:		
підземні свердловини	0,55	0,2
вертикальні свердловини	14	5
Надрабатываемые пласты:		
свердловини на надрабатываемый пласт	0,028	0,01
свердловини по надрабатываемому пласту	0,014	0,005
Вироблений простір:		
свердловини над куполами обвалення	0,55	0,2
вертикальні свердловини	28	10

Примітка. До початку вилуви гірничих виробок на свердловини значення допустимих підсосів повітря для всіх видів свердловин приймаються рівними $0,005 \text{ м}^3/\text{мин} \square (\text{мм рт. ст.})^{1/2}$.

Підсоси повітря в вертикальні свердловини, пробурені з поверхні, визначаються з виразу

$$\Pi_c = n_c \Pi_{уд} \sqrt{\frac{B_y}{l_c}} \quad (7)$$

де l_c - довжина свердловини м.

Величина B_y для всіх видів свердловин розраховується за формулою (8), а для дей-ціалу свердловин приймається рівною фактичної. Величина B_y для свердловин визначається з виразу:

$$B_y = B + \Delta B_{уд} l_{н.ч} \quad (8)$$

де B - розрідження в свердловині, мм рт. ст., приймається за рекомендаціями з-відповідних додатків; $B_{уд}$ - питомі втрати тиску в свердловині, мм рт. ст. / м; $l_{н.ч}$ - довжина ненарушеної частини свердловини, м.

Питомі втрати тиску $\Delta B_{уд}$, мм рт. ст./м, в свердловині визначаються по номограмі (рис. 3.13) или по уравнению

$$\Delta B_{уд} = 1,9 \cdot 10^{-8} \frac{Q_{с.у}^2}{n_{с.у} d_c^{5,33}} \quad (9)$$

де $Q_{с.у}$ - витрата метано-повітряної суміші з свердловин на віддаленому виїмковій дільниці яка належить до найбільш протяжну і завантажену гілку системи дегазації, $\text{м}^3 / \text{хв}$; $n_{с.у}$ - число свердловин на ділянці; d_c - діаметр свердловини, м.

Довжина ненарушеної частини свердловин, що охороняються целиками, і свердловин, пробу-корінних на надрабативаемі пласти, приймається рівній довжині свердловини. При охороні свердловин вогнищами довжину ненарушеної частини приймають рівною довжині обсадної труби. При охороні свердловин бутовими смугами значення $l_{н.ч}$ приймають рівним параметру l_6 , м, що розраховується по формулі (10), але не менше глибини обсадження свердловини

$$l_6 = \frac{b_n \sin \beta'}{\sin \beta \sin(\beta' \pm \alpha)}, \quad (10)$$

де b_n - ширина бутової смуги під свердловиною, м;

β' - проекція кута нахилу свердловини на вертикальну площину, що проходить через лінію падіння пласта, град [29]; β - кут нахилу свердловини до горизонту, град; α - кут падіння пласта, град.

Знак «+» приймається при бурінні свердловин в сторону падіння пласта, а знак «-» в бік його повстання.

16. Витрата метано-повітряної суміші $Q_{см j}$, м³ / хв, всіх наступних гілок визначається підсумовуванням надходить в початкову точку j-й гілки газопроводу метано-повітряної суміші i-х гілок $Q_{см i}$, м³ / хв, і загальних допустимих підсосів $\Pi_{г j}$, м³ / хв, в галузі, розрахованих за формулою (5):

$$Q_{см j} = \sum Q_{см i} + \Pi_{г j} \quad (11)$$

17. Концентрація метана c_i в газоповітряній суміші i-й гілки газопроводу визначається з виразу

$$c_i = \frac{100 Q_{г i}}{Q_{см i}}. \quad (12)$$

18. Визначається витрата метановоздушної суміші в дільничному газопроводі i-го виємочного участка $Q_{см i}^{дл}$, м³/мин (см. рис. 3.12 дільничні газопроводи 1-2, 3-4, 8-2 и т.д.), з урахуванням резерву пропускної спроможності газопроводу

$$Q_{см i}^{дл} = 1,24 Q_{см i}^{дл}, \quad (13)$$



Рис. 3.13. Номограма визначення питомих втрат тиску в свердловині

Розраховується концентрація метану в газоповітряній суміші дільничного газо-проводу на і-м виїмковій ділянці

$$c_{\text{умі}} = \frac{100G_{\text{д}}^{\text{м}}}{Q_{\text{см}}^{\text{м}}}, \quad (14)$$

где $Q_{\text{д}}^{\text{м}}$ - дебіт метану зі свердловин і-го виїмочного ділянки м³/мин.

