

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

Природничих наук та технологій

(факультет)

Кафедра Нафтогазової інженерії та буріння

**ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА**  
кваліфікаційної роботи ступеню магістра

(бакалавра, магістра)

студента Салаухіна Павла Ігоровича

(ПІБ)

академічної групи 184М-19-1 ГРФ

(шифр)

спеціальності 184 Гірництво

(код і назва спеціальності)

спеціалізації \_\_\_\_\_

за **освітньо-професійною програмою** «Буріння розвідувальних та експлуатаційних свердловин»

(офіційна назва)

на тему «Розробка технології буріння дегазацийних свердловин в умовах шахти «Добропільська»

(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Коровяка Є.А.			
розділів:				
Технологічний	Коровяка Є.А.			
Охорона праці	Савельєв Д.В.			
Економічний	Охорона праці			
Рецензент	Яворська О.О.			
Нормоконтролер	Коровяка Є.А.			

Дніпро  
2020



## РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 114 с., 19 рис., 25 табл., 23 використаних джерел, 1 додаток

Об'єкт розроблення є гірничі роботи в умовах шахти «Добропільська».

Метою роботи є розробка заходів із зниження газовиділення в очисний вибій за рахунок розосередженого відсмоктування метану з виробленого простору в умовах шахти «Добропільська».

Методи дослідження: техніко-економічний аналіз, методи інженерних розрахунків виробничо-технологічних параметрів.

У вступі пояснювальної записки описано справжній стан справ в галузі і на шахті «Добропільська».

У першому розділі розглядаються геологія, характеристика діючої шахти.

У другому розділі виконано аналіз вузьких місць в роботі шахти і шляхи їх усунення, запропоновано декілька варіантів технології очисних робіт, проведений детальний розрахунок її параметрів, здійснено вибір системи розробки, підготовчих робіт. Наведено розрахунок дільничного транспорту, обґрунтовано систему провітрювання, пило газовий і тепловий режим.

У розділі «Охорона праці» розроблено заходи щодо комплексного знепилювання повітря, протипожежного та протиаварійного захисту, наведена характеристика виробничої санітарії, заходи щодо охорони навколишнього середовища.

У третьому розділі виконано розробку заходів із зниження газовиділення у очисний вибій, розраховується необхідна ефективність дегазації та витрата захопленого метану, вибирається схема дегазації та розраховуються її параметри. Запропоновано заходи щодо підвищення концентрації метану в метано-повітряній суміші та зменшення надходження повітря на стиках газопроводів. Виконано розрахунок параметрів і розробку режимів дегазації виробленого простору, наведена техніка безпеки при обслуговуванні ВНС.

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

Розроблене проектне рішення може бути здійснено на будь-який з надкатегорних шахт України з використанням запропонованого в роботі обладнання.

ШАХТА, СИТЕМА РОЗРОБКИ, ОЧИСНИЙ ВИБІЙ, ТЕХНОЛОГІЯ,  
КОМБАЙН, ТРАНСПОРТ, ВЕНТИЛЯЦІЯ, ОХОРОНА ПРАЦІ,  
МЕТАНОВИДІЛЕННЯ, ДЕГАЗАЦІЙНІ СВЕРЛОВИНИ, ВИРОБЛЕНИЙ  
ПРОСТІР, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	5
1. ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	6
1.1. Геологія родовища та шахтного поля.....	6
1.2. Характеристика вугільних пластів і вміщуючих їх порід.....	7
1.3. Межі, розміри шахтного поля та запаси вугілля у ньому.....	9
2. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	11
2.1. Аналіз вузьких місць в роботі шахти і шляхи їх усунення.....	11
2.2. Вимоги ПБ до проектних рішень технологічної частини дипломного проекту і розробка заходів щодо їх реалізації.....	11
2.3. Виробнича потужність шахти.....	14
2.4. Режим роботи шахти.....	15
2.5. Очисні роботи.....	15
2.6. Система розробки.....	29
2.7. Підготовчі роботи.....	35
2.8. Підготовка шахтного поля.....	42
2.9. Розкриття шахтного поля.....	44
2.10. Капітальні і підготовчі гірничі виробки.....	44
2.11. Підйом.....	45
2.12. Підземний транспорт.....	49
2.13. Провітрювання, пило газовий і тепловий режим шахти.....	62
3. ОХОРОНА ПРАЦІ.....	79
3.1. Система управління охороною праці.....	79
3.2. Протипожежний захист.....	80
3.3. Заходи щодо комплексного знепилювання повітря.....	83
3.4. Протиаварійний захист.....	86
3.5. Виробнича санітарія і екологія.....	89
4. РОЗРОБКА ЗАХОДІВ ІЗ ЗНИЖЕННЯ ГАЗОВИДІЛЕННЯ У ОЧИСНИЙ ВИБІЙ ЗА РАХУНОК РОЗОСЕРЕДЖЕНОГО ВІДСМОКТУВАННЯ МЕТАНУ З ВИРОБЛЕНОГО ПРОСТОРУ (СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА).....	92
4.1. Гірничо–геологічні умови виймальної ділянки.....	92
4.2. Загальні положення.....	94
4.3. Розрахунок необхідної ефективності дегазації.....	94
4.4. Розрахунок параметрів і розробка режимів дегазації виробленого простору.....	95
4.5. Техніка безпеки при обслуговуванні ВНС.....	100
5. ЕКОНОМІЧНІ УМОВИ ТА НАСЛІДКИ РЕАЛІЗАЦІЇ ПРОЕКТА.....	102
ВИСНОВКИ.....	105
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	106
ДОДАТОК.....	114

## ВСТУП

**Актуальність роботи.** На сучасному етапі розвитку економіки України істотну роль дідаграє вугільна промисловість. І це дійсно так, якщо брати до уваги той факт, що вугілля є практично єдиним джерелом теплової енергії, оскільки запаси інших енергоносіїв становлять незначну кількість на території України.

Тому в даний час слід всіляко сприяти розвитку вугільної промисловості як галузі. Однією з причин, що обмежують видобуток корисних копалин на вугільних шахтах, є висока метановість вугільних пластів і порід. Технічні можливості сучасних очисних комплексів значно перевищують максимально допустиме навантаження на лаву за газовим фактором. В таких умовах застосування дегазації є важливим технологічним процесом, який дозволить знизити надходження метану в гірничі виробки, збільшити навантаження на очисний вибій і підвищити безпеку ведення гірничих робіт.

Метою роботи є розробка заходів із зниження газовиділення в очисний вибій за рахунок розосередженого відсмоктування метану з виробленого простору в умовах шахти «Добропільська».

Реалізація поставленої мети може бути досягнута шляхом вирішення наступних завдань:

- критичний аналіз технології очисних робіт;
- вибір засобів очисної виїмки пласта  $m_5^{1B}$ ;
- обґрунтування параметрів системи розробки та підготовчих робіт;
- визначення параметрів технологічної системи транспорту;
- визначення параметрів системи провітрювання, пило газового та теплового режимів;
- розробка заходів з охорони праці;
- впровадження дегазації джерел метановиділення в умовах шахти «Добропільська».

**Ідея роботи** полягає в запровадженні технології дегазації виробленого простору.

**Об'єкт дослідження** - технологічна схема очисних робіт.

**Предмет дослідження** - технологічні параметри технології очисної виїмки.

**Методи дослідження** - поставлена мета досягнута на основі комплексного підходу, який включає аналіз і узагальнення літературних джерел, експериментальних даних, методику визначення параметрів технології очисної виїмки та розрахункові обґрунтування параметрів дегазації виробленого простору.

**Практичне значення роботи:**

Основні технічні рішення роботи можуть бути використані при вирішенні аналогічних завдань на інших підприємствах вугільної галузі України.

# 1. ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

## 1.1. Геологія родовища та шахтного поля

Шахта “Добропільська” закладена в 1931 році на вугільні пласти  $L_3$ ,  $K_8^{14}$ , та здана в експлуатацію в 1941 році з проектною виробничою потужністю 1000 тис. тон вугілля на рік. Остання реконструкція шахти була проведена у 1967 році. В теперішній час шахта розробляє вугільні пласти  $m_5^{1B}$ ,  $m_4^0$ , роботи ведуться на горизонтах 300 та 450 метрів.

Оцінювана площа складена комплексом осадових порід середнього і верхнього карбону, що відносяться до свит  $C_{25}$ ,  $C_{26}$ ,  $C_{27}$  и  $C_{31}$ . Кам'яновугільні відкладення представлені розшаруванням різних по складу і потужності пластів піщаників, аргилітів і алевролітів з підлеглими малопотужними пластами вапняків і вугілля.

На різних поверхнях відхилень карбону повсюдно залягають відкладення палеогенового і четвертинного віків.

Оцінювана площа в геоструктурному відношенні розташована в південно-західній частині Кальміус-Торецькій улоговини і відносяться до родовищ закритого типу. У структурному відношенні вона займає тектонічний блок, обмежений Добропільським насуванням на південному-сході і Добропільським збросом на півночі.

Простягання кам'яновугільних порід на зазначеній площі північно-західне з азимутом 320 градусів. Падіння північно-східне з кутами падіння 6 – 12 градусів. Поблизу тектонічних порушень кути падіння порід досягають 45 градусів.

Порівняно спокійне залягання гірських порід ускладнюється поруч розривних тектонічних порушень. Найбільш істотними з них є: Добропільський насув, Добропільський, Карповський і Кутузовський скиди, скидання «А», зброс №1.

У процесі ведення гірничих робіт було уточнене положення, довжина й елементи залягання раніше виявлених дрібноамплітудних порушень-скидань №1, №2, №3 і №4. Скидання №5, «У» і «Б» розташовуються на пласті алмазної і каменської свит. Кут падіння зміщувача в перерахованих вище порушеннях близький до 90 градусів і тому в деяких випадках азимут падіння зміщувача міняється на 160 градусів.

Крім зазначених тектонічних порушень, простежених розвідницькими свердловинами і гірничими виробками, слід зазначити дрібноамплітудні порушення з амплітудами 0,10 – 0,60, що виявлені в процесі проходження гірничих виробок.

Ці порушення не мають великої довжини, просліджуються на полях шахт без видимої закономірності і мають різні елементи залягання, що відповідають системам кліважних тріщин у породах і вугіллі.

Кути падіння зміщувачів переважно 60-85 градусів. Незважаючи на малі амплітуди, порушення нерідко супроводжуються значними зонами ослаблених порід, що ускладнюють ведення очисних робіт, приводять до додаткових утрат вугілля. Оскільки дрібноамплітудні порушення поширюються на площі

відпрацьовування без видимої закономірності, можливий їхній розвиток на невідпрацьованих полях.

По газобагатості шахта віднесена до надкатегорійної, та небезпечною за вибухом вугільного пилу. За час її роботи гірських ударів та раптових викидів вугілля й газу не спостерігалось. Розроблювальні пласти не схильні до самозаймання.

## 1.2. Характеристика вугільних пластів і вміщуючих їх порід

Вугільні товщі представлені свитами  $C_2^1$ ,  $C_2^6$ ,  $C_2^5$ , що містять у собі 56 вугільних пластів, з яких п'ять досягають робочої потужності.

В даний час відпрацьовуються два пласти  $m_4^0$ ,  $m_5^1$

Пласт  $m_5^1$  має складну будівлю, складається з двох вугільних пачок, розділених прошарком аргіліту. Потужність прошарку по шахтному полю коливається від 0,02 м до 0,20 м, у районі ведення робіт – від 0,02 до 0,15 м. Вугілля чорне напівблискуче, тріщинувате, середньої міцності, межа міцності на стиск при природній вологості 150 кН/см<sup>2</sup>. Пласт витриманий по потужності, залягання хвилясте, кут падіння по шахтному полю 8–12°, у районі ведення робіт – 10°. Загальна геологічна потужність пласту по шахтному полю 0,72–1,68 м, у районі ведення робіт 1,01–1,59 м.

Безпосередня покрівля пласту представлена в основному аргілітом темно-сірим тріщинуватим. Основна покрівля представлена що чергується аргілітом, алевролітом, піщаником.

За даними гірських робіт основна покрівля – середньообвалювана. Основний ґрунт представлений в основному піщаником ясно-сірим, кварцовим, стійким.

Пласт  $l_3^2$  складається з двох вугільних пачок, розділених пластом алевроліту потужністю 0,20–0,80 м. Для верхньої вугільної пачки характерна наявність у середній її частині прошарку вуглисто-кварцової породи дуже міцної, межа міцності на стиск 909–1386 кН/см<sup>2</sup> потужністю 0,05–0,15 м, що при відпрацьовуванні остається разом з вищезалегаючим вугіллям потужністю в середньому 0,10 м з метою безпечного ведення гірських робіт. Вугілля чорне тріщинувате, напівблискуче з лінзами піриту, межа міцності на стиск 150 кг·с/см<sup>2</sup>.

Пласт, витриманий по потужності, газonosний, кут падіння пласту по шахтному полю 9–12°. Загальна геологічна потужність 1,09–1,55 м.

Безпосередня покрівля аргіліт. Основна покрівля пласту представлена в основному алевролітом темно-сірим, тріщинуватим, межа міцності на стиск при природній вологості 253–603 кг·с/см<sup>2</sup>. Потужність алевроліту від 0,4 до 2 м. Безпосередній ґрунт – алевроліт.

Пласт  $m_4^0$ . Кут залягання – 9-11°. На площі шахтного поля представлений двома вугільними пачками, розділеними прошарком потужністю від 0,50 до 1,10 м. Робочу потужність зберігає на всій площі нижня пачка, що має потужність 1,02–1,15 м, причому збільшення потужності спостерігається до півдня і південно-сходу, де вона коливається від 1,12 до 1,25–1,28 м. Ця пачка розділена

прошарком аргіліту потужністю 0,02–0,04 м на два вугільних прошарки, з яких верхній має потужність 0,23–0,35 м, а нижній 0,85–1,00 м.

Верхня пачка вугілля не перевищує 0,15–0,17 м. Середня потужність пласту  $m_4^0$  складає 1,16 м,  $l_3$  – 1,32 м,  $m_5^{1B}$  – 1,32 м.

Підготовка і виїмка запасів у межах шахтного поля здійснюються двосторонніми панельними бремсбергами (ухилами).

Загальний напрямок виїмки ярусів у межах панелі – спадний. Підготовка панелей виробляється трьома похилими виробітками.

Капітальні квершлагі проводяться в середині кожної панелі і з'єднані по простяганню головними відкаточними штреками.

Шахтні води по хімічному складі є хлоридно-сульфатними, магнієво-натрієвими з мінералізацією 2,9–4,0. Води відрізняються сильною агресивністю до бетону і сталевих конструкцій.

Приплив води по пласту  $m_5$  складає 110 м<sup>3</sup>/годину, по пласту  $l_3$  – 56 м<sup>3</sup>/годину, по пласту  $l_2^1$  – 152 м<sup>3</sup>/годину. Виділення води відбувається в основному з передньої покрівлі пласту  $l_3$  і  $l_2^1$  з піщанику у виді струменів і крапельок, а також з переднього ґрунту пласту  $m_5^{1B}$ , представлених водоносним піщаником. Приплив води в лаві складає в середньому 3–10 м<sup>3</sup>/годину, збільшуючись при посадці основної кріпи до 60–80 м<sup>3</sup>/годину і більш.

По гідрогеологічних умовах шахта відноситься до II групи складності.

По газу шахта відноситься до сверхкатегорійної (відносна газоцильність 61,6 м<sup>3</sup>/т, абсолютна – 34,7 м<sup>3</sup>/хв), небезпечна по пилу. Пласт  $m_5$  відноситься до невикладаючихся, а пласт  $K_8$  і  $l_3$  до небезпечних у зонах ПГД і в геологічних порушень.

Система розробки – довгі стовпи по простяганню, довжиною 1000–1800 м, порядок відпрацювання – зворотний.

У роботі, як правило, знаходиться 2 очисних вибої:  $m_5^{1B}$  обладнаний комплексом МДМ; пласт  $m_4^0$  – МКД-90. Довжина кожного вибою 200–220 м. Керування покрівлею – повне обвалення.

Характеристика робочих пластів представлена в табл. 1.1

Таблиця 1.1. – Характеристика робочих пластів

Найменування	$m_4^0$	$m_5^{1B}$	$l_2^1$	$l_3$	$l_4$
Система розробки	стовпова	стовпова	–	–	–
Зольність вугілля, $A_{пл}^{\alpha}$ , %	9	15	15,6	6,8	7
Зольність експл., $AQ$ , %	16	35	25	15	9
Завалюваність основної покрівлі	$A_1$	$A_1-A_2$	$A_1$	$A_1-A_2$	$A_2$
Стійкість безпосеред -ньої покрівлі	$B_2-B_1$	$B_2$	$B_2-A_1$	$B_2$	$B_1$
Стійкість безпосеред -нього ґрунту	$P_2$	$P_2$	$P_1$	$P_2-P_1$	$P_1$
Несуча здатність ґрунту, кг/см <sup>2</sup>	165	180	200	200	150
Наводненість	Наводне - ність	капіж	Наводне - ність	капіж	Капіж



### 1.3. Межі, розміри шахтного поля та запаси вугілля у ньому

Шахтні поля пластів  $m_5^{1B}$  та  $m_4^0$  є однаковими, а пластів  $l_3$  та  $l_2^1$  - незначно відрізняються. Відстані заміряні по довжині та по ширині від ствола №1 до границь шахтного поля. На південному-заході поля обмежені виходами пластів на земну поверхню, а на північному-сході - ізогіпсою - 650м, де знаходиться ділянка для шахти "Добропільська-Капітальна". На сході шахтного поля пласти обмежені Добропільським надвигом, за яким знаходиться поле шахти "Білицька". На заході їх обмежують технічні границі шахти "Алмазна", які по пластам  $l_3$  та  $l_2^1$  мають не прямі обриси.

Відстань з північного-сходу на південний-захід по пластам  $m_5^{1B}$  и  $m_4^0$  дорівнює 4250 м, а від виходів пластів до ствола №1 - відповідно 500 м и 700 м. Довжина шахтних полів по виходах пластів дорівнює 3500м, а по технічним границям за падінням – 4200 м. По пласту  $l_3$  такі значення: 5100 м и 4800 м.

З 1985 року на шахті встановлена продуктивна потужність 1020 тис. тонн у зв'язку з введенням в експлуатацію пласта  $m_5^{1B}$ . Але з переходом лав в уклонну частину шахтного поля і відпрацьовування їх у "Карпівському" скиданні привело до зниження навантаження на очисні вибої по пласту  $m_5^{1B}$ , а отже, і до зниження обсягу видобутку по шахті. Отже з 1993 року почалася розробка пласта  $m_4^0$ .

Так в 1997 році було добуто 1043 тис. тонн гірської маси, тому прийнята річна потужність шахти залишилась 1020 тис. тонн.

Зведення по запасах, що залишилися, в шахтному полі на 01.01.2020 р. зведемо до табл.1.2.

Таблиця 1.2. – Запаси вугільних пластів на 01.01.2020р.

	Найменування пластів					По шахті
	$l_2^1$	$l_3$	$l_4$	$m_4^0$	$m_5^{1B}$	
Балансові запаси, тис.т	11694	9377	13759	6785	4733	46348
Нижня оцінка гірських робіт, м	650	650	650	650	650	650
Промислові запаси, тис.т	6560	4862	8996	3571	2491	26480
Забалансові запаси, тис.т	106	0	269	956	354	1685
Зола, %	15,6	6,8	7	9	15	24

Підрахуємо балансові запаси, виходячи з розмірів шахтного поля:

$$Q_G = S \cdot H \cdot \gamma \cdot \sum m,$$

де  $\sum m$  – сумарна корисна потужність пластів:

$$\sum m = 1,32 + 1,16 + 1,15 = 3,53 \text{ м};$$

$\gamma$  – щільність вугілля,  $\gamma = 1,35 \text{ т/м}^3$ ;

$S, H$  – розміри шахтного поля по простяганню і падінню (6300 м і 3150 м).

$$Q_G = 6300 \cdot 3150 \cdot 1,35 \cdot 3,53 = 34571347 \text{ т}$$

Промислові запаси:

$$Q_{\text{пр}} = Q_G \cdot C_{\text{и}}$$

де  $C_{\text{и}}$  – коефіцієнт витягу;  $C_{\text{и}} = 0,87$ ;

$$Q_{np} = 102428087 \cdot 0,87 = 89842779 \approx 89840 \text{ тис.т}$$

Термін служби шахти визначається по формулі:

$$T = \frac{Q_{np}}{A_r} + t$$

де  $A_r$  – річний видобуток шахти (тис.т),  $A_r = 900$  тис.т;

$t$  – час на розвиток і загасання робіт,  $t = 4 \div 5$  років;

$$T = \frac{89840}{900} + 4,5 \approx 104 \text{ роки}$$

Тому що шахта введена в експлуатацію в 1948 році, то час роботи, що залишився, шахти:

$$T_{ост} = 104 - 63 = 41 \text{ рік}$$

Але взявши до уваги те, що річний добуток шахти постійно змінювався, тому визначимо залишковий термін служби шахти за формулою:

$$T = \frac{Q_{np}}{A_r} + t = \frac{26480}{1020} + 3 \approx 29 \text{ років}$$

де  $Q_{np}$  – промислові запаси шахти на 2011 рік;

$t$  – час затухання видобутку на горизонті;  $t = 2 - 3$  роки;

Добовий режим роботи шахти: одна загальна для всіх ділянок 6-ти годинна ремонтна зміна і три 6-ти годинні зміни по видобутку вугілля.

Число робочих днів у році для шахти приймаємо 300.

## 2. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

### 2.1. Аналіз вузьких місць в роботі шахти і шляхи їх усунення

На шахті відсутні «вузькі місця»: розкритті і підготовлені запаси дозволяють вести плановану добич.

Вентиляція не є «вузьким місцем» у роботі шахти.

Підземний транспорт не є «вузьким місцем» у роботі шахти.

Підйомні установки не є «вузьким місцем» у роботі шахти.

Стаціонарні установки не є «вузьким місцем» у роботі шахти.

Також для збільшення навантаження на очисний вибій за газовим фактором і безпечним веденням робіт у 7 північній лаві пласту  $m_5^{1B}$ , будуть розроблені відповідні рішення в спеціальній частині даної роботи.

### 2.2. Вимоги ПБ до проектних рішень технологічної частини роботи і розробка заходів щодо їх реалізації

Правила безпеки у вугільних шахтах відповідно до статті 3 Гірничого закону України визначають норми і правила безпечного ведення гірничих робіт, використання гірничошахтного та електротехнічного обладнання, рудникового транспорту, вимоги до провітрювання та протипожежного захисту гірничих виробок, дотримування пилогазового режиму, виробничої санітарії, охорони праці та навколишнього середовища.

Кожна шахта повинна мати затверджену проектно-кошторисну, геолого-маркшейдерську, виробничо-технічну, санітарно-гігієнічну і обліково-контрольну документацію, а також ситуаційний план поверхні з зазначенням всіх об'єктів і споруд у межах гірничого відводу. Геолого-маркшейдерські роботи та документація повинні виконуватися відповідно до інструкцій. Для всіх видів документації визначаються єдині для галузі строки зберігання з обов'язковим зазначенням їх на титульному аркуші.

На кожній шахті повинні функціонувати система управління охороною праці та нарядна система. Для їх функціонування директор створює службу охорони праці і відповідний штат посадових осіб. Положення про систему управління охороною праці, службі охорони праці та нарядної системи розробляються на основі відповідних єдиних галузевих документів і затверджуються директором (власником) шахти. Служба охорони праці підпорядковується безпосередньо директору шахти і прирівнюється до основних виробничо-технічних служб. Асоціації, компанії, корпорації, концерни, комбінати, трести, об'єднання (надалі - об'єднання) вугільної галузі повинні мати у своїх статутах (положеннях) певні обов'язки та повноваження щодо забезпечення безпечних умов праці на підвідомчих підприємствах. Для виконання вищевказаних повноважень в органах управління повинні створюватися служби охорони праці.

На кожній шахті повинна бути організована дільниця вентиляції і техніки безпеки (далі - ВТБ). Чисельність гірничих майстрів ВТБ розраховується за методикою, затвердженою галузевими органами управління.

Нові та реконструйовані шахти, горизонти, блоки і панелі приймає призначувана органом управління (у віданні якого знаходиться приймається об'єкт) комісія за участю представників Держнаглядохоронпраці, санітарно-епідеміологічної служби Міністерства охорони здоров'я України, державної воєнізованої гірничорятувальної служби (далі ДВГРС) і профспілок. На діючих шахтах прийом в експлуатацію виїмкових дільниць, підготовчих виробок загальношахтного призначення та очисних вибоїв (в тому числі і після повторної нарізки) проводиться комісією, призначеною директором шахти за участю представників Державного департаменту з нагляду за охороною праці (далі-Держнаглядохоронпраці), Держсамепідемнагляд, ДВГРС та профспілок. Прийом-передача закриваються (ліквідованих) шахт проводиться комісією, яка призначається наказом Міністерства палива та енергетики України (далі-Мінпаливенерго) (власником).

Календарні плани розвитку гірничих робіт (перспективні, поточні) розробляються, узгоджуються і затверджуються відповідно до Положення про порядок розробки, оформлення, погодження та затвердження програми розвитку гірничих робіт і втрат вугілля в надрах при видобуванні, затвердженим Міністерством вугільної промисловості (далі-Мінвуглепром) СРСР 30.12.84. Ведення гірничих робіт на неузгоджених дільницях забороняється. Проектні організації зобов'язані здійснювати авторський нагляд за виконанням проектних рішень при будівництві, експлуатації і ліквідації шахт і об'єктів.

Роботи на шахті повинні виконуватися відповідно до проектів, паспортів, технологічних схем. Для кожної шахти повинен бути розроблений і затверджений проект будівництва (реконструкції, ліквідації). Розтин і підготовка шахтних полів, горизонтів, блоків, панелей, проходка і капітальний ремонт стволів, установа стціонарного устаткування здійснюються за проектами, розробленими проектними організаціями, що мають дозвіл Держнаглядохоронпраці, на основі проекту будівництва (реконструкції) шахти і затвердженими власником. Проекти, в т. ч. проекти підготовки та відпрацювання виїмкових дільниць, перед затвердженням повинні проходити експертизу на відповідність нормативним актам з охорони праці в державних організаціях, що мають дозвіл Держнаглядохоронпраці. Розділи проектів (проекти) з протипожежного захисту шахт та попередження пожеж від самозаймання вугілля повинні проходити експертизу в Науково-дослідному інституті гірничорятувальної справи (далі-НДІГС). Експлуатація виїмкових дільниць, проведення та капітальний ремонт гірничих виробок повинні здійснюватися за паспортами, складеними відповідно до проектів, установа механізмів - за схемами, які затверджуються директором або головним інженером. Паспорти виїмкових дільниць, проведення та кріплення підземних виробок складаються відповідно до Інструкції зі складання паспортів виїмкової дільниці, проведення та кріплення підземних виробок (Державний нормативний акт про охорону праці (далі-ДНАОП) 1.1.30-5.16-96), затвердженої наказом Держнаглядохоронпраці від 18.01.96 № 7.

На шахті повинен вестися табельний облік усіх спустилися в шахту і виїхали (вийшли) з неї. Відповідальність за його організацію покладається на директора

шахти, який зобов'язаний встановити порядок виявлення своєчасно не виїхали (вийшли) із шахти, і вжити заходів щодо їх розшуку.

У проектах та паспортах повинен передбачатися розділ "Противарійна захист", що включає комплекс заходів щодо попередження загазування та запилення гірничих виробок, екзогенних та ендемогенних пожеж, пожежонебезпеки електрообладнання, газодинамічних явищ, аварій на шахтному транспорті та підйомі, завалів і затоплень діючих виробок.

Для шахт (горизонтах, блоків і панелей) при проектуванні гірничих робіт повинні забезпечуватися можливість виходу людей при аваріях у безпечне місце за час дії саморятувальника і ефективного ведення рятувальних робіт.

На кожній шахті повинна функціонувати пряма телефонна і радіозв'язок з підрозділом ДВГРС, обслуговуючим шахту.

На кожній шахті складається план ліквідації аварій відповідно до Інструкції зі складання планів ліквідації аварій (ДНАОП 1.1.30-5.17-96), затвердженої наказом Держнагляду охорон праці від 18.01.96 № 7. Забороняється спуск у шахту працівників, не ознайомих з планом ліквідації аварій і не знають тієї частини, яка стосується місця їх роботи і шляхів пересування.

За відсутності затвердженого плану ліквідації аварії, неузгодженості ДВГРС плану в цілому або його вихідних позицій ведення робіт, що відповідають цим позиціям, забороняється.

При виникненні аварії на шахті вводиться в дію план ліквідації аварій. Відповідальним керівником робіт по ліквідації аварії є головний інженер шахти, а до його прибуття на шахту - гірничий диспетчер. Їх розпорядження для всіх осіб та організацій, що беруть участь у ліквідації аварії, обов'язково до виконання. У разі неможливості виконання відповідальним керівником своїх обов'язків з ліквідації аварій (хвороба, некомпетентність та ін) відповідальний керівник робіт по ліквідації аварії може бути усунений від керівництва ліквідацією аварії тільки за письмовим наказом або розпорядженням в оперативному журналі вищестоящего керівника, який зобов'язаний узяти на себе керівництво ліквідацією аварії або призначити іншу відповідальне обличчя.

Всі шахти повинні обслуговуватися підрозділами ДВГРС. Дислокація підрозділів ДВГРС узгоджується з Держнаглядом охорон праці. На кожній шахті повинна бути організована і функціонувати допоміжна гірничорятувальна служба, діяльність якої регламентується Положенням про допоміжні гірничорятувальні підрозділи (шахтна гірничорятувальна станція (далі - ШГС) і допоміжна гірничорятувальна команда (далі - ВГК), затвердженим Мінвуглепром України 11.03.98.

У місцях, визначених головним інженером шахти, повинні бути знаки безпеки, передбачені вимогами до сигналів і знаків у підземних виробках і на шахтному транспорті.

Усім, хто спускається в шахту, повинні бути видані справні ізолюючі саморятівники, кількість яких на кожній шахті повинна відповідати обліковій чисельності працівників, зайнятих на підземних роботах. Забороняється працівникам спуск в шахту без закріпленого саморятувальника і

перебування в шахті та на робочих місцях без нього. На шахтах з віддаленими місцями робіт, час виходу з яких при аваріях у безпечне місце більше часу захисної дії саморятувальника, обов'язково повинні бути пункти переключення (не більше одного на шляху пересування) або встановлені групові пересувні або стаціонарні засоби саморятування, розміщення яких узгоджується з ДВГРС. По кожному з маршрутів, слідуючи по якому на вихід з місця аварії до виробок із свіжим струменем необхідно витратити більше 90% часу дії саморятувальника. Перед узгодженням ДВГРС плану ліквідації аварій один раз на 6 місяців, повинен бути проведений контрольний вихід групи працівників, включених у саморятувальники, під керівництвом командного складу ДВГРС. Зовнішній вигляд і герметичність саморятувальників, що перебувають у лампової, перевіряється щомісяця, а саморятувальників, які перебувають у пунктах переключення в шахті, - не рідше одного разу на 6 місяців посадовими особами дільниці ВТБ шахти за участю командного складу ДВГРС. Усі робітники і посадові особи, новоприйняті на шахту або переказуються на підземні роботи, повинні в спеціальних "димних камерах" пройти практичне тренування в саморятувальниках. Наступні тренування в "димних камерах" повинні здійснюватися не рідше одного разу на 2 роки. Тренування організовуються керівниками шахт і проводяться командним складом ДВГРС.

Усі особи під час перебування в шахті повинні мати акумуляторні світильники, бути в справних захисних касках, спецодязі та спецвзутті, що відповідають умовам роботи, а також мати і в разі необхідності застосовувати інші відповідні засоби індивідуального захисту (далі - ЗІЗ). Забороняється спуск у шахту, пересування людей у виробках, а також ведення робіт без справного індивідуального акумуляторного світильника і необхідних засобів індивідуального захисту. Кількість справних індивідуально закріплених акумуляторних світильників у лампової, включаючи світильники, суміщені з метансигналізаторами, повинно відповідати обліковій чисельності зайнятих на підземних роботах.

### 2.3. Виробнича потужність шахти

Термін служби шахти визначається по формулі:

$$T = \frac{Q_{np}}{A_r} + t$$

де  $A_r$  – річний видобуток шахти (тис.т),  $A_r = 900$  тис.т;

$t$  – час на розвиток і загасання робіт,  $t = 4 \div 5$  років;

$$T = \frac{89840}{900} + 4,5 \approx 104 \text{ роки}$$

Тому що шахта введена в експлуатацію в 1948 році, то час роботи, що залишився, шахти:

$$T_{ост} = 104 - 63 = 41 \text{ рік}$$

Але взявши до уваги те, що річний добуток шахти постійно змінювався, тому визначимо залишковий термін служби шахти за формулою:

$$T = \frac{Q_{np}}{A_2} + t = \frac{26480}{1020} + 3 \approx 29 \text{ років}$$

де  $Q_{np}$  – промислові запаси шахти на 2011 рік;

$t$  – час затухання видобутку на горизонті;  $t=2-3$  роки;

## 2.4. Режим роботи шахти

Добовий режим роботи шахти: одна загальна для всіх ділянок 6-ти годинна ремонтна зміна і три 6-ти годинні зміни по видобутку вугілля.

Число робочих днів у році для шахти приймаємо 300.

## 2.5. Очисні роботи

### Аналіз гірничо-геологічних умов 7 північної лави $m_5^{1в}$

За умовами маємо наступні гірничо-геологічні дані, що зведені до таблиці 2.1

Таблиця 2.1 - Гірничо-геологічна характеристика видобувної дільниці

Показники	Умовні позначення	Значення показників
Потужність пласта: мінімальна, м	$m_{min}$	1,01
максимальна, м	$m_{max}$	1,59
середня, м	$m$	1,32
Кут падіння пласту:, град	$\alpha$	9 - 10
Опір пласта різанню в невіджатій зоні, кН/м	$A_p$	210
Щільність вугілля в масиві, т/м <sup>3</sup>	$\gamma$	1,35
Водопрітік на виймальній ланці, м <sup>3</sup> /ч	$W$	0.5 - 1
Категорія порід покрівлі по обрушуванню	$A_i$	$A_2$
Категорія порід покрівлі за стійкістю	$B_i$	$B_3 (B_2)$
Висота нижнього шару порід покрівлі, м	$B$	1,4
Середня відстань між тріщинами в нижньому шару кривлі, м	$\Gamma$	0,4
Міцність порід підосви на стиснення (контактна міцність порід підосви, МПа	$\sigma_{вд}$	18,5
Глибина гірничих робіт, м	$H$	700
Небезпечність пласта : - по раптовим викидам вугілля і газу - вибуху вугільного пилу - по схильності до самозаймання		безпечний небезпечний безпечний

### Вибір типу та типорозміру механізованого комплексу

1. Для вибору типорозміру скористаємося таблицями з практикуму по курсу “Процеси підземних гірничих робіт”

таблиці 6.2 [ стор. 38]. Випишемо типи комплексів, що відповідають категоріям порід покрівлі за поваленням ( $A_2$ ), за стійкістю її нижнього шару ( $B_3$ ) (в містах геологічних порушень ( $B_2$ )).

– 1МКД90, 2МКД90, 3МКД90, 2МКД90Т, 3МКД90Т, 1КДД, 2КДД, 1КМ85Б, 1УКП70, 2УКП70, 1КДД.

2. Встановимо мінімально допустимі величини опорів підтримуючої частини  $P$ , МПа й посадочного ряду покріплення  $P_{\text{пос}}$ , МН/м:

$$P = 0,35 \text{ МПа}; \quad P_{\text{пос}} = 0,6 \text{ МН/м};$$

3. Випишемо типи комплексів, які задовольняють вимогам за навантаженням на підтримуюче кріплення та посадочний ряд механізованого кріплення тобто, ті які задовольняють вимогам:

$$P' > P$$

$$P'_{\text{пос}} > P_{\text{пос}}$$

$$P' > 0,35 \text{ МПа}$$

$$P'_{\text{пос}} > 0,6 \text{ МН/м}$$

Цим обом вимогам задовольняють – 1МКД90, 2МКД90, 3МКД90, 2МКД90Т, 3МКД90Т, 1КДД, 2КДД, 1КМ85Б, 1УКП70, 2УКП70, 1КДД.

4. Випишемо типи комплексів, які відповідають міцності порід підосви на вдавлювання :

$$\sigma'_{\text{вд}} \leq \sigma_{\text{вд}}$$

$$\sigma'_{\text{вд}} \leq 18,5 \text{ МПа}$$

це комплекси – 1МКД90, 2МКД90, 3МКД90, 2МКД90Т, 3МКД90Т, 1КДД, 2КДД, 1КМ85Б, 1УКП70, 2УКП70, 1КДД.

5. Випишемо типи комплексів, які відповідають куту падіння пласта при заданому напрямку виймання(за простяганням), для яких виконується умова :

$$a' > a_{\text{max}};$$

$$a' > 10$$

Це комплекси: 1МКД90, 2МКД90, 3МКД90, 2МКД90Т, 3МКД90Т, 1КДД, 2КДД, 1КМ85Б, 1УКП70, 2УКП70.

6. Випишемо типи комплексів, для яких виконується умова :

$$A'_p > A_p$$

$$A'_p > 210 \text{ кН/м}$$

Це комплекси: 2МКД90Т1МКД90, 2МКД90, 3МКД90, 2МКД90Т, 3МКД90Т, 1КДД, 2КДД, 1КМ85Б, 1УКП70, 2УКП70, 1КДД.

7. Визначаємо мінімально припустимий шаг установки секцій механізованого кріплення  $l_c$ , м що пересувається без підпору покрівлі, при якому не буде траплятися розшарування та завалювання нижнього шару порід покрівлі під час пересування секції. Для цього скористуємося формулою:

$$l_c = 1,6B + 0,5\Gamma$$

де  $B$  - висота нижнього шару породи покрівлі, м;

$\Gamma$  - середня відстань між тріщинами в нижньому шарі порід покрівлі, м.

$$l_c = 1,6 \times 1,4 + 0,5 \times 0,4 = 2,44 \text{ м.}$$

8. Випишемо типи комплексів, секції кріплення яких пересуваються без підпору покрівлі, які задовольняють умові:

$$l'_c < l_c$$

$$l'_c < 2,44 \text{ м}$$

де  $l'_c$  - шаг установки секції, м.

Це комплекси 1МКД90, 2МКД90, 3МКД90, 2МКД90Т, 3МКД90Т, 1КДД, 2КДД, 1КМ85Б, 1УКП70, 2УКП70, 1КДД.



9. Випишемо з попереднього пункту типи комплексів, які задовольняють умові:

$$m'_{\max} > m_{\max}$$

$$m'_{\max} > 1,6 \text{ м}$$

$$h_{\min} < m_{\min}$$

$$h_{\min} < 1,01 \text{ м}$$

Виписані комплекси будуть задовільняти максимальної потужності пласту, а їх механізовані кріплення розмістяться у лаві навіть у містах з мінімальною потужністю пласта.

Цим обом умовам задовольняють комплекси: 3МКД90, 3МКД90Т та 1КДД.

Таблиця 2.2 - Результати вибору типів комплексів

Показник	1 КМ103 М	1 МКД 90	2 МКД 90	3 МКД 90	2 МКД 90Т	3 МКД 90Т	1 КМК 98	2 КМК 98	1 КМ 88	КМ 87УМН	1 КМ87УМП	2 КМ 87УМП	КМ 87УМС	КМС 98	1 КМТ	2 КМТ	1 КДД	2 КДД	1 КДТ	2КДТ	МДМ	КМ 137	КМ 138	КМ 755	КМ 855	1 УКП 70	2 УКП 70
Показник порід покрівлі за обваленням і стійкістю	-	+	+	+	+	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	+	-	-	-	-	-	-	+	+	+
Навантаження підтримуючого кріплення і посадочного ряду	-	+	+	+	+	+	-	-	-	-	+	+	-	-	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
Міцність порід підшви на вдавлювання	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
Кут падіння пласта	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
Опір пласта різанню	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
Крок встановлення секцій	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
Мінімальна і максимальна потужності пласта	-	-	-	+	-	+	-	-	-	+	-	+	+	-	-	+	+	-	+	-	-	-	+	-	-	-	-

Комплекси 3МКД90Т, 3МКД90 та 1КДД можна рекомендувати для подальшого використання.

10. З рекомендованих до використання типів та типорозмірів комплексів встановити ті їх типи й типорозміри, а також типи й типорозмір механізованих кріплень, типи конвеєрів й виймальних машин, що задовольняють вимогам.

$$m''_{\max} \geq 1,6 \text{ м}$$

$$h'_{\min} \leq 1,01 \text{ м}$$

Таблиця 2.3 - Параметри механізованих комплексів.

КОМПЛЕКС		Склад, тип та типорозмір				m <sub>1min</sub> М	m <sub>2min</sub> М	m <sub>3min</sub> М	m <sub>н min</sub> М	m'' <sub>max</sub> М
ТИП	Типорозмір	Механізоване кріплення		Конвеєр	Комбайн					
		тип	Типорозмір							
ЗМКД90	3	КД90	3	СПЦ 162-11	РКУ-10	1,1	0,89	1,29	1.1	2.0
1КДД	1	КДД	1	СПЦ 163	РКУ-10	1,1	0,55	0,97	1.1	1.6

11. Для записаних у таблиці типів та типорозмірів механізованих комплексів та їхнього обладнання визначаємо мінімально необхідну потужність пласта  $m_{1min}$ , М при якій забезпечується нормальне функціонування комбайна в зоні його проходу під кріпленням.

$$m_{1min} = \frac{H_k + B_1 + t_k + t_1 + h_y + h_2 + h_3}{1000 \cdot (1 - 0,05 \cdot R_1)}$$

де  $H_k$  - висота корпусу комбайна від підошви пласта, мм;

$B_1$  - товщина перекриття секції кріплення в зоні проходу комбайна під кріпленням, мм;

$t_k$  - величина підштибовки завальної боковини конвеєра, мм;

$t_1$  - висота порідної подушки на перекритті секції кріплення в зоні проходу комбайна під кріпленням, мм;

$h_y$  - величина вільного простору для управління комбайном, мм;

$h_2$  - величина вільного простору для проходу комбайна, мм;

$h_3$  - запас вільного простору для проходу виймальної машини під кріпленням, мм.

