

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 Головін Дмитро Сергійович  
(ПІБ)

академічної групи 184М-19-1 ГРФ

(шифр)

спеціальності 184 Гірництво

(код і назва спеціальності)

спеціалізації \_\_\_\_\_

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»

(офіційна назва)

на тему: Обґрунтування технологічної схеми та параметрів дегазації крутих вугільних пластів в умовах шахти «Центральна»

(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Расцветаев В.О.			
розділів:				
Технологічний	Расцветаев В.О.			
Вилучення метану	Расцветаев В.О.			
Охорона праці	Савельев Д.В.			
Економічний	Расцветаев В.О.			

Рецензент				
-----------	--	--	--	--

Нормоконтролер	Расцветаев В.О.			
----------------	-----------------	--	--	--

Дніпро  
2020

**ЗАТВЕРДЖЕНО:**

завідувач кафедри

нафтогазової інженерії та буріння

(повна назва)

Коров'яка Є.А

(підпис)

(прізвище, ініціали)

« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2020 року

**ЗАВДАННЯ**  
**на кваліфікаційну роботу**  
**ступеню магістра**  
(бакалавра, магістра)

студенту Головін Дмитро Сергійович академічної групи 184М-19-1 ГРФ  
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво

спеціалізації \_\_\_\_\_

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»

на тему: Обґрунтування технологічної схеми та параметрів дегазації крутих вугільних пластів в умовах шахти «Центральна»

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»  
від 16.11.2020 р. № 947-с

Розділ	Зміст	Термін виконання
Технологічний	Характеристика діючої шахти. Обґрунтування параметрів технології очисних та підготовчих робіт	01.11.2020
Вилучення метану	Технологічна система дегазації	15.11.2020
Охорона праці	Аналіз потенційних шкідливих та небезпечних факторів.	02.12.2020
Економічний	Економічна оцінка роботи	10.12.2020

Завдання видано \_\_\_\_\_

(підпис керівника)

Расцветаев В.О.

(прізвище, ініціали)

Дата видачі 15.10.2020

Дата подання до екзаменаційної комісії 14.12.2020

Прийнято до виконання \_\_\_\_\_

(підпис)

Головін Д.С.

(прізвище, ініціали)

## РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 97 друкованих аркушів, 17 рис., 34 табл., 58 літературних джерел.

Об'єкт розробки: гірничі роботи в умовах пласта I<sub>5</sub> шахти «Центральна».

Мета кваліфікаційної роботи полягає в розробці оптимальної системи інтенсифікації гірничих робіт при відпрацюванні запасів вугілля пласта I<sub>5</sub> "Солоний" шахти «Центральна» ДП «Торецьквугілля».

Методи – розрахунок, техніко-економічне обґрунтування.

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

У роботі описана геологічна будівля шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішено питання розкриття і підготовки, вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Розроблено паспорт видобувної ділянки. Зроблено розрахунки параметрів провітрювання шахти, магістрального транспорту.

В основній частині здійснено вибір технологічної схеми ведення очисних робіт по пл. I<sub>3</sub> та обґрунтування її параметрів.

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

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

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

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

**ШАХТА, ВАРІАНТИ РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ДЕГАЗАЦІЇ КРУТИХ ПЛАСТІВ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ**

## ABSTRACT

The explanatory note contains: 97 printed sheets, 17 figures, 34 tables, 58 literary sources.

Object of development: mining works in the conditions of formation 15 of the *Tsentralna* mine.

The purpose of the qualification work is to develop an optimal system of intensification of mining operations in the development of coal reserves of formation 15 *Salty* of the *Tsentralna* mine.

Methods - calculation, feasibility study.

The first section presents the mining and geological characteristics of the field, as well as an analysis of the production situation at the mine "Central".

The paper describes the geological structure of the mine field, calculated coal reserves, determined the production capacity and mode of operation of the mine. The issues of disclosure and preparation, choice of development system, as well as mechanization of cleaning and preparatory works have been resolved. The passport of a mining site is developed. Calculations of ventilation parameters of the mine, main transport are made.

In the main part the choice of the technological scheme of conducting cleaning works on pl.13 and substantiation of its parameters is carried out.

To ensure the proposed intensification of mining, it is proposed to introduce a system of degassing of steep formations.

The paper also draws up a scheme for the calculation of gas pipelines, taking into account the development of mining operations for the most difficult period of operation of the degassing system, indicating the estimated length of its branches.

The last section of the note provides the calculation of technical and economic indicators in the implementation of design solutions.

The practical significance of the work is to prevent gas-dynamic phenomena, of which the most rational and cost-effective for the enterprise.

MINE, OPENING OPTIONS, DEVELOPMENT SYSTEM, TECHNOLOGICAL SCHEME, MECHANIZATION, TRANSPORT, DEGASATION OF COOLS, ECONOMIC

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
1 ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА.....	8
1.1. Геологія родовища.....	8
1.2. Границі і запаси шахтного поля.....	10
1.3. Гірнича характеристика шахти.....	13
1.4. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт.....	17
1.5. Висновки.....	17
2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	18
2.1. Розробка основних напрямків відробки гор. 1146.....	18
2.2. Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів.....	20
2.3. Паспорт виймальної ділянки, проведення і кріплення підземних виробок...	20
2.4. Шахтний транспорт.....	28
2.5. Вентиляція шахти.....	36
2.6. Охорона праці.....	56
2.7. Охорона навколишнього середовища.....	62
3 ВИЛУЧЕННЯ МЕТАНУ.....	66
3.1. Актуальність питання вибору раціональної технологічної схеми дегазації...	66
3.2. Розробка конкурентоспроможних варіантів дегазації.....	72
3.3. Рекомендації по проектуванню та експлуатації систем дегазації.....	75
3.4. Розрахунок економічного ефекту.....	83
4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	85
4.1. Підрахунок інвестиційних витрат.....	85
4.2. Розрахунок основних техніко-економічних показників та витрат на видобуток вугілля.....	86
4.3. Розрахунок річного прибутку.....	91
4.4. Економічна оцінка ефективності проекту.....	92
ВИСНОВОК.....	96
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	98
ДОДАТОК А.....	101