19. Визначається витрата метановоздушной суміші в j-й гілки магістрального газопроводу (см. рис. 1, магістральний газопровід 2-4 или 10-12) з урахуванням резерву його пропускної спроможності

$$Q_{\text{см}}^{\text{м}} = 1,25 \sum_{i=1}^{n_j} Q_{\text{см}}^{\text{м}}. \quad (15)$$

где n_j - число виїмочних ділянок, з яких газ транспортується в j-й магістральний газопровід.

Розраховується концентрація метану в j-й гілки магістрального газопроводу

$$c_{\text{маг}}^{\text{м}} = \frac{100 \sum_{i=1}^{n_j} G_{\text{д}}^{\text{м}}}{Q_{\text{см}}^{\text{м}}}. \quad (16)$$

20. Проставляються за схемою (см. рис. 3.12) витрати метаноповітряної суміші та концентрація метану в кожній гілці дільничного (ветви 1-2, 3-4, 8-2, 9-10, 11-10, 13-12), магістрального (ветви 2-4, 10-12), групового (ветви 4-5, 12-5) и шахтного (ветвь 5-6) газопроводів.

Витрата метано-повітряної суміші в галузі групового газопроводу визначається підсумовуванням витрат суміші в магістральних (магістральних і дільничних) гілках, а в шахтної гілки - підсумовуванням витрат в групових гілках газопроводу. Причому в обох випадках витрата суміші знаходять з урахуванням підсосів повітря на відпо-відної довжині досліджуваної гілки газопроводу.

Концентрація метану в гілках групового і шахтного газопроводів рахується за формулою, аналогічною висловом (16).

21. Вибирається маршрут найбільш важкими умовами транспортування суміші (далі - важкий маршрут) за мінімальним значенням умовної величини $x_{\text{м}}$, мм рт. ст. · мин²/м⁷:

$$x_{\text{м}} = \frac{350 - B_{\text{у}}}{\sum l_i Q_{\text{см}}^{\text{м}}}, \quad (17)$$

где 350 - оптимальне розрідження, створюване вакуум-насосом, мм рт. ст.;

l_i - розрахункова довжина і-ї досліджуваної гілки газопроводу, м;

$Q_{\text{см}}^{\text{м}}$ - витрата метановоздушной суміші в і-й гілки газопроводу, м³/мин.

Для дільничної та магістральної гілок витрата метано-повітряної суміші визна-виділяється по рівняннях (13) і (15) відповідно; для групового і шахтного - згідно п. 20.

22. Визначається тиск p_1 , у свердловин в дільничному газопроводі, що входить в найбільш протяжну і завантажену гілку системи дегазації (наприклад, гілка 1-2 на рис. 3.12):

$$P_1 = P_6(1 + 1,17 \cdot 10^{-4} H) - B_{\text{уд}}, \quad (18)$$

где P_6 - барометричний тиск, мм рт. ст.;

H - глибина гірських робіт від земної поверхні, м.

23. Визначаються питомі втрати тиску в газопроводі $\square P_{\text{уд}}$, мм рт. ст./м, що входить в найбільш протяжну і навантажену гілку системи дегазації

$$\Delta P_{\text{уд}} = \frac{350 - B_{\text{т}}}{L_{\text{т}}}, \quad (19)$$

где $L_{\text{т}}$ - довжина трубопроводу в найбільш завантаженій і протяжній гілці системи дегазації, м.

24. розраховується тиск P_2 , мм рт. ст., на виході з дільничного газопроводу, що входить в найбільш протяжну і завантажену гілку системи дегазації:

$$P_2 = P_1 - \Delta P_{\text{уд}} l_{1-2} \quad (20)$$

25. Визначається середня щільність метано-повітряної суміші $\gamma_{\text{н1-2}}$, кг/м³, при нормальних умовах за формулою

$$\gamma_{\text{н1-2}} = 5,37 \cdot 10^{-3} (224 - c_{1-2}), \quad (21)$$

де c_{1-2} - концентрація метану в газоповітряної суміші дільничного газопроводу (гілка 1-2 на рис. 3.2), %.