Для ЗМКД90:

$$m_{1min} = \frac{800 + 100 + 30 + 0 + 35 + 55 + 50}{1000(1 - 0,05 \cdot 1,825)} = 1,1 \text{ м}$$

Для 1КДД:

$$m_{1\min} = \frac{800 + 80 + 30 + 0 + 35 + 55 + 50}{1000(1 - 0,05 \cdot 1,825)} = 1,1\text{м}$$

Результати заносимо до таблиці 3.15.

12. Визначаємо мінімальну необхідну потужність пласта  $m_{2\min}$ , при якій забезпечується припустима висота для проходу людей під механізованим кріпленням.

$$m_{2\min} = \frac{B_0 + B_2 + H_n + t_0 + t_2}{1000 \cdot (1 - 0,05 \cdot R_2)},$$

де  $B_0, B_2$  - відповідно товщина основи та перекриття секції кріплення, мм;

$H_n = 500$  мм - мінімальна висота проходу людей під кріпленням;

$t_0, t_2$  - відповідно висота "штибової подушки" під основою та "порідної подушки" на верхньому перекритті секції кріплення, мм;

$R_2$  - відстань від вибою до середини проходу для людей, м.

Для ЗМКД90:

$$m_{2\min} = \frac{108 + 90 + 500 + 20 + 25}{1000(1 - 0,05 \cdot 3,31)} = 0,89\text{м}$$

Для 1КДД:

$$m_{2\min} = \frac{0 + 0 + 500 + 20 + 25}{1000(1 - 0,05 \cdot 0)} = 0,55\text{м}$$

13. Визначаємо мінімальну необхідну потужність пласта  $m_{3\min}$ , м, при якій забезпечується робота механізованого кріплення без вичерпання його податливості в умовах максимального опущення породи покрівлі, за формулою:

$$m_{3\min} = \frac{H_{\min} + h_p}{1000 \cdot (0,9 - 0,05 \cdot R_3)},$$

де  $H_{\min}$  - мінімальна висота кріплення у здвигнутому стані, мм;

$h_p$  - запас гідравлічного розсування для розвантаження покріплення, мм; для пластів з потужністю більш 1 м – 50мм;

$R_3$  - відстань від вибою до заднього ряду стійок кріплення, м.

Для ЗМКД90:

$$m_{3\min} = \frac{1000 + 50}{1000(1 - 0,05 \cdot 3,81)} = 1,29\text{м}$$

Для 1КДД:

$$m_{3\min} = \frac{740 + 50}{1000(1 - 0,05 \cdot 3,73)} = 0,97\text{м}$$

14. Отримані величини  $m_{1\min}$ ,  $m_{2\min}$ ,  $m_{3\min}$  для записаних у таблиці типів та типорозмірів та їхнього обладнання записуємо до таблиці 3.15; їх необхідно порівняти між собою та більшу з них прийняти за нижню границю виймаємої комплексом потужності пласта  $m_{н. \min}$ , м.

15. Записуємо до таблиці 3.15 максимальне значення виймаємої потужності пласта  $m''_{\max}$

16. Встановлюємо тип та типорозмір механізованого комплексу, який можна використати в конкретно заданих гірничо-геологічних умовах.

$$m_{\max} \leq m''_{\max};$$

$$m_{\min} \geq m_{H.\min};$$

У зв'язку зі складними гірничо-геологічними умовами неможливо вибрати механічний комплекс, який би повністю відповідав вимогам:  $m_{\max} \leq m''_{\max}$ ;  $m_{\min} \geq m_{H.\min}$ . Тому буде доцільним вибрати механічний комплекс 1КДД. У місцях з потужністю менше 1.1м. (північна частина виїмкової стовпа) комбайн буде виймати шар породи покрівлі.

Приймаємо до експлуатації комплекс 1КДД до складу якого входять:

- видобувний комбайн РКУ10;
- конвейєр СПЦ163;
- Тип механізованого кріплення КДД

### Визначення швидкості подачі очисного комбайну РКУ10

● Розрахунок опору пласта різанню  $A_{рф}$ , кН/см з урахуванням віджиму вугілля у його привибійній частині :

$$A_{рф} = A_p \cdot K_{от} = 2,1 \cdot 0,735 = 1,5 \text{ кН/см}$$

де  $A_{рф}$  – опір пласта різанню у невіджатому масиві, кН/см;

$K_{от}$  – коефіцієнт віджиму вугілля, який визначається по формулі:

$$K_{от} = 0,48 + \frac{r - 0,1m}{r + m} = 0,48 + \frac{0,63 - 0,1 \cdot 1,32}{0,63 + 1,32} = 0,735$$

де  $r$  – ширина захвату комбайна, м;

$m$  – виймальна потужність пласта, м.

● Встановлюємо (двічі) можливу швидкість подачі комбайну за потужністю приводу  $V_{ппр}$ , м/хв , при фактичній потужності пласта  $m$ , що виймається, та при табличних значеннях опору пласта різанню, найближчих до  $A_{рф}$  :

$$V_{ппр} = V_{ппр1} - \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (V_{ппр1} - V_{ппр2})$$

де  $m_1, m_2$  – відповідно мінімальне та максимальне значення потужності пласту, що виймається, для даного типу комбайну, м ;

$V_{ппр1}, V_{ппр2}$  – табличні значення швидкості подачі комбайну.

Визначаємо  $V_{ппр}$  для двох сусідніх значень  $A_p$ , кН/см,  $A_p' = A_p < A_{рф}$  та  $A_p'' = A_p > A_{рф}$  , та позначаємо їх відповідно  $V'_{ппр1}$  та  $V''_{ппр}$ .

● Можливу швидкість подачі комбайну по потужності приводу  $V'_{ппр}$  при  $A_p = 1$  кН/см дорівнює:

$$V'_{ппр} = 10 - \frac{1,32 - 1,1}{1,93 - 1,1} (10 - 8,5) = 9,2 \text{ м / хв}$$

● Можливу швидкість подачі комбайну по потужності приводу  $V''_{ппр}$  при  $A_p = 2$  кН/см дорівнює:

$$V''_{ппр} = 9 - \frac{1,32 - 1,1}{1,93 - 1,1} (9 - 5,5) = 7,13 \text{ м / хв}$$

• Розраховуємо можливу швидкість подачі комбайну за потужністю приводу  $V_{\text{ппр}}$ , м/хв., при фактичних значеннях потужності пласту  $m$ , що виймається, та його опору різання  $A_{\text{рф}}$ , кН/см, за формулою:

$$V_{\text{ппр}} = V'_{\text{ппр}} - \frac{A_{\text{рф}} - A'_p}{A''_p - A'_p} (V'_{\text{ппр}} - V''_{\text{ппр}}) = 9,2 - \frac{1,5 - 1}{2 - 1} (9,2 - 7,13) = 8,17 \text{ м/хв.}$$

• Визначаємо складову силу різання у напрямку подачі комбайну  $F_n$  кН, при фактичному значенні опору пласта різанню  $A_{\text{рф}}$  за формулою:

$$F_n = F'_n - \frac{A_{\text{рф}} - A'_p}{A''_p - A'_p} (F'_n - F''_n) = 44 - \frac{1,5 - 1}{2 - 1} (44 - 68) = 66 \text{ кН}$$

де  $F'_n$ , та  $F''_n$  – складові сили різання у напрямку подачі комбайну, що відповідають меншому  $A'_p = A_p < A_{\text{рф}}$  та більшому  $A''_p > A_{\text{рф}}$  табличним значенням опору пласта різанню.

• Визначаємо можливу швидкість подачі комбайну по допустимому тяговому зусиллю механізму подачі  $V_{\text{птяг}}$ , м/хв за формулою:

$$V_{\text{тяги}} = \frac{V_{\text{ппр}}}{0,1F_n} [0,1F_m - 1,4G(0,2 - 0,016\alpha)] =$$

$$\frac{8,17}{0,1 \cdot 66} [0,1 \cdot 180 - 1,4 \cdot 19,1(0,2 + 0,016 \cdot 10)] = 10,4 \text{ м/хв}$$

де  $V_{\text{ппр}}$  – можлива швидкість подачі комбайну за потужністю приводу, м/хв, визначена за формулою;

$F_m$  – тягове зусилля, кН;

$G$  – маса комбайну, т;

$\alpha$  – кут падіння пласту, град.

• Встановлюємо швидкість подачі комбайну  $V_n$ , м/хв:

$$V_n = \min ( V_{\text{ппр}}; V_{\text{птяг}} ) \cdot K_{\text{вп}}$$

де  $V_{\text{ппр}}$  – можлива швидкість подачі комбайну за потужністю приводу;

$V_{\text{птяг}}$  – можлива швидкість подачі комбайну по допустимому тяговому зусиллю механізму подачі;

$K_{\text{вп}}$  – коефіцієнт підвищення швидкості подачі комбайну при вийманні крихкого вугілля.

Встановлюємо швидкість подачі комбайну, м/хв:

$$V_n = 8,17 \cdot 1,15 = 9,4 \text{ м/хв.}$$

### Розрахунок навантаження на очисний вибій

• Навантаження на очисний вибій (т/доб) за продуктивністю комбайна, визначаємо по формулі:

$$A_{\text{л}}^{\text{м}} = \frac{(T_{\text{зм}} - t_{\text{пз}}) \cdot n_{\text{зм}} \cdot l_{\text{л}} \cdot r \cdot m \cdot \gamma \cdot c}{T_{\text{ц}}} =$$

$$= \frac{(360 - 30) \cdot 3 \cdot 220 \cdot 0,63 \cdot 1,32 \cdot 1,35 \cdot 0,98}{130,125} = 1841,503 \text{ т/доб}$$

де  $T_{\text{зм}}$  – тривалість зміни, хв.;

$t_{\text{пз}} = 30$  – тривалість підготовчо-заключних операцій, хв.;

$n_{\text{зм}}$  – кількість змін по вийманню вугілля;

$l_{\text{л}}$  – довжина лави, м;

$r$  – ширина захвату комбайна, м;

$m$  – середня потужність пласту, м;

$c = 0,98$  – коефіцієнт вилучення вугілля;

$T_{\text{ц}}$  – тривалість циклу по вийманню вугілля, хв., визначаємо по формулі:

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{в}} + y \cdot t_{\text{з}} + t_{\text{к}} = 81,36 + 0 + 48,8 = 130,125 \text{ хв}$$

де  $t_{\text{в}}$  – тривалість виймання вугілля комбайном на протязі циклу, хв;  
визначаємо по формулі :

$$t_{\text{в}} = (l_{\text{л}} - \sum l_{\text{н}}) \cdot \left( \frac{1}{V_{\text{п}} \cdot K_{\text{г}}} + \Delta t_{\text{во}} \right) \cdot K_{\text{о}} = (220 - 2,4) \cdot \left( \frac{1}{9,4 \cdot 0,8} + 0,2 \right) \cdot 1,15 = 81,36 \text{ хв.}$$

$\sum l_{\text{н}}$  – сумарна довжина "брівок", м;  $\sum l_{\text{н}} = 2,4$  м;

$V_{\text{п}}$  – швидкість подачі комбайна при вийманні вугілля, м/хв.;

$K_{\text{г}} = 0,75 \dots 0,85$  – коефіцієнт готовності виймального обладнання;

$\Delta t_{\text{во}} = 0,1 \dots 0,2$  – відносні витрати часу на допоміжні операції, віднесені до 1 м довжини лави, хв./м;

$K_{\text{о}} = 1,10 \dots 1,15$  – коефіцієнт, що враховує відпочинок робочих та непередбачувані простой;

$y$  – змінна, при чолникової схемі роботи комбайну дорівнює 0;

$t_{\text{з}}$  – тривалість зачищення вугілля комбайном на протязі доби, хв.

де  $V_{\text{то}}$  – технічно допустима (маневрова) швидкість подачі комбайну, м/хв. ;

$t_{\text{к}}$  – тривалість кінцевих операцій, розраховується на основі регресивних залежностей при наявності ніш:

$$t_{\text{к}} = \frac{t_{\text{к1}} + t_{\text{к2}}}{2} = \frac{46,1 + 51,7}{2} = 48,8 \text{ хв}$$

$t_{\text{к1}}$  – кінцеві операції виконуються на сполученні лави з пройденою в масиві вугілля виробкою:

$$t_{\text{к1}} = 55,5 + 13 \cdot \ln h - 1,7 \cdot \ln m - 12,8 \cdot \ln l_{\text{бр}} = 55,5 + 13 \cdot \ln 0,6 - 1,7 \cdot \ln 1,32 - 12,8 \cdot \ln 5,33 = 46,1 \text{ хв}$$

$t_{\text{к2}}$  – кінцеві операції виконуються на сполученні лави з виробкою пройденою у присічку до колишнього транспортного штреку:

$$t_{\text{к2}} = 60,4 + 9,8 \cdot \ln h - 16,2 \cdot \ln m + 3,1 \cdot \ln l_{\text{бр}} = 60,4 + 9,8 \cdot \ln 0,6 - 16,2 \cdot \ln 1,32 + 3,1 \cdot \ln 1,2 = 51,5 \text{ хв}$$

$l_{\text{бр}}$  – довжина «брівки», м;  $l_{\text{бр}} = 1,2$

Розраховуємо добове навантаження на очисний вибій нормативне (За таблицею-3.1, ст.15 «Нормативы нагрузки на очисной забой и скорости проведения подготовительных выработок», Донецк 2007) дорівнює:

$$A_{\text{н}} = A_0 \cdot K_{\text{л}} \cdot \frac{\gamma}{1,4} \cdot \frac{n_{\text{см}} - T_{\text{см}}}{1080} \cdot K \text{ т/добу}$$

$$A_0 = A_1 + \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} \cdot (A_2 - A_1)$$

де:  $m_1, m_2$  – відповідно ближнє менше та більшє табличне значення виймальної потужності пласта, м;

$$m_1 = 1,1 \text{ м};$$

$$m_2 = 1,59 \text{ м};$$

$m$  – виймальна потужність відпрацьованого пласта, м;

$$m = 1,32 \text{ м};$$

$A_1, A_2$  – табличне значення нормативних навантажень, т/доб.:

$$A_1 = 880 \text{ т/доб.};$$

$$A_2 = 1330 \text{ т/доб.}$$

$K_L = 1,05$  – коефіцієнт корегування навантаження на лаву при відхиленні фактичної довжини очисного вибою від базової (табличної) величини

$K = 0,8$  - коефіцієнт зменшення нормативу навантаження на очисній забій зі складними гірничо-геологічними умовами (геологічне порушення)

$$A_o = 880 + \frac{1,32 - 1,1}{1,6 - 1,1} (1330 - 880) = 1078 \text{ (т/доб.)}$$

$$A_H = 1078 \cdot 1,05 \cdot \frac{1,35}{1,4} \cdot \frac{3 \cdot 360}{1080} \cdot 0,8 = 873 \text{ т/доб}$$

• Допустиме добове навантаження на лаву по газовому фактору  $A_{\text{доб газ}}$ , т/доб, визначаємо по формулі:

$$A_{\text{л}}^{\text{г}} = \left( \frac{q_p \cdot A_H}{1440} \right)^{-1,67} \cdot \left( \frac{Q_p}{194} \right)^{1,93} \cdot A_H, \text{ т/доб}$$

де:  $q_p$  – застосовуване при розрахунку значення відносної метанообільності;

$$q_p = q_{\text{уч}}$$

$Q_p$  – витрата повітря ( $\text{м}^3/\text{хв}$ ), яке проходить по виробці і яке можна використовувати для розбавлення метану до допустимої концентрації.

$$Q_p = 60 V_{\text{max}} F_{\text{оч}} k_{\text{уг.в}}$$

$q_{\text{уч}}$  – відносна метанообільність виймальної ділянки;

$k_{\text{уг.в}}$  - коефіцієнт, що враховує витік повітря крізь вироблений простір в межах виймальної ділянки;

$V_{\text{max}}$  - максимальна допустима по ПБ середня швидкість руху повітря;

$F_{\text{оч}}$  - мінімальна площа ( $\text{м}^2$ ) поперечного перетину призабіяного простору лави в світлі:

$$F_{\text{оч}} = F_{\text{min}} + (m - m'_{\text{min}}) \frac{F_{\text{max}} - F_{\text{min}}}{m'_{\text{max}} - m'_{\text{min}}}$$

де:  $F_{\text{min}}$  і  $F_{\text{max}}$  - відповідно мінімальна і максимальна площа поперечного перетину перелізу лави в світлі,  $\text{м}^2$  ( $F_{\text{min}} = 2,3 \text{ м}^2$ ,  $F_{\text{max}} = 3,8 \text{ м}^2$ )

$m'_{\text{min}}$  і  $m'_{\text{max}}$  - відповідно мінімальна і максимальна потужність пласта, яку виймає комплекс, м ( $m'_{\text{min}} = 1,0 \text{ м}$  і  $m'_{\text{max}} = 1,6 \text{ м}$ )

$$F_{оч} = 2.3 + (1.32 - 1.0) \cdot \frac{3.8 - 2.3}{1.6 - 1.0} = 3.1 \text{ м}^2$$

Значення  $q_{уч}$  було знайдено у розділі «Аерологія» і дорівнює:  $q_{уч} = 8$

Коефіцієнт витоків повітря крізь вироблений простір:

$$k_{у.г.в} = 1 + 0.13 m_{в.пр} \cdot \exp(0.35 f_{ср} - 0.25 F_{оч})$$

де:  $f_{ср}$  - середньозважений коефіцієнт кріпості порід покрівлі, дорівнює 4,18;

$$k_{у.г.в} = 1 + 0.13 \cdot 1.32 \cdot \exp(0.35 \cdot 4.18 - 0.25 \cdot 3.1) = 1.341$$

$$Q_p = 60 \cdot 4 \cdot 3.1 \cdot 1.341 = 998.03 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$A_{л}^r = \left( \frac{8 \cdot 873}{1440} \right)^{-1.67} \cdot \left( \frac{998.03}{194} \right)^{1.93} \cdot 873 = 998.35 \text{ т/доб}$$

- Визначаємо добове навантаження на лаву.

В якості добового навантаження на лаву  $A_{доб}$ , т/доб приймається менша з розрахованих величин  $A_{доб \text{ техн.}}$  та  $A_{доб \text{ газ}}$ , тобто  $A_{доб}$  визначається по формулі:

$$A_{доб} = \min(A_{доб \text{ техн.}}; A_{доб \text{ газ}}) = \min(1841.503; 998.35) = 998.35 \text{ т/доб}$$

Місячний видобуток вугілля з 7 північної лави дорівнюватиме: 29950 т.

Встановлюємо кількість циклів по вийманню вугілля  $n_{ц}$  за добу з точністю до 0,01 по формулі :

$$\bar{n}_{ц} = \frac{A_{доб}}{I_{л} m r_{ср}} = \frac{998.35}{220 \cdot 1.32 \cdot 0.63 \cdot 1.35 \cdot 0.98} = 4.125 \approx 4$$

Потім корегуємо довжину лави  $\bar{l}_л$ , м, при встановленій цілій кількості циклів по вийманню вугілля за добу  $\bar{n}_{ц}$  за допомогою формули:

$$\bar{l}_л = \frac{A_{доб}}{\bar{n}_{ц} m r_{ср}} = \frac{998.35}{4 \cdot 1.32 \cdot 1.35 \cdot 0.63 \cdot 0.98} = 226.854 \text{ м}$$

### **Правила безпеки при веденні очисних робіт** **Загальні вимоги**

Виймання вугілля в очисних вибоях повинно здійснюватися відповідно до паспорта виїмкової дільниці, проведення та кріплення підземних виробок із застосуванням комплексу заходів щодо запобігання всім небезпечним та шкідливим факторам.

Усе устаткування комплексно-механізованих очисних вибоїв (мехкріплення, конвейєри, виймальні машини та ін.) повинне пройти передпускове налагодження перед прийняттям виїмкової дільниці до експлуатації. Під час експлуатації такі налагодження повинні проводитися регулярно в терміни, встановлені інструкцією заводу-виготівника.

Ведення очисних робіт до первинної посадки основної покрівлі, первинна посадка основної покрівлі, а також підхід вибою до технічних меж виїмкової дільниці повинні проводитися за заходами, передбаченими паспортом виїмкової дільниці, проведення та кріплення підземних виробок.

Первинна посадка основної покрівлі повинна проводитися під керівництвом начальника дільниці або його заступника.

У випадку зупинення робіт в очисній виробці на час понад добу повинні бути вжиті заходи щодо запобігання обваленню покрівлі у привибійному просторі,



загазовуванню чи затопленню. Відновлення робіт допускається з дозволу головного інженера шахти після огляду очисної виробки інженерно-технічними працівниками дільниці.

У процесі роботи повинна проводитися перевірка стійкості покрівлі у вибої шляхом огляду й обстукування. У разі наявності ознак небезпеки обвалення покрівлі вибою повинно проводитися вибирання гірничої маси, що відшарувалася, і встановлюватися додаткове кріплення.

Ширина вільного проходу людей повинна бути не меншою за 0,7 м, висота - не меншою за 0,5 м

У лаві вздовж конвейєра повинен бути встановлений гучномовний зв'язок з приймально-передавальними пристроями, встановленими через кожні 10 м., а також в штреках (хідниках) на їх сполученнях з лавою.

### **Кріплення та управління покрівлею**

В очисних виробках в основному повинно застосовуватися механізоване кріплення з характеристиками, що відповідають гірничо-геологічним умовам. Тип, конструкція і параметри кріплення очисного вибою визначаються паспортом виїмкової дільниці.

У разі застосування в очисній виробці дерев'яного кріплення повинен бути незнижуваний запас кріпильних матеріалів, що розташовуються поблизу вибою.

Сполучення лави з конвейєрним та вентиляційним штреками повинні бути закріплені механізованим пересувним кріпленням. Застосування іншого виду кріплення допускається як виняток у разі неможливості застосування механізованого пересувного кріплення. Конструкція спеціальних видів кріплення сполучень затверджується головним інженером шахти і помічається в паспорті виїмкової дільниці.

Допускається застосування індивідуального металевого кріплення на кінцевих ділянках, а також дерев'яного в місцях геологічних порушень.

При нестійких бокових породах для забезпечення безпеки робіт повинна застосовуватися затяжка покрівлі.

Кріплення, вибите під час зарубки і відбою вугілля, перенесення устаткування, а також те, що вийшло з ладу через деформацію, витікання робочої рідини чи втрату деталей, які забезпечують безпеку його обслуговування, повинне бути відновлено або замінено.

### **Визначення обсягу робіт, їх працемісткості й продуктивності праці робітників.**

Згідно з встановленою швидкістю подачі комбайну встановимо середню групу робочих швидкостей подачі комбайну – 3,4м/хв.-XVI група.

Встановимо обсяги робіт по процесам на цикл.

**Визначаємо добуток вугілля з одного циклу:**

$$A_y = L \cdot m \cdot r \cdot \gamma = 226,85 \cdot 1,32 \cdot 0,63 \cdot 1,35 = 254,68 \text{ т}$$

**Знайдемо встановлену норму виробки:**

$$H_{\text{вст}} = H_g \cdot K_n \cdot K_z \cdot K_3$$

де  $K_n = \frac{0,63}{0,63} = 1$  - поправний коефіцієнт для даного типу комбайна;

$K_2 = 0,95$  - коефіцієнт роботи у протипилових респіраторах;  
 $K_3 = 0,97$  - коефіцієнт для середньостійких порід покрівлі;  
 $H_6 = 465 m$  - табличне значення норми виробки для XVI групи робочих швидкостей подачі комбайну для довжини лави більш ніж 200м.  
Тоді встановлена норма виробки буде такою:

$$H_{густ} = 465 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 0,97 = 428,5m$$

Нормативна працемісткість  $H_{об} = 7,147$

Розраховуємо коефіцієнт циклічності:

$$K_ц = \frac{H_{густ}}{A_ц} = \frac{428,5}{254,68} = 1,682$$

Норма обслуговування комплексу, приведена до циклу:

$$H_{обц} = \frac{H_{об}}{K_ц} = \frac{7,147}{1,682} = 4,248 (\text{люд} / \text{змін})$$

у тому числі за фахом робітників:

- машиніст гірничих видобувних машин:

$$N_{мгвм} = \frac{1}{K_ц} = \frac{1}{1,682} = 0,594 \approx 1 \text{ люд} / \text{змін}$$

- гірничі робітники очисного вибою:

$$N_{зров} = 4,248 - 0,594 = 3,654 \text{ люд} / \text{змін}$$

### **Зведення органного кріплення:**

Кількість стійок, встановлених за добу  $n = 4 \cdot r_{об} / d$ , де  $d=0,15$  – діаметр стійок,  
 $r_{об} = 2,52$  - посування вибою лави за добу, 4 – кількість рядів кріплення,  
 $n = 4 \cdot 2,52 / 0,15 = 67,2$  стійок за добу, 16,8 – за цикл.

Кількість робітників зайнятих на зведення органного кріплення складає:  
 $N = 67,2 / 92,6 = 0,726$  люд. (0,242 люд. на зміну).

### **Вилучення і встановлення ніжок арочного кріплення.**

Встановлені наступні норми виробки на виймання і встановлення ніжок арочного кріплення:

- вилучення ніжок  $H_B = 12,8$  ніжок;

- встановлення ніжок  $H_B = 10,5$  ніжок.

Сумарна кількість ніжок кріплення, вилучених та встановлених на вентиляційному і конвейерному штреках, складає:

$$n_{rh} = 2 \cdot 4 \cdot 0,63 / 0,5 = 10,08 \text{ ніжок за добу (2,52 за цикл).}$$

Кількість робітників, які зайняті вилученням ніжок, складає:

$$N_{изв} = 10,08 / 12,8 = 0,788 \text{ люд. (0,263 люд./змін.)}$$

$$N_{уст} = 10,08 / 10,5 = 0,96 \text{ люд. (0,32 люд./змін.)}$$

### **Виймання брівок:**

Норма виробки на виймання вугілля відбійними молотками дорівнює 12,8т.

$$\text{За добу: } T_{бр} = 2 \cdot 1,2 \cdot r_{об} \cdot m \cdot \gamma = 10,778 m; \text{ (за цикл 2,694)}$$

Де 2 і 1,2 – відповідно кількість брівок та їх довжина

Кількість робітників, які зайняті на вийманні брівок, складає:

$$N_{бр} = 10,778/12,8 = 0,842 \text{ люд. (0,281 люд./змін.)}$$

### Кріплення брівок:

Норма виробки на кріплення брівок стійками 10 СУГВ масою 32,3 кг дорівнює  
 $H_{кр} = 58,8 \cdot 0,9 = 52,92$

$$\text{За добу } T_{кр} = \frac{2 \cdot n_p \cdot r \cdot n_{ц}}{L_v - L_{пер}} = 5,04 \text{ (1,26 за цикл)}$$

де:  $n_p$  – кількість рядів кріплення в брівці;  $n_p=2$  од;

$L_v$  – довжина верхняка;  $L_v=3$  м;

$L_{пер}$  – довжина перекриття;  $L_{пер}=1$  м;

Кількість робітників, які зайняті на кріпленні брівок, складає: за добу 0,095 люд; за зміну 0,032 людино-змін.

### Викладка кострів:

Норма виробки на кріплення на викладку кострів дорівнює 20,3 од.

$$\text{За добу } T_{кос} = \frac{n_{ряд} \cdot r_{доб}}{b} = 1,26 \text{ од. (0,315 за цикл)}$$

де:  $n_{ряд}$  – кількість рядів;  $n_{ряд}=1$ ;

$b$  – ширина костра;  $b=2$  м;

Кількість робітників, які зайняті на встановленні кострів, складає: за добу 0,095 люд; за зміну 0,032 людино-змін.

Розрахунок зводимо у таблицю 2.4.

Таблиця 2.4 - Розрахунок комплексної норми виробки й розцінки

Вид роботи	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Потрібна кількість люд/змін	Джерела
	по збірнику	К	Встановлена			
Виймання вугілля комбайном, т	465	1; 0,95;0,97	428,5	1,682	4,248	[3]стр7
Пересування кріплення сполучення	29,6	-	29,6	1,26	0,05	[3]стр42
Зведення органного кріплення	92,6	-	92,6	16,8	0,242	[3]стр55
Виймання ніжок арочного кріплення	12,8	-	12,8	2,52	0,788	[3]стр63
Зведення ніжок арочного кріплення	10,5	-	10,5	2,52	0,96	[3]стр63
Викладка кострів над вент. штреком	20,3	-	20,3	0,315	0,021	[3]стр56
Виймка вугілля з «брівок»	12,8	-	12,8	2,694	0,281	[3]стр35
Кріплення «брівок»	58,8	0,9	52,92	1,26	0,032	[3]стр42
Разом					6,622=7	

Таблиця 2.5 – Графік виходів робітників

Професії робітників	Кількість робітників				
	1-а зміна	2-а зміна	3-я зміна	4-а зміна	За добу
МГВМ бр.	1	1	1	1	4
ГРОВ 5р.	18	7	7	7	39
Електрослюсар 4р.	10	1	1	1	13
Разом	29	9	9	9	56

Таблиця 2.6 - Чисельність робочих в ремонтну зміну

Вид роботи	Чисельність робочих		Разом
	ГРОВ	Електро-слюсарі	
Огляд і ремонт комбайна	2	1	3
Огляд і ремонт мех.кріплення	4	-	4
Огляд, ремонт й випарювання конвейєрного ставу	3	-	3
Огляд, ремонт електроприводів конвейєрів й редукторів	-	2	2
Огляд й ремонт енергопоїзда	-	4	4
Погашення виробки	2	-	2
Нагнічування води в пласт	2	-	2
Скорочення конвейєра, на виймальній транспортній виробці	2	-	2
Огляд й ремонт стрічкових конвейєрів	3	3	6
Разом	18	10	28+МГВМ

Продуктивність праці робітників очисного вибою  $P$ , т/вихід, визначається за формулою:

$$P = A_{cym} / N_c$$

$A_{cym} = 4 \cdot A_u$  - добове виймання вугілля з очисного вибою.

$$P = 4 \cdot 254,68 / 56 = 18,19 \text{ т/вихід.}$$

### Побудова плану грами робіт в очисному вибої

На плану грами робіт в очисному вибої за допомогою умовних позначень відображається послідовність виконання основних виробничих процесів та їх розташування в просторі та часі. Для її побудови необхідно знати час виконання відображених виробничих процесів, а саме:

- виймання вугілля комбайном  $t_b = 81,36$  хв.
- кінцеві операції  $t_k = 48,8$  хв.
- час зведення органного кріплення визначаємо згідно встановленої трудоемності виконання робіт однією людиною на цикл (0,18) і час циклу (270хв), отримуємо 48,6 хв.;
- час зведення кострів 4,2 хв;

Послідовність виконання операцій у добичну зміну наступна:

1. Виймання вугілля комбайном і пересування секцій кріплення вслід за посуванням комбайна;
2. Пересування конвейєра за комбайном;
3. Самозарубка комбайна «косими заїздами»;
4. Зведення органного кріплення і кострів відбувається тільки тоді, коли комбайн знаходиться на протилежній стороні лави.

## 2.6. Система розробки

### Гірничо-геологічна характеристика ділянки шахтопласта

Вугільний пласт  $m_5^{1b}$  складної будови, що складається з двох, рідше - трьох пачок, розділених прошарками алевроліту потужністю 0,02-0,01м. Геологічна потужність пласта змінюється в межах від 1,62 м у південній частині поля до 1,01 у північній в результаті розщеплення нижньої вугільної пачки в центральній частині поля. Вугілля пласта чорне, блискуче, тріщинувате, полосчате, по тріщинах промазки кальциту. Пласт не схильний до самозаймання, безпечний за раптовими викидами вугілля і газу, безпечний з раптового прориву метану, безпечний за гірськими ударами, небезпечний за пилом.

Безпосередня, і на більшій частині поля основна покрівля шару представлена алевролітом потужністю 5,3-15,5 м, темно-сірим, масивним, середньої міцності, схильним до пучіння, малостійким  $B_3$  і нестійким  $B_{2-3}$  в місцях геологічних порушень, середньообвалювальним  $A_2$ . У північній частині поля безпосередній покрівлею є аргилліт потужністю 0,0-1,0 м, сірий, тріщинуватий, щільний, середньої міцності, розбитий площинами ковзань і здатний виявляти себе як "помилкова покрівля", нестійкий  $B_2$ .

Безпосереднім ґрунтом шару є аргилліт потужністю 0,7-0,9м, шаруватий, слабкий, що містить вугільні прошарку і пропластки алевроліту, схильний до інтенсивного пучіння і розмокання при обводненні, середньостійкий  $P_2$ . Основний ґрунт - алевроліт потужністю 4,5-10,4 м, середньої міцності, масивний, щільний, кварцовий, слюдистий.

Залягання порід спокійне, моноклинальне, слабовохвилисте, ускладнене розвитком в центральній частині поля серії розривних геологічних порушень з амплітудами зміщення від 0,10 до 0,18м

### Обґрунтування схеми провітрювання виїмальної ділянки

Схема провітрювання виїмкової ділянки повинна забезпечувати:

- постійне провітрювання при нормальних і аварійних режимах, сприятливі
- умови для порятунку людей і ліквідації аварії;
- можливість ведення робіт по ефективній дегазації на виїмкових ділянках;
- повне відокремлене розведення шкідливих речовин (газ, пил, тепло), що виділяються з усіх джерел;
- максимальне навантаження на очисній забій з газового фактору;
- можливість виключення виникнення небезпечних скупчень метану на сполученнях лави з вентиляційною виробкою;

На виїмковій ділянці обираємо послідовне возвратоточне незалежне висхідне провітрювання з видачею вихідного з лави струменя повітря на масив вугілля (1-М-Н-в-вт).

Возвратоточна схема провітрювання ділянки - найпоширеніша схема провітрювання виїмкової ділянки, при якій повітря надходить у очисної вибій по транспортному штреку і виходить на вентиляційний штрек попереду вибою - при зворотному порядку відпрацювання пласта.

Частина повітря проходить через вироблений простір з транспортного штреку на вентиляційний, ця частина повітря використовується для розведення газу. Схема проста, надійна, не вимагає ніяких вентиляційних пристроїв. Недоліком схеми є можливість утворення небезпечних скупчень метану в місці сполучення лави і вентиляційного штреку, куди газ надходить через вироблений простір.

Для запобігання скупчення газу в тупику погашення вентиляційної виробки і обмеження навантаження на лаву за газовим фактором застосовується дегазація шляхом ізольованого відводу метану з виробленого простору (детально розглянуто в розділі провітрювання, пилогазовий і тепловий режими шахти).

### **Обґрунтування та вибір засобів основного та допоміжного транспорту на виймальній ділянці**

*Транспорт по дільничним та магістральним виробкам.*

Для транспортування корисних копалин приймаємо повну конвеєризацію завдяки: гірничотехнічним умовам, наявності прямолінійних виробок великої довжини, великих вантажопотоків з очисних вибоїв, а також перевагам конвеєрного транспорту: висока продуктивність, низький рівень енергоємності та працездатності обслуговування, надійність, безпечність при експлуатації, можливість автоматизації.

*Транспорт для переміщення людей та матеріалів.*

Для транспортування допоміжних матеріалів та людей використовуються транспортні засоби, які повинні забезпечувати:

- можливість доставки усіх вантажів крім корисних копалин;
- зв'язок з основним комплексом;
- механізацію навантажувально-розвантажувальних робіт;
- транспортування людей тривалістю не більше 45 хвилин до робочого місця з виконанням норм безпеки.

Завдяки простоті пристроїв та можливості використання у різних гірничо-геологічних умовах, використовуємо у магістральних виробках – електровозний транспорт, у дільничних виробках – канатний транспорт.

Для відкатки породи, доставки устаткування, матеріалів і людей по виробітках на шахті застосовується локомотивна відкатка з використанням акумуляторних електровозів АМ-8Д-900. Акумуляторний електровоз АМ-8Д-900 застосовується на відкаточних квершлагах, для доставки допоміжного устаткування, в зв'язку з тим, що він може працювати в умовах збільшених по газу та пилу. Люди транспортуються у людських вагонетках ВПГ-18, допоміжні матеріали у вагонетках ВГ-2,5.

Для транспортування людей по похилому людському хіднику та допоміжних матеріалів по грузовому хіднику приймаємо піднімальну машини типу Ц 3х2,2 с діаметром каната 28 мм.

Транспортування людей та матеріалів до похила здійснюємо за допомогою транспортного устаткування наявного на шахті по необхідним виробкам.

По людському хіднику пл.1<sup>2</sup> транспорт людей здійснюється однокінцевою канатною відкаткою в вагонетках типу ВЛН1-15Г.

На допоміжних стволах встановлені обмінні комплекси АЦ-01.

**Вибір місця розташування, площі перетину, вида кріплення та способу охорони підготовчих виробіток**

**Визначення перетину виробки**

З огляду на те що проходиться конвеєрний штрек, властивості порід, їх міцність  $f=(4-6)$ , застосовуємо аркову форму виробки. Тип кріплення металева, трьохзвінна, податлива з профілю СВП-27. Затягування боків - деревом.

Перетин виробітки визначається в залежності від:

- габаритів підземного транспорту;
- розмірів зазорів , що додержуються з " ПБ у вугільних шахтах ";
- кількості повітря і його припустимої швидкості.

Розміри поперечного перетину виробки аркової форми визначаються добром типового перетину на підставі ширини виробки, отриманої з формули:

$$B_{mp} = b + (1800 - h_0 - h') \times ctg \alpha , \text{ мм}$$

де  $b$  – сума ширини устаткування з необхідними зазорами, мм;

У горизонтальних виробках, обладнаних конвеєрами і рейковим шляхом зазор між конвеєром і кріпленням повинен бути не менш 0,4 м, між конвеєром та рухомим складом – 0,4 м, між рухомим складом і кріпленням – 0,7 м.

$$b=400 + h_k + 400 + h_p + 700$$

$h_0$  – висота устаткування, мм;

$h_k$  – ширина конвеєра, мм;

$h_p$  – ширина рейкового шляху, мм;

$h'$  - висота баластного прошарку, мм;

$\alpha$  – кут нахилу кріплення, град.;  $\alpha = 75^0$  – для аркового кріплення.

$$B_{mp} = 400 + 1320 + 400 + 1350 + 700 + (1800 - 1500 - 200) \times ctg 75^0 = 3932 \text{ мм.}$$

По отриманому значенню  $B_{mp}$  вибираємо типовий перетин виробки після осадки. Тип профілю СВП-27.

Таблиця 2.7. – Елементи виробки по проекту

Площа перетину, м <sup>2</sup>		Розміри в проходці до /після осадки		Розміри у світлі, до / після осадки		Тип профілю
у світлі після осадки	у проходці	ширина, мм	висота, мм	ширина, мм	висота, мм	
13,0	15,8	5110	3600/3540	4780	3500/3380	СВП-27

Обраний перетин перевіряємо по граничним відповідно до ПБ швидкостям повітря  $V$ , м/с :

$$V = \frac{A_c \times g_m \times K}{864 \times S_{cb} \times (d - d_0)} ;$$

$A_c=919,35$  т – кількість вугілля що транспортується по виробіці в добу;

$g_m=16$  м<sup>3</sup>/тсут – виділення метана у виробітку;

$K=1,45$  – коефіцієнт впливів повітря і резерву;

$S_{cb}=13$  м<sup>2</sup> - площа у світлі після осадки;

$d=0,75$  – припускаємий відсотковий уміст метана у вихідному струмені повітря;

$d_0=0,05$  – відсотковий уміст метана в повітрі, що надходить.

$$V = \frac{1750 \times 1,45 \times 9}{864 \times 11 \times (0,75 - 0,05)} = 2,713 \text{ м/с};$$

Отримане значення мінімальної швидкості повітря по виробіці задовольняє умові:

$$V_{\min} < 2,7 \text{ м/с} < V_{\max}$$

### Розрахунок металевого аркового податливого кріплення

До початку розрахунку зміщень необхідно визначити середній опір одноосному стисканню порід по кромці перетину виробки. При цьому враховуються шари порід покрівлі товщиною понад 0,5м на відстані до 1,5В (В – ширина виробки, м) від виробки та підосви на відстані до 1В від виробки.

Таким чином, середній опір порід дорівнюватиме

$$R_c = \frac{\sum R_{ci} \cdot m_i}{\sum m_i}$$

де  $R_{ci}$ ,  $m_i$  – відповідно розрахунковий опір одноосному стисканню (МПа) та товщина (м)  $i$ -го породного шару.

Розрахунковий опір кожного шару породи можна визначити за формулою

$$R_{ci} = R_i \times K_{ci} \times W_i,$$

де  $R_i \approx 10 \times f_i$  – середнє значення опору  $i$ -го породного шару, МПа;

$$R_{c.c.p.} = \frac{R_1 \times (7.66 + 1.6) + R_2 \times 1.32 + R_3 \times 0.7 + R_4 \times 5.11}{7.66 + 3.66 + 5.11}, \text{ МПа}$$

$R_i$  – розрахунковий опір одноосному стисканню (МПа)

Розрахунковий опір кожного шару породи можна визначити за формулою

$$R_{ci} = R_i \times K_{ci} \times W_i, \text{ МПа}$$

де  $R_i$  – середнє значення опору  $i$ -го породного шару, МПа;

$K_{ci} = 1$  – коефіцієнт, який враховує додаткову порушеність породного масиву;

$W_i$  – коефіцієнт, який враховує обводненість порід (для пісковиків та алевролітів 0,9, для аргилітів 0,8).

$$R_{c1} = 36 \cdot 1 \cdot 0,9 = 32,4 \text{ МПа}$$

$$R_{c2} = 15 \cdot 1 \cdot 1 = 15 \text{ МПа}$$

$$R_{c3} = 25 \cdot 1 \cdot 0,8 = 20 \text{ МПа}$$

$$R_{c4} = 36 \cdot 1 \cdot 0,9 = 32,4 \text{ МПа}$$

$$R_{c5} = 50 \cdot 1 \cdot 0,9 = 45 \text{ МПа}$$

Розраховуємо середній опір порід покрівлі  $R_{c.c.p.}$ , підосви  $R_{c.п}$  та боків виробки  $R_{c.бп}$ :

$$R_{c.c.p.} = \frac{R_{c1} \times (7.66 + 1.6) + R_{c2} \times 1.32 + R_{c3} \times 0.7}{7.66 + 1.6 + 1.32 + 0.7} = 29,6, \text{ МПа}$$

$$R_{c.бп} = \frac{R_{c1} \times 1.6 + R_{c2} \times 1.32 + R_{c3} \times 0.7}{1.6 + 1.32 + 0.7} = 23,7, \text{ МПа}$$

$$R_{c.п} = \frac{R_{c1} \times 1.6 + R_{c2} \times 1.32 + R_{c3} \times 0.7 + R_{c4} \times 2.9 + R_{c5} \times 2.21}{1.6 + 1.32 + 0.7 + 2.9 + 2.21} = 31,9, \text{ МПа}$$

Розрахунок зміщень порід покрівлі, підосви та боків у виробках, що розташовуються у масиві, виконується за формулами:

$$U = k\alpha \times k\theta \times k_s \times k_b \times k_t \times U_m, \text{ мм}$$



де  $U$  – зміщення порід, мм;

$k\alpha$  – коефіцієнт впливу кута залягання порід та напрямку проведення виробки відносно простягання порід.