26. Визначається внутрішній діаметр дільничного газопроводу d_{1-2} , м (ветвь 1-2 на рис. 3.2), що входить в найбільш протяжну і завантажену гілку системи дегазації :

$$d_{1-2} = 1,33 \sqrt{\frac{4,8 \cdot 10^{-5} Q_{\text{см1-2}}^2 \gamma_{\text{н1-2}} l_{1-2}}{P_1^2 - P_2^2}}, \quad (22)$$

где $Q_{\text{см1-2}}$ - витрата метановоздушно суміші в дільничному газопроводі, м³/мин;

l_{1-2} - довжина дільничного газопроводу, м.

За результатами розрахунку приймається найближчий більший внутрішній діаметр стандартного газопроводу $d_{1-2}^{\text{ст}}$.

27. Уточнюється тиск газу P_2^1 , мм рт. ст., на виході з дільничного газопроводу

$$P_2^1 = \sqrt{P_1^2 - \frac{4,8 \cdot 10^{-5} Q_{\text{см1-2}}^2 \gamma_{\text{н1-2}} l_{1-2}}{d_{1-2}^{\text{ст} 5,33}}}, \quad (23)$$

Для гілок газопроводу з різницею відміток, z ($z = H_1 - H_2$, м) более 400 м тиск P_{2z} на виході з газопроводу розраховується по формулі

$$P_{2z} = P_2^1 \pm \frac{P_2^1 (53 - 0,273 c_{1-2})}{4,65 \cdot 10^5}. \quad (24)$$

Знак «+» приймається при русі газу вниз, а знак «-» - при русі вгору. 28. Діаметр магістральної гілки 2-4 (см. рис. 3.2) визначається по рівнянню (22 у якому замість тисків P_1 і P_2 підставляються тиски P_2^1 (или P_{2z})

и P_4 відповідно. Таким же чином послідовно розраховуються діаметри газопроводів всіх гілок, що входять в найбільш протяжну і завантажену гілку системи дегазації сис-теми.

Для гілок з паралельними газопроводами замість стандартного діаметра га-зопровода $d_{ст}$ підставляється еквівалентний діаметр $d_{эк}$, м, визначуваний по формулі:

$$d_{эк} = 2.67 \sqrt{\sum d_i^{2.67}}, \quad (25)$$

де d_i - внутрішній діаметр i - го газопроводу, м.

Для відгалужень газопроводів визначається тиск за формулою на початку гілки, а тиск на виході приймається рівним тиску у відповідному вузлі сполучення трубопроводів, для якого було визначено тиск суміші газів при розрахунках газопроводу обраної гілки системи дегазації. Потім на підставі подібних розрахунків визначається тиск газу в газопроводі перед вакуум-насосами P_n .

29. Розрахунок мережі, що знаходиться під розрідженням, вважається вірним, якщо при проектуванні мережі розрахункова величина тиску газу на всасе вакуум-насоса $P_{вс.р} \geq P_6 - 350$, при реконструкції сети $P_{вс.р} \geq P_{вс}$.

30. Визначають число одночасно працюючих вакуум-насосів і їх типорозмір. Точку, що характеризує необхідний режим роботи системи дегазації (Q_n, P_n) , наносять на характеристику вакуум-насосів. Продуктивність вакуумного насоса Q_n приймається рівною витраті газу в гілки газопроводу перед насосами, рас-лічені за рекомендаціями п. 20. Вибирають один або кілька паралельно ра-бота насосів, характеристика яких лежить нижче точки необхідного режиму їх роботи.

4. ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ПРИЙНЯТОГО РІШЕННЯ

4.1. Економічне значення заходів щодо поліпшення умов і охорони праці

Кошти, що виділяються на поліпшення умов праці, розробку та здійснення заходів щодо зниження виробничого травматизму і професійної захворюваності мають соціальний ефект і економічні результати, які виражаються в наступному:

- збільшення періоду професійної активності трудящих;
- зростання продуктивності праці;
- скорочення втрат, пов'язаних з травматизмом, професійної та виробничої захворюваністю;
- зменшення плинності кадрів;
- скорочення витрат на пільги і компенсації.

У зв'язку з цим останнім часом значно зросла увага до питання кількісної оцінки економічної активності заходів з охорони праці.

Все, запропоновані за останні роки, методики по визначенню економічної ефективності окремих заходів з охорони праці мають загальні основи і призначені для вирішення двох типів задач:

- а) збільшення кількості робочих місць, які відповідають нормативним вимогам (як в комплексі, так і за окремими факторами), і збереження кількості працюючих в незадовільних умовах праці;
- б) зниження рівня виробничого травматизму;
- в) зменшення кількості випадків професійних захворювань, пов'язаних з незадовільними умовами праці;
- г) зменшення кількості випадків інвалідності внаслідок травматизму чи професійного захворювання.

Економічні результати заходів щодо поліпшення умов і охорони праці виражаються у вигляді економії за рахунок зменшення збитків в результаті аварій, нещасних випадків і професійних захворювань в економіці в цілому і по шахті.

Джерелами фінансування заходів щодо поліпшення умов праці на шахті є:

- а) власні кошти шахти (кошти на охорону праці, закладені колективному договору);
- б) бюджетні кошти держави;
- в) кошти, що виділяються Фондом соціального страхування від нещасних випадків і професійних захворювань.

Вихідними даними для виконання розрахунків економічної ефективності проектних рішень розробки і впровадження системи комплексного знепилювання повітря в очисних і підготовчих вибоях і по шахті в цілому є:

- 1) виплати працівникам, пов'язані з нещасними випадками і професійними захворюваннями;

2) витрати на попередження та компенсацію шкідливих умов праці (пільги і компенсації працівникам, зайнятим на роботах зі шкідливими і важкими умовами праці);

3) витрати на профілактику виробничого травматизму та проф. захворювань;

4) витрати на ліквідацію аварій і нещасних випадків;

5) штрафи та інші виплати.

Поліпшення умов праці на очисних і підготовчих ділянках шахти вимагає капітальних вкладень і експлуатаційних витрат.

У цьому проекті передбачені капітальні вкладення на покупку устаткування:

- бурового верстата БШ2м - 2 шт;
- Висконапірні насоси - 2 шт;
- Розчинонасоси З-251 - 2 шт.

Потокові (експлуатаційні) витрати пов'язані з обслуговуванням перерахованих вище механізмів.

Вихідні дані для виконання розрахунків експлуатаційних і капітальних витрат на заходи щодо представлені в нижче в таблицях.

Таблиця 4.1 - Аналіз виробничого травматизму та проф. захворювань

Статті обліку	+/-	2018 г	2019 г
1. При обвалу кусків породи і елементів кріплення	-7	11	14
2. Ушкодження машин і механізмів до очисних і підготовувальних виробітках	2	6	8
3. На рельсовому транспорті	2	9	11
4. Падіння самих постраждалих	-3	9	12
5. Інші причини	3	13	16
6. Усього підземних	9	44	53
7. Поверхневих	4	4	8
8. Число днів непрацеспроможності: по Н.С виробничого характеру, по інвалідності (проф. захворювання)	140	720	860
	-150	1900	1750
9. Коефіцієнт частоти	5.9	2.6	2.7
10. Коефіцієнт тяжіння	-2.81	25,55	28,36
11. Середнє число працівників	-192	1622	1430
12. Відпрацьовано чоловік-годин	-153120	2122643	1969523

Таблиця 4.2 – Захворюваність

Дані	2018	2019
Число випадків	1640	1720
Число днів непрацеспроможності	29573	31476
Число випадків на 100 робочих	86,31	98.28
Число днів непрацеспроможності на 100 робочих	1556.47	1798.63
Кількість побутових травм	446	407
Число днів непрацеспроможності по побутовим травмам	8920	8140

Підсумок по захворюваннях: з початку 2019 року: 38, з яких 29 на пиловий бронхіт.

Те підтверджує, що необхідно вживати заходів щодо комплексного знепилювання в очисних і підготовчих вибоях.

Всього за 2019 рік відбулося 27 розпоряджень щодо нещасних випадків.

Аналіз матеріальних збитків від виробничого травматизму, профзахворюваності, загальної захворюваності і аварій на підприємстві наведено в таблиці 4.3.