$k\theta$  – коефіцієнт, що враховує напрямок зміщення порід; при визначенні зміщень з боку покрівлі або підосви він дорівнює 1.

$k_s$  – коефіцієнт впливу розмірів виробки, що визначається для покрівлі та підосви та для боків виробки за формулами:

$$k_s = 0.2(B-1) = 0,82$$

$$k_s = 0.2(h-1) = 0,532$$

$k_b$  – коефіцієнт впливу інших виробок. Для одиночної виробки  $k_b = 1$ .

$k_t = 1$  – коефіцієнт, що залежить від строку служби виробки та співвідношення  $H/R_c$

де  $H_p$  – глибина виробки, м;

$U_m$  – типове зміщення порід, мм.

$$U_k = 1 \times 0,82 \times 1 \times 1 \times 320 = 262, \text{ мм}$$

$$U_{\text{бп}} = 1 \times 0,35 \times 0,532 \times 1 \times 1 \times 520 = 97, \text{ мм}$$

$$U_{\text{п}} = 1 \times 0,82 \times 1 \times 1 \times 225 = 185, \text{ мм}$$

Розрахункове навантаження  $P$ , кПа на 1м кріплення виробки з боку покрівлі та підосви та з боку бокових порід визначається за формулою:

$$P_{\text{п}} = k_p \times k_n \times k_{\text{пр}} \times B \times P_n, \text{ кПа}$$

$$P_{\text{бп}} = k_p \times k_n \times k_{\text{пр}} \times h \times P_n, \text{ кПа}$$

де  $k_p$  – коефіцієнт перевантаження;

$k_n$  – коефіцієнт надійності виробок;

$k_{\text{пр}}$  – коефіцієнт умов проведення виробки, при  $H/R_c$  більше 20 –  $k_{\text{пр}} = 1$ ;

$P_n$  – нормативне навантаження на кріплення.

$$P_{\text{п}} = 1 \times 1 \times 1 \times 5,11 \times 80 = 408,8, \text{ кПа}$$

$$P_{\text{бп}} = 1 \times 1 \times 1 \times 3,66 \times 33 = 120,78 \text{ кПа}$$

Щільність встановлення рам кріплення  $n$ ,  $\text{м}^{-1}$  визначається за формулою:

$$n \geq P/N_s, \text{ од}$$

де  $N_s$  – несуча здатність однієї рами кріплення, кН. Для профілю СВП 27  $N_s = 210$  кН.

$$n = 2,0 \geq 408,8/210 = 1,946$$

Крок встановлення рам визначається за формулою:

$$L = 1/n, \text{ м};$$

де  $n$  – типове значення,  $\text{м}^{-1}$

$$L = 0,5 \text{ м};$$

Згідно проведених розрахунків, для заданих умов буде доцільно використовувати спец профіль СВП 27 з шагом установки рам кріплення 1м.

### **Спосіб охорони підготовчої виробки**

Вентиляційний штрек проводяться вприсічку до колишнього транспортного штреку, в зоні з пониженим гірським тиском. В результаті цього максимум опорного тиску після роздавлювання вугілля відсувається в сторону масиву. У місці розташування вентиляційного штреку, проведеного вприсічку, пласт сприймає значно менший тиск від ваги порід, розташованих над

виробленим простором. У результаті чого затрати на підтримку вентиляційного штреку зменшуються в 1,5 – 2,5 рази у порівнянні з охороною міжлавними ціликами.

Між колишнім транспортним штреком і вентиляційним штрекам залишаємо цілик вугілля шириною 2÷4 м.

Транспортний штрек з обох сторін охороняється ціликом вугілля.

### **Обґрунтування та вибір способу підготовки виймальних полів**

Підготовка стовпів полягає в проведенні виїмкових виробок, якими оконтурюють стовпи в масиві. При підготовці стовпів штреки проводяться вузьким вибоєм, що дозволяє застосовувати високопродуктивну прохідницьку техніку і забезпечувати високі швидкості проведення.

Вибір напрямку проведення штреків щодо залягання пласту, при підготовці довгих стовпів по простяганню має важливе значення. Тут приходиться враховувати такі фактори, як вид транспорту по штреках, навантаження на очисної вибій, гіпсометрію й обводненість пласту. З обліком вище перерахованого виїмкові штреки проводимо по напрямку, тобто строго прямолінійно в горизонтальній площині, що дозволяє застосовувати конвеєрний транспорт у них і зберігати постійну довжину лави без перемонтажу частини забійного устаткування. Однак не витриманість профілю виробки виключає природний стік води і для її відкачки необхідно установлювати водовідливні засоби.

Залишення між виймальними поверхами ціликів вугілля економічно не вигідно, тому, що на великій глибині та при середній потужності пласту 1,2 метри довжина ціликів повинна мати значно більші розміри, що викликає значні втрати вугілля.

Залишати штрек для повторного використання неможливо із-за великих труднощів по його підтриманню.

Від підготовки виймальних стовпів спареними або здвоєними лавами також відмовилися. У першому випадку з-за труднощів закладального господарства і відсутності необхідної кількості породи для закладання розкосини, у другому випадку із-за необхідності залишати між здвоєними штреками цілики. Залишився тільки спосіб проведення виробок в присічку до виробленого простору, у зоні зниженого гірничого тиску, після розчавлення вугілля, зсувається у бік масиву.

У місті розташування вентиляційного штреку, котрий проведено в присічку, пласт сприймає значно менший тиск від ваги порід, котрі зависли над виробленим простором. В наслідок цього витрати на підтримання штреку зменшуються в 1,5-2,5 рази, у порівнянні з охороною між лавними ціликами. Між обваленим простором та вентиляційним штреком залишають цілик вугілля шириною 2-4 метри. Проведення штреку в присічку ведеться тільки у зоні встановленого гірничого тиску.

При обраній стовповій системі розробки з проведенням підготовчих виробок вприсічку до виробленого простору очисні і підготовчі роботи будуть розділені в часі й у просторі.

## 2.7. Підготовчі роботи

### Вибір технологічної схеми проведення виробок

Умови при виборі способу проведення виробки:

- кут нахилу штреку – 0 град.;

- коефіцієнт міцності : вугілля - 1,5; порід - 2,5 - 5;

Вугілля багате на метан. Пласт загрозовий за пилом.

Виробка знаходиться на глибині 700 метрів.

Площа перерізу виробки в проходці – 15,9 м<sup>2</sup>.

Для даних умов приймаємо комбайновий спосіб проходки, так як міцність порід достатньо низька і застосування комбайну буде найбільш доцільним. При комбайновій технології процес проведення виробки носить безупинний характер, досягається високий рівень механізації і безпеки робіт, забезпечується велика стійкість оголених порід, тому що не порушується масив за контуром виробки, підвищується швидкість проведення, продуктивність праці, знижується собівартість готової виробки. Приймаючи до уваги міцність порід, кут нахилу шару, площу перерізу виробки, приймаємо комбайн П110. Транспортування відбитої гірничої маси буде здійснюватись стрічковим конвеєром 1ЛТП-80. Кріплення виробки здійснювати триланковим металевим податливим кріпленням із спецпрофілю СВП-27, провітрювання вибою – за допомогою вентилятора місцевого провітрювання ВМЦ-8.

### Вибір форми і визначення розмірів поперечного перетину

При проектуванні поперечного перетину виробки у світлі необхідно враховувати запас на можливі усадки порід, що залежить від типу виробки, умов її підтримки і потужності пласта  $m$ . Наприклад, розмір запасу на осадку по висоті у відкаточних штреках і інших виробках, що знаходяться в зоні впливу очисних робіт, приймається рівною (0,5-0,6) $m$ . У типових перетинах передбачена вертикальна податливість кріплення 300мм і горизонтальна на рівні 1,8м від ґрунту виробки – 230-290мм. У виробках, закріплених податливим кріпленням, дуже важливо правильно установити запас на усадку, що може забезпечити її безремонтну підтримку на весь термін служби.

Мінімальну висоту виробки вимірюють від рівня голівки рейок до внутрішньої поверхні кріплення, і вона повинна бути за Правилами безпеки не менше 1,9м – у головних відкаточних і вентиляційних виробках, не менше 1,8 – у дільничних підготовчих виробках. Мінімальна ширина виробок складається з основних розмірів розміщеного в ній устаткування або рухомого состава з урахуванням проходу для людей і зазорів, передбачених Правилами безпеки (ПБ).

Далі графічно визначають мінімальну ширину виробки у світлі, а потім аналітично всі інші її розміри і площа поперечного перетину.

Сутність графічного засобу складається в наступному. На папір у визначеному масштабі на рівні верхньої крайки рухомого состава або конвеєра наносять максимальні основні розміри прийнятого устаткування, розміщеного у

виробці, мінімальні зазори і відстані між окремими механізмами, між устаткуванням і постійним кріпленням виробки.

Мінімальна ширина виробки обчислюється в такий спосіб – складають розміри устаткування і необхідних розмірів по ПБ, а потім отримана сума коректується, з огляду на кривизну кріплення

$$B_{\text{mp}} = b + (1800 - h_0 - h') \times \text{ctg } \alpha$$

де  $B_{\text{mp}}$  – мінімально необхідна ширина виробки, мм;

$b$  – сума ширини устаткування з необхідними зазорами, мм;

$h_0$  – висота устаткування, мм;

$h'$  – висота баластного прошарку, мм;

$\alpha$  – кут нахилу кріплення, град.;  $\alpha = 80^\circ$  – для трапецієподібного кріплення,  $\alpha = 75^\circ$  – для аркового кріплення.

Отримані значення мінімально необхідних висоти і ширини виробки порівнюють із типовими перетинами і вибирають найближче більше. Прийнятий перетин перевіряють на швидкість руху повітря за формулою:

$$V_{\text{min}} \leq V \leq V_{\text{max}}$$

$V_{\text{min}} = 0,25$  м/с – мінімальна швидкість повітря, що допускається ПБ;

$V_{\text{max}}$  – максимально допустима швидкість повітря у виробці по ПБ, м/с.

Максимально допустима швидкість повітря по ПБ для підготовчих виробок дорівнює 6 м/с.

$$V = \frac{A_c q_m K}{864 S_{cb} (d - d_0)}$$

де  $A_c$  – кількість вугілля, що транспортується по виробці за добу, т;

$q_m$  – виділення метану у виробці,  $\text{м}^3$ ;

$K = 1,45$  – коефіцієнт втрат повітря;

$S_{cb}$  – прийнята площа перетину виробки в світлі після усадки,  $\text{м}^2$ ;

$d = 0,75$  – допустимий процентний вміст метану у вихідному струмені;

$d_0 = 0,05$  – процентний вміст метану у повітрі, що надходить.

Проводимо розрахунок мінімальної ширини для заданих умов:

$$B_{\text{пр}} = 400 + 1100 + 400 + 1350 + 700 + (1800 - 1500 - 200) \times \text{ctg}75^\circ = 3712 \text{ мм.}$$

Приймаємо типовий перетин з мінімальною шириною 3712 мм.

Площа цього перетину після усадки в світлі  $13,0 \text{ м}^2$ .

Перевіримо цей перетин на допустиму максимальну швидкість повітря.

$$V = \frac{919,35 \cdot 16 \cdot 1,45}{864 \cdot 13(0,75 - 0,05)} = 2,713$$

$0,25 \leq 2,713 \leq 6$  - умова виконується, тому вибраний перетин нас повністю задовольняє.

### **Розрахунок металевого аркового податливого кріплення**

До початку розрахунку зміщень необхідно визначити середній опір одноосному стисканню порід по кромці перетину виробки. При цьому враховуються шари порід покрівлі товщиною понад 0,5 м на відстані до  $1,5B$  ( $B$  – ширина виробки, м) від виробки та підосви на відстані до  $1B$  від виробки.

Таким чином, середній опір порід дорівнюватиме

$$R_c = \frac{\sum R_{ci} \cdot m_i}{\sum m_i}$$

де  $R_{ci}$ ,  $m_i$  – відповідно розрахунковий опір одноосному стисканню (МПа) та товщина (м)  $i$ -го породного шару.

Розрахунковий опір кожного шару породи можна визначити за формулою:

$$R_{ci} = R_i \times K_{ci} \times W_i, \text{ МПа}$$

де  $R_i$  – середнє значення опору  $i$ -го породного шару, МПа;

$K_{ci}=1$  - коефіцієнт, який враховує додаткову порушеність породного масиву;

$W_i$  – коефіцієнт, який враховує обводненість порід (для пісковиків та алевролітів 0,9, для аргилітів 0,8).

$$R_{c1} = 36 \cdot 1 \cdot 0,9 = 32,4 \text{ МПа}$$

$$R_{c2} = 15 \cdot 1 \cdot 1 = 15 \text{ МПа}$$

$$R_{c3} = 25 \cdot 1 \cdot 0,8 = 20 \text{ МПа}$$

$$R_{c4} = 36 \cdot 1 \cdot 0,9 = 32,4 \text{ МПа}$$

$$R_{c5} = 50 \cdot 1 \cdot 0,9 = 45 \text{ МПа}$$

Розраховуємо середній опір порід покрівлі  $R_{c.кр}$ , підшви  $R_{c.п}$  та боків виробки  $R_{c.бп}$ :

$$R_{c.кр} = \frac{R_{c1} \times (7,66 + 1,6) + R_{c2} \times 1,32 + R_{c3} \times 0,7}{7,66 + 1,6 + 1,32 + 0,7} = 29,6, \text{ МПа}$$

$$R_{c.бп} = \frac{R_{c1} \times 1,6 + R_{c2} \times 1,32 + R_{c3} \times 0,7}{1,6 + 1,32 + 0,7} = 23,7, \text{ МПа}$$

$$R_{c.п} = \frac{R_{c1} \times 1,6 + R_{c2} \times 1,32 + R_{c3} \times 0,7 + R_{c4} \times 2,9 + R_{c5} \times 2,21}{1,6 + 1,32 + 0,7 + 2,9 + 2,21} = 31,9, \text{ МПа}$$

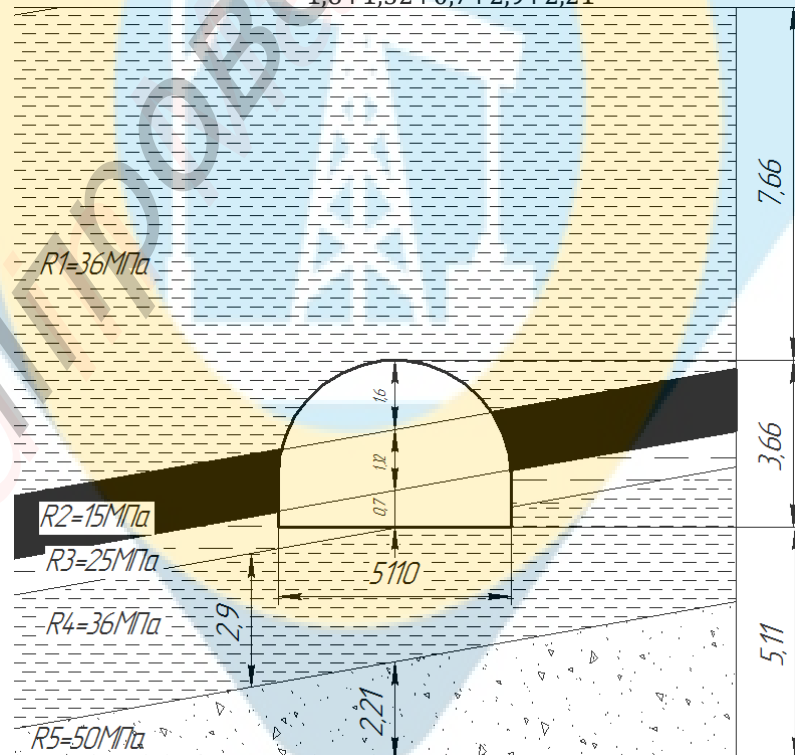


Рисунок 2.1 – Розрахункова схема для визначення середнього опору порід, що вміщують виробку

Розрахунок зміщень порід покрівлі, підосви та боків у виробках, що розташовуються у масиві, виконується за формулами:

$$U = k_{\alpha} \times k_{\theta} \times k_s \times k_b \times k_t \times U_m, \text{ мм}$$

де  $U$  – зміщення порід, мм;

$k_{\alpha}$  – коефіцієнт впливу кута залягання порід та напрямку проведення виробки відносно простягання порід.

$k_{\theta}$  – коефіцієнт, що враховує напрямок зміщення порід; при визначенні зміщень з боку покрівлі або підосви він дорівнює 1.

$k_s$  – коефіцієнт впливу розмірів виробки, що визначається для покрівлі та підосви та для боків виробки розраховується за формулами:

$$k_s = 0.2(B-1) = 0,82$$

$$k_s = 0.2(h-1) = 0,532$$

$k_b$  – коефіцієнт впливу інших виробок. Для одиночної виробки  $k_b = 1$ .

$k_t = 1$  – коефіцієнт, що залежить від строку служби виробки та співвідношення  $H/R_c$

де  $H_p$  – глибина виробки, м;

$U_m$  – типове зміщення порід, мм.

$$U_k = 1 \times 0,82 \times 1 \times 1 \times 320 = 262, \text{ мм}$$

$$U_{\text{бп}} = 1 \times 0,35 \times 0,532 \times 1 \times 1 \times 520 = 97, \text{ мм}$$

$$U_{\text{п}} = 1 \times 0,82 \times 1 \times 1 \times 225 = 185, \text{ мм}$$

Розрахункове навантаження  $P$ , кПа на 1м кріплення виробки з боку покрівлі та підосви визначається та з боку бокових порід розраховується за формулами:

$$P_{\text{п}} = k_p \times k_n \times k_{\text{пр}} \times B \times R_n, \text{ кПа}$$

$$P_{\text{бп}} = k_p \times k_n \times k_{\text{пр}} \times h \times R_n, \text{ кПа}$$

де  $k_p$  – коефіцієнт перевантаження;

$k_n$  – коефіцієнт надійності виробок;

$k_{\text{пр}}$  – коефіцієнт умов проведення виробки, при  $H/R_c$  більше 20 –  $k_{\text{пр}} = 1$ ;

$R_n$  – нормативне навантаження на кріплення.

$$P_{\text{п}} = 1 \times 1 \times 1 \times 5,11 \times 80 = 408,8, \text{ кПа}$$

$$P_{\text{бп}} = 1 \times 1 \times 1 \times 3,66 \times 33 = 120,78 \text{ кПа}$$

Щільність встановлення рам кріплення  $n$ ,  $\text{м}^{-1}$  визначається за формулою:

$$n \geq P/N_s, \text{ од}$$

де  $N_s$  – несуча здатність однієї рами кріплення, кН. Для профілю СВП 27  $N_s = 210$  кН.

$$n = 2,0 \geq 408,8/210 = 1,946$$

Крок встановлення рам визначається за формулою:

$$L = 1/n, \text{ м};$$

де  $n$  – типове значення,  $\text{м}^{-1}$

$$L = 0,5 \text{ м};$$

При ширині виробки 5,11 м приймаємо аркове кріплення із СВП –27–А3 з прямою планкою і несучою спроможністю в піддатливому режимі 210 кН. Для всіх варіантів охорони приймаємо крок встановлення рам  $n = 0,5$  рам/м КМП –А3 – 13,0 з піддатливістю 400 мм, що забезпечить нормальну експлуатацію розглядаємої виробки.

Перевагу надаємо металевому кріпленню, так як цей вид кріплення має високу міцність, добрі конструктивні можливості метала дозволяють створити високу несучу здібність та забезпечити надійне підтримання виробки. Обов'язковою умовою забезпечення працездатності кріплення являється встановлення стяжок між сусідніми рамами із розрахунку одна стяжка на один несучий елемент. Пустоти між контуром виробки і кріпленням збільшують зону руйнування, створюють нерівномірні навантаження на кріплення, сприяють вивалам породи. Несуча здатність кріплення в таких умовах знижується. Якісна забутовка перерозподіляє навантаження на контурі виробки і робить їх більш рівномірними, зменшує зміщення порід.

Визначаємо кількість підривок підосви:

$$n_{\text{підр}} = U_{\text{п}} / U_{\text{доп}}, \text{мм};$$

де:  $U_{\text{п}}$  – величина зміщень підосви виробки, мм;

$U_{\text{доп}}$  – допустимі за умовами експлуатації зміщення підосви, мм

$$U_{\text{доп}} = 500, \text{мм};$$

$$n_{\text{підр}} = 185 / 500 = 0,37;$$

Визначаємо кількість перекріплень покрівлі:

$$U_{\text{пк}} = U_{\text{к}} / \Delta, \text{мм};$$

де:  $U_{\text{к}}$  – величина зміщень покрівлі, мм;

$\Delta$  – конструкційна піддатливість кріплення;

$$U_{\text{пк}} = 262 / 400 = 0,655;$$

### **Визначення розрахункової та нормативної швидкості проведення виробки.**

На швидкість проведення виробки впливають спосіб виймання порід, її навантаження та транспортування, а також обладнання, що для цього використовується.

Вибір способу виймання порід залежить від коефіцієнту міцності порід, що присікаються, довжини виробки, площині її поперечного перетину, кута падіння виробки, категорії шахти по газовиділенню.

За умовами шахти «Добропільська» обираємо такий спосіб і обладнання:

виймка та навантаження гірської маси – комбайнова;

тип прохідницького комбайну – П110;

транспортування гірської маси – скребковий конвеєр СП 202. При комбайновій технології проведення виробки технологічно можливу швидкість проведення виробки орієнтовно можна визначити за формулою:

$$V_{\text{см}} = \frac{T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}}{\frac{S_{\text{пр}}}{3600 \cdot m \cdot B \cdot V_{\text{п.мах}} \cdot K_{\text{Т}}} + T' + \frac{K_{\text{Н}} \cdot T_{\text{см}}}{L \cdot H_{\text{КР}} \cdot K_{\text{М}} \cdot n_{\text{КР}}}}, \text{ м/зміну};$$

Де:  $T_{см}$  – тривалість зміни, годин;  
 $t_{пз}=0,5$  годин – тривалість підготовчо-заклучних операцій;  
 $m$  – товщина шару породи, що виймається, м (0,4 для комбайна П110);  
 $B=0,55$  – ширина захвату виконавчого органу комбайна, м;  
 $S_{пр}=15,8$  – площа поперечного перетину виробку у проходженні, м<sup>2</sup>;  
 $V_{п.мах}$  – максимальна швидкість виконавчого органу попереk виробки, м/с  
 (0,14 для П110);  
 $K_T=0,9$  – коефіцієнт технологічних простоїв комбайну;  
 $K_H=0,6$  – коефіцієнт несполученого кріплення;  
 $L=0,5$  – відстань між рамами кріплення, м;  
 $H_{кр}$  – норма виробки на кріплення, рам/люд.-зміну;  $H_{кр}=1,27$ ;  
 $K_M$  – коефіцієнт механізації кріплення; При ручному кріпленні  $K_M=1$ ;  
 $n_{кр}$  – кількість прохідників зайнятих на кріпленні, люд.;  $n_{кр}=4$ ;  
 $T'$  – тривалість транспортування гірничої маси, при конвеєрному транспорті визначається за формулою:

$$T' = \frac{T_{см}}{l_p \cdot H_p \cdot n_p}, \text{ год};$$

Де  $l_p$  – довжина риштака конвеєра, м; Для СП-202  $l_p=1,3$ ;  
 $H_p$  – норма виробки на нарощування конвеєра, риштаків/люд.-зміну;  
 $H_p=3,54$ ;  
 $n_p$  – кількість людей, зайнятих нарощуванням конвеєра, люд.;  $n_p=4$ ;

$$T' = \frac{6}{1,3 \cdot 3,54 \cdot 4} = 0,33, \text{ год};$$

$$V_{см} = \frac{15,8}{\frac{3600 \cdot 0,4 \cdot 0,55 \cdot 0,14 \cdot 0,9}{6 - 0,5} + 0,33 + \frac{0,6 \cdot 6}{0,5 \cdot 1,27 \cdot 1 \cdot 4}} = 2,9, \text{ м/зміну};$$

Швидкість проведення виробки за місяць дорівнює:

$$V_M = V_{см} \cdot n_{см} \cdot T, \text{ м/місяць};$$

Де:  $n_{см}$  – кількість змін по проведенню виробки за добу;  $n_{см}=3$   
 $T$  – кількість робочих діб у місяці;  $T=30$ ;

$$V_M = 2,9 \cdot 3 \cdot 30 = 261, \text{ м/місяць};$$

Так як перевищення швидкості проведення виробки за ПБ і ПТЕ не повинно перевищувати 25% від нормативів то місячна швидкість проведення буде дорівнювати:

$$V_M = V_{см.н} \cdot 1,25, \text{ м/місяць}$$

Де  $V_{см.н}$  – місячний норматив швидкості проведення виробки, м/місяць;  
 Горизонтальні та похилі (до  $10^0$ ) виробки, що проводяться змішаним вибоєм з присічкою до 50% породи з міцністю 4,1-6 (для комбайна «середнього» типу П-110), нормативна швидкість проведення виробки  $V_{см.н}=170$ , [10];

$$V_M = 170 \cdot 1,25 = 212,5, \text{ м/місяць}$$

За цими значеннями отримаємо час на проведення всієї виробки (1800м):  
 $1800/212,5=8,47$  міс.



## **Кріплення**

Для безпечного ведення робіт в при вибійному просторі виробки до вазведення постійного кріплення встановлюють тимчасове кріплення. Поширення отримали консольні конструкції тимчасового запобіжного кріплення. Найбільш проста конструкція такого кріплення уявляє собою дві металеві балки (двотавр, профіль СВП), підвищені на спеціальних скобах до верхняків перших 3-4 рам постійного кріплення. На балки укладають перекриття, в якості якого можуть служити 2-3 верхніх елемента кріплення із зтяжками. По мірі посування забою верхняки перекриття з'єднують з боковими елементами кріплення. Консольні балки висувають к забою і на них знову встановлюють верхні елементи постійного рамного кріплення.

Для встановлення постійного кріплення спочатку на підшву виробки або на дерев'яні лежні встановлюють бічні елементи кріплення, які скріплюють з раніше встановленою аркою металічною стяжкою. Потім на бічні елементи арки накладається верхній сегмент, який з'єднується з бічними елементами хомути. Хомути розташовують на відстані 200мм один від одного та 100мм від кінців сегментів та стягують гайками. Вільний простір між зтяжками та породними стінками рівномірно заповнюють дрібною породою та мотлохом.

### **Інші роботи прохідницького циклу.**

#### **Настилання рейкової колії:**

На початку прохідники оглядають і приводять у безпечний стан робоче місце, підносять інструмент і пристрої, потім вони зачищають і вирівнюють полотно колії і намічають його вісь, паралельно якій натягують шнури по ширині шпал. Після цього прохідники підносять шпали й укладають їх так, щоб кінці шпал розташовувалися строго по шнуру. На шпали укладають рейки і скріплюють їх планками і болтами.

Потім прохідники пришивають одну нитку рейкової колії до шпал. При цьому один робітник ломом або «лапою» піднімає з торця шпалу і притуляє її до рейки, а другий забиває костилі. Інші робітники підносять матеріали і підготовляють полотно для настилання наступної ланки колії. Прикріпивши одну нитку колії, робітники по шаблону встановлюють ширину колії і пришивають другу нитку. Після цього колію рихтують і підбивають баластом. Баласт закидують під шпали, які піднімають ломом або за допомогою шляхового домкрата і підбивають шпалопідбійкою. Потім робітники засипають баласт у міжшпальний простір на 2/3 висоти шпал. Закінчивши всі роботи з настиланням, остаточно перевіряють колію за допомогою шаблона і ватерпаса і випробують, переганяючи по ній навантажений поїзд.

#### **Проведення і кріплення водовідливної канавки:**

Перед початком робіт із проведення водовідливної канавки забій повинний бути закріпленний за паспортом, місце для проведення канавки зачищене.

У залежності від обсягу робіт і способу проведення канавки роботу виконують один-два прохідники. Прохідники оглядають робоче місце, відповідно до встановленого паспорта кріплення намічають місце проведення канавки. Підносять необхідний інструмент і матеріали. Після цього прохідники починають відбійку породи (вугілля) відбійним молотком або вручну.

При проведенні водовідливних канавок вручну виконують такі роботи:  
Розчищення місця роботи і спуск води. Відбійка гірської маси молотками або вручну. Викидання гірської маси з канавки. Оформлення канавки. Навантаження гірської маси у вагонетки вручну. Відкачка води. Заміряння глибини канавки.

**Навіска вентиляційного трубопроводу та кабелів** відбувається по мірі просування підготовчого вибою. Прорезинені вентиляційні труби підвішують у верхній частині виробки на тросі  $d = 5-6$  мм. Кабелі підвішують на брезентових або резинових стрічках або на дерев'яних кронштейнах, так, щоб у випадку обриву кабелю він не потрапив на рейковий шлях, відстань між кріпленням – до 3м.

Водопровідний трубопровід прокладають на підшві виробки. Обладання водопровідної канавки необхідно для відводу води з вибою на направлення її у шахтний водозбірник.

**Освітлення** проводиться у слід посування вибою на відстані 10-20 м. Освітлюють електричними світильниками (РП-100, РП-200), які підвішують через кожні 4-6м.

### **Маркшейдерський контроль.**

Маркшейдер дає прохідникам напрямок осі виробки, а в процесі проходки перевіряє, чи проводиться виробка у заданому напрямку. Напрямок виробки у горизонтальній площині задають теодолітом і позначають висками або за допомогою світлового приладу УНС.

## **2.8. Підготовка шахтного поля**

При виборі слід враховувати умови залягання пластів, розміри шахтного поля по падінню, виробничу потужність шахти.

Якщо враховувати те, що за умовами шахтного поля по простяганню  $S = 3600$  м, то доцільно прийняти поверховий спосіб підготовки, який використовують на пластах з будь-якими кутами падіння; при незначних розмірах шахтного поля по простяганню. Поверховий спосіб підготовки дозволяє забезпечити повну конвеєризацію транспорту.

Поверховий спосіб підготовки має наступні достоїнства:

- порівняно проста підготовка і схема провітрювання шахтного поля;
- невеликий обсяг підготовлюючих виробок;
- мінімальні початкові капітальні втрати;
- швидке введення шахти в експлуатацію;
- у роботі знаходиться одна транспортна виробка бремсберг або похил;
- відсутність перепробігу транспорту вугілля поверховими штреками;
- можливість використання стовпової системи розробки;

Все це забезпечує умови для високовиробничої роботи очисних вибоїв.

Суть поверхового способу підготовки складається з того, що пласт у межах шахтного поля розподіляється на частини, витягнуті за простяганням, що носять назву поверхи, обмежені по повстанню та падінню межами іншого поверху, тобто головними штреками, а по простяганню межами шахтного поля.

Для даних гірничо-геологічних умов можна також застосувати погоризонтний спосіб підготовки. Відрізною особливістю є те, що шахтне поле поділяється по лінії падіння та підняття на виїмкові смуги. Погоризонтний спосіб дозволяє спростити підготовку, транспорт та вентиляцію, має невеликий обсяг підготовчих виробок, більш короткий час підготовки пласту, постійну довжину лави, добрі умови для використання конвеєрного транспорту на виїмкових дільницях. При виїманні вугілля по падінню підвищується стійкість вибою від вивалу вугілля та раптових викидів.

Суть погоризонтного способу складається з того, що шахтне поле поділяється по падінню основними виробками на частини обмежені по простяганню межами шахтного поля та відробляємими лавами по падінню та повстанню.

При виборі системи розробки слід проаналізувати такі параметри як потужність та кут падіння пласту, глибину ведення робіт, гірничо-механічні властивості вміщуючих порід, величину газоносності, викидонебезпечності та обводнювальності пласту та порід, самовозгорання та міцності вугілля, технологічні та технічні параметри очисного та прохідницького обладнання, які припускається використовувати.

Застосовуємо систему розробки довгими стовбами, т.я. саме вона дозволить забезпечити високе навантаження на пласт, та при цьому способі очисні та підготовчі роботи розділені в часі та просторі і не здійснюють взаємного впливу. При стовбовій системі розробки штреки підтримуються в масиві та менше деформуються, здійснюється додаткова дорозвідка родовищ підготовчими виробками, відсутня втрата повітря через відпрацьований простір, менша можливість виникнення пожежі.

Стовбові системи на 20-30% економічніше суцільних, тому ми орієнтуємося саме на них.

В якості основного способу управління гірничим тиском в лаві при стовбовій системі з економічної точки зору приймаємо повне обвалювання.

При підготовці стовпів, як при поверховому, так і при погоризонтному способам підготовки штреки проводимо вузьким вибоєм, що дозволяє застосовувати високопродуктивну прохідницьку техніку та забезпечувати високі швидкості проведення.

При поверховій підготовці шахтного поля підготовка стовпів в кожному ярусі закладається в проведенні штреків від бремсберга до меж шахтного поля по простяганню, у яких проводять розрізні печі, із яких починають проводити очисне виїмання. Так як для транспортування корисної копалини ми застосовуємо стрічкові конвеєри, то штрек по пласту проводимо прямолінійно, тобто по напрямку, а не по ізогіпсі. При цьому досягається постійність довжини лави та виключається необхідність періодичного монтажу та демонтажу окремих крайніх секцій кріплення та рештаків вибійного конвеєра. В якості способу підготовки довгих стовпів застосовуємо низхідний порядок відробки ярусів. При низхідному порядку відробки забезпечується більш сприятливі умови підтримання нижнього поверхового штреку (транспортного), оскільки з одного боку знаходиться незрушений масив вугілля, а верхній поверховий штрек проводимо вприсічку до

виробленого простору відробленої лави, що також забезпечує достатньо добрі умови його підтримання.

При погоризонтній підготовці шахтного поля довгі стовпи підготовлюємо шляхом проведення похилих виймальних виробок (бресбергів) на всю висоту виймального ступеня горизонту. Очисні роботи починаються від вентиляційного штреку, вибій переміщується по падінню пласта, так як шахта свержкатегорійна за газом.

Остаточо вибираємо поверховий спосіб підготовки.

## **2.9. Розкриття шахтного поля**

Розкриття поля шахти "Добропільська" здійснено чотирма вертикальними стволами №1, №2, №3, №4 і вентиляційною скважиною, а також капітальними квершлагами на горизонтах 200, 300, і 450 метрів. Ствол №1 (скіповий) і ствол №3 (клітьовий) пройдені на горизонті 300 метрів.

Ствол №2 (клітьовий) пройдений на горизонті 200 метрів.

Ствол №4 (вентиляційний) пройдений на горизонті 450 метрів.

Для подачі свіжого струменя повітря служать стволи №2, №3. Для видачі вихідної струменя повітря служать стовбури №1, №4 і вентиляційна скважина.

В даний час в роботі знаходяться три горизонти: 200, 300 і 450 метрів.

Скіповий ствол служить для видавання вугілля та породи, вихідного струменя повітря, обладнаний підйомною машиною 2Ц-4x1,8.

Клітьовий ствол – для спуска підйому людей матеріалів, обладнання та подавання свіжого повітря в шахту, обладнаний двома одно клітьовими підйомними машинами з одноповерховими клітьями.

## **2.10. Капітальні і підготовчі гірничі виробки**

Капітальні гірські виробки - виробки, проведені за рахунок капітальних вкладень і значаться на балансі основних фондів підприємства. До капітальних гірничих виробок відносяться всі розкривні виробки, а також деякі основні підготовчі виробки (перші панельні бресберги, магістральні штреки і т.д.) і окремі камери. Поділ виробок на капітальні і некапітальні регламентована відповідними інструкціями. Виробки, обслуговуючі всю шахту, крило, горизонт (поверх), як правило, належать до капітальних, оснащуються довготривалим кріпленням і стаціонарними електричними світильниками.

Підготовчі виробки - гірські виробки, що проводяться після розкриття шахтного поля для оконтурівання і підготовки до очисної виїмки окремих його частин.

Підготовчі виробки забезпечують доступ до очисних вибоїв, їх провітрювання, транспортування корисних копалин, матеріалів і устаткування, доставку людей, енергопостачання, водовідлив і т.д., тобто нормальні умови для створення та експлуатації очисних забоїв. При стовпових системах розробки підготовчі виробки забезпечують також дорозвідку запасів. При поверховому способі підготовки бресберг і похил є капітальними.

Всі характеристики щодо площі перетину, виду, матеріалів кріплення, способу охорони і спосіб проходки капітальних і підготовчих гірничих виробок представлені у таблиці 2.8.

Таблиця 2.8 - Основні характеристики капітальних і підготовчих гірничих виробок

Виробка	Площа перетину	Вид виробки	Матеріал кріплення	Спосіб охорони	Спосіб проходки
Ствол №1	15,9	Капітальна	з/бетон,цегла	Цілик	Вибуховий
Ствол №2	23,7	Капітальна	Цегла	Цілик	Вибуховий
Ствол №3	23,7	Капітальна	з/бетон	Цілик	Вибуховий
Ствол №4	15,9	Капітальна	з/бетон	Цілик	Вибуховий
Вент. скв.	12,57	Капітальна	Мет.труби	Цілик	Буріння
Відкотн. кв-г пл т <sub>5</sub> <sup>1В</sup> г.450м	15	Капітальна	Мет.арк.кріпл	Цілик	Комбайн.
Кап. похил	13,5	Капітальна	Мет.арк.кріпл	Цілик	Комбайн.
Трансп. штр. 7 півн. лави	13	Підготовча	Мет.арк.кріпл	Цілик	Комбайн.
Вент. штр. 7 півн. лави	13	Підготовча	Мет.арк.кріпл	вприсічку	Комбайн.

## 2.11. Підйом

Скіповий ствол №1 ш. "Добропільська" обладнаний двухскиповою підйомною установкою з підйомною машиною 2Ц-4х1,8. Підйом може працювати або на видачу гірської маси або тільки породи.

Підйомні судини - скіпи ємністю 7,1 м<sup>3</sup>. Двигун АКН 16-51-16, загальна швидкість обертання  $n = 370$  про/хв., загальна маса скіпа 5,31 т, насипна потужність вантажу, який підіймається = 1,163 т/м<sup>3</sup>, редуктор ЦО-18, передаточне число 10,52, діаметр барабану 5м.

Вентиляторний клітковий стовбур №3 обладнаний підйомною машиною 2Цх4х1,7, двигун АКН 2-18-36-16 потужністю 800 кВт, напругою 6 кВ, синхронна частота обертання 370 хв-1, редуктор ЦОх18, обладнаний двома перекидними клітьми.

Клітковий стовбур №2 обладнаний підйомною машиною ШМЛ2Цх4х1,7 Донецького ЛКО. Використовується як вантажолюдска.

Тип двигуна АТ-17В 1020

Потужність 550 кВт

Частота обертання 293 про/хв.

Редуктор тип ЦО 140х9,5

Передаточне число 9,5

Кліть тип УКОАЗ 300

Діаметр барабану 5м.

### *Перевірочний розрахунок одноканатної скипової підйомної установки*

Необхідна годинна продуктивність розраховується по формулі:

$$A_{ч.необ.} = A_{год} * \frac{K_n}{N_{он} * t_p},$$

де  $A_{год}$  - річна потужність шахти, тис т/рік;

$K_n$  – коефіцієнт нерівномірності для діючих шахт дорівнює 1,4;

$N_{\text{дн}}$  – кількість робочих днів на рік;

$t_p$  – кількість годин роботи підйомної установки на добу;

$$A_{\text{ч.необ.}} = 1020000 * \frac{1,4}{300 * 18} = 264,4 \text{ т/год.}$$

Максимальна фактична швидкість руху скипа:

$$V_{\text{м.ф.}} = \frac{\pi * D_b * n_{\text{ном}}}{60 * u},$$

де  $D_b$  – діаметр барабану, м;

$n_{\text{ном}}$  – номінальна частота обертання двигуна,  $\text{хв}^{-1}$ ;

$u$  – передаточне відношення;

$$V_{\text{м.ф.}} = \frac{3,14 * 5 * 370}{60 * 10,52} = 9,2 \text{ м/с.}$$

Середня швидкість руху скипа:

$$V_{\text{ср}} = \frac{V_{\text{м.ф.}}}{\alpha},$$

де  $\alpha$  – помножувач швидкості;

$$V_{\text{ср}} = \frac{9,2}{1,2} = 7,6 \text{ м/с.}$$

Тривалість руху скипів:

$$T = \frac{H_p}{V_{\text{ср}}},$$

де  $H_p$  – висота підйому, м;

$$T = \frac{323}{7,6} = 42,5 \text{ с}$$

Кількість циклів за годину:

$$n_{\text{ц}} = \frac{3600}{T + t_n},$$

де  $t_n$  – тривалість паузи, с;

$$n_{\text{ц}} = \frac{3600}{42,5 + 10} = 68,6;$$

Можлива годинна продуктивність:

$$A_{\text{ч.возм.}} = m_{\text{гр}} * n_{\text{ц}},$$

де  $m_{\text{гр}}$  - вантажопідйомність скипа, т;

$$A_{\text{ч.возм.}} = 8,2 * 68,6 = 562,5 \text{ т/год.}$$

Так як  $A_{\text{ч.возм.}} \geq A_{\text{ч.необ.}}$ , тобто  $562,5 > 264,4$ ; то підйомна установка, яка є на шахті залишається для подальшої експлуатації.