Таблиця 4.3 - Виплати за листками непрацездатності

Виплати	2018 г		2019 г	
	Декабрь	12 месяцев	Декабрь	12 месяцев
По виробничим травмам, грн	38773,19	465278,33	41698,67	500384,04
Із них за рахунок шахти, грн	4965,14	59581,67	5261,54	63138,45
Усього виплачено по Хв.Л. грн	585135	5485850	562862	4137833
Із них за рахунок шахти, грн	292082	5485850	562862	4137833
Виплати за рахунок шахти до 100 %	31096	349340	29787	273277

Фактична чисельність працівників по шахті представлена в таблиці 4.4.

Таблиця 4.4. Фактична структура трудящих по шахті

Категорії і групи працюючих	Чисельність персоналу, чел	У відсотках, усього
Працюючі	1750	100
Промислово-виробничий персонал	1596	91.2
У тому числі працівників підземних:	1322	75.5
із них ГРОЗ	249	14.2
забійники	199	11.4
прохідники	90	5,1
Інші роботи	-	-

Таблиця 4.5. Капітальні та експлуатаційні витрати на поліпшення умов праці в очисних підготовчих забоях

Найменування обладнання	Ціна одиниці, грн	Кількість	Загальна ціна, грн
Бурового станка БШ2м	350000	2	700000
Високопорні насоси	150000	2	300000
Розтворюючі насоси С-251	90000	2	180000
Комплект обладнання для подачі води у скважини (форсунки, магістраль, шланги, труби)	230000	2	460000
Усього капітальних затрат	-	-	1640000
Затрати на обслуговування установок по нагнітання води в пласт	76000	8 слесарей	608000
Всього експлуатаційних	грн	-	608000
	грн	-	2248000

Короткострокові (в один рік) витрати на охорону праці на два виїмкових ділянки розраховуються за формулою:

$$B = C_0 + K_0,$$

де: В - витрати на охорону праці;

$C_0 = 608000$ грн. на поточні (експлуатаційні) витрати на охорону праці (таблиця 7.5)

$K_0 = 1640000$ грн. - капітальні вкладення (вартість обладнання, задіяного в технологічних операціях по зволоженню вугільного пласта) на виїмкових дільницях.

$$B = 608000 + 1640000 = 2248000 \text{ грн.}$$

Зменшення коефіцієнта частоти професійної захворюваності (пиловий бронхіт) у зв'язку з незадовільними умовами праці визначається за формулою:

$$\Delta K_3 = [(z_1 - z_2) / \chi_{np}] \cdot 1000$$

де, $z_1 = 29$ чол. - кількість випадків професійних захворювань до впровадження заходів по зволоженню вугільного пласта;

$z_2 = 14$ чол. - прогноз по проекту на кількість випадків професійних захворювань після впровадження заходів по зволоженню вугільного пласта;

$\chi_{np} = 1322$ чоловік, зайнятих на роботах у запиленій атмосфері.

$$\Delta K_3 = [(29 - 14) / 1322] \cdot 1000 = 11,35$$

4.2. Розрахунок економічної ефективності від впровадження проектних заходів

Розрахунок економічної ефективності по скороченню виробничого травматизму.

Матеріальні наслідки травматизму за рік визначаються за формулою:

$$M_{2010} = B_{n.m.} \cdot \Phi, \text{ грн.}$$

де $B_{n.m.} = 500384,04$ - виплати по виробничих травмах за 2019 рік (таблиця 2.8.3) за прогнозом на 2020 рік (проекту) - $B_{п.т.} = 300000$ грн.;

Φ - коефіцієнт матеріальних наслідків (страхові виплати, штрафи до Фонду соц. Стр., Матеріальні втрати), приймається $\Phi = 2$.

Тоді за звітний рік - 2019 р.:

$$M_{2010} = 500384,04 \cdot 2 = 1000768,08 \text{ грн.}$$

По проекту

$$M_{np} = 300000 \cdot 2 = 600000 \text{ грн.}$$

Умовні річні втрати додаткового продукту визначаються за формулою:

$$V_e = (D_m + D_u + D_c) \cdot S, \text{ тис. грн.,}$$

де $D_t = 670$ - кількість осіб-днів непрацездатності в потерпілих від нещасних випадків в 2018 році;

$D_u = 1475$ - кількість осіб-днів внаслідок інвалідності за звітний рік;

$D_c = 0$ - кількість осіб-днів у звітному році, які не дороблені в зв'язку зі смертельним випадком.

$$Y_{\epsilon} = (670 + 1475 + 0) \cdot 250 = 369,5 \text{ тыс. грн.}$$

$S = 250$ грн. - середня оплата за шахті на вихід за 2019 рік.
За звітний рік

$$Y_{\epsilon} = (670 + 1475 + 0) \cdot 250 = 369,5 \text{ тыс. грн.}$$

Прогноз по проекту

$$Y_{\epsilon} = (335 + 850) \cdot 250 = 213 \text{ тыс. грн.},$$

$D_{\text{пр.т.}}$ - 335 люд.-днів по проекту,

$D_{\text{пр.и.}}$ = 850 люд.-днів по проекту.

Загальна сума матеріальних наслідків від н.с. з урахуванням умовних витрат додаткового продукту визначається за формулою:
за звітний рік

$$OM_{2010} = M_{2010} + Y_{\epsilon, 2010} = 1000,768 + 369,5 = 1370,27 \text{ тис. грн.},$$

по проекту

$$OM_{\text{пр.}} = M_{\text{пр.}} + Y_{\epsilon, \text{пр.}} = 600 + 213 = 813 \text{ тис. грн.}$$

Умовна річна економія від заходів, спрямованих на скорочення н.с. по шахті визначається за формулою:

$$\mathcal{E}_{\text{н.с.}} = OM_{2010} - OM_{\text{пр.}} = 1370,27 - 813 = 557,27 \text{ тыс. грн.}$$

4.3. Розрахунок економічної ефективності

Умовну річну економію собівартості продукції (скорочення витрат), обумовлену скороченням професійної захворюваності, обчислюють за формулами:

економія при скороченні професійних захворювань з незворотними процесами (пневмоконіоз) становить:

$$\mathcal{E}_{\text{н.з.}} = (N_1 - N_2) \cdot K_m, \text{ грн}$$

де N_1 , N_2 - число випадків професійних захворювань (пиловий бронхіт) з незворотними процесами, зареєстрований в 2019 році $N_1 = 29$ випадку і прогнозне кількість проф. захворювань після впровадження заходів $N_2 = 14$;

K_m - матеріальні наслідки від одного випадку професійного захворювання, середньостатистичне по ДП «Торецьквугілля». $K_m = 690000$ грн / рік;

$$\mathcal{E}_{\text{н.з.}} = (29 - 14) \cdot 690000 = 10350000 \text{ грн/рік}$$

Річний економічний ефект від здійснення заходів щодо поліпшення умов і охорони праці обчислюється за формулою:

$$\mathcal{E}_r = P - Z,$$

$$\mathcal{E}_r = P - (C_0 + E_n \cdot K_0),$$

де P - отриманий економічний результат, грн;

$$P = \mathcal{E}_{\text{н.з.}} = 10350,0 \text{ тис. грн / рік};$$

Z - приведені до річної пропорційності поточні і капітальні витрати на заходи щодо комплексного знепилювання, грн / рік;

$C_0 = 608000$ грн. поточні (експлуатаційні) витрати на охорону праці по виїмкових дільниць;

$K_0 = 1640000$ грн. - капітальні вкладення (вартість обладнання, задіяного в технологічних операціях щодо пилопригнічення) на ділянці ПР-1;

$E_n = 0,15$ - нормативний коефіцієнт економічної ефективності для капітальних вкладень на здійснення заходів щодо поліпшення умов і охорони праці;

Наведені до річної пропорційності поточні і капітальні витрати на заходи по зволоженню вугільного пласта за формулою:

$$Z = C_0 + E_n \cdot K_n = 608000 + 0,15 \cdot 1640000 = 854000 \text{ грн}$$

Річний економічний ефект від впровадження заходів по боротьбі з пилоутворенням складе:

$$\mathcal{E}_z = P - (C_0 + E_n \cdot K_n) = 10350000 - (608000 + 0,15 \cdot 1640000) = 9496000 \text{ грн/рік}$$

Загальна (абсолютна) економічна ефективність витрат в заходах по зволоженню вугільного пласта визначається як відношення отриманого результату до приведеними витратами:

$$\mathcal{E}_0 = \frac{\mathcal{E}}{Z} = \frac{9496000}{854000} = 11,1$$

Загальна (абсолютна) економічна ефективність капітальних вкладень в заходах по зволоженню вугільного пласта з виразу:

$$\mathcal{E}_k = \frac{B - C_0}{K_0} = \frac{2248000 - 608000}{1640000} = 1.$$

Показник (коефіцієнт) ефективності капітальних вкладень порівнюється з нормативним ($E_n = 0,15$).