### Перевірочний розрахунок клітьової підйомної установки

Кількість підземних робочих:

$$N_{\text{подз}} = \frac{A_{\text{сут}}}{P_{\text{подз}}},$$

де  $A_{\text{сут}}$  – добова потужність шахти, т/добу;

$P_{\text{подз}}$  – середня продуктивність одного підземного робочого, т/добу;

$$N_{\text{подз}} = \frac{3400}{2,24} = 1517 \text{ чол.}$$

Кількість людей, які опускаються в шахту в найбільш завантажену зміну:

$$N_{\text{см}} = 0,4 * N_{\text{подз}}$$

$$N_{\text{см}} = 0,4 * 1517 = 607 \text{ чол.}$$

Кількість людей, що транспортуються кліттю за один цикл:

$$N_{\text{кл}} = \frac{S_{\text{кл}}}{S_{\text{пб}}}$$

де  $S_{\text{кл}}$  – корисна площа, м<sup>2</sup> (кліть УКОАЗ 300)

$S_{\text{пб}}$  – посадочна норма у кліті на одну людину за ПБ, м<sup>2</sup>;

$$N_{\text{кл}} = \frac{5,6}{0,2} = 28 \text{ чол.}$$

Кількість циклів, які виконує підйомна установка по спуску – підйому людей:

$$n_{\text{л.см}} = \frac{N_{\text{см}} * K_n}{N_{\text{кл}}}$$

$$n_{\text{л.см}} = \frac{607}{28} * 1,3 = 27,1.$$

Максимальна фактична швидкість руху кліті:

$$V_{\text{м.ф.л.}} = \frac{\pi * D_{\text{б}} * n_{\text{ном}}}{60 * u},$$

$$V_{\text{м.ф.л.}} = \frac{3,14 * 4 * 293}{60 * 9,5} = 6,4 \text{ м/с.}$$

Середня швидкість руху кліті:

$$V_{\text{ср}} = \frac{V_{\text{м.ф.л.}}}{\alpha},$$

$$V_{\text{ср}} = \frac{6,4}{1,2} = 5,3 \text{ м/с.}$$

Тривалість руху кліті:

$$T = \frac{H_n}{V_{\text{ср}}};$$

$$T = \frac{300}{5,3} = 55c.$$

Тривалість підйомного циклу:

$$T_u = T + t_n$$

Тривалість паузи для спуску – підйому людей для одноповерхової кліті:

$$t_n = N_{кл} * t_0 + 10;$$

$$t_n = 23 * 1 + 10 = 33c;$$

$$T_u = 57 + 33 = 88c.$$

Час спуску – підйому зміни:

$$t_{см} = n_{л.см.} * T_u$$

$$t_{см} = 27,1 * 88 = 2384 c = 39,7хв.$$

Вимога виконується, тобто  $t_{см} \leq 40хв$ , або  $39,7 \leq 40$  хв.

### ***Техніка безпеки при роботі підйому***

Спуск і підйом людей по вертикальним виробкам повинен здійснюватись в клітях. При поглибленні або армуванні спуск і підйом людей може також здійснюватись у баддях.

Кліті, які використовуються для спуску і підйому людей, з торцових боків повинні мати двері або інші надійні огорожуючі конструкції, які попереджують можливість падіння людей з кліті. Двері повинні відчинятися усередину й надійно зачинятися засувом зовні. Вздовж довгих боків кліті мають бути обладнані поручні. Кліті для спуску і підйому людей і противаги людських і вантажо-людських підйомних установок повинні бути обладнані приладами (парашутами), які призначені для повного гальмування і зупинки їх у випадку обриву підйомних канатів. Приводна пружина парашуту кліті повинна бути огорожена запобіжним кожухом.

Уповільнення при гальмуванні пустих клітей парашутами не повинно перевищувати  $50 м/с^2$ , а при гальмуванні клітей з максимальною кількістю людей повинно бути не менше  $6м/с^2$ .

Кількість людей, які знаходяться одночасно на кожному поверсі кліті, визначається з розрахунку 5 чоловік на  $1 м^2$  корисної площі підлоги кліті, а у прохідницьких баддях - з розрахунку 4 чоловіки на  $1 м^2$  днища і повинне бути зазначене у правилах внутрішнього трудового розпорядку.

Забороняється спуск і підйом людей у скипах і в вантажних клітях, за виключенням випадків огляду і ремонту ствола проведення маркшейдерських робіт, аварійних випадків.

Спуск та підйом людей у перекидних клітях дозволяється при наявності приладів, які гарантують неможливість падіння людей у бункер, а також опрокидування кліті – при русі по стволу.

Забороняється спуск і підйом людей у клітях, які повністю або частково завантажені.



## 2.12. Підземний транспорт

### Кількісна характеристика вантажопотоків

#### Вантажопотоки з очисних вибоїв

Для вибору конвеєрного транспорту необхідно визначити наступні характеристики вантажопотоків:

- середній хвилинний вантажопотік за час надходження вугілля від очисного вибою на конвеєр –  $a_{I(n)}$  ;
- максимальний хвилинний вантажопотік, що надходить від очисного вибою на конвеєр в періоді досягнення видобувною машиною максимально припустимої в даному вибої швидкості подачі –  $a_{I(мак)}$  ;

Вихідні дані для розрахунку характеристик вантажопотоків з очисного вибою:

- довжина очисного вибою –  $l_{ов}=226,85\text{м}$  ;
- виймальна потужність пласта –  $m=1,32\text{м}$  ;
- кут падіння пласта –  $\alpha=10^{\circ}$  ;
- тип виймальної машини-вузькозахватний комбайн РКУ-10;
- схема роботи виймальної машини човникова;
- тривалість виїмки вугілля комбайном за зміну –  $t_b=182\text{хв.}$
- тип вибійного конвеєра-СПЦ-163;
- змінний обсяг видобутку-  $A_{зм}=332,78\text{т/зм}$ ;
- тривалість видобувної зміни –  $T_{зм}=6\text{год.}$ ;
- кількість видобувних змін –  $n_{зм}=3$ ;
- ширина захвату видобувної машини –  $b=0,63\text{м}$  ;
- кількість робочих циклів у зміну –  $n_{ц}=4$ ;
- щільність вугілля в цілику –  $\gamma_{ц}=1,36\text{т/м}^3$  .

#### 1.2. Середній хвилинний вантажопотік

$$a_{I(n)} = A_{зм} / 60 T_{зм} k_n ;$$

де  $A_{зм}$  – видобуток вугілля за одну зміну,  $\text{т/зм}$ ;

$k_n$  – коефіцієнт часу надходження вугілля від одного очисного вибою на транспортну систему; приймається в залежності від схеми роботи комбайну.

При човниковій схемі роботи комбайну з зачисткою

$$k_n = k_m = t_e / 60 T_{зм} ;$$

де  $t_e = 182 \text{ хв.}$  – тривалість роботи комбайну по виїманню вугілля, хв.,

Таким чином, коефіцієнт часу надходження вугілля від одного очисного вибою на транспортну систему дорівнює:

$$k_n = \frac{182}{60 \cdot 6} = 0,506$$

Тоді, підставивши усі отримані значення, отримуємо:

$$a_{I(n)} = \frac{332,78}{60 \cdot 6 \cdot 0,506} = 1,82 \text{ т/хв.}$$

#### 1.3. Максимальний хвилинний вантажопотік

Максимальний хвилинний вантажопотік визначається по максимальній кількості вугілля, яке може надійти з очисного вибою при відсутності обмеження по продуктивності вибійного конвеєра:

- при прямому ході виймальної машини (назустріч рухові ланцюга вибійного конвеєру)

$$a_{\max}^I = m b v_{\max} \gamma_{\psi} \delta_1 \psi_n ;$$

- при зворотньому ході (по ходу руху ланцюга вибійного конвеєру)

$$a_{\max}^{II} = m b v_{\max}^I \gamma_{\psi} \delta_2 (1 - \psi_n) ;$$

де  $v_{\max} = 2,961$  м/хв. - максимальна швидкість подачі комбайну при прямому ході;

$v_{\max}^I = 3,4$  м/хв. - максимальна швидкість подачі комбайну при зворотньому ході;

$\delta_1$  та  $\delta_2$  – розрахункові коефіцієнти, які враховують віднесення швидкостей руху комбайна та конвеєра;

$\psi_n = 0$  – коефіцієнт навантаження, який залежить від схеми роботи виймальної машини.

Коефіцієнти  $\delta_1$  та  $\delta_2$  розраховуються за наступними формулами:

$$\delta_1 = \frac{V_{\kappa}}{V_{\kappa} + V_{\max}} ;$$

$$\delta_2 = \frac{V_{\kappa}}{V_{\kappa} - V_{\max}} ;$$

де  $V_{\kappa} = 60$  м/хв. – швидкість руху ланцюга скребкового конвеєра;

$$\delta_1 = \frac{60}{60 + 2,961} = 0,953;$$

$$\delta_2 = \frac{60}{60 - 3,4} = 1,06;$$

Тоді, при прямому ході та зворотньому ході максимальний хвилинний вантажопотік буде дорівнювати:

$$a_{\max}^I = 1,32 \cdot 0,63 \cdot 2,961 \cdot 1,36 \cdot 0,953 \cdot 0 = 0 \text{ т/хв.}$$

$$a_{\max}^{II} = 1,32 \cdot 0,63 \cdot 3,4 \cdot 1,36 \cdot (1 - 0) \cdot 1,06 = 4,076 \text{ т/хв.}$$

Більше із знайдених значень максимального хвилинного вантажопотоку порівнюється з максимальною хвилинною продуктивністю вибійного конвеєру  $a_{\text{вк}} = 9,3$  т/хв.

В якості максимального хвилинного вантажопотоку  $a_{I(\max)}$ , що надходить з одного вибою, слід приймати:

$$a_{I(\max)} = a_{\max}^I \text{ (або) } a_{\max}^{II}, \text{ якщо } a_{\max}^I \text{ (або) } a_{\max}^{II} < a_{\text{вк}} ;$$

Виходячи з цього приймаємо  $a_{I(\max)} = 4,076$  т/хв.

### Вантажопотоки з підготовчих вибоїв

При проектуванні конвеєрного транспорту достатньо враховувати середньохвилинні вантажопотоки за періоди роботи прохідницького обладнання, яке здійснює відвантаження вугілля, породи або гірської маси на загально шахтну конвеєрну систему.

Середнє значення вантажопотоку за машинний час з підготовчого вибою, обладнаного прохідницьким комбайном або навантажувальною машиною, визначається за формулою:

$$u_1 = S L_n \gamma_{\psi} / 60 t_p ;$$

де  $S = 15,9$  м<sup>2</sup> площа перетину виробки в проведенні;

$L_n$  – середньо змінний темп проведення виробки, м;

При відсутності даних, рекомендовано приймати

$L_{п} = 2,36\text{м/сут}$  ;

$t_p=1,73\text{год}$  – час роботи комбайну або навантажувальної машини по навантаженню протягом зміни;

При надходженні на конвеєр вантажопотоку від двох і більше підготовчих вибоїв, величина сумарного вантажопотоку може бути визначена за формулою:

$$u_{I\Sigma} = z \sum_{i=1}^n u_{i_i} ;$$

де  $z = 0,95$  – розрахунковий коефіцієнт, величина якого приймається в залежності від кількості підготовчих вибоїв;

$\gamma_{ц} = 1,36\text{т/м}^3$  – середня щільність гірничої маси у цілику.

Тоді, маємо:

Вантажопотік з 7-го північного конвеєрного штреку пласта  $m_5^{1B}$ :

$$U_1^1 = \frac{15,9 \cdot 2,36 \cdot 1,36}{60 \cdot 1,73} = 0,49 \text{ т/хв.};$$

7-го північного вентиляційного штреку пласта  $m_5^{1B}$ :

$$U_1^2 = \frac{15,9 \cdot 2,36 \cdot 1,36}{60 \cdot 1,73} = 0,49 \text{ т/хв.};$$

Тоді маємо вантажопотік з усіх підготовчих вибоїв:

$$U_{I\Sigma} = 0,94 * (0,49 + 0,49) = 0,921 \text{ т/хв.};$$

### Вантажопотоки матеріалів, обладнання і людей

Орієнтовно допоміжний вантажопотік для очисного вибою можна приймати 20% , а для підготовчого вибою – 8% від основного вантажопотоку. Тоді, допоміжний вантажопотік для очисного вибою буде складати 0,815 т/зм, а для підготовчого вибою - 0,073 т/зм.

Пасажи́рські перевезення приймаються за фактичним розміщенням робітників у найбільш навантажену першу (ремонтну) зміну. Пасажи́рські вантажопотік з очисного вибою складає 29 чол/зм, а з двох підготовчих – 22 чол/зм.

Таблиця 2.9 - Зведені кількісні вантажопотоки для схеми транспорту, що проектується

Назва виробки	Середній хвилинний вантажопотік $a_n$ ( $u_n$ ), т/хв.	Максимальний хвилинний вантажопотік $a_{max\Sigma}$ , т/хв.	Змінний вантажопотік $A_{зм}$ , т/зм.	Вантажопотік допоміжних матеріалів $u_{доп}$ , т/зм.	Пасажи́рські вантажопотік $u_{пас}$ , чол./зм
1	2	3	4	5	6
7 південна лава пл. $m_5^{1B}$ .	1,82	4,076	332,78	0,815	29
7 північний конв штр пл. $m_5^{1B}$ .	0,49	-	176,4	0,073	11
7 південний конв штр пл. $m_5^{1B}$ .	0,49	-	176,4	0,073	11
Північний польовий похил	2,8	4,076	685,58	-	-

## Транспорт корисної копалини

### Транспорт з очисного вибою

У відповідності до гірничотехнічних умов і прийнятого виймального обладнання очисного вибою, приймаються засоби транспортування вугілля вздовж лави, по пічах і просіках. Наводиться мотивація вибору і основні технічні характеристики прийнятого обладнання.

Перш за все встановлюється раціональний тип вибійного конвеєра, в нашому випадку це СПЦ-163.

Одним з необхідних умов успішної роботи прийнятого конвеєра є перевищення його приймальної здатності – теоретичної продуктивності над піковими значеннями вантажопотоку.

Для очисного вибою максимальний розрахунковий вантажопотік:

$$Q = 60 m b v_n \gamma_u \psi_n ;$$

де  $m=1,32$ м – виймальна потужність пласта;

$b=0,63$ м – ширина захвату;

$v_n=3,4$ м/хв. – максимально можлива швидкість подачі комбайну в розглянутих умовах;

$\gamma_u=1,36$  т/м<sup>3</sup> – щільність вугілля в цілику;

$\psi_n=1$  – коефіцієнт навантаження.

Отже, маємо:

$$Q = 60 \cdot 1,32 \cdot 0,63 \cdot 3,4 \cdot 1,36 \cdot 1 = 230,71 \text{ т/год}$$

Продуктивність конвеєра за тех. даними: 6 т/хв., що дорівнює 360 т/год.

$230,71 < 360$ , отже конвеєр СПЦ-163 задовільняє вимогам приймальної здатності.

### Транспорт по дільничним і магістральним виробкам

Приймаючи до уваги розраховані в п. 1.1 вантажопотоки корисної копалини, довжину транспортування, кут падіння пласта, а залежно і кут нахилу похилих виробок, приймаємо схему транспортування корисної копалини стрічковими конвеєрами по всій довжині транспортування від очисних і підготовчих дільниць і до бункера скіпового стволу.

Згідно з методикою вибору стрічкових конвеєрів, наведеної в [2, 3], обов'язковою вимогою правильного вибору конвеєра за технічним параметром «хвилинна приймальна здатність» є дотримання умови:

$$\gamma Q_{\text{к.пр}} \geq q_{1(\text{max})},$$

де  $Q_{\text{к.пр}}$  – хвилинна приймальна здатність конвеєра, м<sup>3</sup>/хв;

$\gamma$  – насипна щільність вантажу, т/м<sup>3</sup>;

$q_{1(\text{max})}$  – обумовлений максимальний хвилинний вантажопотік на конвеєрі, т/хв.

Знаючи  $Q_{\text{к.пр}}$ , обираємо технічні параметри конвеєра, необхідного для даних умов:

$B$  – ширину стрічки, м;

$v_{\text{к}}$  – швидкість руху стрічки, м/с.

При завантаженні конвеєра з попереднього конвеєра  $q_{1(\text{max})} = q'_{1(\text{max})}$ , тобто на конвеєр передається той же максимальний вантажопотік, що й на попередній. В інших випадках величина  $q_{1(\text{max})}$  залежить від кількості і видів вантажопотоків, що на нього потрапляють.

Визначимо ці параметри для конвеєрів, що розташовуються в кожному виробленні нашої конвеєрної системи. Результати розрахунку зведемо в таблицю 3.33.

Розглянемо вибір параметрів конвеєрів за хвилинною прийнятною здатністю для різних випадків надходження вантажопотоку на нього на прикладі деяких конвеєрних виробок.

**7-й південний конвеєрний штрек пласта  $m_5^{16}$ .** Схема завантаження конвеєру на дільничній виробці очисного вибою, наведена на рис. 3.2

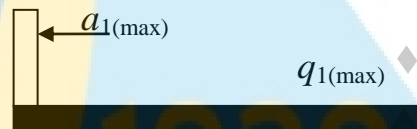


Рисунок 2.2. - Схема завантаження конвеєра 2-го півд. конв. штреку пл.  $l_3$ . Максимальний хвилинний вантажопотік на конвеєр буде становити:

$$q_{1(max)} = a_{1(max)} = 4,076 \text{ т/хв.}$$

Визначаємо хвилинну прийнятну здатність конвеєра:

$$Q_{к.пр} \geq q_{1(max)} / \gamma = 4,076 / 1,35 = 3,01 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

За таблицею 1П.4, що наведена в [2], знаходимо необхідну ширину стрічки конвеєра  $B = 800\text{мм}$  і швидкість конвеєрної стрічки  $v_k = 1,6 \text{ м/с}$ .

**Похил  $m_5^{16}$ .** На цей конвеєр здійснюється навантаження вантажопотоків, що надходять з одного очисного і двох підготовчих вибоїв.

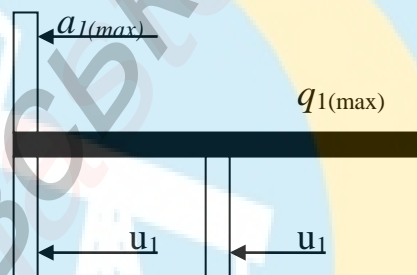


Рис 2.3. - Схема завантаження конвеєра похилу пл.  $m_5^{16}$

Максимальний хвилинний вантажопотік на конвеєр буде становити:

$$q_{1(max)} = a_{1(max)} + Z \sum u_1 = 4,076 + 0,95 \cdot (0,49 + 0,49) = 5 \text{ т/хв.}$$

Хвилинна приймальна здатність:  $Q_{к.пр} \geq q_{1(max)} / \gamma = 5 / 1,35 = 3,7 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Так як надалі буде працювати одночасно два очисних вибої, то хвилинна приймальна здатність буде дорівнювати:  $Q_{к.пр} \geq (q_{1(max)} / \gamma) \cdot 2 \cdot 1,05 = 7,77 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Ширина конвеєрної стрічки  $B = 1000\text{мм}$ , швидкість  $v_k = 2 \text{ м/с}$ .

Таблиця 2.10. - Результати вибору конвеєрів за прийнятною здатністю

№ з/п	Виробка	Довжина, м	Кут нахилу	$Q_{к.пр}$ , $\text{м}^3/\text{хв}$	$B$ , м	$V$ , $\text{м/с}$
1	7-й півд. конв. штрек пл. $m_5^{16}$	780	0	3,01	0,8	1,6
2	7-й півн. конв. штрек пл. $m_5^{16}$	1800	0	0,36	0,8	1,6
3	7-й півн. вент. штрек пл. $m_5^{16}$	1800	0	0,36	0,8	1,6
4	похил пл. $m_5^{16}$	1100	10	7,77	1	2,5
5	6-й півн. конв. штрек пл. $m_5^{16}$	50	0	7,77	1	2,5
6	Конвеєрний квершлаг пл. $m_5^{16}$	1700	0	15,54	1	2,5
7	Центральний похил пл. $l_2^1$	1060	10	15,54	1	2,5

## Вибір конвеєрів за припустимою технічною продуктивністю і довжиною

Даний пункт є другою необхідною умовою обґрунтування застосування типу конвеєра і установлення припустимої (за потужністю привода, міцністю стрічки і інших конструктивних параметрів) його довжини для конкретних гірничотехнічних умов роботи у випадку найбільшого завантаження несучого полотна вугіллям, що надходить із очисних і підготовчих вибоїв у найбільш продуктивні періоди їхньої роботи.

Визначимо експлуатаційне навантаження на стрічковий конвеєр для кожного вироблення. Результати розрахунків, а також вибір типів конвеєрів і їх кількості зводимо в таблицю 2.2.

Розглянемо вибір типу конвеєрів і їх кількості за припустимою технічною продуктивністю і довжиною на прикладі деяких з виробок.

**7-й південний конвеєрний штрек пласта  $m_5^{16}$ .** Згідно з методикою розрахунку [2, 3], у відповідності до схеми завантаження (рис. 3.4)

$$Q_{e1} = 60 \cdot a_{1(n)} \cdot K_{t(Lk)},$$

де  $K_{t(Lk)}$  – розрахунковий коефіцієнт навантаження.

Для визначення  $K_{t(Lk)}$  знаходимо:

- коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку, що надходить на конвеєр

$$K_1 = a_{1(max)} / a_{1(n)} = 4,076 / 1,82 = 2,23;$$

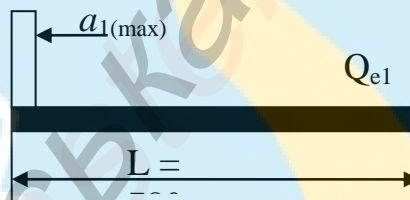


Рисунок 2.4. - Схема завантаження конвеєра 7-го півд. конв. штреку пл.  $m_5^{16}$  - час проходження вантажу конвеєром, причому в першому наближенні вважаємо, що конвеєр установлений на всю довжину виробки  $L_K = L_B = 780$ м:

$$t_k = L_K / 60 v_k = 780 / 60 \cdot 2,0 = 6,5 \text{ хв.}$$

За таблицею 1П.3., що наведена у [2], знаходимо  $K_{t(Lk)} = 1,76$ ;

$$Q_{e1} = 60 \cdot 1,82 \cdot 1,76 = 192,2 \text{ т/год.}$$

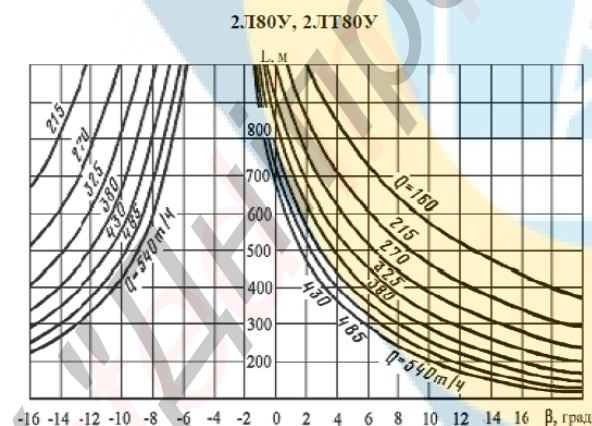


Рисунок 2.5. – продуктивність конвеєру 2ЛТ-80У

Оскільки конвеєр установлений у конвеєрному штреку лави і вимагає швидкого і не трудомісткого скорочення по мірі просування очисного вибою, то в цьому випадку доцільно використовувати телескопічний конвеєр ЛТ. З урахуванням того, що кут нахилу виробки  $0^\circ$ , ширина стрічки  $B = 0,8$ м і швидкість стрічки  $v_k = 2,0$ м/с, обираємо конвеєр 2ЛТ80. За графіком технічних характеристик даного типу конвеєра визначаємо максимально можливу довжину конвеєра відповідно до заданих умов експлуатації, що становить приблизно 1000м, що більше необхідної довжини  $L_K = 780$ м. Тому обраний конвеєр цілком задовольняє заданим умовам.

**Похил  $m_5^{16}$ .** Для конвеєра даної виробки характерні наступні умови: довжина вироблення  $L_B = 1100\text{м}$ , кут нахилу  $\beta = 10^\circ$ , схема завантаження конвеєра зображена на рис. 2.6.

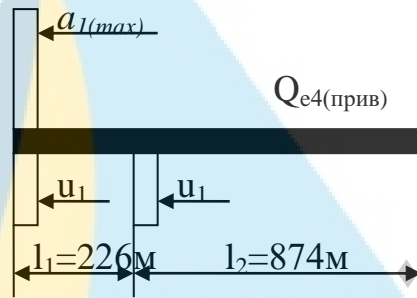


Рисунок 2.6. - Схема завантаження конвеєра похилу  $m_5^{16}$   
Експлуатаційне навантаження (приведене)

$$Q_{e4(\text{прив})} = \frac{Q_{e1}l_1 + Q_{e2}l_2}{L_k}$$

де  $Q_{e1}$ ,  $Q_{e2}$  – часткові значення експлуатаційних навантажень, створюваних на відповідних відрізках ( $l_1$ ,  $l_2$ ) довжини конвеєра.

$$K_1 = K_2 = 2,23;$$

$$t_{k1} = L_1/60v_k = 226/60 \cdot 2,0 = 1,8\text{хв.}$$

За таблицею 1П.3., що наведена у [2], знаходимо  $K_{t(L1)} = 2,03$ ;

$$Q_{e1} = 60(a_{1(n)} \cdot K_{t(L1)} + u_1) = 60(1,82 \cdot 2,03 + 0,49) = 251,076 \text{ т/годину.}$$

При одночасній роботі двох лав  $Q_{e1} = 60(a_{1(n)} \cdot K_{t(L1)} \cdot 2) = 60(1,82 \cdot 2,03 \cdot 2) = 443,3$

$$t_{k2} = L_2/60v_k = 874//60 \cdot 2,0 = 7,28\text{хв.};$$

$$K_{t(L2)} = 1,8;$$

$$Q_{e2} = 60(a_{1(n)}K_{t(L2)} + z(u_1 + u_1)) = 60(1,82 \cdot 1,8 + 0,95(0,49 + 0,49)) = 250,57 \text{ т/год.}$$

Знаходимо **приведене експлуатаційне навантаження**  $Q = \frac{251,076 \cdot 226 + 250,57 \cdot 874}{1100} =$

$250,67 \text{ т/годину.}$

При одночасній роботі двох лав

$$Q_{e4(\text{прив})} = 443,3$$

Для даних гірничотехнічних умов, а також визначених в п. 2.2. параметрів конвеєра (ширина стрічки  $B = 1\text{м}$  і швидкість стрічки  $v_k = 2,5\text{м/с}$ ) обираємо конвеєр 3Л100У

**Конвеєрний квершлаг пл.  $m_5^{16}$ .**

Для конвеєра даної виробки характерні наступні умови: довжина вироблення  $L_B = 1700\text{м}$ , кут нахилу  $\beta = 0^\circ$ .

Так як виробка пройдена криволінійно то у виробці буде розташовано 2 конвеєри. Один довжиною 1200м, другий довжиною 500м. Схема завантаження конвеєра зображена на рис. 2.7.

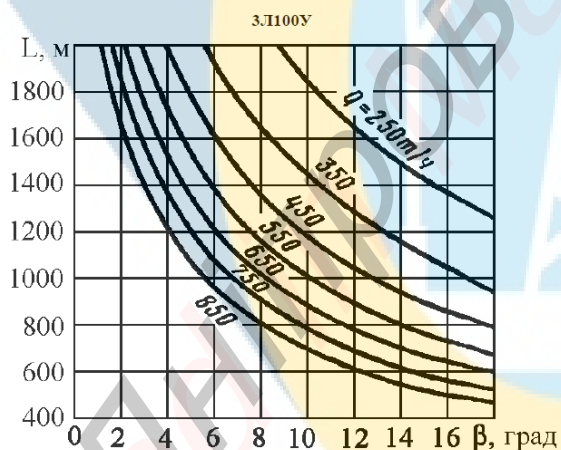


Рисунок 2.7. – продуктивність конвеєру 2Л100У

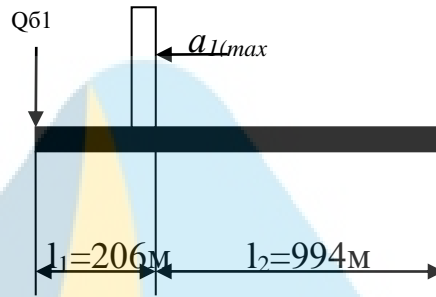


Рисунок 2.8. - Схема завантаження конвеєрного квершлагу  $m_5^{1e}$

$$K_3 = 2,23;$$

$$t_{k1} = L_1/60v_k = 206/60 \cdot 2,0 = 1,7 \text{ хв.}$$

За таблицею 1П.3., що наведена у [2], знаходимо  $K_{t(L1)} = 2,03$ ;

$$Q_{б1} = 60(a_{1(n)} \cdot K_{t(L1)} \cdot 2) = 60(1,82 \cdot 2,03 \cdot 2) = 443,3 \text{ т/годину.}$$

Хвилиний вантажопотік з пласту  $m_4^0$  приблизно дорівнює вантажопотоку з пласту  $m_5^1$ , де одночасно працює одна лава і 2 підготовчих вибої.

$$t_{k2} = L_2/60v_k = 994/60 \cdot 2,0 = 8,2 \text{ хв.}; \quad K_{t(L2)} = 1,73;$$

$$Q_{e2} = 60(a_{1(n)} K_{t(L2)} + z(u_1 + u_1)) = 60(1,82 \cdot 1,73 + 0,95(0,49 + 0,49)) = 250,57 \text{ т/год.}$$

Знаходимо  $Q_{e4(п4(пр))} = \frac{443,3 \cdot 206 + (443,3 + 250,57) \cdot 994}{1200} = 650,85 \text{ т/годину.}$

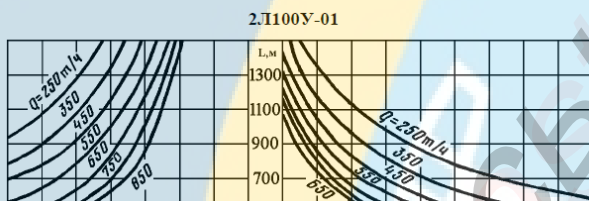


Рисунок 2.9. - продуктивність конвеєру 2Л100У

Для даних гірничотехнічних умов, а також визначених в п. 2.2. параметрів конвеєра (ширина стрічки  $B = 1 \text{ м}$  і швидкість стрічки  $v_k = 2,5 \text{ м/с}$ ) обираємо конвеєр 3Л100У.

Для відрізка 500 м. обираємо конвеєр 2Л100У-01.

Таблиця 2.11. - Результати вибору конвеєрів за технічною продуктивністю і довжиною

№ з/п	Виробка	Тип конвеєра	Кут установки $\beta$ , град.	Експлуатаційна продуктивність $Q_e$ , т/годину	Ширина стрічки $B$ , м	Швидкість руху стрічки $V$ , м/с	Довжина конвеєра $L$ , м	Потужність привода $N$ , кВт
1	7-й півд. конв. штрек пл. $m_5^{1e}$	2ЛТ80	0	192,2	0,8	1,6	780	110
2	7-й півн. конв. штрек пл. $m_5^{1e}$	2ЛТП80	0	28,8	0,8	1,6	1800	110
3	7-й півн. вент. штрек пл. $m_5^{1e}$	2ЛТП80	0	28,8	0,8	1,6	1800	110
4	похил пл. $m_5^{1e}$	3Л100У	10	443,3	1	2,5	1100	550
5	6-й півн. конв. штрек пл. $m_5^{1e}$	1Л1000-01	0	443,3	1	2,5	50	90
6	Конвеєрний квершлаг пл. $m_5^{1e}$	3Л100У	0	650,85	1	2,5	1200	550
		2Л100У	5	650,85	1	2,5	500	330
7	Центральний похил пл. $l_2^1$	3Л100У	10	650,85	1	2,5	2x530	550



## **Транспорт допоміжних матеріалів і людей**

Транспортування допоміжних матеріалів відбувається від клітьового стовбура в напрямку до видобувних і підготовчих вибоїв. Для транспортування допоміжних матеріалів використовуються звичайні та спеціальні вантажні вагонетки (ВСМ2,5; ВЛ900; ПАК900) в залежності від типу матеріалів і їх кількості.

По виробкам відкочувального горизонту вагонетки з матеріалом транспортуються електровозним відкочуванням. Виходячи з того, що шахта свержкатегорійна по газу і небезпечна за пилом, приймаємо акумуляторний електровоз АМ8Д.

Для транспортування вагонеток по похилим виробленням використовується відкочування кінцевими канатними відкочуваннями з використанням малих підйомних машин типу Ц. Вибір машин даного типу обумовлюється можливістю їх використання при великій довжині відкочування (до 1400м), хвилястому профілі шляху, відсутності вузлів перевантаження матеріалів в кінцевих пунктах (оскільки матеріали транспортуються тільки в вагонетках), а також порівняльною простотою пристрою і малій вартості установки, можливістю перевезення крім матеріалів для видобувних і підготовчих вибоїв ще й людей і обладнання.

Транспортування людей відбувається як в напрямку видобувної і прохідницьких дільниць на початку зміни, так і в зворотному напрямку в кінці зміни. Для людей використовуються людські вагонетки ВПГ18 з відкаткою електровозом АМ8Д для горизонтальних вироблень і ВЛН1-15П зі спуском-підйомом малими підйомними машинами типу Ц для похилих вироблень.

По дільничним виробленням транспортування ведеться за допомогою канатної нагрунтової дороги типу ДКНУ1, що обумовлюється постійним збільшенням довжини вироблень під час їх проведення, великої їх максимальної довжини (1800м), кількістю вантажу допоміжних матеріалів і обладнання.

## **Транспорт на навантажувальних і обмінних пунктах**

### **Навантажувальний пункт в очисному вибої та підготовчому**

Вугілля з лави скребковим конвеєром СП-202 доставляється на конвеєрний штрек, де встановлений конвеєр 2ЛТ80. Телескопічний конвеєр 2ЛТ80 складається зі стрічкового конвеєра і скребкового перевантажувача (на базі скребкового конвеєра СП-202). Довжина ходу натяжного барабана 50м, на кінцевій секції стрічкового конвеєра конструкцією передбачається кріплення привода скребкового перевантажувача. Крім того у натяжному пристрої розташований механізм намотування стрічки, що змотує її на бобіну відрізками до 90м при періодичному скороченню довжини. Гірнична маса з очисного вибою подається за допомогою перевантажувача на стрічковий конвеєр. Хвостова секція переміщається за необхідністю, став скорочується видаленням секцій.

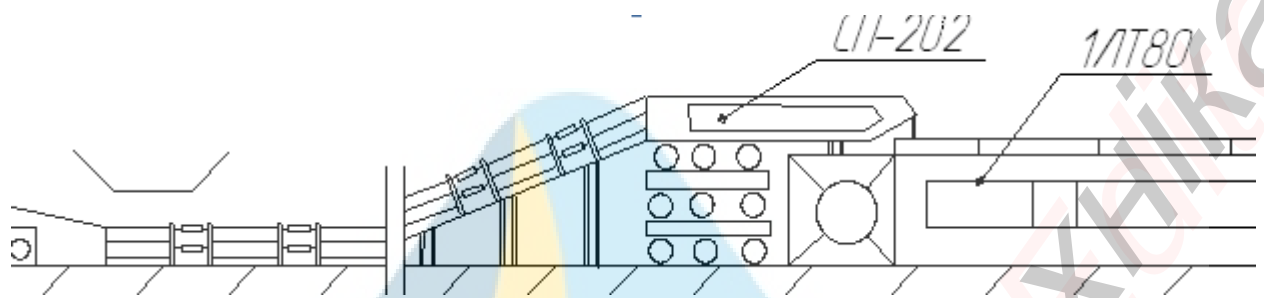


Рис 2.10. – Навантажувальний пункт біля очисного вибою

### **Навантажувальний пункт у прохідницькому вибої.**

Телескопічний конвеєр 2ЛТП80 призначений для роботи в комплексі із прохідницьким комбайном, він може подовжуватися, хвостову станцію пересувають слідом за комбайном гідро циліндрами, які живляться від масло станції комбайна. Гірничу масу від проходки подається на конвеєр за допомогою конвеєра СП 202, один кінець якого шарнірно закріплений на комбайні, а інший – на візку, що пересувається хвостовою частиною конвеєра 2ЛТП80, що дозволяє комбайну маневрувати в межах вибою. Хвостова станція пересувається рейками у міру необхідності. Став конвеєра нарощується установкою нових секцій. Після вичерпання запасу стрічки в телескопічному пристрої стрічка нарощується відразу на довжину 90м.

### **Перевантажувальний пристрій для конвеєрних ліній**

Перевантажувальний пристрій з конвеєра на конвеєр, у випадку їх розташування в одній виробці, складається з лотка, що опирається на балку коробчатого перетину за допомогою ребер, які одночасно служать напрямними для матеріалу; приймальної вирви із двома бортами, до нижньої крайки яких прикріплені смуги для ліквідації зазорів. Прохідний перетин приймальні вирви має трапецієподібну форму. Короб, що створює замкнений простір над лотком, складається із двох бічних і одного торцевого листа з отвором під штир датчика і кронштейном для його кріплення. Кожух П-подібного перетину в нижній частині має фланці для кріплення його з похилим коробом. Усі елементи зварені з листового прокату.

Перевантажувальний пристрій на перетинанні конвеєрних ліній встановлюється в будь-якому місці за довжиною траси конвеєра. У випадку, коли на конвеєр надходить вантаж з декількох конвеєрів, то для пропуску матеріалу від попередніх конвеєрів напрямний лоток закріплюється на опорній рамі шарнірно, що дозволяє йому вільно відхилятися нагору залежно від шару матеріалу на стрічці. Поворот лотка вниз обмежений упором, що забезпечує зазор між лотком і стрічкою.

### **Обмін вагонеток на приймальних майданчиках ухилу**

Розглянемо виконання обміну вагонеток на приймальних майданчиках ухилу на прикладі доставки допоміжних матеріалів в вагонетках з відкочувальної магістралі пласта І<sub>3</sub> через ступінчастий ухил на 2-й північний конвеєрний штрек.

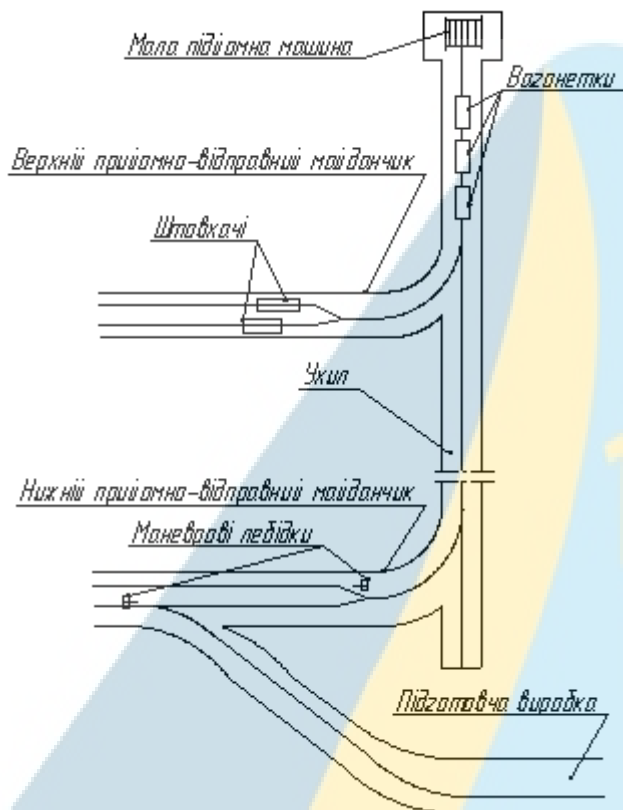


Рисунок 2.11. – обмін вагонеток на приймальному майданчику ухилу перепідйому. Далі вагонетки штовхачем подаються до наступного засобу транспорту, а до каната підйомної машини причіплюються нові вантажні вагонетки і цикл повторюється.

### Транспорт в пристовбурному дворі

До застосування приймаємо типовий при ствольний двір вузлового типу.

На приствільний двір гірнича маса через бункер поступає на скіповий ствол. Опускання допоміжних вантажів та людей відбувається по стволу №3. У кліть вагонетки з вантажем буксуються штовхачами опускаються по стволу. Операції з порожніми вагонетками відбуваються у зворотній послідовності. Агрегати для обміну вагонеток у кліті АП – штокові з пневмоприводом призначені для механізації обміну вагонеток у клітках при технологічних схемах із примусовим і самокатним рухом. Опускання негабаритів відбувається способом підвішування вантажу під кліттю.

Навантажені вагонетки з матеріалом або обладнанням подаються на верхній шлях верхнього приймально-відправного майданчика за допомогою штовхача і перечіпляють до нього канат від прибулого з ділянки перепідйому порожнього составу вагонеток, поданого на нижній шлях цього майданчика. Навантажені вагонетки підіймаються на ділянку перепідйому, потім опускають до нижнього приймально-відправного майданчика і подаються на нижній шлях. Далі навантажені вагонетки маневровою лебідкою підтягуються і подаються на нагрунтову канатну дорогу ДКНУ1, по якій транспортуються до вибою. Порожні вагонетки, підтягнуті раніше лебідкою з дороги ДКНУ1 на верхній шлях відправного майданчика причіплюються до каната підйомної машини і підіймаються до верхнього приймального майданчика, де самокатом спускаються на нижній шлях з ділянки

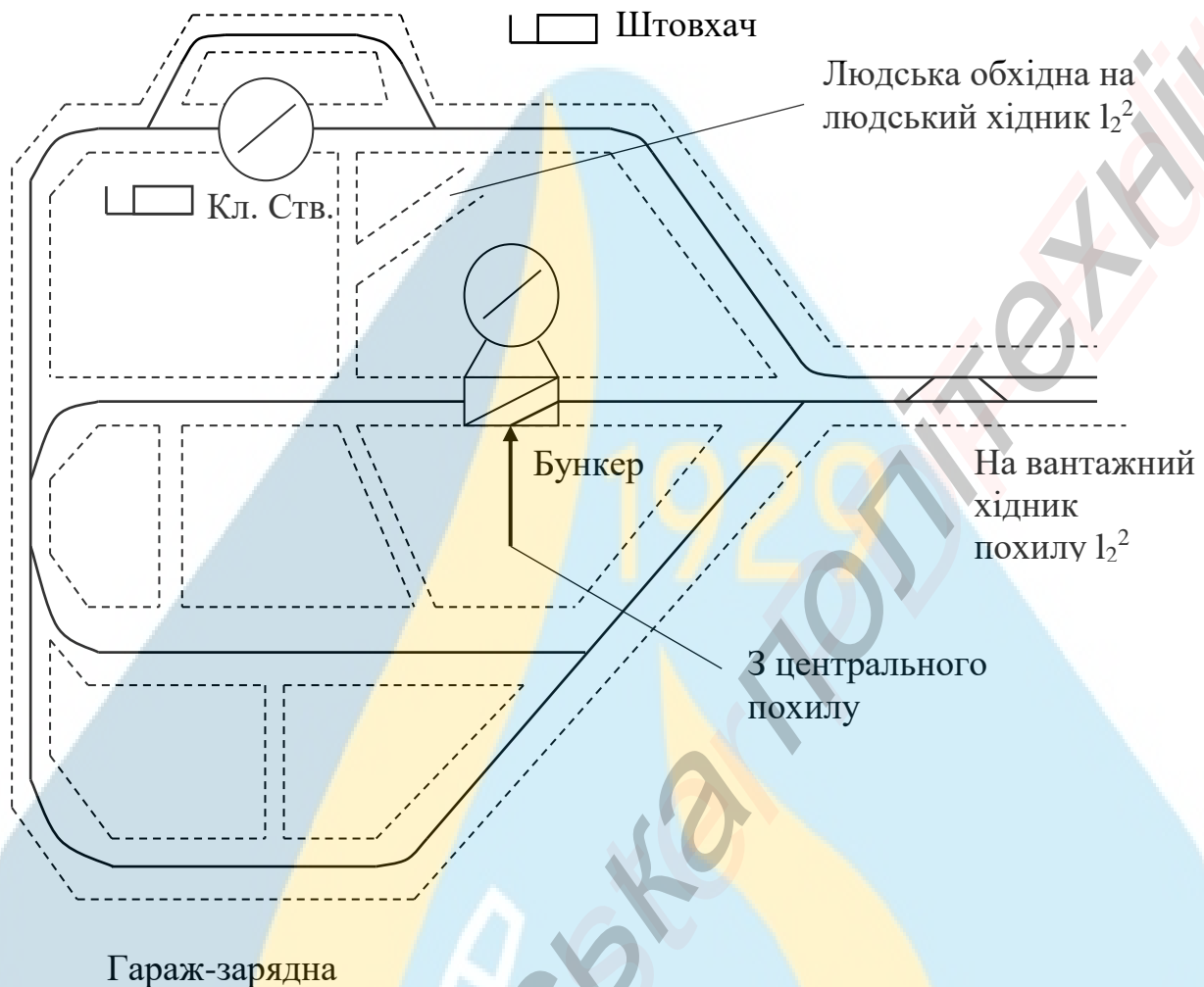


Рисунок 2.12. - Схема навколо стовпового подвір'я.

### Організація транспорту

Організація транспорту передбачає оперативне технічне планування, контроль і облік виконання плану і керування роботою транспорту. Контроль за затвердженим планом здійснюється диспетчерською службою.

Для складання плану роботи з ділянки необхідно знати: графік роботи добувних і підготовчих ділянок; роботу усіх стаціонарних установок, локомотивного відкочування, розміщення парку вагонеток, а також розклад руху пасажирських поїздів.

До операцій у часі ставляться: прийом і здача змін машиністами, перевезення необхідних вантажів, виконання планово-попереджувальних ремонтів (у тому числі подовження або укорочення конвеєрів, пересувка машин на нову трасу і ін.).

Диспетчерська служба є основною оперативною ланкою управління шахтою в цілому і шахтним транспортом зокрема. Стосовно до транспортних процесів метою цього управління є забезпечення безпеки праці – виконання плану перевезень із найменшими витратами праці і засобів.

Керування підземним транспортом здійснюється ділянкою внутрішнього транспорту, що має три служби:

- служба руху (оперативне управління щодо забезпечення транспортування основних і допоміжних вантажопотоків);
- служба тяги (забезпечення безаварійної роботи локомотивів, рухомого поїзда, тягової мережі зарядних і тягових підстанцій, стаціонарних установок і механізмів і ін.);
- служба шляху (настилання рейкової колії в магістральних виробках, відхід і ремонт, чищення канавок, ремонт кріплення і ін.).

### **Основні заходи щодо техніки безпеки на транспорті**

Згідно до [4] можна виділити наступні основні заходи щодо техніки безпеки, актуальні в умовах ш. «Добропільська».

Перевезення людей по гірничих виробках повинне здійснюватися пасажирськими засобами, призначеними і допущеними у встановленому порядку для цих цілей, відповідно до вказівок, що містяться в заводських інструкціях з їхньої експлуатації.

Під час перевезення людей у пасажирських вагонетках по горизонтальних виробках швидкість руху не повинна перевищувати 20км/год., а під час перевезення людей в обладнаних вантажних вагонетках – 12км/год.

Під час перевезення людей по похилих виробках пасажирськими потягами вони повинні бути обладнані надійними і без відмінно діючими автоматичними пристосуваннями (парашутами), що зупиняють потяг без різкого поштовху, у випадку перевищення установленної швидкості на 25%, обриву каната або пристрою зчипки. Крім того повинна передбачатися можливість приведення в дію парашутів від ручного привода.

Пасажирські вагонетки для перевезення людей по похилих виробках повинні бути з'єднані між собою подвійними зчипками.

Забороняється:

- а) перевезення в потягах з людьми інструментів і запасних частин, що виступають за борт вагонеток, вибухових, легкозаймистих і їдких матеріалів;
- б) причеплення вантажних вагонеток до людських составів, за винятком не більше двох вагонеток наприкінці составу для перевезення інструмента в горизонтальних виробках.
- в) перенесення громіздких і довгих предметів по шляхах під час перевезення людей;
- г) їзда людей на локомотивах, у необладнаних вагонетках, на платформах;
- д) проходити між вагонетками і перелазити через них від час руху потяга.

Кінцеве відкочування, призначене для спуску і підйому людей пасажирськими вагонетками, повинна обладнуватися спеціальними людськими підйомами, розташовуваними в окремих виробках.

Забороняється експлуатація рейкових шляхів при:

- а) зносі головки рейки по вертикалі більш 12мм для рейок типу Р-24, 16мм для рейок типу Р-33, а також при торканні ребордою колеса голівки болтів, при наявності подовжніх і поперечних тріщин у рейках, викришуванні голівки рейок, відколюванні частини підошви рейки і інших дефектів;
- б) відхилення рейок від осі шляху на стиках більш 50мм на довжині рейки менш 8м.

Горизонтальні виробки, по яких виконується відкочування локомотивами, повинні мати похил не більш 0,005.

Гальмовий шлях складу на максимальному похилі під час перевезення вантажів не повинний перевищувати 40м, а під час перевезення людей – 20м.

Локомотив під час руху повинний знаходитися в голові складу. Перебування локомотиву в хвості складу дозволяється тільки при маневрових операціях, виконувати які дозволяється на ділянці протягом не більше 300м при швидкості руху не більш 2м/с.

Забороняється експлуатація локомотивів при:

- а) підвищенні вибухонебезпеки устаткування на локомотивах;
- б) знятій кришці батарейного ящика акумуляторного електровоза при несправному її блокувальному пристрої;
- в) несправних чи не відрегульованих гальмах;
- г) несправності пісочниць або відсутності піску в них;
- д) несправності зчіпних пристроїв;
- е) несправності буферів;
- ж) несправних фарах;
- з) несправності сигнальних пристроїв.

### 2.13. Провітрювання, пило газовий і тепловий режим шахти

**Розрахунок середнього абсолютного метановиділення у проектованій очисній виробці та виймальній дільниці, який буде очікуватися.**

**Розрахунок середнього абсолютного метановиділення у проектованій очисній виробці та виймальній дільниці**

Очікуємо середнє абсолютне метановиділення в проектуемому очисну виробку (Поч.р, м<sup>3</sup>/хв.) та виймальну дільницю (I<sub>уч.р</sub>, м<sup>3</sup>/хв.):

$$\bar{I}_{oc.p} = I_{oc.p} \left( \frac{l_{oc.p}}{l_{oc}} \right)^{0.4} \cdot \left( \frac{A_p}{A} \right)^{0.6} \cdot k_{c.p} \cdot k_{z.p};$$
$$\bar{I}_{yz.p} = I_{yz.p} \left( \frac{l_{yz.p}}{l_{oc}} \right)^{0.4} \cdot \left( \frac{A_p}{A} \right)^{0.6} \cdot k_{c.p} \cdot k_{z.p};$$

де k<sub>г.р</sub> – коефіцієнт, який враховує вплив зміни метаносності пласта з глибиною розробки; визначається за формулою:

$$k_{z.p} = \frac{x_{z.p} - x_{o.z}}{x_z - x_{o.z}}$$

де x<sub>o.г</sub> – залишкова метаносність вугілля, м<sup>3</sup>/т с.б.м.; при V<sup>daf</sup>=36,4% визначається за формулою:

$$x_{o.z} = 18,3(V^{daf})^{-0.6} = 18,3 \cdot (36,4)^{-0.6} = 2,117 \text{ м}^3/\text{т с.б.м.}$$

x<sub>г</sub> – природна метаносність пласта, м<sup>3</sup>/т с.б.м.; приймається на глибині, для якої визначено фактичне метановиділення. В нашому випадку він дорівнює 15.

x<sub>г.р</sub> – природна метаносність пласта на глибині проектованої дільниці, м<sup>3</sup>/т с.б.м. В нашому випадку він дорівнює 16.

Підставимо отримані данні та отримуємо:

$$k_{z.p.} = \frac{16 - 2,117}{15 - 2,117} = 1,077$$

$k_{c.p.}$  – коефіцієнт, який враховує змінення системи розробки та способів зниження метанонасиченості на проектованій виймальній дільниці;  $k_{c.p.}=1$

✓ Очікуване середнє абсолютне метановиділення у проектованій виробці:

$$\bar{I}_{y.z.p.} = 5.1 \cdot \left(\frac{226.85}{220}\right)^{0.4} \cdot \left(\frac{887}{987}\right)^{0.6} \cdot 1 \cdot 1,077 = 5,1 \text{ м}^3/\text{хв};$$

✓ Очікуване середнє абсолютне метановиділення у виймальній дільниці

$$\bar{I}_{o.z.p.} = 7.8 \cdot \left(\frac{226.85}{220}\right)^{0.4} \cdot \left(\frac{887}{987}\right)^{0.6} \cdot 1 \cdot 1,077 = 8 \text{ м}^3/\text{хв};$$

### **Розрахунок природної метанонасиченості розроблювального пласту та залишкової метанонасиченості вугілля.**

Природна метанонасиченість розроблювального пласту на глибині проектованої дільниці  $x$  ( $\text{м}^3/\text{т}$ ) визначається за формулою:

$$x = 0,01x_{cp} \cdot (100 - W - A_3), \text{ м}^3/\text{т}$$

де  $W$  – природна вологість пласта, %;  $W=5\%$ ;

$A_3$  – природна зольність пласта, %;  $A_3=19\%$ .

Підставимо значення у формулу та отримуємо наступне:

$$x = 0,01 \cdot 16 \cdot (100 - 5 - 19) = 12,16 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Визначаємо остаточну метанонасиченість вугілля  $x_0$  ( $\text{м}^3/\text{т}$ ) за формулою:

$$x_0 = 0,01 \cdot x_{o.z.} \cdot (100 - W - A_3), \text{ м}^3/\text{т}$$

де

$x_{o.g.}$  – остаточна метанонасиченість вугілля,  $\text{м}^3/\text{т}$  с.б.м.; приймаємо залежно від виходу летучих речовин  $V^{daf} = 17,6\%$  відповідно формулі:

$$x_{o.z.} = 18,3 \cdot (V^{daf})^{-0.6}, \text{ м}^3/\text{т с.б.м.}$$

Підставимо значення у формулу та отримуємо наступне:

$$18,3 \cdot (36,4)^{-0.6} = 2,117 \text{ м}^3/\text{т с.б.м.}$$

$$x_0 = 0,01 \cdot 2,117 \cdot (100 - 5 - 19) = 1,6 \text{ м}^3/\text{т}.$$

### **Розрахунок максимально допустимого по газовому чиннику навантаження на очисний вибій, вибір схеми провітрювання виймальної дільниці та заходи по зниженню метановиділення.**

Максимально допустиме навантаження по газовому чиннику на планований очисний вибій розраховується за формулою:

$$A_{\max} = A \cdot \bar{I}_{\phi}^{-1,67} \left[ \frac{Q_p (C - C_0)}{194} \right]^{1,93} \cdot \left( \frac{l_{oc.p.}}{l_{oc.}} \right)^{-0,67} \cdot k_{z.p.}^{-1,67} \cdot k_{c.p.}^{-1,67}$$

де  $\bar{I}_{\phi}$  – середнє фактичне абсолютне метановиділення в лаву-аналог,  $\text{м}^3/\text{хв}$ .

При схеми провітрювання 1-М-Н-В-ВТ  $\bar{I}_{\phi} = \bar{I}_{y.z.p.} = 7,8 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

$C$  – максимально допустима ПБ концентрація метану на вихідному струмені лави та дільниці, %; приймаємо  $C=1\%$ ;

$C_0$  – концентрація метану в свіжому повітрі, яке поступає в лаву, %; приймаємо  $C_0=0,05\%$ .

Максимально можлива витрата повітря в лаві  $Q_{оч.маx}$ , розраховується за наступним вираженням:

$$Q_{оч.маx} = 60 \cdot V_{маx} \cdot S_{оч.}$$

де  $V_{маx}$  – максимально допустима ПБ середня швидкість руху повітря у привибійному просторі лави, м/с; приймаємо  $V_{маx}=4$ м/с;

$S_{оч}$  – площа поперечного перетину привибійного простору планованої лави, вільна для переміщення повітря, м<sup>2</sup>. Визначається за формулою:

$$S_{оч} = \frac{S_{маx} - S_{мин}}{m_{маx} - m_{мин}} \cdot (m_{ср} - m_{мин}) + S_{мин}$$

де:  $S_{маx}$  та  $S_{мин}$  відповідно максимальне та мінімальне значення поперечного перетину виїмкової виробки. Для комплексу 1МКДД  $S_{маx}=3,8$ м<sup>2</sup>;  $S_{мин}=2,3$ м<sup>2</sup>.

$$S_{оч} = \frac{3,8-2,3}{1,59-1,0} \cdot (1,32 - 1) + 2,3 = 3,1 \text{ м}^2$$

Підставимо отримані данні у формулу (2.2) та отримуємо:

$$Q_{оч.маx} = 60 \cdot 4 \cdot 3,1 = 744 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Відповідно до схеми 1-М-Н-в-вт, двосторонньої виїмки вугілля в лаві та допустимої швидкості руху повітря  $V_{маx}=4$ м/с параметри  $Q_p$  визначимо за формулою:

$$Q_p = 60 \cdot V_{маx} \cdot S_{оч} \cdot k_{угв}$$

де:

$$k_{угв} = 1 + 0,13m_{в.пр} \cdot \exp(0,35f_{ср} - 0,25F_{оч})$$

де:  $f_{ср}$  - середньозважений коефіцієнт кріпості порід покрівлі, дорівнює 4,18;

$$k_{угв} = 1 + 0,13 \cdot 1,32 \cdot \exp(0,35 \cdot 4,18 - 0,25 \cdot 2,55) = 1,34$$

Підставимо значення у формулу та отримуємо наступне:

$$Q_p = 60 \cdot 4 \cdot 2,6 \cdot 1,34 = 998,03 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

$$A_{маx} = 987 \cdot 7,8^{-1,67} \left[ \frac{998,03 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} \cdot \left( \frac{226,85}{220} \right)^{-0,67} \cdot 1,077^{-1,67} \cdot 1^{-1,67} = 591,14 \text{ т/доб.}$$

Так як газовий фактор обмежує навантаження на лаву необхідно прийняти заходи по зниженню метановиділення в лаву і виїмкову ділянку шляхом ізолюваного відводу метану з виробленого простору.

Якщо для дегазації джерел метановиділення при схемі 1-М-Н-в-вт буде застосований ізолюваний відвід метану з виробленого простору за межі виїмкової ділянки з допомогою газовідсмоктувальної установки, що необхідно для попередження утворення небезпечних скупчень метану в тупику погашення вентиляційного штреку, то необхідно з урахуванням цього визначити максимально допустиму з газового фактору навантаження на очисній вибій за формулою:

$$A_{маx} = \left[ \frac{Q_p \cdot (C - C_0)}{194} \cdot \left\{ \frac{C - C_0}{C_m - C_0} \cdot [k_{в.п.у} \cdot k'_{д.в.п} \cdot (1 - k_{д.в.о})] + (1 - k_{в.п.у}) + k_{в.п.у} \cdot (1 - k'_{д.в.п}) \cdot (1 - k_{д.в.о}) \right\} \right] \cdot I_{уч.ф}^{-1,67} \cdot \left( \frac{I_{оч.р}}{I_{оч}} \right)^{-0,67} \cdot k_{г.р.}^{-1,67} \cdot k_{с.р.}^{-1,67} \cdot A$$

де:  $C$  - максимально допустима за правилами безпеки концентрація метану на вихідній струмені лави і ділянки, %; Приймаємо  $C=1\%$ ;



$C_0$  - концентрація метану у свіжому повітрі, яке поступає до лави %;  
Приймаємо  $C_0=0,05\%$

$C_m$  – максимально допустима концентрація метану у дегазаційному трубопроводі, %;  $C_m=3,5\%$ ;

$k_{в.п.у}$  - коефіцієнт, що враховує частку метановиділення з виробленого простору в газовому балансі виїмкової ділянки, дол.од;  $k_{в.п.у}=0,52$

$k'_{д.в.п}$  - коефіцієнт, що враховує ефективність ізольованого відводу метану, дол. од.; Для схем 1-М приймається рівним  $k'_{д.в.п}=0,7$

$k_{д.в.о}$  - коефіцієнт, що враховує ефективність дегазації зближених пластів і виробленого простору, дол.од. Розраховується за формулою:

$$k_{д.в.о} = (1 - k'_{д.в.п}) \cdot k_{д.в.п} + k_{д.в.о}'$$

$k_{д.в.о}'$  - коефіцієнт, що враховує ефективність дегазації зближених пластів і порід, дол.од. Так як цей вид дегазації не застосовується  $k_{д.в.о}'=0$

$k_{д.в.п}$  - коефіцієнт, що враховує ефективність дегазації виробленого простору через перфоровані відрізки труб, що залишаються в завалі, дол.од. Так як цей вид дегазації не застосовується  $k_{д.в.п}=0$

$$k_{д.в.о} = (1 - 0) \cdot 0 + 0 = 0$$

Підставимо дані до формули та отримаємо:

$$A_{max} = \left[ \frac{998,03 \cdot (1-0,05)}{194} \cdot \left\{ \frac{1-0,05}{3,5-0,05} \cdot [0,52 \cdot 0,7 \cdot (1-0)] + (1-0,52) + 0,52 \cdot (1-0,7) \cdot (1-0) \right\} \right] \cdot 7,8^{-1,67} \cdot \left( \frac{226,85}{220} \right)^{-0,67} \cdot 1,077^{-1,67} \cdot 1^{-1,67} \cdot 987 = 998,12 \text{ т/добу}$$

Розрахунок  $A_{max}$  при непрацюючій газовідсмоктувальній установці, при працюючій розраховується за формулою:

$$A_{max} = A \cdot I_{уч.ф}^{-1,67} \cdot \left( \frac{I_{оч.р}}{I_{оч}} \right)^{-0,67} \cdot \left[ \frac{Q_p \cdot (C_2 - C_0)}{194 \cdot (1 - k_{д.в.о} \cdot k_{в.п.у})} \right]^{1,93} \cdot k_{г.р.}^{-1,67} \cdot k_{с.р.}^{-1,67} \quad (2.8)$$

$$A_{max} = 987 \cdot 8^{-1,67} \cdot \left( \frac{226,85}{220} \right)^{-0,67} \cdot \left[ \frac{998,03 \cdot (2 - 0,05)}{194 \cdot (1 - 0 \cdot 0,52)} \right]^{1,93} \cdot 1,077^{-1,67} \cdot 1^{-1,67} = 2368,39 \text{ т/добу}$$

**Перевірка схеми провітрювання виїмальної ділянки за небезпекою утворення місцевих накопичень метану та вибір заходів по недопущенню їх утворення.**

При схемах провітрювання 1-М можливість утворення місцевих скупчень метану з концентрацією вище допустимого ПБ значення (<2%) на сполученні (у тупику погашення) виключається, якщо виконується умова:

$$K_0 = \frac{1434 \cdot \bar{I}_{ВПР} \sqrt{S}}{Q_{уч.}^{1,5} \cdot \left( \frac{k_{ум.с} - 1}{k_{ум.с}} \right)^{1,5}} \leq 1$$

Де  $\bar{I}_{ВПР}$  – середнє очікуване абсолютне метановиділення з виробленого простору на виїмочній ділянці,  $m^3/хв.$ , можливо визначити за формулою:

$$\bar{I}_{ВПР} = K_2 \cdot \bar{I}_{уч.р.}$$

Підставимо вихідні данні у формулу (3.2) та отримуємо наступне:

$$\bar{I}_{ВПР} = 0,29 \cdot 8 = 2,31 \text{ м}^3/хв.$$

$S = 13 \text{ м}^2$  – площа поперечного перетину вентиляційної виробки у світлі;  
 $Q_{\text{уч.}} = 998.03 \text{ м}^3/\text{хв.}$  – максимально можливі витрати повітря на проектованій виїмковій ділянці;

$k_{\text{ут.в.}} = 1,34$  – коефіцієнт витікань повітря через вироблений простір, дол.од.

Підставимо отримані данні у формулу та отримуємо:

$$\kappa_0 = \frac{1434 \cdot 2.31 \sqrt{13}}{998.03^{1.5} \cdot \left(\frac{1,34 - 1}{1,34}\right)^{1.5}} = 2,954 > 1$$

Так як  $\kappa_0 > 1$ , тому погашення вентиляційного штреку буде приводити до утворення місцевих скупчень метану з концентрацією вище допустимого по ПБ (<2%).

Для запобігання утворення небезпечних місцевих скупчень метану у тупику погашення вентиляційного штреку використаємо – ізольований відвід метану з виробленого простору залишкове метановиділення у виробленому просторі визначається за вираженням:

$$\bar{I}_{\text{ВІР}} = \bar{I}_{\text{ВІР}} \cdot (1 - k'_{\text{д.в.п.}})$$

де  $k'_{\text{д.в.п.}}$  - коефіцієнт, враховуючий ефективність відводу метану, долі од.; для схем 1-М приймається рівним 0,7.

Підставимо вихідні данні у формулу (3.3) та отримуємо наступне:

$$\bar{I}_{\text{ВІР}} = 2,32 \cdot (1 - 0,7) = 0,694 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Повторно розрахуємо коефіцієнт  $\kappa_0$  з урахуванням дегазації пластів-супутників та порід:

$$\kappa_0 = \frac{1434 \cdot 0,696 \sqrt{13}}{998.03^{1.5} \cdot \left(\frac{1,34 - 1}{1,34}\right)^{1.5}} = 0,886 < 1$$

Так як,  $\kappa_0$  менше одиниці, то при у наявності ізольованого відводу метану з виробленого простору в умовах використання схеми провітрювання 1-М не буде утворюватися місцевих небезпечних скупчень метану в тупику погашення вентиляційного штреку.

### **Прогноз метановиділення в плануєму до проведення тупикову виробку.**

Абсолютне метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пласта  $I_{\text{пов}}(\text{м}^3/\text{хв})$  розраховується за формулою:

$$I_{\text{нов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_m \cdot V_n (x - x_0) \cdot \kappa_T$$

де  $\kappa_T$  – коефіцієнт, що враховує зміни метановиділення у часі, долі. од, визначається за формулою (4.2); залежить від часу  $T_{\text{пр}}$ , пройденого від початку її проведення до закінчення; визначається за формулою:

$$\kappa_T = 1 - 0,91 \cdot \exp(-0,022 \cdot T_{\text{пр}})$$

$$T_{\text{пр}} = \frac{L}{V_n}, \text{доб}$$

де  $L$  – довжина тупикової частини виробки;  $L = 1800 \text{ м}$ .

$V_n$  – швидкість проведення підготовчої виробки за добу;  $V_n = 7,08 \text{ м}$

Підставимо вихідні данні у формулу та отримуємо наступне:

$$T_{np} = \frac{1800}{7,08} = 254 \text{ доби.}$$

$$k_T = 1 - 0,91 \cdot \exp(-0,022 \cdot 254) = 0,997$$

$$I_{пов} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,32 \cdot 7,08 \cdot (11,4 - 1,6) \cdot 0,997 = 2,097 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Абсолютне метановиділення з відбитого вугілля  $I_{o.y.n}$  (м<sup>3</sup>/хв) при комбайновій виїмці:

$$I_{o.y.n} = j \cdot k_{my} \cdot (x - x_0)$$

де  $j$  – технічна продуктивність для комбайна,  $j=2,1$  т/хв.;

$k_{T.y}$  – коефіцієнт, який враховує ступінь дегазації відбитого вугілля, долі.од; визначається за формулою:

$$k_{my} = a \cdot T_y^b$$

де  $T_y$  – час знаходження відбитого вугілля у привибійному просторі, хв.; визначається за формулою:

$$T_y = \frac{S_{yt} \cdot l_{ц} \cdot \rho}{j}$$

де  $l_{ц}$  – посування вибою за цикл безперервної роботи комбайна, м; у нашому випадку приймаємо  $l_{ц}=2,36$ м;

$S_{yt}$  – площа перетину виробки по вугіллю в прохідці, м<sup>2</sup>; визначається за формулою:

$$S_{yt} = m_{п} \cdot \sqrt{1,15 \cdot S} = 1,32 \cdot \sqrt{1,15 \cdot 15,9} = 5,104 \text{ м}^2$$

Підставимо отримані данні у формулу та отримуємо:

$$T_y = \frac{5,104 \cdot 2,36 \cdot 1,35}{2,1} = 7,74 \text{ хв.}$$

Тоді  $a$ ,  $b$  – коефіцієнти, які характеризують газовіддачу з відбитого вугілля; при  $T_y=7,74$ ,  $a=0,118$  та  $b=0,25$

Отже підставимо отримані данні у формулу та отримуємо:

$$k_{my} = 0,118 \cdot 7,74^{0,25} = 0,197$$

$$I_{o.y.n} = 2,1 \cdot 0,197 \cdot (11,4 - 1,6) = 4,047 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Абсолютне метановиділення у проходиму за допомогою комбайна тупикову виробку  $I_{п}$  (м<sup>3</sup>/хв):

$$I_{п} = I_{пов} + I_{o.y.n}$$

$$I_{п} = 2,097 + 4,047 = 6,145 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Абсолютне метановиділення в привибійну зону проходимою комбайном тупикової виробки  $I_{з.п}$  (м<sup>3</sup>/хв):

$$I_{з.п} = I'_{пов} + I_{o.y.n}$$

де  $I'_{пов}$  – абсолютне метановиділення з нерухомих оголених поверхонь вугільного пласта у привибійній зоні, м<sup>3</sup>/хв; при визначенні часу проведення виробки на довжину привибійній зони ( $T_{пр}$ , діб) довжина привибійній зони приймається  $L=l_{п.з}=20$ м.

$$I'_{пов} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{п} \cdot V_{п} \cdot (x - x_0) \cdot k_T$$

де  $T'_{пр}$  відповідно до формули (4.3) дорівнює:

$$T'_{mp} = \frac{L}{V_n} = \frac{20}{7.08} = 2.825 \text{ доб.}$$

$\kappa'_T$  відповідно дорівнює:

$$\kappa_T = 1 - 0,91 \cdot \exp(-0,022 \cdot T_{mp}) = 1 - 0,91 \cdot \exp(-0,022 \cdot 2.825) = 0,145$$

Отже підставимо отримані данні у формулу та отримуємо:

$$I'_{пов} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,32 \cdot 7,08 \cdot (11,4 - 1,6) \cdot 0,145 = 0,305 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$I_{з.п} = 0,305 + 4,047 = 4,352 \text{ м}^3/\text{хв}$$

### Розрахунок витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки при ізолюваному відводі метану.

Ураховуючи необхідність використання ізолюваного відводу метану з виробленого простору для запобігання утворення небезпечних місцевих скупчень метану у тупику погашення вентиляційного штреку, розрахуємо витрат для провітрювання виймальної ділянки з ізолюваним відводом МВС по трубопроводу за його межі за допомогою газо-відсмоктувального вентилятора  $Q_{уч.из}$  ( $\text{м}^3/\text{хв.}$ ) по формулі:

$$Q_{уч.из} = Q_{в.ш} + Q_{тр.}$$

де  $Q_{в.ш}$  – витрати повітря у вентиляційному штреку,  $\text{м}^3/\text{хв.}$ ;

$Q_{тр.}$  – витрати МВС, відводу по трубопроводу за межі виймальної ділянки,  $\text{м}^3/\text{хв.}$

Витрати повітря у вентиляційній виробки виймальної ділянки розраховуються за наступним вираженням:

$$Q_{в.ш} = \frac{100 \cdot \bar{I}_{уч.р.} \cdot \kappa_n \cdot [(1 - \kappa_{В.П.У.}) + \kappa_{В.П.У.} \cdot (1 - \kappa'_{Д.В.П.}) \cdot (1 - \kappa_{ДВО})]}{C - C_0}$$

де  $\kappa_n$  – коефіцієнт нерівномірності метановиділення, доли од.; розраховується за наступним вираженням:

$$\kappa_n = 1,94 \cdot \bar{I}_{оч.р.}^{-0,14} = 1,94 \cdot 5,1^{-0,14} = 1,544$$

Підставимо вище розраховані значення у формулу (5.2) та отримуємо:

$$Q_{в.ш} = \frac{100 \cdot 8 \cdot 1,544 \cdot [(1 - 0,52) + 0,52 \cdot (1 - 0,7) \cdot (1 - 0)]}{1 - 0,05} = 824,368 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрати повітря (МВС) на всасі газівідводящого трубопроводу  $Q_{тр.}$  розраховується за формулою:

$$Q_{тр.} = \frac{100 \cdot \bar{I}_{уч.р.} \cdot \kappa_n \cdot \kappa_{В.П.У.} \cdot \kappa'_{Д.В.П.} \cdot (1 - \kappa_{ДВО})}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Тоді підставимо значення та отримуємо:

$$Q_{тр.} = \frac{100 \cdot 8 \cdot 1,544 \cdot 0,52 \cdot 0,7 \cdot (1 - 0)}{1 - 0,05} = 471,808 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

$$Q_{уч.из} = 824,368 + 471,808 = 1296,176 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрати повітря у при забійний простір лави можливо визначити з урахуванням ізолюваного відводу метану за наступним вираженням:

$$Q_{уч.из} = Q_{уч.вз} - Q_{тр.}$$

Тоді підставимо значення та отримуємо:

$$Q_{уч.из} = 824.368 - 471.808 = 352.26 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Тоді середня швидкість руху повітря у лаві може бути визначений по формулі:

$$V_{оч.} = \frac{Q_{оч.}}{60 \cdot S_{оч.}} = \frac{352.26}{60 \cdot 3.1} = 1,895 \text{ м/с}$$

Отже  $V_{оч.} = 1,895 \text{ м/с} < V_{max.} = 4,0 \text{ м/с}$  – вимога задовольняється.

**Розрахунок витрати повітря для провітрювання тупикової виробки, яка проводиться та виріб вентилятора.**

**Розрахунок витрат повітря для провітрювання тупикової виробки, яка проводиться.**

Для прохідницької тупикової виробки розрахунок витрат повітря для при забійного простору ( $Q_{зп}$ ,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ) та в цілому для виробки ( $Q_{п}$ ,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ).

При проведенні виробки комбайном витрати повітря для проведення при забійного простору тупикової виробки по виділенню метану ( $Q_{зп}$ ,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ) визначається за формулою при  $I_{з.п} = 1,15 \text{ м}^3/\text{хв.}$ :

$$Q_{з.п.}^Г = \frac{100 \cdot \bar{I}_{з.п.}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{с.}$$

$$Q_{з.п.}^Г = \frac{100 \cdot 4.352}{1 - 0,05} = 458.114 \text{ м}^3/\text{хв.} = 7.635 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Витрати повітря для проведення привибійного простору з урахуванням знаходження в ньому найбільшої кількості гірняків визначається за формулою:

$$Q_{з.п.}^н = 6 \cdot n_{д.з.п.} = 6 \cdot 8 = 48 \text{ м}^3/\text{хв} = 0,8 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Витрати повітря в при забійному просторі по мінімальній допустимій швидкості руху повітря  $Q_{з.п.}^{V_n \min}$ ,  $\text{м}^3/\text{с.}$  визначається за формулою:

$$Q_{з.п.}^{V_n \min} = 60 \cdot V_{n \min} \cdot S$$

де  $V_{n \min}$  – мінімальна допустима відповідно ПБ середня швидкість руху повітря в прохідницькій тупиковій виробці,  $\text{м/с}$ . У нашому випадку  $V_{n \min} = 0,25 \text{ м/с}$ , так як потужність пласту менше 2м.

Тоді

$$Q_{з.п.}^{V_n \min} = 60 \cdot 0,25 \cdot 13 = 195 \text{ м}^3 / \text{мин} = 3,25 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Витрати повітря по мінімально допустимій ПБ середньої швидкості повітря в при забійному просторі в залежності від очікуваної температури та відносної вологості розраховується за формулою:

$$Q'_{з.п.} = 20 \cdot V_{з. \min} \cdot S$$

де  $V_{з. \min}$  – мінімально допустима відповідно ПБ середня швидкості повітря в при забійному просторі в залежності від очікуваної температури та відносної вологості,  $\text{м/с}$ . У нашому випадку  $V_{з. \min} = 0,5 \text{ м/с}$

Тоді

$$Q'_{з.п.} = 20 \cdot 0,5 \cdot 13 = 130 \text{ м}^3 / \text{мин} = 2.167 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Із отриманих розрахунків приймаємо найбільше значення  $Q_{з.п.} = 458.114 \text{ м}^3 / \text{мин} = 7,635 \text{ м}^3/\text{с.}$

Витрати повітря для проведення всієї прохідницької тупикової виробки по метановиділенню  $Q_n, \text{м}^3/\text{с}$ , який визначається за формулою:

$$Q_n^r = \frac{100 \cdot I_n}{C - C_0}$$

Підставимо вище розраховані значення у формулу (6.5) та отримуємо:

$$Q_n^r = \frac{100 \cdot 5.145}{1 - 0,05} = 541.576 \text{ м}^3 / \text{мин} = 9.026 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Витрати повітря для проведення всієї тупикової виробки по найбільшій кількості людей в ній:

$$Q_n^a = 6 \cdot 12 = 72 \text{ м}^3/\text{хв.} = 1,2 \text{ м}^3/\text{с}.$$

### **Розрахунок необхідної подачі повітря, депресії вентилятора місцевого провітрювання та його вибір.**

З урахуванням довжини тупикової виробки ( $L=1800\text{м}$ ) та необхідної кількості повітря будемо використовувати комбінований гнучкий трубопровід, що складається з звичайного гнучкого вентиляційного трубопроводу довжиною 200 м від вибою і трубопроводу з поліетиленовою плівкою всередині довжиною 1700 м (100 м трубопроводу з плівкою припадає на перемички між похилом і штреком).

Для комбінованого вентиляційного трубопроводу коефіцієнт витоків повітря розраховується за формулою:

$$k_{\text{ут.тр.к}} = k_{\text{ут.тр.1}} + k_{\text{ут.тр.2}}$$

де  $k_{\text{ут.тр.1}}$  - коефіцієнт витоків повітря через стінки звичайного вентиляційного трубопроводу довжиною 200м, діаметром 1м і витратою повітря  $9.026 \text{ м}^3/\text{с}$  приймаємо  $k_{\text{ут.тр.1}} = 1,04$ ;

$k_{\text{ут.тр.2}}$  - коефіцієнт витоків повітря крізь поверхню трубопроводу з поліетиленовою плівкою;

Для знаходження параметра  $k_{\text{ут.тр.2}}$  визначимо витрату повітря на при кінці трубопроводу з поліетиленовою плівкою:

$$Q'_{\text{зп}} = Q_{\text{зп}} \cdot k_{\text{ут.тр.1}} = 541.576 \cdot 1.04 = 574 \text{ м}^3/\text{хв.} = 9,568 \text{ м}^3/\text{с};$$

Тоді при  $Q'_{\text{зп}} = 9,568 \text{ м}^3/\text{с}$ , довжиною трубопроводу 1700м і діаметром 1м величина витоків повітря крізь поверхню трубопроводу з поліетиленовою плівкою приймаємо  $k_{\text{ут.тр.2}} = 1,12$  [7];

$$k_{\text{ут.тр.к}} = 1,04 + 1,12 = 1,16$$

Необхідна подача вентилятора місцевого провітрювання розраховується за формулою:

$$Q_B = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}} = 9.026 \cdot 1,16 = 10.5 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Для визначення необхідної депресії вентилятора спочатку необхідно визначити аеродинамічний опір звичайного гнучкого трубопроводу  $R_{\text{мп.г}}, \text{даПа} \cdot \text{с}^2/\text{м}^6$ , який розраховується за формулою:

$$R_{\text{мп.г}} = r_{\text{мп1}} \cdot l_{\text{мп1}} \cdot r_{\text{мп2}} \cdot (l_{\text{мп2}} + 20 \cdot d_{\text{мп2}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{мп2}} \cdot n_2)$$

де  $r_{\text{мп}}$  - питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря,  $\text{к} \mu/\text{м}$ ;

$n_1, n_2$  – число поворотів трубопроводів відповідно на 90 та 45 градусів; відповідно схеми вентиляції  $n_1=1$ .

Підставимо отримані данні у формулу (6.7) та отримуємо:

$$R_{mp.2} = 0.0053 \cdot 200 \cdot 0.00153 \cdot (1700 + 20 \cdot 1 \cdot 1) = 3.692$$

Тиск (депресія) вентилятора місцевого провітрювання  $h_B$  (даПа), працюючого на гнучкому вентиляційному трубопроводі (депресія трубопроводу), розраховується за формулою:

$$h_B = Q_B^2 R_{mp.2} \left( \frac{0,59}{k_{ум.мр}} + 0,41 \right)^2$$

Тоді підставимо значення у (6.8) та отримуємо:

$$h_B = 10.5^2 \cdot 3.692 \cdot \left( \frac{0,59}{1.165} + 0,41 \right)^2 \approx 340 \text{ даПа.}$$

ВМП вибирається по аеродинамічній характеристики (рис. 2.13) в залежності від необхідно подача вентилятора місцевого провітрювання  $Q_B = 10.5 \text{ м}^3/\text{с}$ . та тиск (депресія) вентилятора місцевого провітрювання  $h_B = 340 \text{ даПа}$ . У нашому випадку необхідно використовувати вентилятор ВМЦ-8.

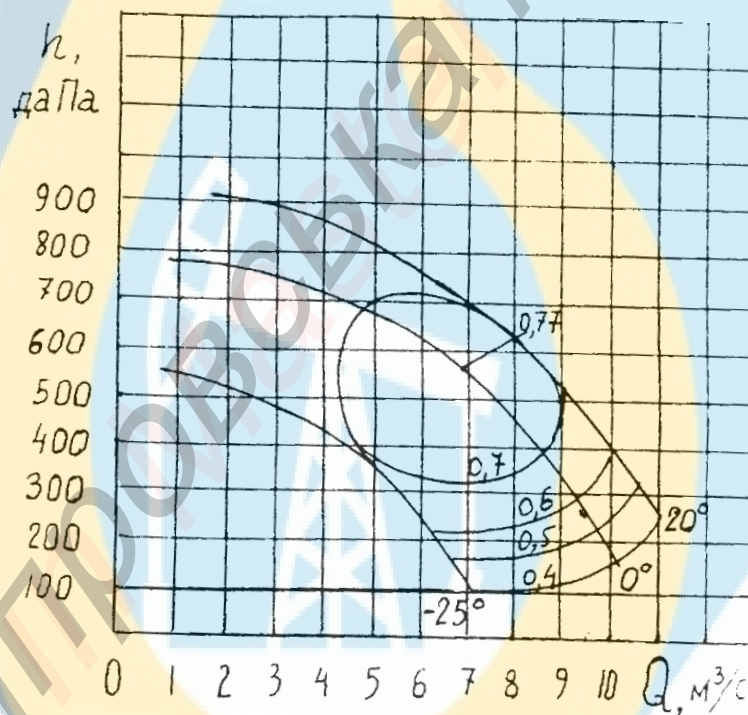


Рисунок 2.13. – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦ-8.

### **Вибір заходів по боротьбі з метаном, вугільним пилом і високою температурою.**

Основним заходом, який попереджує місцеві накопичення метану, є вентиляція. Необхідне збільшення кількості над ходячого в шахту та на окремі її ділянки повітря досягається зменшенням аеродинамічного опору шахти та розподілу повітря по виробках у відповідності з їх газовим балансом. Необхідно також зменшувати витоки повітря в шахті. Щоб попередити шарові накопичення метану використовують заходи зі збільшення перемішування потоку в межах

шару. Необхідно також уникати рециркуляції повітря при провітрюванні тупикових виробок, коли вентилятор буде всмоктувати забруднене метаном повітря. ПБ регламентована мінімальна швидкість руху повітря по виробках - 0,25 м/с.

В останній час спостерігається швидкий ріст газообільності шахт внаслідок збільшення їх глибини та інтенсифікації видобутку вугілля. При цьому вентиляційні можливості шахт можуть опинитися вичерпаними, що буде вимагати здійснення спеціальних заходів по боротьбі з метаном, з яких головним є дегазація виробок, пласта та виробленого простору. Розподіл теплової енергії, яка надходить в гірничі виробки, за видами джерел залежить від конкретних гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов.

При температурі шахтного повітря, яка не відповідає санітарно гігієнічним вимогам, виникає необхідність регулювання теплового режиму шахти. Сукупність заходів, змінюючих тепло вологий стан повітря, називається тепловим кондиціонуванням повітря. Останнє здійснюється шляхом інтенсивної вентиляції гірничих виробок, обмеженням притоку тепла до повітря, штучного охолодження та осушування повітря та штучного підігріву повітря, яке надходить до шахти. Інтенсивна вентиляція досягається шляхом збільшення швидкості повітряного потоку.

Всі ці заходи дозволяють звести теплові умови в шахті до вимог санітарно-гігієнічних норм.