Якщо $\mathcal{E}_k > E_n$, то капітальні вкладення можна вважати ефективними, $1 > 0,15$ - значить, капітальні вкладення можна вважати ефективними.

Величина, зворотна коефіцієнту ефективності і характеризує термін окупності капітальних вкладень, обчислюється за формулою:

$$T = \frac{1}{\mathcal{E}_k} = \frac{1}{1} = 1 \text{ год.}$$

Отриманий термін окупності капітальних вкладень зіставляємо з нормативним ($T_n = 12,5$ років). Якщо він менше нормативного, то капітальні вкладення вважаються ефективними, тобто $T < T_n$; $1 < 12,5$. Порівняння позитивне, значить можна вважати, що термін окупності капітальних вкладень ефективний.

Найбільш важливим показником всіх заходів щодо поліпшення умов праці є соціальний.

Таблиця 4.6 - Техніко-економічні показники роботи шахти

Показники	Кількість	
	На шахті	В проекті
1.Видобуток вугілля: Річний, тис.т добовий,т	300 1000	557 1857
2. Середньо-діюче число очисних забоїв	5	7
3. Добове навантаження на 1 очисний забій	134	185
4. Число очисних механізованих комплексів, од.	3	5
5. Рівень механізації очисних забоїв з використанням механізованих комплексів, %	91	91
6. Рівень механізованого завантаження вугілля і породи у підготовчих забоях,%	75,3	75,3
7. рівень проведення гірничих операцій при «БРВ»,%	100	100
8. Доля підтримуючих виробіток, закріплених металевим або залізобетонним кріпленням, %	100	100
9. Число робочих днів шахти, днів за рік	300	300
10.Балансова вартість виробничих фондів шахти, млн.грн	388	447

ВИСНОВКИ

У роботі розроблена оптимальна система інтенсифікації гірничих робіт при відпрацюванні запасів вугілля із застосуванням нових технологічних рішень щодо розкриття і підготовки пласта I₅ "Солоний" шахти «Центральна» ДП «Торецьквугілля», яка дозволяє впровадити ряд заходів щодо підвищення безпеки гірничих робіт, в той числі профілактичні заходи по зниженню пилоутворення за допомогою зволоження вугільного масиву, підвищити навантаження на очисний вибій і відповідно збільшити видобуток вугілля, підвищити техніко-економічні показники роботи підприємства. За результатами роботи виконано розрахунок економічної ефективності запропонованих заходів.

У роботі запропоновано технологічне рішення щодо відпрацювання пласта I₅ для виїмки вугілля в комбайнового частини лави - комбайн "Пошук-2", для транспортування комбайна вздовж лави - маневрова лебідка ЛГКН; для виїмки вугілля в уступах і паралельної - відбійний молоток МО-8, для проведення виробок - породонавантажувальна машина 1ППН-5П і бурильна установка БУ-1М. Маневрові операції пропонується здійснювати за допомогою маневрових лебідок ЛМП-10. Наведено розрахунок навантаження на комбайн, розрахунок навантаження на кріплення. Складено календарний план розвитку гірничих робіт. Згідно календарного плану наведено розрахунок вентиляції шахти.

Приймаємо схему дегазації пласта, що надрабляється свердловина, пробуреними по пласту, що надрабляється з підготовчої виробки та схему дегазації крутих зближені пластів свердловин, пробурених з виробок пласта, що розробляється. Ефективність запропонованих схем дегазації зближені крутих пластів складі 60%.

Такоже доцільно застосувати дегазацію виробленого простору для зниження метанообільності діючої ділянки, а також для вітягання метану з сусідніх з ним відпрацьованих просторів або із старих раніше відпрацьованих вимочних полів. Ефективність запропонованих схем дегазації виробленого простору складе 40%.

У роботі представлена методика визначення параметрів дегазації крутих пластів, складено схему для розрахунку газопроводів з урахуванням розвитку гірничих робіт на найбільш важкий період експлуатації системи дегазації, з вказівкою розрахункової довжина її гілок. Питомі витрати тиску тиску $\Delta B_{уд}$, мм рт. ст. / м, у свердловині визначаються по номограмі.