### **Розрахунок витрат повітря для провітрювання шахти і необхідної подачі вентиляторів головного провітрювання в характерні періоди при доробці запасів.**

Витрата повітря для шахти в цілому визначається по формулі:

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

де 1,1 - коефіцієнт, враховуючий нерівномірність розподілу повітря по мережі гірничих виробок;

$\sum Q_{уч}$  - витрата повітря для провітрювання виймальних ділянок обладнаних конвеєром, м<sup>3</sup>/хв;

$\sum Q_{н.в.}$  - витрати повітря, яке подається до всасів ВМП для відособленого провітрювання тупикових виробок, м<sup>3</sup>/хв;

$\sum Q_{пог.в}$  - витрати повітря для відособленого провітрювання виробок, що погашаються, м<sup>3</sup>/хв;

$\sum Q_{под.в}$  - витрати повітря для відособленого провітрювання підтримуваних виробок, м<sup>3</sup>/хв;

$\sum Q_{к}$  - витрата повітря для відособленого провітрювання камер, м<sup>3</sup>/хв;

$\sum Q_{ум}$  - витік повітря через вентиляційні спорудження, розташовані за межами виймальних ділянок, м<sup>3</sup>/хв.

Витрати повітря для провітрювання виймальних діляниць:

$$\sum Q_{уч} = 1224 \cdot n_{уч} = 1224 \cdot 4 = 4896 \text{ м}^3/\text{хв};$$

Розрахунок витрат повітря, яке подається до всасів ВМП для відособленого провітрювання тупикових виробок.



$$\sum Q_{n.в} = 4 \cdot Q_{в} = 4 \cdot 556 = 2224 \text{ м}^3/\text{хв};$$

4 – кількість проведимих тупикових виробок.

Витрати повітря для провітрювання підтримуємих виробок.

В даному випадку підтримуємі виробки – похил

$$Q_{под.в} \geq 60 \cdot S \cdot V_{min}$$

де  $V_{min}$  - мінімальна швидкість повітря в підтримуємій виробці.

Для похилу  $V_{min} = 0,7 \text{ м/с}$ ;

$S$  – площа перетину похилу,  $S=13,0 \text{ м}^2$ ;

$$Q_{под.в} = 60 \cdot 13 \cdot 0,7 = 546 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$\sum Q_{под.в} = 546 \cdot 2 = 1092 \text{ м}^3/\text{хв};$$

Витри повітря для провітрювання камер:

$$\sum Q_k = Q_{з.к} + Q_{в.м.} + Q_{э.к}$$

де  $Q_{в.м.}$  - витрата повітря для провітрювання складу ВМ,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$Q_{з.к}$  – витрата повітря для провітрювання гараж-зарядної,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$Q_{э.к}$  – витрата повітря для провітрювання електромашинних камер,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$$Q_{в.м.} = 0,07 \cdot V_k$$

де  $V_k$  - сумарний об'єм камер складу ВМ,  $V_k = 1000 \text{ м}^3$ ;

$$Q_{в.м.} = 0,07 \cdot 1000 = 70 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$Q_{з.к} = \frac{31 \cdot 10^{-4} \cdot \sum_{i=1}^{nб} E_i \cdot n_{ai}}{26 - t_{вх}}$$

де  $E_i$  - ємність акумулятора,  $\text{А} \times \text{год}$ ,  $E_i = 550 \text{ А} \times \text{год}$ ;

$n_{ai}$  - кількість акумуляторів у батареї,  $n_{ai} = 102 \text{ од}$ ;

$nб$  - кількість одночасно заряджаємих батарей,  $nб = 5 \text{ од}$ ;

$t_{вх}$  - температура повітря на вході в камеру,  $t_{вх} = 24^0$ ;

$$Q_{з.к} = \frac{31 \cdot 10^{-4} \cdot \sum_{i=1}^5 550 \cdot 102}{26 - 24} = 435 \text{ м}^3/\text{хв};$$

Повинна виконуватись умова:

$$Q_k \geq 30 \cdot nб \cdot K_e$$

де  $K_e$  - коеф., який враховує тип батареї.  $K_e = 1,7$ ;

$$30 \cdot nб \cdot K_e = 30 \cdot 5 \cdot 1,7 = 255 < Q_{з.к} = 435 \text{ м}^3/\text{хв};$$

Умова виконується тому  $Q_{з.к} = 435 \text{ м}^3/\text{хв}$ ;

$$Q_{э.к} = \frac{16,7 \cdot \sum_{i=1}^{n_e} N_{yi} \cdot (1 - \eta_i) \cdot k_{zi} + 0,8 \cdot \sum_{i=1}^{n_m} N_{mi}}{26 - t_{вх}}$$

$N_{yi}$  - потужність електроустановки в камері,  $N_{yi} = 125 \text{ кВт}$ ;

$\eta_i$  - КПД,  $\eta_i = 0,6$ ;

$k_{zi}$  - коефіцієнт який враховує тривалість роботи електроустановки за добу,

$k_{zi} = 1$ ;

$N_{mi}$  - потужність трансформаторів,  $N_{mi} = 250 \text{ кВт}$ ;

$$Q_{э.к} = \frac{16,7 \cdot 6 \cdot 125 \cdot (1 - 0,6) \cdot 1 + 0,8 \cdot 3 \cdot 250}{26 - 24} = 926,25 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$\sum Q_k = 435 + 70 + 926,25 = 1431,25 \text{ м}^3/\text{хв};$$

Величина витоків повітря скрізь вентиляційні споруди визначається по формулі:

$$Q_{\text{ут}} = \sum Q_{\text{ут.г}} + \sum Q_{\text{ут.шл}} + \sum Q_{\text{ут.кр}} + \sum Q_{\text{ут.заг}}$$

де  $Q_{\text{ут.г}}$  – витоки повітря крізь глухі вентиляційні перемички,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$Q_{\text{ут.шл}}$  – витоки повітря крізь шлюзи,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$Q_{\text{ут.кр}}$  – витоки повітря крізь кросинги,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$Q_{\text{ут.заг}}$  – витоки повітря крізь завантажувальні пристрої,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$$Q_{\text{ут.кр}} = 1,25 \cdot Q_{\text{ут.шл}}$$

Витоки крізь глухі перемички:

$$Q_{\text{ут.г}} = Q_{\text{ут.г1}} \cdot k \cdot 4 = 24 \cdot 1,33 = 127,68 \text{ м}^3/\text{хв};$$

де  $Q_{\text{ут.г1}}$  - витоки повітря з глухої перемички площею  $13 \text{ м}^2$ ;

$k$  – коеф., враховуючий збільшення перепаду тиску повітря по обидві сторони перемички порівняно з  $50 \text{ даПа}$ ;

Витоки повітря крізь шлюзи:

Так як всі виробки однакового перетину, та всі шлюзи мають однакову конструкцію (дві перемички з бетону з дверима площею  $6 \text{ м}^2$ , крім шлюзів на конвеєрних штреках, де площа дверей  $2 \text{ м}^2$ ), тому:

$$\sum Q_{\text{ут.шл}} = Q_{\text{ут.шл}} \cdot n_{\text{шл}} + Q_{\text{ут.шлк}} \cdot n_{\text{шлк}}$$

де  $Q_{\text{ут.шл}}$  - витоки повітря крізь шлюзи з дверима  $6 \text{ м}^2$ ;

$n_{\text{шл}}$  - кількість шлюзів з дверима  $6 \text{ м}^2$ ;

$Q_{\text{ут.шлк}}$  - витоки повітря крізь шлюзи з дверима  $2 \text{ м}^2$ ;

$n_{\text{шлк}}$  - кількість шлюзів з дверима  $2 \text{ м}^2$ ;

$$Q_{\text{ут.шл}} = K_{\text{пер}} \cdot Q_{\text{ут}}$$

де  $K_{\text{пер}}$  - коеф., який враховує кількість перемичок у шлюзі, од; Дві перемички:  $K_{\text{пер}} = 0,76$ ;

$Q_{\text{ут}}$  - витоки повітря крізь оду перемичку з дверима площею  $6 \text{ м}^2$ ;  $Q_{\text{ут}} = 180 \text{ м}^3/\text{хв.}$ ;

$$Q_{\text{ут.шл}} = 0,76 \cdot 180 = 136,8 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$n_{\text{шл}} = 14; n_{\text{шлк}} = 2;$$

$$Q_{\text{ут.шлк}} = K_{\text{пер}} \cdot Q_{\text{ут}}$$

$$K_{\text{пер}} = 0,76;$$

$Q_{\text{ут}}$  - витоки повітря крізь оду перемичку з дверима площею  $2 \text{ м}^2$  та вікном для конвеєра;  $Q_{\text{ут}} = 276 \text{ м}^3/\text{хв.}$ ;

$$Q_{\text{ут.шлк}} = 0,76 \cdot 276 = 209,8 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$\sum Q_{\text{ут.шл}} = 136,8 \cdot 14 + 209,8 \cdot 2 = 2334,8 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

Витоки повітря крізь кросинги визначаються по формулі:

$$\sum Q_{\text{ут.кр}} = Q_{\text{ут.шл}} \cdot n_{\text{кр}} = 136,8 \cdot 3 = 171 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

Витоки повітря крізь завантажувальні пристрої :

$$Q_{\text{ут.заг}} = 180 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

Сума витоків по шахті:

$$Q_{\text{ут}} = 127,68 + 2334,8 + 171 + 180 = 2717,72 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

Витрата повітря для шахти в цілому:

$$Q_{ш} = 1,1 \cdot (4896 + 2224 + 1092 + 1431,25 + 2717,72) = 13597 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

Витрата повітря для визначеної ділянки шахти:

$$Q_{ш} = 1,1 \cdot (2448 + 1112 + 1092 + 1431,25 + 2717,72) = 8800,97 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

**Розрахунок мінімальної і максимальної депресії шахти при доробці запасів.**

Депресія шахти визначається за формулою:

$$h_{ш} = h_{к.в} + h_{п.в} + h_{к} + h_{к.к}$$

де  $h_{к.в}$  - депресія каналу вентиляційної установки, даПа; приймається рівною  $0,11 \cdot h_{п.в}$ ;

$$h_{п.в} = 1,1 \cdot (h_1 + h_2 + h_3 + \dots + h_n);$$

де 1,1 – коеф., який враховує вплив місцевих опорів;

$h_{к}$  – депресія повітрянагрівачів, даПа;

$h_{к.к}$  - депресія каналу установки, що нагріває повітря, даПа;

Депресія виробки визначається за формулою:

$$h = \frac{a \cdot P \cdot L}{S^3} \cdot Q^2$$

де  $a$  – коефіцієнт аеродинамічного опору;

$L$  – довжина виробок, м;

$P$  – периметр виробок, м;

$S$  – площа поперечного перетину виробки,  $\text{м}^2$ ;

$Q$  – витрати повітря в розглядає мій виробці,  $\text{м}^3/\text{хв.}$ ;

Подача повітря по клетєвому стволу стосовно до розглянутої схеми вентиляції дорівнює половині загальних витрат повітря, що подається в шахту, так як для цього використовується два повітреподавальних ствола. У зв'язку з цим маємо:

$$Q_{1-2} = \frac{Q_{ш}}{2} = 113,308 \text{ м}^3/\text{с}$$

Витрата повітря по людському хіднику пласту  $l_2^2$  дорівнює:

$$Q_{2-3} = \frac{Q_{1-2} - 1,1 \cdot n_{шл} \cdot Q_{шл} - Q_{вм} - Q_{з.к} - Q_{л.к}}{2} = \frac{113,308 - 1,1 \cdot 2 \cdot 2,28 - 1,16 - 7,25 - 15,43}{2} = 42,226 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$Q_{3-4} = Q_{2-3} = 42,226 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$Q_{4-5} = \frac{Q_{2-3} - 1,1 \cdot n_{шл} \cdot Q_{шл} - Q_{ут.г}}{2} = \frac{42,226 - 1,1 \cdot 2 \cdot 2,28 - 2,12}{2} = 17,545 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$Q_{5-6} = 17,545 - 1,1 \cdot 3 \cdot 2,28 + (113,308 - 1,1 \cdot 2,28 - 2 \cdot 2,12 - 15,43) = 101,151 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$Q_{6-7} = 101,151 - 1,1 \cdot 8 \cdot 2,28 - 2 \cdot 15,43 - 3 \cdot 2,12 - 1,1 \cdot 3,496 = 40,022 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$Q_{7-8} = \frac{40,022 - 1,1 \cdot 3,496}{2} = 18,088 \text{ м}^3/\text{с};$$

$Q_{8-9} \approx Q_{7-8} = 1,1 \cdot Q_{уч} = 18,297 \approx 18,088 \text{ м}^3/\text{с}$ ; Умова виконується, значить розрахунок попередніх гілок зроблений вірно.

$$Q_{9-10} = (Q_{уч.из} - Q_{тр}) \cdot 1,1 = 4,277 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$Q_{10-11} = Q_{9-10} - Q_{тр} \cdot 1,1 = 9,647 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$Q_{11-12} = Q_{10-11} \cdot 2 + 1,1 \cdot 2 \cdot 2,28 + 3 \cdot 2,12 = 30,671 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$Q_{12-13} = Q_{11-12} - 1,1 \cdot 2 \cdot 2,28 - 2,12 + 2,12 + 2 \cdot 15,43 = 56,515 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$Q_{13-14} = Q_{12-13} \cdot 2 = 113,03 \text{ м}^3/\text{с};$$

$Q_{1-2} \approx Q_{13-14}$  Умова виконується, значить розрахунок попередніх гілок зроблений вірно.

Всі інші дані внесені до таблиці 3.36.

Максимальна депресія шахти складає  $h_{max} = 155,74$  даПа;

Мінімальна депресія шахти складає  $h_{min} = 114,46$  даПа;

Розраховуємо значення параметрів  $h_{пв}$ ,  $h_{кв}$ :

для схеми з мінімальною депресією:

$$h_{пв} = 1,1 \cdot 114,46 = 125,9 \text{ даПа};$$

$$h_{кв} = 0,11 \cdot 125,9 = 13,84 \text{ даПа};$$

✓ для схеми з максимальною депресією:

$$h_{пв} = 1,1 \cdot 155,74 = 171,314 \text{ даПа};$$

$$h_{кв} = 0,11 \cdot 171,314 = 18,84 \text{ даПа};$$

Значення суми депресій калорифера і каналу калориферу приймаємо орієнтовно  $h_k + h_{к.к} = 25$  даПа.

Розраховуємо значення мінімальної та максимальної депресії:

$$h_{в.мин} = h_{н.мин} = 125,9 + 13,84 + 25 = 164,74 \text{ даПа};$$

$$h_{в.маx} = h_{н.маx} = 171,314 + 18,84 + 25 = 215,154 \text{ даПа}.$$

Визначимо подачу вентилятора для періодів мінімальної ( $Q_{в.мин}$ ,  $м^3/с$ ) і максимальної ( $Q_{в.маx}$ ,  $м^3/с$ ) депресії шахтної вентиляційної мережі при значенні коефіцієнта  $k_{ут.вн} = 1,25$  для скіпового стовбура.

$$Q_{в.мин} = 146,68 \cdot 1,25 = 183,35 \text{ м}^3/с = 11001 \text{ м}^3/хв.$$

$$Q_{в.маx} = 226,61 \cdot 1,25 = 283,26 \text{ м}^3/с = 16996 \text{ м}^3/хв.$$

Вибір вентилятора головного провітрювання робимо по зведеному графіку областей роботи вентиляторів. Параметри  $Q_{в.мин} = 183,35 \text{ м}^3/с$ ,  $h_{в.мин} = 164,74 \text{ даПа}$  і  $Q_{в.маx} = 283,26 \text{ м}^3/с$ ,  $h_{в.маx} = 215,154 \text{ даПа}$  з високим КПД забезпечує ВОД-40 (рис. 2.14.).

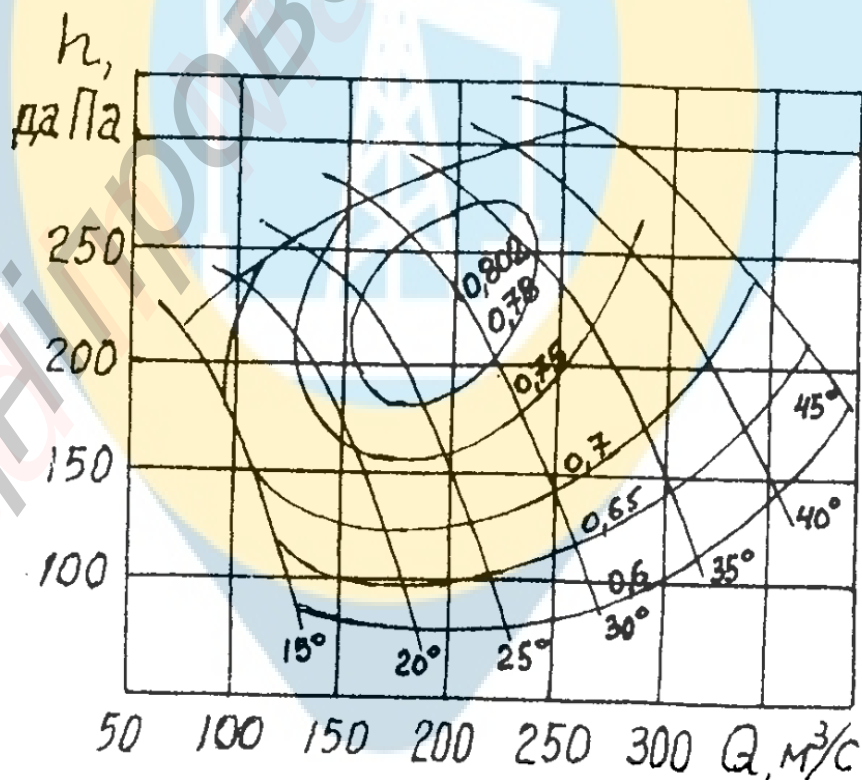


Рисунок 2.14. – аеродинамічна характеристика вентилятора ВОД-40

Таблиця 2.12. – Розрахунок депресії та швидкості повітря на ділянках

Виробка	Ділянка	Тип кріплення	$a$ кг/м <sup>3</sup>	$S, \text{м}^2$	$S^3$	$P, \text{м}$	$L, \text{м}$		$Q, \text{м}^3/\text{с}$	$Q^2$	$h, \text{дПа}$		$V, \text{м/с}$
							max	min			max	min	
Ствол №3	1-2	ж/бетон, цегла	10,5	23,7	13312,1	17,23	308	308	113,308	12838,7	5,38	5,38	4,78
Люд. хідн. пл. $l_2^2$	2-3	Мет. арк. кріплен.	14,3	15	3375	14,91	1050	1050	42,226	1783,04	11,83	11,83	2,82
Північн. відкотн. кв-Г	3-4	Бетон	4	15	3375	14,91	450	450	42,226	1783,04	1,42	1,42	2,82
Відкотн. кв-Г пл $m_5^{1B}$ г.450м	4-5	Мет. арк. кріплен	14,3	15	3375	14,91	1100	1100	17,545	307,827	2,14	2,14	1,17
Відкотн. кв-Г	5-6	Мет. арк. кріплен	14,3	15	3375	14,91	220	220	101,151	10231,5	14,22	14,22	6,74
Люд. хідн. пох. $m_5^{1B}$ г.450м	6-7	Мет. арк. кріплен	14,5	13,5	2460,38	14,15	2025	50	40,022	1601,76	27,04	0,67	2,96
Обхідний квершлаг	7-8	Мет. арк. кріплен	14,3	13	2197	13,88	150	150	18,088	327,176	0,44	0,44	1,39
Трансп. штр. 7 півн. лави	8-9	Мет. арк. кріплен	14,7	13	2197	13,88	1800	100	18,297	334,78	5,60	0,31	1,41
Лава	9-10	Мех комплекс	30	3,1	29,791	6,78	227	227	4,277	18,2927	2,83	2,83	1,38
Вент штр. 7 півн. лави	10-11	Мет. арк. кріплен	14,7	13	2197	13,88	1800	100	9,647	93,0646	1,56	0,09	0,74
Гр. хідник похилий	11-12	Мет. арк. кріплен	14,5	13,5	2460,38	14,15	1090	50	30,671	940,71	8,55	0,39	2,27
Осн. вент. штр.	12-13	Мет. арк. кріплен	14,5	13,7	2571,35	14,25	896	896	56,515	3193,95	23,00	23,00	4,13
Вент скв №5	13-14	Мет.труби	13	12,57	1986,12	12,55	493	493	113,03	12775,8	51,74	51,74	8,99
<b>Разом</b>											<b>155,74</b>	<b>114,46</b>	

## **Контроль за провітрюванням, виконанням вимог пило газового і теплового режимів шахти.**

Контроль концентрації метану здійснюється переносними приладами епізодичної дії, переносними автоматичними приладами (убудованими в машини) і стаціонарними автоматичними приладами.

Як переносні прилади епізодичної дії використовуються шахтні інтерферометри, а автоматичних аналізаторів метану - СШ-2 і СММ-1. Важливими елементами цих аналізаторів є системи світлової і звукової сигналізації при вимірі концентрації метану (2%). Особливістю аналізатора СММ-1 є подача переривчастого сигналу при небезпечній концентрації метану і перехід його в суцільний сигнал при подальшому підвищенні концентрації, що дозволяє на відстані визначити тенденцію до зміни концентрації метану.

Всі очисні і підготовчі вибої обладнані системою АКМ. Місця розміщення стаціонарних датчиків в очисних вибоях:

- 10-20 м від сполучень вентиляційних штреків з ходками, у 10-20 м від сполучення лави з вентиляційними штреками й у погашення вентиляційних штреків, а також на конвеєрних штреках при випуску вихідної струменя з підготовчого вибою в очисній.

Місця розміщення стаціонарних датчиків у підготовчих вибоях:

- 3-5 м від вибою і 10-20 м від сполучення тупикового вироблення з магістральними, при наявності пересувних підстанцій у тупиковій частині - 15 м від них з боку вибою. Датчики контролю метану встановлюються також у ВМП, лебідочних і трансформаторних камер, що експлуатуються на вихідних струменях, а також над вугільними бункерами, що акумулюють.

Контроль за правильністю розміщення, а також за справністю датчиків контролю метану і їхньою працездатністю здійснюється службою ВТБ.

Видача інформації про газову обстановку з місць установки датчиків виробляється на пульт оператора з записом на стрічку з видачею на прилад для візуального спостереження.

При підвищенні концентрації метану понад припустимі норми, виробляється автоматичне відключення напруги на споживачі, що знаходяться в загазованому виробленні і на шляху руху вихідного струменя повітря з загазованого вироблення

Комбайнове реле ТМРК-3 забезпечує безупинний контроль концентрації метану в місцях роботи очисних і прохідницьких комбайнів, на електровозах і ін. машинах і механізмах. При концентрації метану 2% реле подає звуковий і світловий сигнали і видає команду на відключення електроенергії.

Як засіб автоматичного контролю концентрації метану використовуємо автоматичну універсальну апаратуру АМТ-3, основними елементами якої є датчики, що володіють уніфікованим виходом сигналів. Цей напівфіксований вихід сигналів дозволяє передавати інформацію з каналом будь-якої загальношахтної системи і використовувати її для вироблення керуючих впливів на органи регулювання.

На шахті мається дегазаційна установка, що служить для дегазації супутників і виробленого простору при відпрацьовуванні лав по шарах  $m_4^0$  і  $m_5^{1B}$  Установка обладнана чотирма вакуум-насосами типу ВВН-2/150 продуктивністю  $150\text{м}^3/\text{хв}$ .

### 3. ОХОРОНА ПРАЦІ

#### 3.1. Система управління охороною праці

Охорона праці на шахті це система законодавчих актів, організаційних, технічних, профілактичних заходів, котрі забезпечують безпеку здоров'я та працездатність людей в процесі трудової діяльності. Основними законодавчими документами в Україні прийняті:

- 3.1.1 Конституція України;
- 3.1.2 Закон України «Про охорону праці», від 14 листопада 1992 року;
- 3.1.3 Кодекс законів про працю (КЗПП);
- 3.1.4 Гірничий закон України від 6 листопада 1999 року;
- 3.1.5 Єдині правила безпеки при вибухових роботах;
- 3.1.6 Правила безпеки в вугільних шахтах та інструкції до них;
- 3.1.7 Правила технічної експлуатації шахт;
- 3.1.8 Типові інструкції для робітників;
- 3.1.9 Відомчі нормативні документи.

Згідно цих документів на шахті має функціонувати система управління охороною праці. Для їх функціонування керівник (роботодавець, власник) створює службу охорони праці і відповідний штат посадових осіб.

Положення про службу охорони праці розробляється з урахуванням специфіки підприємства незалежно від форми власності і затверджуються керівником шахти.

Служба охорони праці підпорядковується безпосередньо керівнику шахти і прирівнюється до основних виробничо-технічних служб.

На кожній шахті повинна бути організована дільниця вентиляції і техніки безпеки (далі - ВТБ). Чисельність гірничих майстрів ВТБ розраховується за методикою у встановленому законодавством порядку.

На шахті повинен вестися табельний облік усіх тих, хто спустився в шахту і виїхав (вийшов) з неї. Відповідальність за його організацію покладається на керівника шахти, який зобов'язаний встановити порядок виявлення тих, хто своєчасно не виїхав (не вийшов) із шахти, і вживати заходів щодо їх розшуку.

У проектах і паспортах повинен передбачатися розділ "Протиаварійний захист", що містить комплекс заходів щодо попередження загазування та запилення гірничих виробок, екзогенних та ендогенних пожеж, вибухо- та пожежонебезпеки електроустаткування, газодинамічних явищ, аварій на шахтному транспорті і підйомі, завалів і затоплень діючих виробок.

Усі шахти мають обслуговуватися підрозділами ДАРС /ДВГРС/. Дислокація підрозділів ДАРС /ДВГРС/ узгоджується з Державним комітетом України з нагляду за охороною праці (далі - Держнаглядохоронпраці України). Права та функції ДАРС /ДВГРС/ щодо їх діяльності на вугільних шахтах визначаються їх статутами відповідно до вимог чинного законодавства та відповідних нормативно-правових актів.

На кожній шахті повинна бути організована і функціонувати допоміжна добровільна гірничорятувальна служба шахтна гірничорятувальна станція (далі - ШГС) і допоміжна гірничорятувальна команда (далі - ДГК)].

У місцях, визначених головним інженером шахти, мають бути знаки безпеки, передбачені вимогами до сигналів і знаків у підземних виробках і на шахтному транспорті.

Усім, хто спускається в шахту, необхідно видавати справні ізольовані саморятівники. Не допускається спуск і перебування в шахті та на робочих місцях працівників без саморятівників. За кожним працівником шахти під особистий підпис у спеціальному журналі має бути закріплений саморятівник, кількість яких на кожній шахті повинна відповідати обліковій чисельності працівників, зайнятих на підземних роботах.

На шахтах з віддаленими місцями робіт, тривалість виходу з яких при аваріях у безпечне місце більше часу захисної дії саморятівника, обов'язково мають бути пункти переключення (не більше одного на шляху пересування) або встановлені групові пересувні чи стаціонарні засоби само рятування, розміщення яких узгоджується з державною аварійно-рятувальною службою (далі - ДАРС/ДВГРС/).

На кожному з маршрутів, якими працівники прямують на вихід з місця аварії до виробок із свіжим струменем повітря, де необхідно витратити більше ніж 90 % часу дії саморятівника, має бути проведене (один раз на 6 місяців перед погодженням з ДАРС /ДВГРС/ плану ліквідації аварій) контрольне виведення групи працівників, уключених до саморятівників, під керівництвом командного складу ДАРС /ДВГРС/.

Зовнішній вигляд і герметичність саморятівників, що перебувають у ламповій, перевіряються щомісячно, а саморятівників, що перебувають у пунктах переключення в шахті, - не рідше одного разу на 6 місяців посадовими особами дільниці ВТБ шахти за участю командного складу ДАРС /ДВГРС/.

Усі працівники та посадові особи, які вперше влаштувалися на шахту або переведені на підземні роботи, мають в спеціальних "димних камерах" пройти практичне тренування в саморятівниках. Подальші тренування в "димних камерах" необхідно здійснювати не рідше одного разу на 2 роки.

Всі робітники та ІТП, проходять інструктажі згідно програм навчання та профілю роботи. В процесі діяльності вони знайомляться з конкретними умовами роботи, згідно вимог інструкцій. Періодично в разі потреби, проводяться позачергові інструктажі. Кожний рік проводяться іспити з охорони праці. Контроль за станом охорони праці на дільницях проводиться гірничими майстрами, начальниками та їх помічниками. На дільниці маєтись книга нарядів, журнал інструктажів, типові інструкції. Для робітників пов'язаних з обслуговуванням високовольтних мереж встановлені категорії допуску, які підтверджуються на екзамені щорічно.

Нагляд за станом охорони праці на шахті здійснюють також інспектори РГТІ, які в разі порушення правил безпеки мають значні повноваження в притул до зупинки технологічного процесу.

### **3.2. Протипожежний захист**

Заходи щодо протипожежного захисту включають: розміщення первинних й автоматичних засобів пожежогасіння, пожежно-зрошувальний трубопровід, застосування вогнестійкого кріплення. Первинні засоби пожежогасіння (ручні



вогнегасники, пісок- $0,2\text{м}^3$ ) або інертний піл розміщаються: у вибої штреку не далі 20 м від місця роботи, у місцях установки пересувних підстанцій, у всіх електромеханізмів, на відстані 3-5 м від приводних головок стрічкових конвеєрів, у розподільних пунктів, і через кожні 50 м по довжині виробітки.

Поруч із пожежними кранами встановлюються спеціальні ящики, у яких зберігаються ствол зі сприском  $d=19\text{мм}$  і рукав  $d=66\text{мм}$  і довжиною 20м постачений з обох кінців сполучними головками. У кожній приводній головці стрічкових конвеєрів встановлюються стаціонарні водяні завіси, що приводять у дію автоматично (типу УВПК й ін.). Вогнестійким кріпленням кріпляться ділянки виробітки у приводних головок стрічкових конвеєрів і по 5 м у кожену сторону від них, сполучення штреку з похилими виробітками й штрек протягом 100 м від сполучення.

Складемо схему прокладки найбільш протяжної лінії пожежно-зрошувального трубопроводу.

Магістральний трубопровід прокладаємо в стовбурі №3, на людському ходці пл. $l_2^2$  гор.300-450 м, північному відкаточному квершлягу гор.450 м, відкаточному квершлягу пл. $m_5^{1b}$  гор.450 м і ухилі пл. $m_5^{1b}$  гор.450 м.

Дільничні лінії пожежного трубопроводу прокладаємо по конвеєрних штреках.

При проходці підготовчих виробок кінці дільничних трубопроводів повинні відстати від вибоїв підготовчих вироблень не більш, ніж на 20 м.

Стаціонарні установки пожежогасіння, що приводяться в дію автоматично, повинні встановлюватися в кожній приводній голівці стрічкових конвеєрів.

Пожежні крани розміщаються:

а) у виробках зі стрічковими конвеєрами через 50 м; при цьому додатково по обох сторони приводної голівки конвеєра на відстані 10 м від її встановлюється два пожежних крани;

б) по обидві сторони всіх камер на відстані 10 м;

в) у кожного ходка в склад ВМ по обидві сторони на відстані 10 м;

г) у перетинах і відгалужень підземних виробок;

д) у горизонтальних виробках, які не мають перетинів і відгалужень – через 200 м ;

е) у похилих виробках, які не мають перетинань і відгалужень – 100 м;

ж) з кожної сторони ствола у сполучень його з біляствольним двором;

з) у навантажувальних пунктів лав з боку свіжого струменя повітря;

и) у тупикових виробках довжиною більш 500 м – через 50 м.

Для відключення окремих ділянок пожежно-зрошувального чи трубопроводу подачі усієї води на одну пожежну ділянку на трубопроводі передбачені засувки в наступних місцях:

а) на усіх відгалуженнях водопровідних ліній;

б) на водопровідних лініях не мають відгалужень – через кожні 400 м.

Схему прокладки пожежного зрошувального трубопроводу складаємо на період розвитку гірських робіт, у якому довжини ділянок трубопровідних ліній максимальні.

Визначимо витрату води на пожежогасіння і технічні нестатки. Для цього визначимо витрату води на кожній ділянці самої протяжної галузі трубопроводу.

Витрата води, подаваної по магістралі ділянкам трубопроводу  $Q_{\text{общ}}$ , прокладеним по стволу і виробкам білястволового двору, людському хіднику пл.1<sup>2</sup> гор.300-450 м і квершлагам гор.450 м до точки розгалуження на ухил пл.м<sub>5</sub><sup>1в</sup>гор. 450 м:

$$Q_{\text{общ}} = Q_3 + Q_{\text{ств}} + 0,5 Q_{\text{т.н}};$$

де  $Q_3$  – витрата води, необхідна на пристрій водяної завіси для перегородження поширення підземної пожежі,  $Q_3 = 50 \text{ м}^3/\text{год}$ ;

$Q_{\text{ств}}$  – витрата води на безпосереднє гасіння пожежі цільним струменем з одного пожежного стовбура з діаметром насадки 19 мм,  $Q_{\text{ств}} = 30 \text{ м}^3/\text{год}$ ;

$Q_{\text{т.н}}$  – витрата води на технічні нестатки,  $\text{м}^3/\text{год}$ ;

$$Q_{\text{т.н}} = \Sigma * k * n * Q;$$

де  $k$  – коефіцієнт одночасності роботи однотипних споживачів;

$n$  – число однотипних споживачів;

$Q$  – витрата води для однотипних споживачів,  $\text{м}^3/\text{ч}$ .

Дані розрахунку зводимо в таблицю 3.1.

Таблиця 3.1. – Розрахунок необхідної кількості води на технологічні нестатки

№п /п	Споживачі або процеси роботи	Кількість споживачів	Коефі-цієнт одночасної роботи	Витрата, $\text{м}^3/\text{ч}$	
				на одного споживача	Загальний
11	Комбайн очисний	8	0,45	2,0	7,20
22	Нагнітання води в пласт	8	0,8	1,8	11,52
33	Буріння скважин по вугіллю	8	0,9	1,8	12,96
44	Постійно діюча водяна завіса	4 + 8	0,4	2,1	10,08
55	Зрошення навантаж.-перевантаж. пунктів	4 + 8	0,85	0,6	6,12
	Разом				47,88

$$Q_{\text{общ}} = 2 * (50 + 30) + 0,5 * 47,88 = 184 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Витрата води, яка подається по іншим ділянкам магістрального трубопроводу:

$$Q_{\text{м}} = Q_3 + Q_{\text{ств}} = 50 + 30 = 80 \text{ м}^3/\text{ч};$$

По дільничним лініям вода подається в кількості:

$$Q_{\text{уч}} = 50 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Розраховуємо внутрішній діаметр трубопроводу.

Він визначається з витрат води  $Q$ ,  $\text{м}^3/\text{с}$  і швидкості руху води по трубах  $g$ ,  $\text{м}/\text{с}$ .

$$D = \sqrt{\frac{Q}{0,758 * g}};$$

де  $Q$  – витрата води,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;

$g$  - нормована швидкість руху води по шахтним трубопроводам, прийнята 4  $\text{м}/\text{с}$ .

Внутрішній діаметр розраховуємо для магістрального та дільничного трубопроводу.

$$D_{\text{общ}} = \sqrt{\frac{184}{3600 * 0,785 * 4}} = 0,125 \text{ м}$$

$$D_{\text{м}} = \sqrt{\frac{80}{3600 * 0,785 * 4}} = 0,084 \text{ м}$$

$$D_{\text{уч}} = \sqrt{\frac{50}{3600 * 0,785 * 4}} = 0,067 \text{ м}$$

Вибираємо труби для магістральних трубопроводів з внутрішнім діаметром 125 и 100 мм, для дільничного трубопроводу – 100 мм.

Розрахунок напору води в пожежно-зрошувальному трубопроводі виробляється по формулі (для вихідної точки Н):

$$H = k \left[ \sum_{n=1}^m * l * (i_n + \sin \alpha) \right] + H_1;$$

де  $k$  – коефіцієнт, який враховує втрати напору на місцеві опори;

$i_n$  – гідравлічний уклон розрахункової ділянки трубопроводу;

$\alpha$  - кут нахилу розрахункової ділянки, градус;

$H_1$  – нормований напір у кінцевій точці трубопроводу, м.

Розраховуються втрати напору та тиск води при пожежній витраті в граничних точках. Вихід з пожежних кранів тиск води повинен складати 0,6-1,5 Мпа.

Приймаємо труби по ДОСТ 8732-70, виготовлені з ст.3, межа міцності якої  $G_T = 2300 \text{ кгс/см}^2$ . У відповідності з нормативними документами допускається зменшення товщини стінки труб такого діаметра на 12,5 %.

Товщину стінок приймаємо для дільничного трубопроводу 4 мм при зовнішньому діаметрі 108 мм.

Товщину стінок для трубопроводу ствола, білястволового двора та головних виробок приймаємо 10 мм при зовнішньому діаметрі труби 146 мм.

### 3.3. Заходи щодо комплексного знепилювання повітря

Пласти шахти «Добропільська»  $m_4^0$  і  $m_5^{1b}$ , що розробляються тепер, згідно «Посібнику боротьби з пилом у вугільних шахтах» відносяться до III групи запиленості. З огляду на групу запиленості пластів, для обезпилення повітря в очисних вибоях повинні застосовуватися комплекс обезпилюючих заходів, що включають попереднє зволоження вугілля в масиві, зрошення при роботі виймального комбайна й у місцях пересипу, а також очищення повітря, що виходить з вибою. Нагнітання води у вугільний масив буде вироблятися за допомогою високонапірних насосних установок через шпури, пробурені з підготовчих виробок.

Відповідно до вимог ПБ для попередження локалізації вибухів вугільного пилу при всіх процесах, що супроводжуються пилоутворенням (виймка і доставка вугілля, навантаження, транспортування і розвантаження гірської маси, проведення виробок комбайнами, буріння шпурів і ін.) проектом передбачений комплекс заходів із застосуванням води:

- побілка виробок;
- обмивка виробок водою;
- застосування сланцевих заслонів, водяних завіс.

Місця установки сланцевих заслонів і водяних завіс і виконання інших заходів передбачені відповідно до вимог ПБ і «Інструкцій з попередження і локалізації вибухів вугільного пилу».

При попереднім зволоженні для буріння шпурів використовується буровий верстат ЕБГП, що дозволяє бурити шпури діаметром 45 мм, довжиною до 100 м. Їх бурять довжиною 85 м з вентиляційного і відкаточного штреків посередині потужності пласту. Відстань між шпурами приймається рівним  $25 \div 27$  м, герметизація їх здійснюється за допомогою герметизатора «Таурус» на глибині не менш 10 м. При питомій витраті рідини 20 л/т і прийнятій довжині шпурів кількість рідини, яку необхідно подавати в шпур, дорівнює  $80 \text{ м}^3$ . Тому що темп нагнітання  $1,8 \text{ м}^3/\text{год}$  дорівнює продуктивності насосної установки НУМС-200, то тривалість накачування рідини в шпур дорівнює 44,5 ч. З огляду на, що середньозмінна продуктивність бурового верстата СБГ-1 складає 60 м шпура, приймаємо, що тривалість буріння шпура довжиною 85 м складає 8,5 ч.

Приймаючи в увагу середню швидкість подвигання очисного вибою, тривалість буріння шпура і нагнітання в нього рідини, визначимо відстань між першим шпуром і площиною очисного вибою. Він дорівнює 20 м.

Для підвищення ефективності попереднього зволоження вугілля в масиві до води необхідно додавати змочувач ДБ у концентрації 0,2 %. При накачуванні в один шпур  $80 \text{ м}^3$  води витрата змочувача складе 160 кг. Отже, дозатор змочувача ДСУ - 4 з місткістю резервуара 60 л повинний заправлятися змочувачем не рідше 3 разів у добу. Ефективність зниження пилоутворення при зазначеному способі зволоження вугілля в масиві й обраних параметрах його складе не менш 60 %.

При роботі виймального комбайна РКУ-10, відповідно до обраної технологічної схеми приймаємо питому витрату води на зрошення 30 л/т при тиску води в зрошувачів не менш  $12 \text{ кгс/см}^2$ . Для забезпечення зазначених параметрів зрошення буде використана насосна установка, що поставляється разом з комбайном. Живлення її водою буде забезпечено безпосередньо від пожежно-зрошувального трубопроводу. Витрата води, використовувана для зрошення на комбайні РКУ-10 визначимо з вираження:

$$Q_2 = P_k * g_2;$$

де  $P_k = 2,07$  – продуктивність комбайна, т/хв;

$g_2 = 30$  – питома витрата води, л/т

$$Q_2 = 2,07 * 30 = 62,1 \text{ л/хв}$$

Добова витрата води на зрошення буде:

$$Q_{\text{доб}} = A * g^2;$$

де  $A$  – добовий видобуток вугілля з вибою, т;

$g^2$  – питома витрата води на зрошення, л/т;

$$Q_{\text{доб}} = 998 * 30 = 22980 \text{ л чи } 23 \text{ м}^3 \text{ води.}$$

Ефективність забезпечення при роботі комбайна зі зрошенням складе не менш 80 %.

Застосування зволоження вугілля в масиві і зрошення при роботі комбайна дозволить забезпечити залишкову запиленість повітря на рівні  $200-250 \text{ мг/м}^3$ . Для обезпилення вентиляційного струменя і зниження пиловідкладення на вентиляційному штреку в 10-20 м від виходу з очисного вибою встановлена

однорідна водяна завіса. Витрата води завісою буде порядку 25-35 л/хв. Така питома витрата буде забезпечена водяною завісою типу ВЗ-2, що складається з трьох зрошувачів типу ПФ-50-165. Тиск води в зрошувачів, що створили водяну завісу, повинне складати не менш 12 кгс/см<sup>2</sup>. Живлення завіси здійснюється від пожежно-зрошувального трубопроводу. Добова витрата води водяною завісою визначаємо з вираження:

$$Q_{\text{доб}} = Q_3 * T;$$

де  $Q_3$  – витрата води в одиницю часу,  $Q_3 = 35$  л/хв;

$T$  – тривалість роботи завіси в добу, хв.

Тривалість роботи завіси дорівнює тривалості роботи комбайна в добу, який можна визначити по формулі:

$$T = A/P_k = 998/2,07 = 482 \text{ хв}$$

Тоді  $Q_{\text{доб}} = 35 * 482 = 12950$  л чи  $13 \text{ м}^3$ .

Придушення пилу, що утвориться в місці пересипу вугілля з забійного конвеєра на штрековий, здійснюється за допомогою конусних зрошувачів з кутом розчину 75<sup>0</sup> при тиску води близько 12 кгс/см<sup>2</sup>. Відповідно до технологічної схеми питома витрата води повинна складати 5 л/т.

Тому що середня продуктивність комбайна РКУ-10 складає 2,07 т/хв, то загальна витрата води на обеспилювання в зоні вивантаження вугілля з вибою повинний складати:

$$Q_{з.п} = g_3 * P_k = 5 * 2,07 = 10,35 \text{ л/хв};$$

Для зрошення використовуються зрошувачі типу ПФ-50-165.

При тиску води 12 кгс/см<sup>2</sup> продуктивність зрошувача складе 17,3 л/хв. Для забезпечення необхідної витрати необхідно на навантажувальному пункті установити 2 зрошувачі ПФ-50-165. Добова витрата води для зрошення на навантажувальному пункті складе:

$$Q_{п \text{ доб}} = A_{\text{доб}} * g_3;$$

де  $g_3$  – питома витрата води, л/т

$$Q_{п \text{ доб}} = 998 * 5 = 4990 \text{ л/доб, чи } 4,9 \text{ м}^3/\text{доб.}$$

Пилеподавлення при бурінні шпурів здійснюється подачею в шпури води через канали бурових штанг. Витрата води складає 30 л/хв при тиску близько 12 кгс/см<sup>2</sup>. Живлення водою бурового верстата здійснюється від протипожежно-зрошувального трубопроводу.

Для забезпечення безперебійної й ефективної роботи засобів пилеподавлення машиністу комбайна і його помічнику необхідно:

а) при підготовці машини до роботи включити систему зрошення і перевірити стан забійного водопроводу ( витік води усунути), промити комбайновий фільтр, перевірити наявність і стан зрошувачів, у першу чергу в шнеках (зрошувачі які забруднилися, прочистити);

б) у процесі виймання вугілля при ушкодженні системи зрошення чи комбайна припиненні подачі води зупинити комбайн і вжити заходів по нормалізації роботи зрошувального пристрою.

Також для організації протипилової служби на ділянці виконують для цього свої обов'язки робітники, що роблять зволоження вугілля в масиві і робітники біля

навантажувального пункту лави, гірські майстри ділянки, механік, начальник ділянки і його помічник.

Індивідуальний захист органів дихання гірників від пилу здійснюється за допомогою протипилових респіраторів. Респіратори повинні бути забезпечені машиніст комбайна, його помічник і робітники, зайняті буравленням і нагнітанням води в шпури на вентиляційному штреку, а також усі робітники, що знаходяться на вихідному струмені.

### 3.4. Протиаварійний захист

Згідно п.1.1.10 ПБ всі робітники зобов'язані бути ознайомлені із ПЛА в частині стосовної до місця їхньої роботи, а також із правилами поведінки під час аварії. Ознайомлення виконується під розпис працівників ділянки один раз в 6 місяців або протягом доби при зміні позицій ПЛА.

1. Всі працівники шахти повинні твердо знати правила поведінки в аварійній ситуації, де розташовуються засоби протиаварійного захисту й самопорятунку й уміти користуватися ними.

2. Люди, які помітили ознаки аварії зобов'язані про це повідомити гірському диспетчерові або змінному ІТР.

3. Раптова зміна напрямку вентиляційного струменя служить сигналом до виходу на поверхню.

4. Всі працівники шахти зобов'язані твердо засвоїти правила особистого поводження при аваріях.

#### ПОЖЕЖА, ВИБУХ ГАЗА Й ВУГІЛЬНОГО ПИЛУ

а) При виявленні диму необхідно негайно включитися в саморятувальник і рухатися по ходу вентиляційного струменя до найближчих виробітків зі свіжим струменем повітря, до запасних виходів. Зміна напрямку вентиляційного струменя повітря під час руху свідчить, що пожежа відбулася в основних повітряподавальних виробках і зроблене реверсування вентиляційного струменя. У цьому випадку рух назустріч реверсованому свіжому струменю повітря, не вимикаючись із саморятувальника, необхідно продовжувати до стовбура N1.

б) При виявленні вогнища пожежі, перебуваючи з боку свіжого струменя повітря, необхідно включитися в саморятувальники (респіратор) і почати гасіння первинними засобами пожежогасіння. При горінні електропускової апаратури, силових кабелів необхідно знеструмити аварійні агрегати.

в) При пожежі у вибої тупикові виробки необхідно включитися в саморятувальник (респіратор) і почати гасіння первинними засобами. Якщо неможливо гасити пожежу наявними засобами, варто виходити з тупикового виробітку на свіжий струмінь і відключити електроенергію на всі механізми. При цьому в шахтах, небезпечних по метану, вентилятор місцевого провітрювання повинен працювати в нормальному режимі.

г) При пожежі в тупиковому виробітку на деякій відстані від вибою, у якому перебувають люди, взяти наявні засоби пожежогасіння й самопорятунку (саморятувальники, респіратори) і виходити до виходу з тупикового виробітку, а потім включитися в саморятувальник (респіратор) і вжити всіляких заходів до

переходу через вогнище і його гасіння. Якщо перейти через вогнище неможливо й згасити його не вдалося, необхідно відійти від вогнища, приготувати підручні матеріали для зведення перемичок (вентиляційні труби, дошки, спецодяг, цвяхи). Як тільки подача повітря по вентиляційних трубах припиниться, варто встановити якнайближче до вогнища пожежі дві-три перемички, відійти й чекати приходу гірничорятувальників, використовуючи засоби життєзабезпечення: повітря, респіратори пункту ВГК.

#### ОБВАЛЕННЯ

а) Люди, захоплені обваленням повинні вжити заходів до звільнення постраждалих осіб під завалом, установити характер обвалення й можливість безпечного виходу через купольну частину виробітку, якщо вихід неможливий, варто встановити додаткове кріплення (ремонтини) і приступитися до розбирання завалу.

У випадку, коли це неможливо, чекати приходу гірничорятувальників, подаючи сигнали по ударами об металеві (тверді) предмети. У всіх випадках послідовно подається дві групи ударів. Перша група ударів указує, скільки чоловік перебуває під завалом і передається відповідною кількістю одиночних ударів з інтервалом 1-2 сек.

Друга група ударів, що подаються через 10-15 сек. після першої, повинна інформувати про місцезнаходження людей, захоплених обваленням. Інтервал між сигналами другої групи 5-7 сек. Один сигнал другої групи відповідає відстані 10м. від конвеєрного штреку (при обваленні в очисному вибої) або від вибою (при обваленні в підготовчому вибої).

б) У випадку, коли захоплені обваленням люди, перебувають у тупиковій виробці, необхідно розімкнути трубопроводи й установити в 5-10м від завалу вітрильну перемичку для запобігання надходження метану.

#### ЗАТОПЛЕННЯ ВОДОЮ АБО ПУЛЬПОЮ

При затопленні водою необхідно взяти саморятувальник і виходити на вишележачій обрїй по найближчих виробках або до ствола по ходу руху води.

#### ЗАГАЗУВАННЯ

Варто включитися в ізолюючий саморятувальник, вийти із загазованих виробок, відключити електроенергію й поставити знак, що забороняє вхід у виробіток (захрестити виробіток).

#### ЗАГАЗУВАННЯ ШКІДЛИВИМИ ГАЗАМИ

При перевищенні припустимих санітарних норм змісту шкідливих газів у гірських виробках, появи в рудничному повітрі невідомих заходів, невластивих технологічному процесу видобутку вугілля або при виникненні симптомів отруєння (головний біль, запаморочення, нудота, блювота, слабкість, пітливість, затьмарення свідомості й ін.), варто включитися в саморятувальник, вийти із загазованих виробіток, відключити електроенергію й поставити знак, що забороняє вхід у виробіток (захрестити виробіток).

Щомісяця начальник ділянки або його заступник проводить із усіма працівниками ділянки інструктаж із правил поведінки й маршрутам виходу на свіжий струмінь при виникненні на ділянці аварійних ситуацій.

При пожежах у надшахтних будинках стволів №2, №3, у стволах №2, №3, 4, у руд. дворах г. 200м., г. 300м., 450м., людському хіднику ухилу пл.  $m_5^{1B}$  г. 450м. від заїзду на людський ходок з відкаточного квершлягу на пл.  $m_5^1$  г. 450м. до 6 південного конвеєрного штреку ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м., 6 південному конвеєрному штреку ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м. від людського ходка ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м. до обхідного квершлягу 7-го обрію ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м., збійці №1 ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м. від відкаточного квершлягу на пл.  $m_5^1$  г. 450м. до людського ходка уклону пл.  $m_5^{1B}$  г. 450м., запасним виходом являється ствол №1

Люди, що перебувають у виробках 7 північної лави ухилу пл.  $m_5^{1B}$  р. 450м., включившись у саморятувальники, виходять на 7 північний вентиляційний штрек ухилу пл.  $m_5^{1Y}$  г. 450м., по штреку, на вантажний хідник ухилу пл.  $m_5^{1Y}$  г. 450м., по вантажному ходку нагору, на конвеєрний квершляг на пл.  $m_5^{1B}$  г. 450м., по конвеєрному квершлягу на пл.  $m_5^{1B}$  г. 450м., гезенку на центральний ухил пл.  $l_2^1$  г. 300м., центральному ухилу пл.  $l_2^1$  г. 300м. нагору, збійці №1 на вентиляційний ходок пл.  $l_2^1$  г. 300м., по ходку нагору, до стовбура №1 і виїжджають на гору.

При пожежі в 7 північному конвеєрному штреку :

Люди, що перебувають в 7 північному конвеєрному штреку ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м., 7 північній лаві ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м., включившись у саморятувальники, виходять по 7 північному конвеєрному штреку ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м., 7 північній лаві ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м., на 7 північний вентиляційний штрек ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м., де роблять переключення в резервні саморятувальники з пункту перемикачів, що перебуває в 20м від лави, далі по 7 північному вентиляційному штреку ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м., обхідному квершлягу 7-го обрію ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м., 7 південному вентиляційному штреку ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м., на людський ходок укл. пл.  $m_5^1$  г. 450м., по людському ходку нагору, збійці №1 ухилу пл.  $m_5^1$  р. 450м., відкаточному квершлягу на пл.  $m_5^1$  г. 450м., північному відкаточному квершлягу г. 450м., людському ходку пл.  $l_2^2$  г. 300-450м., до стовбура №3 й виїжджають на гору.

Люди, що перебувають в 7 північному вентиляційному штреку ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м., включившись у саморятувальники, виходять по обхідному квершлягу 7-го обрію ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м., 7 південному вентиляційному штреку ухилу пл.  $m_5^1$  г. 450м., на людський ходок укл. пл.  $m_5^1$  г. 450м., по людському ходку нагору, збійці №1 ухилу пл.  $m_5^{1Y}$  р. 450м., відкаточному квершлягу на пл.  $m_5^1$  г. 450м., північному відкаточному квершлягу г. 450м., людському ходку пл.  $l_2^2$  г. 300-450м., до стовбура №3 й виїжджають на гору..

Особа, яка повідомила гірському диспетчеру про аварії, що трапились на ділянці, повинен назвати своє прізвище й виконувати команду гірського диспетчера.

Гірський майстер або особа, що виконує його обов'язку, повинен по команді гірського диспетчера послати на ліквідацію аварії членів ВГК із респіраторами із засобами пожежогасіння, а потім вивести людей з ділянки найкоротшим шляхом на свіжий струмінь і на поверхню.

У твора перевірити наявність своїх людей і доповісти про це начальникові ділянки. Якщо вихід задимлений, то перед входом у димне середовище (завісу) необхідно включитися в саморятувальники.

Розрахунок часу виходу робочих включених у само рятувальники зведений до таблиці 3.2.



Таблиця 3.2. – Розрахунок часу виходу робочих включених у само рятувальники

№ п/п	Найменування виробки по маршруті руху	Довжина виробки, м	Нормативна швидкість пересування у м/хв.	Розрахунковий час руху у хв.
1.	7 північний конв. штрек укл.пл. m <sub>5</sub> <sup>1в</sup> г. 450м. (від вант. хідника до вент. хідника 7півн. лави)	575	45	12,7
2.	Вентиляційний хідник 7 північної лави укл. пл. m <sub>5</sub> <sup>1в</sup> г. 450м.	250	22,5	11,1
3.	7 північний вент. штрек укл. пл. m <sub>5</sub> <sup>1в</sup> г. 450м. (від вент. хідника 7 півн. лави до обх. кв-га 7-го гор.)	600	45	13,3
	РАЗОМ:			37,1
1.	7 північний конв. штрек укл. пл. m <sub>5</sub> <sup>1в</sup> г. 450м. (від вент. хідника 7 півн. лави до 7 півн. лави)	1300	45	28,9
2.	7 північна лава укл. пл. m <sub>5</sub> <sup>1в</sup> г. 450м.	225	21	10,7
3.	7 північний вент. штрек укл. пл. m <sub>5</sub> <sup>1в</sup> г. 450м. (від 7 півн. лави до вент. хідн.)	1200	45	26,7
	РАЗОМ:			66,3

Час виходу на свіжий струмінь перевищує строк захисної дії саморятувальника ШСС-1в, тому ПЛА передбачений пункт перемикання в резервні саморятувальники, що перебуває на 7 північному вентиляційному штреку ухилу пл. m<sub>5</sub><sup>1в</sup> г. 450м. в 20м. від 7 північної лави.

### 3.5. Виробнича санітарія і екологія

#### Шумові й вібраційні навантаження.

Для робітників виїмкової ділянки шумові й вібраційні навантаження розподілені нерівномірно.

1. Для МГВМ і його помічника рівень шуму становить - 97дба, (не постійний) приблизно 25-40% робочого часу. По шумових навантаженнях умови праці даних робітників, ставляться до шкідливого класу 4 ступені. У зв'язку з перевищенням гранично припустимого рівня шуму - 80дба, для захисту органів слуху від шуму застосовуються вкладиші типу «Беруші». Вібраційні навантаження на МГВМ носять короткочасний, нерегулярний характер (при роботі з гідроблоком комбайна). Для зменшення вібрації ручки управління гідроблоку покриті виброгасячим матеріалом.

2. Для гірника очисного вибою (ГРОВ) рівень шуму - 85-90дба приблизно 50% робочого часу (непостійний). По шумових навантаженнях умови праці ГРОВ, ставляться до шкідливого класу 3 - 4 ступені. Для захисту органів слуху від шуму застосовуються вкладиші типу «Беруші». Вібраційні навантаження на ГРОВ носять короткочасний, нерегулярний характер (при роботі з відбійним молотком при виїмці «брівок»). Для зменшення вібрації ручки молотку покриті виброгасячим матеріалом.

Також для зменшення вібрації повинні використовуватись спеціальні віброгасячі перчатки.

3. Для машиніста підземних установок - конвеєрів (МПУ), електрослесарей й ІТР виїмкової ділянки, рівень шуму становить - 85-90дба (непостійний). По шумовим навантаженням умови праці МПУ й електрослесарей, ставляться до шкідливого класу 3 - 4 ступені. Для захисту органів слуху від шуму застосовуються вкладиші типу «Беруші». Вібраційних навантажень робітники даних професій не мають.

4. Для гірників ділянки по доставці матеріалів й устаткування й гірників по кріпленню виробітків шумові й вібраційні навантаження не перевищують припустимих норм.

#### **Розрахунок шумового навантаження на робітників ділянки.**

Час впливу шумових навантажень на робітників ділянки визначається виходячи максимального добового навантаження на очисної вибій, гірничо-геологічних умов, застосовуваного встаткування.

Виходячи з технічної продуктивності очисного комбайна РКУ-10 (при виїмки вугілля із присічкою породи підшви), визначається час роботи комбайна в період зміни:

$$T = \frac{A_{\text{сут}} \cdot S_{\text{в.ц}} \cdot Y_{\text{ср}}}{Q_{\text{ком}} \cdot N_{\text{д.см}}}, \text{ хв};$$

де:  $A_{\text{сут}}$  - максимальне добове навантаження на очисної вибій;

$S_{\text{в.ц}}$  - поперечний переріз одного циклу, що виймає;

$Y_{\text{ср}}$  - середня щільність рядового вугілля в масиві з урахуванням присікаємих порід;  $Q_{\text{ком}}$  - середня продуктивність комбайна;

$N_{\text{д.см}}$  - кількість видобувних змін у добі.

$$T = \frac{998 \cdot 0,63 \cdot 1,74}{2,07 \cdot 3} = 142, \text{ хв.};$$

З огляду на роботу конвеєра лави, без роботи комбайна (у середньому 10 хв у зміну), тривалість шумових навантажень на робітників ділянки становить - 39.6 %. Зазначена тривалість шумових навантажень у період зміни забезпечує необхідні за ПБ шумові навантаження.

#### **Температурний вплив на робітників**

У холодну пору року, при пересуванні робітників ділянки від комбінату до дільничних виробітків (робітників місць), можливе переохолодження у зв'язку із цим передбачені наступні заходи:

- 1) при необхідності, робітником видається теплий спецодяг, утеплені каски (підшоломники), вовняні онучі;
- 2) робітники, від комбінату до ствола, пересуваються по підземному переходу, опалювальному в осіннє - зимовий період;
- 3) на повітряподавальному стволі струмінь повітря нагрівається калориферними пристроями до температури не менш  $+2^{\circ}\text{C}$ .

У виробітках 7 північної лави ухилу пл.  $m_5^{1b}$  г.450м середня температура повітря становить  $24^{\circ}\text{C}$ , що відповідає вимогам ПБ. Робітники, що працюють у лаві під час тривалих технологічних зупинок, можуть переохолоджуватися. Щоб уникнути переохолодження робітники повинні з лави виходити на штреки.

### Заходи щодо охорони навколишнього середовища

Продуктивність головного водовідливу шахти становить 250 м<sup>3</sup>/ч. Загальний річний приплив води по шахті становить 3500 тис. м<sup>3</sup>/рік.

Із цієї кількості води без очищення передається збагачувальній фабриці на технологічні цілі 700 тис. м<sup>3</sup>/рік й 200 тис. м<sup>3</sup>/рік використовується на виробничі цілі протипожежної служби.

Шахтна вода з головного водовідливу надходить на горизонтальний відстійник. З нього шахтна прояснена вода надходить на хлораторну, далі в пруд-отстойник і з нього вже скидається в ріку Бик.

У зв'язку зі значним вмістом зважених речовин у шахтній воді, головним чином мінерального походження, очищення води на шахті відбувається механічно, у відстійнику горизонтального типу.

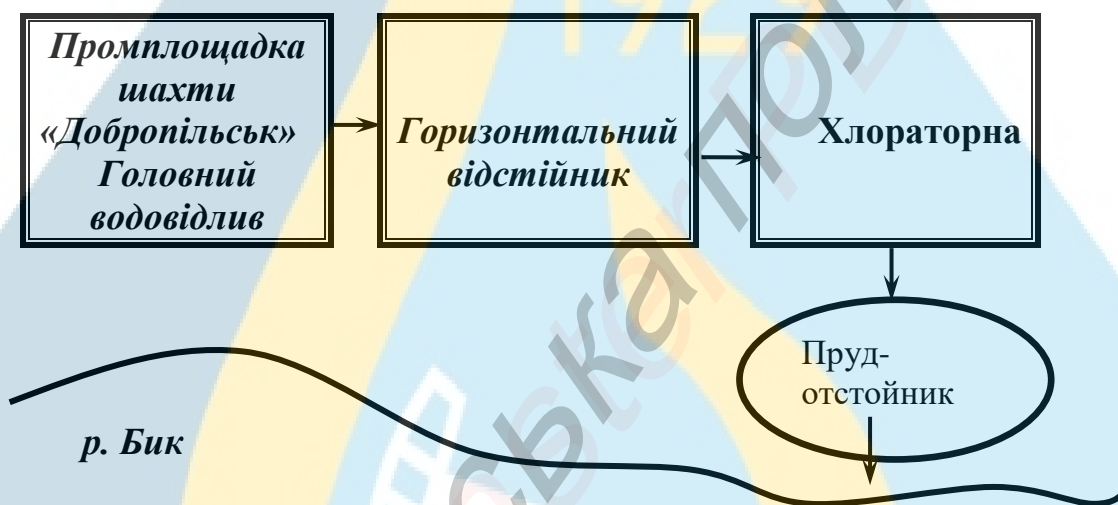


Рисунок 3.1 - Схема водовідведення шахти «Добропільська».

Робоча глибина відстійника  $H = 1,2$  м. Швидкість руху води: не більше 300 мм/хв. Час протікання шахтної води через горизонтальний відстійник – не менш 1 години. Робочий обсяг відстійника 200 м<sup>3</sup>. Довжина відстійника 20 м, ширина - 8 м.

Горизонтальний відстійник складається із двох секцій. Витрата води на одне відділення – 25 м<sup>3</sup>/с. Горизонтальна швидкість руху рідини по відстійнику – 2,4 м/хв. Час перебування води у відстійнику - 1 година. Відстійник являє собою басейн із двох паралельних відділень довжиною 20 м, розділених вертикальною стіною. Стіни й дно відстійника - залізобетонні. Вода надходить через гребінь лотка, розташованого в стіні. Відстійник обладнаний струмененапрямними дошками на початку й наприкінці відстійника, а також переливними трубами.

Хлораторна призначена для остаточного очищення шахтної води. У ній знешкоджуються токсичні домішки за допомогою хлору.

## 4. РОЗРОБКА СИСТЕМИ ДЕГАЗАЦІЇ ШАХТИ «ДОБРОПІЛЬСКА»

### 4.1. Постановка завдання проектування

Для підвищення безпеки гірничих робіт, збільшення навантаження на очисні вибої виїмкових ділянок, і, як наслідок поліпшення техніко-економічних показників роботи шахти в цьому дипломному проекті передбачається комплексна дегазація наступних джерел метановиділення:

1) - виробленого простору:

1.1-ізолюваний відвід метану за межі виїмкової ділянки за допомогою газовідсмоктувальної установки ВМЦГ-7 і трубопроводу діаметром 800 мм;

1.2-дегазація виробленого простору за допомогою перфорованих відростків труб, що залишаються у виробленому просторі;

2) - дегазація підроблюваної газонасиченої вуглепородної товщі за допомогою дегазаційних свердловин, пробурених з погашається вентиляційної вироблення назустріч очисного забою.

Для обґрунтування параметрів дегазації необхідно визначити:

1. параметри буріння дегазаційних свердловин, пробурених на зближені пласти;

2. метановидобуток дегазаційних свердловин;

3. концентрацію метану у відсмоктуваній метаноповітряній суміші (МВС);

4. параметри дегазаційного газопроводу.

### 4.2 Обґрунтування рішень

#### 4.2.1. Обладнання для здійснення дегазації

Для дегазації шахти застосовують водокільцеві вакуум-насоси ВВН2-150, технічна характеристика яких наведена в табл. 4.1.

В якості приводу вакуум-насосів дегазаційних установок застосовуються, електродвигуни у вибухобезпечному виконанні. Електродвигун повинен володіти запасом потужності, що становить приблизно 20-30% потужності, споживаної вакуум-насосом при його номінальній продуктивності. Електродвигун обладнується пристроєм для автоматичного відключення при аварійному перевантаженні.

Таблиця 4.1 – Технічна характеристика ВВН2-150

Тип вакуум-насоса	Номінальна продуктивність, м <sup>3</sup> /мин	Максимальний вакуум, %	Потужність електродвигуни, кВт	Скорість вращення, об/мин	Розміри, мм	Вага, кг	Завод-виготівник
-------------------	--	------------------------	--------------------------------	---------------------------	-------------	----------	------------------

ВВН2-150	150	85	250	985	2665x2180x2095	9490	Сумський насосний завод
----------	-----	----	-----	-----	----------------	------	-------------------------

Електрична пускова і захисна апаратура вакуум-насосних станцій вибирається і експлуатується відповідно до діючих інструктивних документів («Правила обладнання електроустановок», «Правила безпеки в газовому господарстві», «Технічні умови на монтажі приладів і засобів автоматизації» та ін.).

Вакуум-насосна станція обладнується трансформаторною підстанцією з двома трансформаторами.

Запірна і регулююча арматура, застосовувана на вакуум-насосних станціях, призначена для подачі газу споживачеві або для його відключення, для регулювання кількості видобувного і подається для використання газу, його тиску і напрямку руху. Газова арматура, її з'єднувальні частини і газопроводи розраховуються на умовний тиск, який встановлюється в залежності від робочого тиску.

Для забезпечення ефективної та безпечної роботи вакуум-Насосні станції обладнуються комплектом контрольно-вимірювальної та захисної апаратури. Для вимірювання витрати газової суміші, що витягується дегазаційної установкою, застосовуються витратоміри кільцевого типу ДК.

Для контролю концентрації метану у відсмоктуваному газі і забезпечення випереджаючого захисту застосовуються стаціонарні газоаналізатори АМТ-3.

Крім того, вакуум-насосна станція обладнується допоміжними пристроями до газоаналізаторів (блоки контролю і регулювання витрати і чистоти газової суміші, зниження вмісту вологи, очищення від агресивних домішок; фільтри; холодильник; електронні показують і самописні прилади), манометрами і вакуумметрами, термометрами, переносними вимірювачами концентрації і витрати метану та іншим допоміжним обладнанням і приладами.

#### **4.2.2. Заходи щодо збільшення концентрації метану в метаноповітряній суміші**

Для зменшення підсосів повітря в гирла дегазаційних свердловин, пробурені з виробок виїмкової ділянки застосовують механічні герметизатори ГДПМ. Впровадження ГДПМ підвищить концентрацію метану в метаноповітряній суміші, що дозволить використовувати каптований підземними свердловинами метан в шахтних котельнях (при концентрації метану в суміші 30% і більше).

ГДПМ-секції з металевих або пластмасових труб довжиною 2 м з ущільнювальними поролоновими манжетами довжиною 1 м попередньо стиснутими і закріпленими поліетиленовою плівкою (рис. 4.1 таблиця 4.2).

Після установки кондуктора свердловину бурять одним діаметром на проектну глибину, встановлюють герметизатор, послідовно розкривають манжети, розрізаючи плівку спеціальним пристроєм. Поролон, стиснутий в 3,0-4,0 рази, практично повітронепроникний і добре ущільнює затрубний простір.

Кількість ущільнювальних манжет має бути не менше двох. При більшій глибині герметизації і поганий захист свердловин від руйнування його слід збільшити до чотирьох.

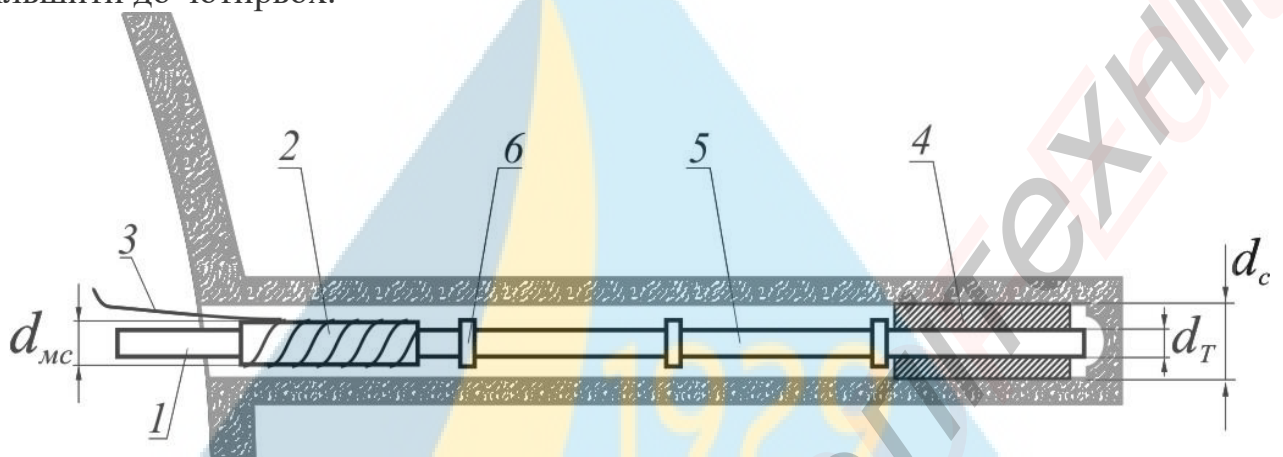


Рис.4.1. - Герметизатор дегазаційний (ГДПМ): 1 - опорна секція; 2 - ущільнювальна манжета (стиснута); 3 - тросик; 4 - ущільнювальна секція (розкрита); 5 - проміжна секція; 6 - муфта

Таблиця 4.2. – Характеристика герметизатора ГДПМ

Діаметр свердловини під обсадку, $d_c$ , мм	Діаметр обсадної труби $d_T$ , мм	Діаметр манжета, мм		Ступінь стиснення розкритої манжети <sup>1)</sup> , $P_{сж}$
		стиснутий $d_{mc}$	повністю розкритої, $d_{mp}$	
93	60	80	140	4,0
112	76	91	136	4,2
112	89	99	129	4,0
132	89	106	149	3,5
132	108	125	168	3,5

<sup>1)</sup> Ступінь стиснення розкритої манжети розраховують за формулою

$$P_{сж} = \frac{d_{mp} - d_T}{d_{mc} - d_T}$$

Після закінчення спорудження підземної свердловини особа, призначена технічним керівником шахти, перевіряє якість герметизації в присутності виконавця робіт. Перевірку здійснюють відповідно до додатка Ж [5] і оформляють актом, в якому відображають; відстань свердловини від очисного забою на момент перевірки, параметри свердловини, глибину і спосіб герметизації, результати вимірювання припливів повітря.

Акт підписує особа, яка проводила перевірку, Виконавець роботи та затверджує технічний керівник шахти,

#### 4.2.3. Заходи щодо зменшення протікання повітря на стиках магістральних і дільничних газопроводів

На дільничних газопроводах біля місць з'єднання їх з магістральними, а також

на всіх відгалуженнях від дільничного газопроводу необхідно встановити засувки.

Газопроводи підвішують до кріплення виробок так, щоб уникнути накопичення води і виключити пошкодження засобами транспорту. Дозволена прокладка дільничних газопроводів на опорах, встановлених на ґрунт у виробках з породами ґрунту, несхильними до спучування, за умови забезпечення вільного доступу до труб на всій їх довжині.

Дегазаційні труби з'єднують в шахті за допомогою фланців. Труби повинні витримувати тиск;

- 0,6 МПа при прокладанні газопроводу в горизонтальних і похилих виробках
- 1,6 МПа при прокладці у вертикальних виробках.

Для ущільнення фланцевих з'єднань застосовують паронітові або металеві прокладки. Внутрішній діаметр прокладки повинен бути на 2... 3 мм більше внутрішнього діаметра труби. Дозволено додаткове ущільнення фланцевих з'єднань синтетичними смолами, дозволеними до застосування в гірничих виробках відповідно до ДНАОП 1.1.30-1.01.

Труби газопроводу, прокладені в магістральних свердловинах, з'єднують встик зварюванням. Для збільшення міцності на зварні шви накладаються пластини або бандажі довжиною 150-200 мм.

Контроль стану газопроводу виконують шляхом огляду його не рідше одного разу на тиждень для виявлення місць припливів повітря і вигинів газопроводу, де можливе скупчення води. Виявлені недоліки необхідно негайно усунути.

При недостатній ефективності дегазації або низькому (менше 25%) вмісті метану в метаноповітряній суміші, яка видається з шахти, стан газопроводу оцінюють за результатами газовакуумної зйомки (додаток і [5]).

У місцях можливого скупчення води в газопроводах встановлюють водовідділювачі з ємністю збірного бака від 0,2 м<sup>3</sup> до 1,5 м<sup>3</sup> в залежності від добового припливу води. Якщо з дегазаційних свердловин виділяється вода, то на свердловині або групі свердловин встановлюється водовідділювач. Конструкція водовідділювача повинна виключати вихід метану через нього в вироблення (додаток к [5]).

#### **4.2.4 Ізольований відвід метану**

Метан, що відводиться за межі виїмкових ділянок повинен випускатися в вироблення з вихідної вентиляційної струменем після попереднього розбавлення його повітрям в змішувальній камері до норм ПБ.

Як джерело тяги приймаємо газовідсмоктуючий вентилятор ВМЦГ-7м.

На рис. 4.2 показана схема провітрювання виїмкової ділянки з відведенням метану з виробленого простору за межі ділянки по трубопроводах з використанням газовідсмоктуючої установки.

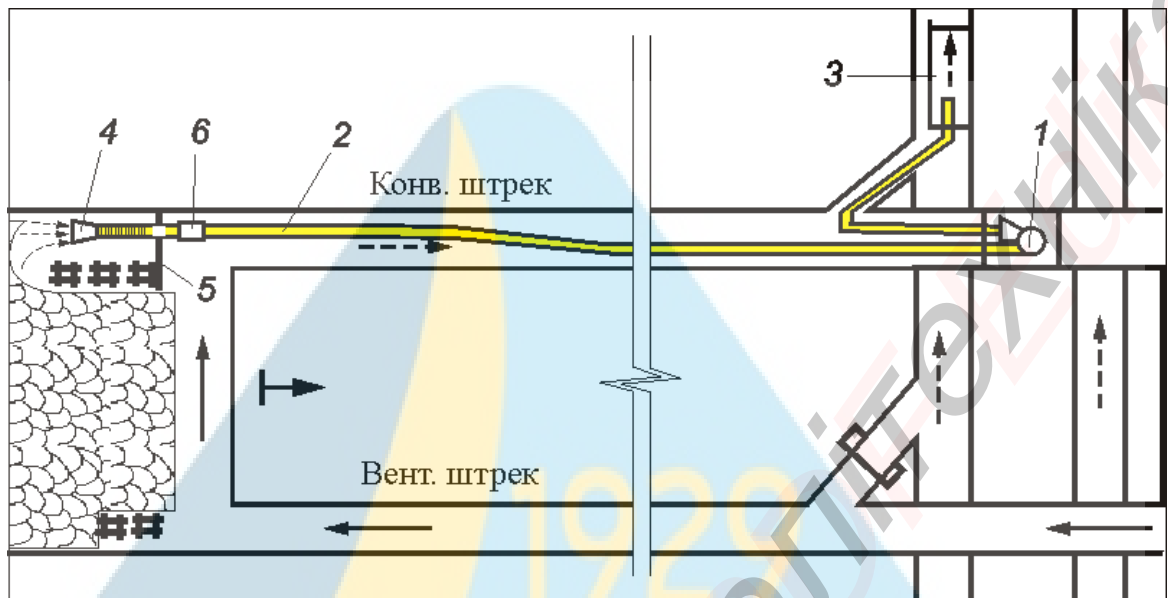


Рис. 4.2. - Схеми ізольованого відведення метану з погашаємого тупика вентиляційної виробки: 1 - вентилятор; 2-трубопровід; 3 - змішувальна камера; 4-всмоктуючий патрубок; 5-перемичка; 6-регулююче вікно

Відведення метану з виробленого простору при стовповій системі розробки (рис. 4.1) за допомогою газовідсмоктуючої установки проводиться по жорсткому трубопроводу діаметром 0,5-0,9 м. погашається тупик, довжина якого не повинна перевищувати 6 м, відділяється від вироблення дощатою перемичкою, оббитою матеріалом для вентиляційних труб. Перемичка переноситься через кожні 2-3 м посування очисного забою. До всмоктуючого кінця жорсткого трубопроводу приєднується гнучка гофрована труба або гнучка труба, армована металевими кільцями, довжиною 7-10 м і діаметром, рівним діаметру жорсткого трубопроводу. Труба закінчується патрубком, що має пристосування для підвіски його в виробленні. Вихідний отвір патрубка закривається металевою сіткою з розміром комірок 20x20 мм. Всмоктуючий патрубок розміщується у верхній частині простору штреку біля стінки, протилежної виходу з лави. Якщо кріплення сполучення (або кріплення виїмкового комплексу) не дозволяє завести в погашається частина вироблення трубопровід прийнятого діаметра, то газозбірна частина його може бути виконана з декількох гнучких труб діаметром 0,2-0,3 м зі всмоктуючими патрубками. Загальна площа перетину цих труб повинна бути дорівнює площі поперечного перерізу газовідвідного трубопроводу. Метан, що відсмоктується з виробленого простору, транспортується по трубопроводу до змішувальної камері, через яку випускається в загальну вихідну струмінь.

Трубопровід повинен бути зібраний з жорстких труб, виготовлених з матеріалів з поверхневим електричним опором не більше 3-108 Ом. Стики повинні бути ретельно ущільнені. Повороти трубопроводу виконуються плавно, радіусом не менше  $1,5 d_{тр}$ . На жорсткій частині трубопроводу проти вікна лави має бути влаштовано вікно площею  $0,2 \times 0,15 \text{ м}^2$ , що закривається засувкою. Вікно з засувкою служить для регулювання концентрації метану в трубопроводі шляхом подачі в нього додаткового повітря з вироблення. Концентрація метану в трубопроводі не повинна перевищувати 3,5 %.



Перед вікном на відстані 1,0-1,5 м в сторону глухого кута встановлюється заслінка, призначена для перекриття трубопроводу при зупинках газовідсмоктуючого вентилятора.

Кінець трубопроводу, через який випускається МВС, заводиться в змішувальну камеру і забезпечується коліном, що забезпечує вихід метану з трубопроводу під кутом 45° до напрямку основного вентиляційного потоку. Змішувальна камера являє собою частину вироблення, відшиту суцільною поздовжньою перегородкою з негорючого матеріалу. Довжина змішувальної камери 5-6 м, ширина не менше 1,5 м. вироблення в місці спорудження камери і на відстані 5 м в обидві сторони від неї повинна бути закріплена негорючим кріпленням. Вентилятор газовідсмоктуючої установки повинен розміщуватися в камері, провітрюваній свіжим струменем повітря і задовольняє вимогам ПБ, що пред'являються до електромашинних камер.

Якщо концентрація метану в газовідвідному трубопроводі за регульовальним вікном буде перевищувати 3,5%, то необхідно збільшити витрату повітря в трубопроводі за рахунок відкривання засувки вікна. Концентрація метану на виході з змішувача не повинна досягати 2% і більше.

Концентрація метану на виході з змішувача повинна також контролюватися стаціонарним автоматичним приладом. Датчик встановлюється проти змішувача в 2-3 м від нього у напрямку вентиляційного струменя, при цьому уставка датчика повинна бути 1,3 %.

### 4.3 Розрахунок параметрів

#### 4.3.1 Розрахунок необхідної ефективності дегазації

Середній дебіт метану у вихідному струмені ділянки з урахуванням нерівномірності його виділення повинен бути:

$$I_{исх.доп} = \left( \frac{Q_{исх}}{194} \right)^{1,16}$$

де  $Q_{исх}$  – витрата повітря у вихідному струмені, м<sup>3</sup>/хв;

$$Q_{исх} = Q_{пост} - Q_{тр} - Q_{свечи},$$

$Q_{пост}$  – витрати повітря, яке подається на ділянку, м<sup>3</sup>/хв;  $Q_{пост} = 1093,2$  м<sup>3</sup>/хв

$Q_{тр}$  – витрата газової суміші на всосі в газовідсмоктуючі труби, м<sup>3</sup>/хв;

$Q_{свечи}$  – витрата газової суміші, що витягується перфорованими відростками труб, що залишаються у виробленому просторі, м<sup>3</sup>/хв;

$Q_{тр} = 210$  м<sup>3</sup>/хв ;  $Q_{свечи} = 38$  м<sup>3</sup>/хв – за даними шахти ВТБ

Таблиця 4.3. - Очікуване метановиділення на виїмковій ділянці пласта  $m_4^0$

Планований видобуток, т/сут	Довжина лави, м	Очікуване метановиділення, м <sup>3</sup> /хв			
		Всього на ділянці	з пласта	з покрівлі	з підшви
1400	200	39	2,24	33,99	2,72

$$Q_{исх} = 1093,2 - 66,7 - 40 = 883,2 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$I_{исх.доп} = (883,2/194)^{1,16} = 55,8 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Дебіт метану в газовідвідному трубопроводі складе:

$$I_{mp} = \frac{Q_{mp} \cdot C_{mp}}{100},$$

$$I_{mp} = 0,01 \cdot 210 \cdot 3,5 = 7,35 \text{ м}^3/\text{мин}$$

де  $C_{mp}$  – допустима концентрація метану в трубопроводі, % (приймається рівною 3,5 %);

Отже, засобами дегазації необхідно каптувати:

$$I_{дег} = I_{уч} - I_{исх.дон} - I_{mp},$$

$$I_{дег} = 39 - 5,8 - 7,35 = 16,36 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Дебит метана, каптированного дегазационными скважинами:

$$I_{скв} = I_{кр} \cdot k_{д.скв}$$

де  $I_{кр}$  – метановиділення з покрівлі,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$k_{д.скв}$  – коефіцієнт ефективності дегазації свердловинами: для лав зі схемою вентиляції типу 3-В  $k_{д.скв} = 0,7$ ; для лав зі схемою вентиляції типу 1-М  $k_{д.скв} = 0,5$  (свердловини залишаються працювати у виробленому просторі)

$$I_{скв} = 33,99 \cdot 0,5 = 17,0 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$I_{скв} > I_{дег} \quad 17 > 16,36 \text{ – умова виконується}$$

Якщо умова не дотримується, дебіт метану у вихідній струмені більше допустимого:

$$I_{дег} = I_{уч} - I_{скв} - I_{mp} - I_{свечи},$$

$$I_{дег} = 39 - 17 - 7,35 - 9,5 = 5,17 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Для забезпечення планового навантаження на очисний забій витрата повітря у вихідному струмені повинен бути:

$$Q_{исх.р} = \frac{194 \cdot I_{дег}^{0,86}}{C - C_0},$$

де  $C$  – допустима згідно ПБ концентрація метану у вихідному струмені вентиляційної вироблення, %;

$C_0$  – концентрація газу в надходить на виїмковий ділянку вентиляційної струмені, %.

Якщо не буде забезпечений необхідний витрата повітря, що подається на ділянку, необхідно знизити навантаження на очисний забій так, щоб дебіт метану, що виділяється на ділянку, був не більше:

$$I_{уч} \leq \frac{I_{исх.дон}}{d_{нл} + d_{вн} (1 - k_{дег.общ})},$$

де  $d_{нл}$  и  $d_{вн}$  – частка метановиділення з пласта і виробленого простору у газовому балансі ділянки, частки од.;

$k_{дег.общ}$  – загальна ефективність дегазації покрівлі та виробленого простору

$$Q_{исх.р} = (194 \cdot 5,17^{0,86}) / (1 - 0,05) = 838,67 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$838,67 < 883,2$$

$$Q_{исх.р} < Q_{исх}$$

Отже, при даній ефективності дегазації джерел метановиділення буде забезпечений необхідний витрата повітря

$$k_{\text{дег.обш}} = \frac{I_{\text{скв}} + I_{\text{тр}} + I_{\text{свечи}}}{I_{\text{уч}}}$$

$$k_{\text{дег.обш}} = (17+7,35+9,5)/39 = 87 \%$$

Виконані розрахунки показують, що задана ефективність дегазації при планованому навантаженні і подачі повітря на ділянку забезпечує газову безпеку при відпрацюванні пласта  $m_4^0$ .