Також в роботі приведені способи запобігання газодинамічних явищ, з яких прийняті найбільш раціональні та економічно вигідні для підприємства.

Впровадження результатів роботи дозволить:

- забезпечити захист від газодинамічних явищ;
- підвищити навантаження на очисний вибій і відповідно збільшити видобуток вугілля;
- поліпшити техніко-економічні показники роботи підприємства і отримати економічний ефект 9,5 млн. грн. / рік.

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.: 2010.-478 с.
3. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 2. - К.: 2010.-409 с.
4. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Том 1,2-К.: Будівельник, 1971.-382,415с.
5. Материалы технической документации ш. Заря М.: Южгипрошахт, 1972.-237с.
6. Горные машины и автоматизированные комплексы. В.И.Солод М.: Недра, 1981г. – 416 с.
7. Задачник по подземной разработке угольных месторождений / Под ред. К.Ф. Сапицкого.-М.: Недра, 1998.-311с.
8. Краткий справочник горного инженера угольной шахты / Под ред. А.С. Бурчакова, Ф.Ф.Кузюкова. – М.: Недра, 1982.-450с.
9. В.В. Харченко Навчальний посібник для студентів напряму підготовки 6.050301 «Гірництво» «Процеси очистних работ на пологих пластах угольних шахт». (Навчальний посібник). / В.В. Харченко, М.П. Овчинников, В.І. Сулаєв, О.А. Гайдай, В.В. Руських Д.: Национальный горный университет, 2011. – 150 с.
10. Бурчаков А.С., Мадкин А.С. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых. Справочник. – М.: Недра, 1991.-399с.
11. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников / Под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. – М.: Недра, 1985.-565с.
12. Рудничная вентиляция. Справочник. – М.: Недра, 1988.-440с.
13. Голінько В.І. Основи охорони праці. - Д.: Національний гірничий університет, 2008. - 265с.
14. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Макеевка – Донбасс: МакНИИ, 1989.-319с.
15. Красавин А.П. Защита окружающей среды в угольной промышленности.- М.: Недра, 1991.-221с.
16. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспылевания горных предприятий. Справочник. – М.: Недра, 1991.-253с.
17. Укрупнені комплексні норми виробітку для шахт Донецького й Львівсько-Волинського вугільних басейнів. - М.: МВП СРСР, 1988.-586с.
18. Мартякова Е.В. Охрана труда и экономика предприятия / НАН Украины. Ин-т экономики пром-ти. - Донецк. 2000. - 228с.
19. Конвенція МОП 187 «Про основи, що сприяють безпеці й гігієні праці».
20. Міжнародний стандарт SA8000:2001 «Соціальна відповідальність». SAISA8000:2001 SocialAccountabilityInternational.

21. Міжнародний стандарт ISO 26000:2010 - «Настанова по соціальній відповідальності». ISO 26000: 2010 (Draft) Guidance on Social Responsibility.

22. Міжнародний стандарт OHSAS 18001:2007 Occupational health and safety management systems - Requirements. Системи менеджменту охорони праці - Вимоги.

23. Міжнародний стандарт OHSAS 18002, Guidelines for the implementation of OHSAS 18001. Настанова по впровадженню OHSAS 18001.

24. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов / В.И. Бондаренко, А.М. Кузьменко, Ю.Б. Грядущий и др. – Днепропетровск.: Полиграфіст, 2003. – 708 с

25. Довідник з гірничого обладнання дільниць вугільних і сланцевих шахт [Текст]: Навч. посібник // М.М. Табаченко, Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський, В.Ю. Медяник, В.В. Руських / Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2012. – 432с.

26. Укрупненные комплексные нормы выработки для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. - М.: МУП СССР, 1988. - 586с.

27. Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ. СОУ 10.1.00174088.011 – 2005

28. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации: СОУ 10.1.00174088.001-2004. – [Чинний від 2005-01-01]. – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 162 с. – (Стандарт Минтопэнерго Украины)

29. Экономическое обоснование хозяйственных решений на угольных предприятиях: Учебн. пособ. / Аверин А.Г., Доценко О.Г. – Алчевск: ДонГУ, 2008. - 138с.

30. Методические рекомендации о порядке дегазации угольных шахт / РД-15-09-2006. – Москва, ОАО «НТЦ «Промышленная безопасность». – 2007.