#### 4.3.2 Розрахунок параметрів дегазаційних свердловин

Основними джерелами метану на виїмковій ділянці є розроблювані вугільні пласти і породи, метановиділення з яких становить 87% загального дебіту на ділянці. Тому це джерело має бути дегазоване в першу чергу.

При дегазації в період експлуатації шахт згідно стандарту [5] параметри свердловин встановлюються дослідним шляхом на основі даних про фактичну ефективність дегазації в конкретних гірничо-геологічних умовах розробки вугільних пластів.

Положення свердловини визначається трьома параметрами [5] згідно рис. 4.3:

$l_c$  – довжина свердловини, м;

$\beta$  – кутом між свердловиною і горизонтальною площиною, град;

$\varphi$  – кутом між проекцією свердловин на горизонтальну площину і перпендикуляром до осі вироблення в тій же площині, град.

У стандарті [5] для визначення параметрів дегазаційних свердловин, пробурених попереду очисного вибою розрахункова формула дається для кута нахилу свердловини  $\beta$ , а довжина свердловини  $l_c$  приймається по таблиці в залежності від їх кількості і потужності міжпластя.

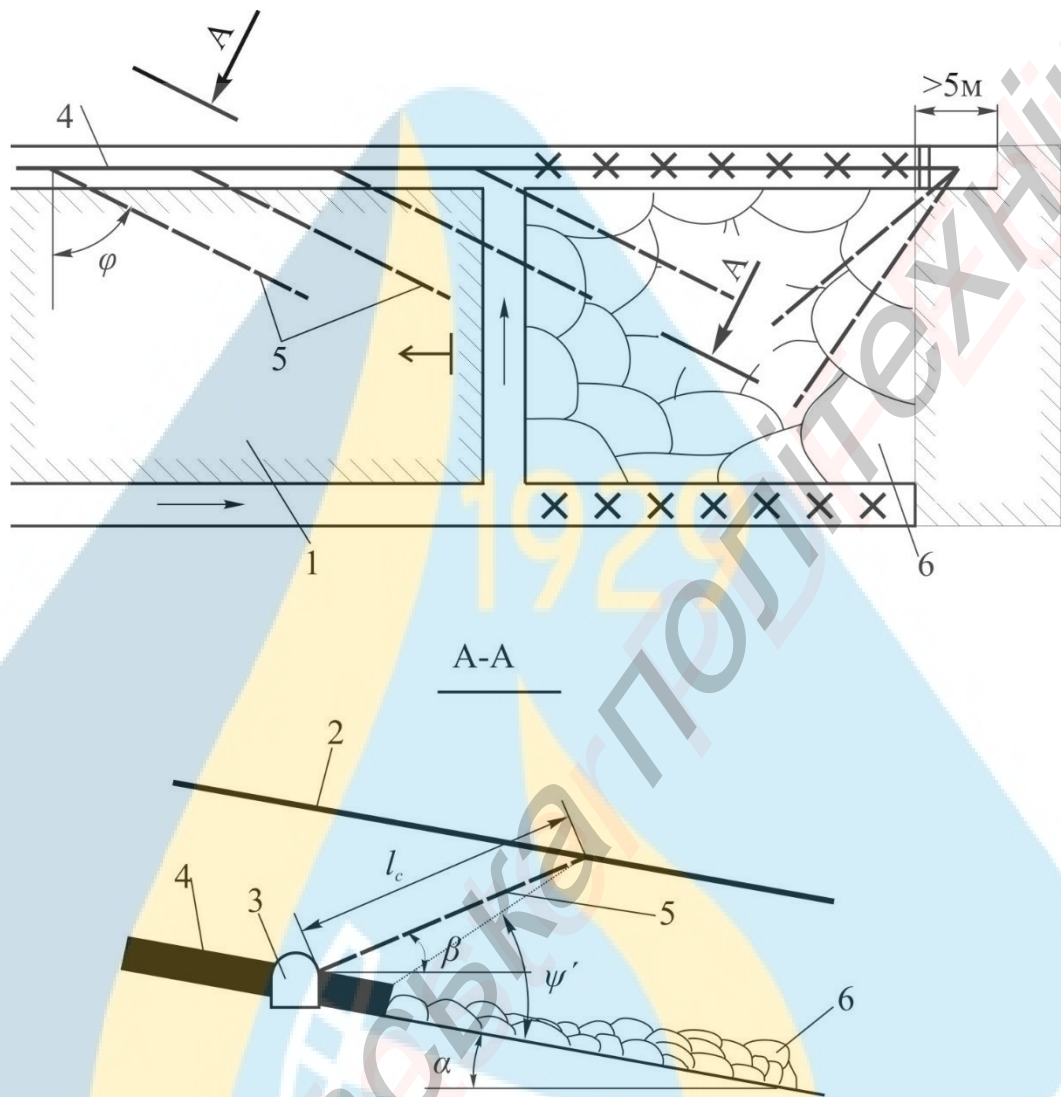


Рис. 4.3. - Схема дегазації підроблюваного пласта свердловинами, пробуреними назустріч очисного вибою і над монтажною виробкою: 1-пласт, що розробляється; 2-пласт, що підробляється; 3-вентиляційний штрек; 4-газопровід; 5-дегазаційна свердловина;  $l_c$ - довжина свердловини;  $\psi'$  і  $\alpha'$  - проєкції кутів розвантаження порід покрівлі та залягання пласта на площину, яка проходить через вісь свердловини;  $\beta$ - кут нахилу свердловини до горизонту;  $\varphi$  - кут повороту свердловини

Кут розвороту  $\varphi$  для умов Донбасу рекомендується приймати в діапазоні  $60 \leq \varphi \leq 70^\circ$ , керуючись зручністю положення верстата у виробленні

Приймаємо кінцевий діаметр свердловини  $d_c = 0,076$  м, глибину герметизації  $l_2 = 10$  м, відстань між свердловинами  $r_c = 15$  м.

Виходячи з відстані між розроблюваним пластом і найбільш потужним з підроблюваних пластів, вибираємо по таблиці В.1 стандарту [5] довжину свердловин такої, щоб одночасно працювали дві-три свердловини, враховуючи, що зі збільшенням довжини зростає тривалість ефективної роботи свердловини.

При відстані до зближеного пласта 50 м приймаємо довжину свердловини рівною 120 м, при цьому кількість одночасно працюючих свердловин  $n_c = 3$ .

Визначаємо кут нахилу свердловини до горизонту за формулою:

$$\beta = 2 \arctg \frac{l_c - \sqrt{l_c^2 (1 + r^2 \operatorname{tg}^2 \alpha) - \frac{M^2}{\cos^2 \alpha}}}{\frac{M}{\cos \alpha} \pm l_c r \cdot \operatorname{tg} \alpha},$$

де  $r = \cos \varphi$  – при бурінні свердловин з виробітку, пройденої по простяганню пласта;

$r = \sin \varphi$  – при бурінні свердловин з виробітку, пройденої по повстанню (падінню) пласта;

$M$  – найменша відстань від місця буріння свердловини до пласта, на який бурять свердловину, м.

Верхній знак «+» або «-» приймається при бурінні свердловини по повстанню пласта, нижній - по падінню пласта.

Приймаємо  $\varphi = 65$  град.

Оскільки буріння свердловин здійснюється з виробітку, пройденої по простяганню пласта  $r = \cos(65) = 0,422$

$$\beta = 2 \arctg \frac{120 - \sqrt{120^2 (1 + 0,422^2 \operatorname{tg}^2 10) - \frac{50^2}{\cos^2 10}}}{\frac{50}{\cos 10} - 120 \cdot 0,422 \cdot \operatorname{tg} 10} = 29,2 \text{ град.}$$

Дегазація покрівлі проводиться свердловинами, пробуреними з вентиляційного штрека назустріч очисного забою. Свердловини буряться з камери з розворотом на очисний забій з параметрами, зазначеними в таблиці 3.4. Параметри свердловин визначені відповідно до рекомендацій для даних гірничо-геологічних умов, розроблених МакНИИ.

Таблиця 4.4. - Параметри дегазаційних свердловин, пробурених на підроблювані пласти

Параметри	Значення
Розворот від осі штрека, град	65
Нахил до горизонту, град	29,2
Довжина, м	120
Кінцевий діаметр, мм	0,076
Глибина обсадки, м	10
Інтервал буріння, м	15

Ефективність дегазації даним способом згідно стандарту [5] становить 50 %.

Визначаємо середню відстань  $h_{cp}$  у метрах від кінців непорушених частин свердловин до покрівлі розроблюваного пласта (непорушеною частиною бурової свердловини в умовах буріння назустріч очисному забою вважається її частина від гирла до перетину площиною розвантаження порід над виробленим простором з боку очисного вибою) за формулою:

$$h_{cp} = 3 \cdot m_g + 0,5 \cdot M, \text{ м}$$

де  $m_g$  – виймаєма потужність пласта, м

$$h_{cp} = 3 \cdot 1,3 + 0,5 \cdot 50 = 28,9 \text{ м}$$

Визначимо орієнтовна кількість метаноповітряної суміші надходить в дегазаційний трубопровід.

Витрата МВС на виїмковій ділянці визначається за формулою

$$Q = I_{скв} + Q_{но}, \text{ м}^3/\text{хв}$$

де  $I$  – витрата каптіруемого метану на виїмковій ділянці,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$Q_{но}$  – підсоси повітря в свердловини на ділянці,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ,

$$Q_{но} = n_c A \exp\left(-b' \frac{h_{cp}}{m_g}\right) B^f,$$

де  $n_c$  – кількість дегазаційних свердловин на  $j$ -м виїмковій ділянці

$A$ ,  $b'$ ,  $f$  – емпіричні коефіцієнти, що приймаються за [5];

$B$  – розрідження в гирлі свердловини, мм рт. ст. приймаємо рівним 50 мм рт. ст

$$Q_{но} = 3 \cdot 0,73 \cdot \exp(-0,2 \cdot (28,9/1,3)) 50^{0,56} = 14,15 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Концентрацію метану в метановоздушній суміші, каптіруемой дегазаційними свердловинами визначається за формулою

$$C_{скв} = 100 \cdot \frac{I_{скв}}{Q_{скв}} = 100 \cdot \frac{I_{скв}}{Q_{н.о} + I_{скв}}, \%$$

$$C_{скв} = 100 \cdot 17 / (14,15 + 17) = 54,57 \%$$

#### 4.3.3 Розрахунок параметрів і режиму дегазації відростками газопроводу

Розрахунок параметрів і режиму дегазації відростками газопроводу проводять в наступному порядку.

Визначаємо дебіт метану  $I_{необх}$  в метрах кубічних в хвилину, який необхідно каптувати для досягнення потрібної ефективності дегазації виробленого простору за формулою:

$$I_{необх} = I_{в.н.} \cdot k_{дег.в.н.}$$

де  $k_{дег.в.н.}$  – коефіцієнт необхідної ефективності дегазації виробленого простору (див. таблицю 6 [5]);  $k_{дег.в.н.} = 0,6$ ;

$I_{в.н.}$  – дебіт метану, що надходить у вироблений простір зі зближених пластів і порід,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .  $I_{в.н.}$  визначають за формулою:

$$I_{в.н.} = I_{кр.} (1 - k_{дег.кр.}) + I_n (1 - k_{дег.в.н.})$$

де  $I_{кр.}$  и  $I_n$  – очікуване метановиділення з покрівлі та ґрунту, визначене відповідно з ДНАОП 1.1.30-609,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$k_{дег.кр.}$  та  $k_{дег.в.н.}$  – визначимо орієнтовна кількість метано-повітряної суміші надходить в дегазаційний трубопровід. Витрата МВС на виїмковій ділянці визначається за формулою 3,4 [5]).

$$I_{в.н.} = 33,99 \cdot (1 - 0,5) + 2,72 \cdot (1 - 0) = 19,72 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$I_{необх} = 19,72 \cdot 0,6 = 11,83 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Знаходимо відстань  $X$  в метрах від очисного вибою до місця у виробленому просторі, де виконується умова  $I_{необх} = I_X$

$$I_X = I_{e.n.} \left( \frac{X}{L} + 1 \right) \cdot \exp \left( - \frac{X}{L} \right)$$

де  $L$  – відстань від очисного вибою, на якому спостерігається максимальне виділення метану з зближених пластів, м.  $L$  визначається за формулою:

$$L = 9 + 0,81 \cdot M_{cp},$$

де  $M_{cp}$  – середньозважена відстань до підроблюваних пластів, які залягають не далі  $M_p$  від розроблюваного. Визначають за формулою В.5 стандарту [5].

$$L = 9 + 0,81 \cdot 58,25 = 56,18 \text{ м}$$

За допомогою функції «Підбір параметра» додатка Microsoft Excel визначаємо значення  $X$ , при якому виконується умова  $I_{необх} = I_X$   $X = 77,3$  м.

$$I_X = 19,72 \cdot \left( \frac{77,3}{56,18} + 1 \right) \cdot \exp \left( - \frac{77,3}{56,18} \right) = 11,83 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Визначають витрата метано-повітряної суміші  $Q_c$  в метрах кубічних на хвилину, який необхідно каптованого, і зміст, в ньому метану  $C_x$  у відсотках за формулами:

$$Q_c = I_X + Q_{воз.x},$$

де  $Q_{воз.x}$  – витрата повітря у виробленому просторі на відстані  $X$  від очисного вибою,  $\text{м}^3/\text{хв}$ , який визначають за формулою:

$$Q_{воз.x} = \left( 1 - \frac{1}{k_{воз.n}} \right) \cdot Q_{уч} \cdot \exp \left( (0,3 \cdot \bar{f} - 4) \cdot 10^{-2} \cdot X \right)$$

$k_{воз.n}$  – коефіцієнт втрат повітря через вироблений простір. Визначається експериментально або визначається відповідно до ДНАОП 1.1.30-6.09; приймаємо  $k_{воз.n} = 1,4$ ;

$Q_{уч}$  – витрата повітря, що подається на виїмкових ділянку,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$\bar{f}$  – середньозважений по потужності коефіцієнт міцності порід покрівлі (по проф. М.М. Протодьяконову) в межах восьми потужностей виїмаемого пласта (визначається відповідно до ДНАОП 1.1.30-6.09);

$$\bar{f} = \frac{f_{n.c} \sum m_{n.c} + f_{z.c} \sum m_{z.c}}{\sum m_{n.c} + \sum m_{z.c}}$$

де  $f_{n.c}, f_{z.c}$  – коефіцієнти фортеці відповідно глинистих сланців (аргиліт), піщаних сланців (алевроліт)

$\sum m_{n.c}, \sum m_{z.c}$  – сумарна потужність відповідно глинистих сланців (аргиліт), піщаних сланців (алевроліт), м

$$\bar{f} = \frac{3 \cdot 8,5 + 4 \cdot 3,5}{8,5 + 3,5} = 3$$

$$Q_{воз.x} = (1 - 1/1,4) \cdot 1093,2 \cdot \exp \left( (0,3 \cdot 3) \cdot 10^{-2} \cdot 77,3 \right) = 28,4 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$Q_c = 11,83 + 28,4 = 40,26 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$C_x = \frac{100 \cdot I_x}{Q_c}$$

$$C_x = 100 \cdot 11,83 / 40,26 = 29,4 \%$$

Визначають необхідну подачу метаноповітряної суміші  $Q_H$  в метрах кубічних на хвилину вакуум-насосами з урахуванням підсосів повітря в газопровід, тип і кількість насосів ( $n_n$ )

$$Q_H = Q_c + 10^{-3} \cdot l_2$$

де  $l_2$  – довжина газопроводу, м

$$Q_H = 40,26 + 0,001 \cdot 3800 = 44,06 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$n_n = \frac{K_1 + K_2 \cdot Q_H}{350}$$

Для насосів ВВН-50  $K_1 = 38$ ;  $K_2 = 14,4$ .

Для насосів ВВН 2-150  $K_1 = 10$ ;  $K_2 = 5,0$ .

$$n_n = (10 + 5 \cdot 44,06) / 350 = 0,66$$

приймаємо  $n_n = 1$  ВВН 2-150

Приймаємо найближче ціле число вакуум-насосів  $n_n$ .

Тиск у всмоктуючому патрубку вакуум-насоса  $P_6$  в міліметрах ртутного стовпа уточнюємо за формулою:

$$P_6 = K_1 + \frac{K_2 \cdot Q_H}{n_n}$$

$$P_6 = 10 + (5 \cdot 44,06) / 1 = 230,3 \text{ мм рт. ст.}$$

Питомі втрати тиску в газопроводі  $\Delta P_{y\partial}$  в міліметрах ртутного стовпа визначають за формулою:

$$\Delta P_{y\partial} = \frac{760 - P_6}{1,1 \cdot l_2}$$

$$\Delta P_{y\partial} = \frac{760 - 230,3}{1,1 \cdot 3800} = 0,1267 \text{ мм рт. ст.}$$

Діаметр труб  $d_2$  в метрах визначається за формулою:

$$d_2 = 0,04 \cdot \left( \frac{Q_H^2}{\Delta P_{y\partial}} \right)^{0,188}$$

$$d_2 = 0,04 \cdot \left( \frac{44,06^2}{0,1267} \right)^{0,188} = 0,245 \text{ м}$$

Приймаємо  $d_2 = 0,325$  м

#### 4.3.4 Розрахунок параметрів і режиму дегазації відростками газопроводу, що встановлюються у міру посування очисного забою

Витрата метаноповітряної суміші, який необхідно каптувати відростками газопроводу для досягнення необхідної ефективності дегазації, і діаметр газопроводу, який з'єднує відростки з вакуум-насосною станцією (ВНС) визначені в п. 3.3.3.

Визначаємо тиск метаноповітряної суміші в газопроводі  $P_2$  в міліметрах ртутного стовпа у місця установки відростка, найближчого до очисному забою, за формулою:



$$P_2 = \sqrt{P_6^2 + \frac{4,8 \cdot 10^{-5} \cdot l_2 \cdot Q_H^2}{d_2^{5,33}}}$$

$$P_2 = \sqrt{230,3^2 + \frac{4,8 \cdot 10^{-5} \cdot 3800 \cdot 44,06^2}{0,325^{5,33}}} = 441,05 \text{ мм рт.ст.}$$

Визначаємо еквівалентний діаметр  $d_{\text{э}}$  в метрах сукупності відростків, з'єднаних з газопроводом, при якому забезпечується необхідний витрата метаноповітряної суміші за формулою:

$$d_{\text{э}} = \left( \frac{4,8 \cdot 10^{-5} \cdot l_{\text{э.г}} \cdot Q_c^2}{P_{\text{в.н}}^2 - P_2^2} \right)^{0,188}$$

де  $l_{\text{э}}$  - довжина газопроводу, з яким пов'язані відростки, м;

$P_{\text{в.н}}$  - тиск метаноповітряної суміші у виробленому просторі на глибині вентиляційної виробки ( $H$ ), мм рт.ст.  $P_{\text{в.н}}$  розраховується за формулою:

$$P_{\text{в.н}} = 760 \cdot (1 + 1,17 \cdot 10^{-4} \cdot H).$$

$$P_{\text{в.н}} = 760 \cdot (1 + 1,17 \cdot 10^{-4} \cdot 450) = 800 \text{ мм рт.ст.}$$

$$d_{\text{э}} = \left( \frac{4,8 \cdot 10^{-5} \cdot 90 \cdot 40,26^2}{800^2 - 441,05^2} \right)^{0,188} = 0,125 \text{ м}$$

Газопровід з приєднаними до нього відростками являє собою систему відрізків труб, з'єднаних послідовно і паралельно (рис. 4.4).

Підбираємо діаметр відростків таким, щоб еквівалентний діаметр системи труб дорівнював необхідному, шляхом розрахунку еквівалентних діаметрів послідовно з'єднаних труб.

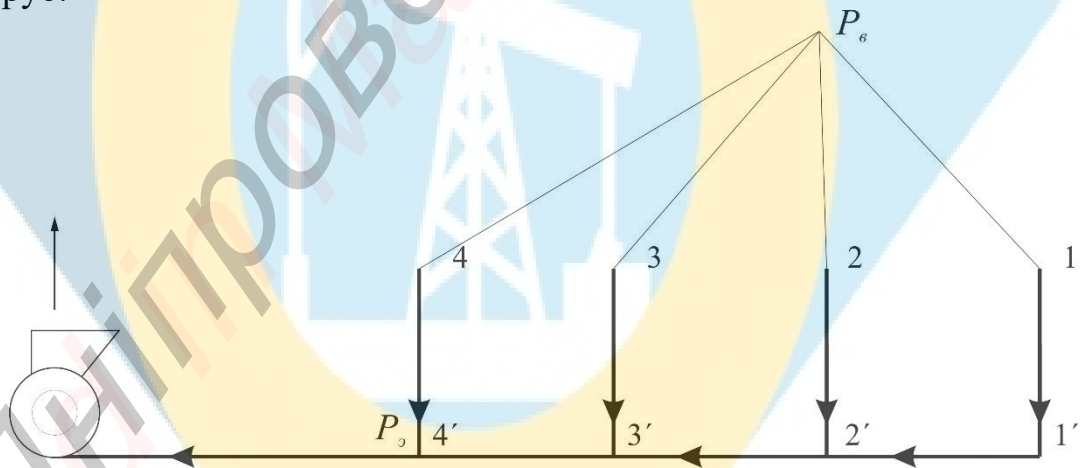


Рис. 4.4. - Схема з'єднання перфорованих відростків газопроводу

При послідовному з'єднанні еквівалентний діаметр  $d_{\text{э.н}}$  в метрах визначають за формулою:

$$d_{\text{э.н}} = \left( \frac{(d_{\text{нп.к-1}} \cdot d_2) \cdot (l_{\text{к-1}} + l_{\text{к}})}{l_{\text{к-1}} \cdot d_2^{5,33} + l_{\text{к}} \cdot d_{\text{нп.к-1}}} \right)^{0,188}$$

де  $k$  – порядковий номер відростка газопроводу;  $d_{np.k-1}$  – еквівалентний діаметр паралельного з'єднання на ділянці труби, що передує ділянці, для якого визначається еквівалентний діаметр, м;  $d_2$  – діаметр газопроводу, м;  $l_{k-1}$  – довжина газопроводу перед (по ходу метаноповітряної потоку) ділянкою, для якого розраховують еквівалентний діаметр, м;  $l_k$  – довжина ділянки газопроводу, з'єданого послідовно з системою труб, для якого раніше визначений еквівалентний діаметр (відстань між відростками газопроводу), м.

Розрахунок проводимо для діаметра відростків ( $d_{o,z}$ ) і інтервалу газопроводу між ними ( $l_k$ ) відповідно до табл.Е.1 стандарту [5]. При цьому за еквівалентну довжину газопроводу ( $l_{o,z}$ ) приймаємо рівній  $X$ , а кількість відростків  $n_{o,z}$  визначають за формулою:

$$n_{o,z} = \frac{X}{l_k}.$$

Приймаємо  $l_k = 30$  м, тоді  $d_{o,z} = 0,1$  м.

$$n_{o,z} = 77,3/30 = 2,57$$

приймаємо  $n_{o,z} = 3$

#### 4.4 Організація робіт по проведенню дегазації підроблюваних пластів і виробленого простору

Дегазаційні свердловини бурять з камер або безпосередньо з виробок. Камери повинні бути без дверей. Ширина входу в камеру повинна дорівнювати ширині камери. Камери повинні провітрюватися. Схема споруди камери приведена на аркуші 4.

Видалення бурового шламів здійснюють за допомогою води, глинистих розчинів або стисненим повітрям.

При бурінні дегазаційних свердловин здійснюють безперервний контроль вмісту метану.

У разі підвищення вмісту метану у виробці буріння припиняють і приєднують свердловину до газопроводу.

Буріння свердловини до проектної глибини здійснюють за умови відведення метану в газопровід допомогою спеціального пристрою ГУБС (герметизатор гирла свердловини), випробуваного МакНІІ і допущеного до застосування в установленому порядку.

Буріння дегазаційних свердловин проводять в наступному порядку:

- 1) буріння свердловини на глибину обсадки;
- 2) обсадка свердловини з герметизацією затрубного простору;
- 3) підключення свердловини до дільничного газопроводу;
- 4) буріння на проектну глибину.

Герметизація забезпечується за допомогою механічних герметизаторів ГДПМ (рис. 4.1).

Після закінчення спорудження підземної свердловини особа, призначена головним інженером шахти, перевіряє якість герметизації в присутності виконавця робіт.

На кожній діючій системі дегазації свердловині необхідно встановити засувку, пристрій для вимірювання витрати, метаноповітряної суміші, розрідження і змісту в ній метану і, в разі надходження зі свердловини води - водовіддільник.

Устя використаних і відключених від газопроводу свердловин повинні бути перекриті металевими заглушками з прокладками з важкогорючих матеріалу.

Дегазаційні свердловини не приєднують до газовідвідного трубопроводу. Щоб забезпечити потрібну розрідження в їх гирлах, метан з свердловин відводять окремим трубопроводом.

Кріплення вироблення в місці розташування всмоктуючого кінця труби на довжині не менше 5 м підсилюють вогнищами і ремонтинами, перемичку ретельно ущільнюють.

Перед перемичкою на прямолінійній ділянці труби. Влаштовують пункт контролю витрат метаноповітряної суміші і змісту в ній метану.

У разі можливого порушення герметичності газовідвідного трубопроводу (при наявності порід ґрунту, схильних до спучування), на ньому треба передбачити трійники для приєднання додаткових відростків на відстані від 30 м до 50 м. Відростки приєднують до основної труби в разі падіння вмісту метану в відсмоктуваній метаноповітряній суміші. Така конструкція дає можливість виключити відсмоктування метаноповітряної суміші поблизу очисного забою, в місцях з низьким вмістом метану.

#### **4.5. Техніка безпеки при обслуговуванні ВНС**

Будинки й спорудження ВНС повинні відповідати вимогам Сніп і бути забезпечені грозозахистом I категорії.

Стаціонарні ВНС повинні бути обладнані стаціонарними приладами для виміру розрідження, тиску, температури, витрати газу, що всмоктується, і змісту в ньому метану.

У кожній ВНС повинне бути два переносних газоаналізатори: робітник і резервний.

У машинному залі й приміщенні контрольно-вимірювальних приладів повинні встановлюватися автоматичні прилади контролю змісту метану, що видають команду на включення звукової й світлової сигналізації машиністові ВНС при змісті метану 1 % і більше.

Схема газопроводів у наземних ВНС повинна забезпечувати можливість відводу газу в атмосферу як при працюючих, так і при зупинених вакуум-насосах. Кінець труби для випуску газу в атмосферу повинен перевищувати верхній рівень даху ВНС на 2 м.

Резервуар для води, що надходить із вакуум-насосів, повинен мати перекриття з витяжною трубою, виведеної вище його на 3 м, а у випадку розміщення резервуара в приміщенні - вище верхнього рівня даху ВНС на 2 м.

Забороняється виконання зварювальних й автогенних робіт у приміщеннях ВНС і на їхніх територіях. В окремих випадках з дозволу територіального органу Служби зазначені роботи можуть вироблятися з дотриманням вимог Правил безпеки у вугільних шахтах і при виконанні наступних додаткових заходів обережності:

а) вакуум-насоси повинні бути зупинені після того, як вони пророблять не менш 5 хв по відсмоктуванню повітря;

б) повинна бути включена примусова вентиляція;

в) у приміщеннях ВНС повинне безупинно контролюватися зміст метану за допомогою автоматичних приладів.

При підвищенні змісту метану в приміщенні до 0,5 % зварювальні роботи проводити забороняється.

Перед кожним пуском вакуум-насосів повинні бути виконані міри, що запобігають наявності вибухонебезпечної газової суміші у внутрішній порожнині вакуум-насоса.

Забороняється паління й застосування відкритого вогню в приміщенні ВНС і на її території. Усередині приміщень повинні перебувати первинні засоби пожежогасіння: вогнегасники - по 2 шт.; пісок - по 0,2 м<sup>3</sup>. Зовні приміщення ВНС і на огорожі повинні бути вивішені попереджувальні плакати: «Небезпечно: метан!», «Вхід стороннім заборонений!», «Курити строго забороняється!».

Опалення ВНС може бути паровим, водяним або електричним із застосуванням нагрівальних приладів у вибухобезпечному виконанні.

ВНС повинні бути забезпечені телефонним зв'язком. При використанні газу, що витягає, для опалення котельні між ВНС і котельнею повинна бути прямий телефонний зв'язок.

У машинному залі ВНС повинні бути вивішені затверджені технічним керівником підприємства схеми електропостачання агрегатів, комутації газопроводів і водопроводів на ВНС, інструкції з пуску, зупинці вакуум-насосів і по безпечному обслуговуванню ВНС, виписка із плану ліквідації аварій.

Дегазаційні установки, за винятком автоматизованих, повинні обслуговуватися черговим машиністом. Забороняється використати чергового машиніста на інших роботах.

Забороняється зупинка ВНС на строк більше 30 хв без дозволу технічного керівника шахти.

Показання контрольно-вимірювальних приладів ВНС повинні зніматися не рідше трьох разів у зміну й заноситися в Журнал контролю роботи ВНС. Інтервал зняття показань - 2 години.

При аварії у виробці, у якій приділяється газ, що витягає підземної ВНС, робота вакуум-насосів повинна бути припинена.

У випадку пожежі викидається в атмосферу метаноповітряна суміш і необхідно перекривається засувка на усмоктувальному газопроводі й зупиняється вакуум-насос.

Перед пуском вакуум-насоса повинна бути забезпечена продувка водороздільника й вакуум-насоса повітрям не менш 5 хв.

Газопроводи повинні оглядатися не менш чим один раз у тиждень. Виявлені нещільності й вигини газопроводу, де можливе скупчення води, повинні негайно усуватися. Результати огляду газопроводів заносяться в Журнал огляду й ремонту дегазаційних газопроводів.

## 5. ЕКОНОМІЧНІ УМОВИ ТА НАСЛІДКИ РЕАЛІЗАЦІЇ ПРОЕКТА

### 5.1. Планування об'ємів видобутку вугілля по шахті

Обсяг видобутку вугілля по шахті встановлюється на підставі виконаних раніше детальних розрахунків по проектованій виймальній ділянці. Видобуток вугілля з підготовчих вибоїв приймається по фактичним даним. Результати розрахунку обсягу видобутку вугілля по шахті зводимо до табл. 5.1.

Таблиця 5.1. – Видобуток вугілля з очисних та підготовчих вибоїв

Вибій	Видобуток вугілля, т			За місяць
	За добу			
	плановий	по нормативу	встановлена	
5 півн. лава пл. m <sub>4</sub> <sup>0</sup>	950	950	1000	25000
5 півд. лава пл. m <sub>4</sub> <sup>0</sup>	850	800	860	21500
7 півд. лава пл. m <sub>5</sub> <sup>1в</sup>	1050	1050	1100	27500
Підготовчі вибої	250	250	300	7500
Разом:				81500

### 5.2. Розрахунок чисельності працюючих шахти

В стовпчик 2 таблиці заносяться данні повного штата працюючих шахти, які приймаються по даним статистичної звітності. Чисельність працівників на очисних та підготовчих роботах визначається у відповідних розділах. По іншим процесам кількість робітників змінюється зі зміненням видобутку вугілля та визначається як приведена чисельність.

Результати розрахунку чисельності трудящих по шахті для реконструкції (доробки запасів) зводимо до табл.5.2.

Таблиця 5.2. – Чисельність працюючих шахти

Категорія працюючих	Чисельність працюючих шахти, чол.				
	по плану шахти	приведена до	скорочення	збільшення	по проекту
Чисельність усього персоналу по шахті	3527	3899	77	-	3822
У тому числі:					
Промислово-виробничий персонал	3422	3236	77	-	2979
З них:					
Робітників по видобутку	2199	1876	39	-	1837
У тому числі:					
ГРОЗ	639	274	25	-	249
Прохідників	294	226	10	-	216
Робітників на підземному транспорті	268	298	30	-	268
На утриманні і ремонті виробок	248	275	-	-	275
Інші:	1248	1144	4	-	1140
Поверхневі	201	226	8	-	218
ІТР	382	424	-	-	424
Службовці	124	137	-	-	137

### 5.3. Розрахунок показників продуктивності праці на вихід та за місяць

Продуктивність праці визначається в натуральному численні по чотирьох основних категоріях працюючих шахти. Продуктивність праці на вихід розраховується діленням планового добового видобутку по шахті на явочний штат відповідної категорії працюючих, а місячна продуктивність праці – діленням планового місячного видобутку на списочний состав.

Результати розрахунку показників по продуктивності зводимо до табл. 5.3.

Таблиця 5.3. – Розрахунок показників продуктивності праці

Категорія працюючих	Видобуток вугілля, т		Штат, чол		Продуктивність труда, т	
	за добу	за місяць	явочний	списочний	на вихід	за місяць
ГРОЗ	2960	74000	201	249	15,72	297,2
Підземні робітники	3260	81500	2098	2380	1,65	34,24
Робітники по видобутку	3260	81500	1653	1837	2,07	59,88
Трудящих по шахті	3260	81500	2473	2598	1,41	31,37

### 5.4. Визначення господарсько-розрахункового доходу шахти

Дохід від реалізації продукції:

$$B = C_{\text{опт}} * D_{\text{пр}}^r, \text{ грн}$$

де  $B$  – дохід від реалізації шахти, грн

$C_{\text{опт}}$  – відпускна ціна 1 т вугілля по проекту, грн/т

$D_{\text{пр}}^r$  – річна потужність шахти по дипломному проекту, т

Загальна сума валового доходу шахти

$$B_d = B - 3_m^{\text{пр}}$$

де  $B_d$  – загальна сума валового доходу шахти, грн

$3_m^{\text{пр}}$  – розрахункова сума матеріальних витрат шахти, у відповідності з рішенням проекту, грн.

Сума матеріальних витрат визначається по формі табл. 5.4.

Таблиця 5.4. – Розрахунок проектних витрат

Елементи витрат	Витрати на річний видобуток, тис. грн.		Відхилення витрат		Проектні витрати на 1 т вугілля, грн/т
	фактично за 2018 рік	приведені до проектного видобутку	зменшення (-)	збільшення (+)	
1. Матеріали	19132	18798	334	-	136,2
2. Паливо	1577	1577	-	-	36,57
3. Електроенергія	9621	9566	55	-	25,6
4. Амортизація основних фондів	8658	8802	-	144	23,7
5. Інші грошові витрати	10958	10985	-	-	68,3
6 Адміністративні витрати	5095	4884	211	-	13,7
7. Витрати на збут	818	818	-	-	3,62
Повна собіваритість	116384	119121	-	2737	307,69

## 5.5. Аналіз техніко-економічних показників проекту

Таблиця 5.5. – Техніко-економічні показники шахти

Показники	Одиниця виміру	Значення показників			
		Фактично по шахті	по проекту	відхилення від проекту	
				абсолютне	в %
1. Проектна потужність шахти: річна добова	тис. т. т	1000 3140	1020 3340	20 200	2
2. Режим роботи шахти: кількість робочих днів кількість змін з видобутку	днів змін	355 3	300 3	-52 -	-14,8 -
3. Оптова ціна вугілля	грн/т	2747,81	2747,81	-	-
4. Прибуток (річний)	тис. грн.	419870	441000	4880	5,03
5. Штат робочих у тому числі підземні робітники	чол.	3578 3310	3315 3097	-263 -213	-7,4 -6,4
6. Собівартість продукції	грн/т	2327,94	2307,69	-17,71	-6,17

## ВИСНОВКИ

З ростом глибини й інтенсифікації гірничих робіт у багатьох випадках метанообільність вугільних шахт збільшується в такому ступені, що підтримувати зміст метану у виробках у припустимих межах засобами однієї вентиляції неможливо (необхідне дуже велика кількість повітря приводить до перевищення припустимої швидкості його руху у виробках і викликає необхідність створення спеціальних вентиляторів). Вентиляція метанообільних шахт буде полегшена, якщо штучно зменшити кількість вступника газу у виробки, тобто застосувати їхню дегазацію. Варто розрізнити поняття «дегазація виробок» й «дегазація гірських порід». Остання включає заходи, що зменшують газоносність порід. Дегазація ж виробок є більше широким поняттям й, крім заходів щодо зменшення газоносності, включає такі заходи, при яких буде відбуватися консервація газу в пласті або значна з його виділення із пласту без істотного зменшення газоносності, а також каптаж суфлярів. Дегазація забезпечує зменшення газовиділення у виробки, підвищення безпеки робіт, можливість збільшення навантаження на очисні вибої.

Допустиме добове навантаження на лаву по газовому фактору становить 998,35т/доб.

Впровадження дегазації джерел метановиділення, а саме дегазації виробленого простору відводом метану відростками газопроводу, в умовах шахти «Добропільська» дозволить збільшити навантаження на очисний вибій до 1330 т/доб.

Спосіб відводу метану відростками газопроводу застосовують при стовповій системі розробки й возвратоточному провітрюванні виймальних діляниць, коли виробку за очисним вибоєм не зберігають і дегазація зближених пластів не забезпечує потрібної ефективності або неможлива.

Ефективність способу залежить від частки витоку повітря через вироблений простір, що каптується дегазаційною системою. Максимальний ефект досягається в умовах добре обвалювальних й порід, що ущільнюються, покрівлі в межах 8м<sub>в</sub>.

Оскільки у вентиляційному штретці маються наявності порід ґрунту, схильних до спучування, щоб уникнути випадку можливого порушення герметичності трубопроводу, на ньому треба передбачити трійники для приєднання додаткових відростків на відстані від 30 м до 50 м. Відростки приєднують до основної труби у випадку падіння змісту метану в метаноповітряній суміші, що відсмоктується. Така конструкція дає можливість виключити відсмоктування метаноповітряної суміші поблизу очисного вибою, де зміст метану малий.

Дільничні й магістральні дегазаційні трубопроводи (газопроводи) Ø 250мм. монтується у виробках таким чином, щоб уникнути утворення «мульд», не допускати заштибовки трубопроводу.

З'єднання дегазаційних труб здійснюється за допомогою фланцевих з'єднань, причому труби повинні пройти випробування на тиск 0,6 МПа (6 кгс/см<sup>2</sup>) при прокладці газопроводу по горизонтальних і похилих виробітках. Для ущільнення фланцевих з'єднань застосовуються прокладки з пароніта. Внутрішній діаметр прокладки повинен бути на 2-3 мм більше внутрішнього діаметра труби.



## 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.: Основа, 2010. – 480 с.
3. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 2. – К.: Основа, 2010. – 416 с.
4. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – К.: Основа, 1994. – 312 с.
5. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации. / Стандарт – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 162 с.
6. Экономическая эффективность дегазации угольных пластов скважинами \ А.С. Бурчаков, А.Т. Айруни, Е.М. Гитин, Е.И. Слепцов. – М., ЦНИЭИУголь, 1974. – 56 с.
7. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Том 1,2 – К.: Будівельник, 1971. – 382, 415 с.
8. Горная графическая документация. ГОСТ 2.850-75 – ГОСТ 2.857-75 – М.: Издательство стандартов, 1983. – 200 с.
9. ГОСТ 2.105-95. Единая система конструкторской документации. Общие требования к текстовым документам. – К.: Госстандарт Украины, 1996 – 36 с.
10. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. ВНТП-86. – М.: МУП СССР, 1986. – 62 с.
11. Прогрессивные схемы разработки пластов на угольных шахтах. Ч. 1. Технологические схемы. М.: МУП СССР, 1979. – 332 с.
12. Прогрессивные схемы разработки пластов на угольных шахтах. Ч. 2. Технологические схемы. М.: МУП СССР, 1979. – 246 с.
13. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник / Под ред. В.И. Хорина. – М.: Недра, 1981. – 311 с.
14. Задачник по подземной разработке угольных месторождений / Под ред. К.Ф. Сапицкого. – М.: Недра, 1981. – 311 с.
15. Яцких В.Г., Спектор Л.А., Кучеревский А.Г. Горные машины и комплексы. – М.: Недра, 1984. – 400 с.
16. Кияшко И.А. Процессы подземных горных работ. – К.: Вища школа, 1992. – 335 с.
17. Бурчаков А.С., Малкин А.С. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых. Справочник. – М.: Недра, 1991, – 399с.
18. Транспорт на горных предприятиях. Б.А. Кузнецов, А.А Ренгевич, В.Г. Шорин и др. – М.: Недра, 1976. – 552 с.
19. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников / Под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова – М.: Недра, 1985. – 565 с.
20. Укрупнённые комплексные нормы выработки для шахт Донецкого и Львовско-Волинского угольных бассейнов. – М.: МУП СССР, 1988. – 586 с.
21. Александров С.М., Булгаков Ю.Ф., Яйло В.В. Охрана труда в угольной промышленности: Учебное пособие для студентов горных специальностей высших учебных заведений / Под общ. ред. проф. Ю.Ф. Булгакова. - Донецк: РИА ДонНТУ, 2007. - 516с.
22. Голінько В.І. Основи охорони праці. - Д.: Національний гірничий університет, 2008. - 265с.
23. Третьяков О.В., Зацарний В.В., Безсонний В.Л. Охорона праці: Навчальний посібник з тестовим комплексом на CD / за ред. К.Н. Ткачука. - К.: Знання, 2010. - 167 с. + компакт-диск.

## ДОДАТОК А

## Відомість матеріалів кваліфікаційної роботи

№	Формат	Позначення	Найменування	Кількість аркушів	Примітка
1					
2			Документація		
3					
4	A4	НГІБ.ОПП.20.12.ПЗ	Пояснювальна записка	114	
5					
6			Графічні матеріали		
7					
8	A1	НГІБ.ДП.20.12.01.ГЧ	Схема розкриття, спосіб підготовки та схема транспорту	1	
9	A1	НГІБ.ДП.20.12.02.ГЧ	Технологічна схема підготовчих робіт	1	
10	A1	НГІБ.ДП.20.12.03.ГЧ	Технологічна схема ведення очисних робіт	1	
11	A1	НГІБ.ДП.20.12.04.ГЧ	Схема вентиляції	1	
12	A1	НГІБ.ДП.20.12.05.ГЧ	Технологічна схема дегазації	1	