## ВСТУП

Паливно-енергетичний комплекс відіграє провідну роль в розвитку практично всіх промислово розвинутих країн, оскільки розв'язання найважливіших науково-технічних та соціально-економічних задач потребують збільшення споживання енергетичних ресурсів.

Вугілля і супутній йому газ - це основна сировина в надрах України. Необхідність використання українського вугілля диктується як забезпеченням державної незалежності, так і можливістю щодо швидкого досягнення високого рівня вугільних технологій в енергетиці і промисловості при дотриманні сучасних вимог до охорони навколишнього середовища. Нині собівартість електроенергії, виробленої з вугілля, на 7-20% менше собівартості електроенергії, одержаної на основі природного газу навіть за власними технологіями. При цьому для вугілля паливна складова собівартості на 13% менше, ніж газу.

Стабілізація роботи паливно-енергетичного комплексу України багато в чому залежить від вугільної галузі, оскільки вугілля є єдиною енергетичною сировиною, розвіданих запасів якої достатньо при необхідних обсягах видобутку для забезпечення енергетичних потреб країни.

У зв'язку з вищесказаним, усе більшого значення набуває вибір раціональних технологічних рішень в області гірничого проектування: способів підготовки шахтних полів, систем розробок, технологічних схем ведення очисних і підготовчих робіт, способів охорони підготовчих виробок.

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

На Україні кам'яне вугілля є єдиною енергетичною сировиною, запаси якої досить великі. Видобування вугілля застосовується на багатьох промислових

підприємств країни, велика частина яких відноситься до енергетики і металургії. У зв'язку з тим, що щорічно зростає потреба в електроенергії, зростає потреба і в вугіллі. Однак, в даний час, вугільна промисловість, також як і всі інші галузі, знаходиться в критичному стані. Незважаючи на світову кризу успіхи вугільної промисловості обумовлені технічним переозброєнням галузі, основою якого були: концесія, концентрація виробництва, комплексна механізація і автоматизація очисних робіт.

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

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

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

Метою роботи є розробка оптимальної системи інтенсифікації гірничих робіт при відпрацюванні запасів вугілля пласта I<sub>5</sub> "Солоний" шахти «Центральна» ДП «Торецьквугілля».

Для досягнення поставленої мети в роботі вирішенні наступні задачі:

- запропоновано технологічне рішення щодо відпрацювання пласта I<sub>5</sub>;
- впроваджено систему дегазації крутих пластів;
- обґрунтовано методику визначення параметрів дегазації.

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

# 1 ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

## 1.1 Геологія родовища

### 1.1.1 Загальні відомості про шахту

По адміністративному розподілу територія шахти ім. Дзержинського входить до складу міста Дзержинська Донецької області України.

У гірничотехнічному відношенні шахта є відособленим підрозділом державного підприємства Дзержинськуголь міністерства палива і енергетики України. Промисловий майданчик шахти розташований безпосередньо в місті. Найближчими населеними пунктами є місто Горловка і місто Константіновка. Шахта сполучена залізничними вітками з ЦОФ «Дзержинська» і залізничними станціями Кривий Торець і Магдалиновка.

Асфальтовою дорогою шахта ім. Дзержинського пов'язана з автомагістралями Артемівськ - Донецьк, Константіновка - Донецьк. Найближчими промисловими підприємствами є Дзержинська ЦОФ, шахти Ново-Дзержинська, Торецька, Північна, Нова, Південна.

Водопостачання питною водою здійснюється від міського водопроводу міста Дзержинська. Постачання технічною водою здійснюється від водовода Донбасводтрест, з водосховища Клепаний Бик.

Електропостачання шахти здійснюється від підстанції 110 кВ, розташованої у промислового майданчика шахти.

### 1.1.2 Геологічна будова шахтного поля.

#### 1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові приймають участь відкладення верхнього й середнього карбону, що представлені світами  $C^5_2$ ,  $C^6_2$ ,  $C^7_2$ . Корінні породи перекриті четвертинними відкладеннями потужністю от 0,20 до 15,0 м.

Кам'яновугільні відкладення, що складають надра оцінюваної площі, представлені шарами пісковиків, алевролітів і аргілітів з незначними по потужності прошарками вапняків, вугілля і вуглистих аргілітів. Літологічний склад порід приведений в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекси світи	Потужність світи, м	Літологічний склад, м/%					Робочі вугільні пласти	Маркуючі горизонти
		пісковики	сланці піщані	сланці глинясті	вапняк	вугільні пласти		
$C^7_2$	565	<u>247,5</u> 43,8	<u>182,5</u> 32,3	<u>111,9</u> 19,8	<u>15,3</u> 2,7	<u>7,9</u> 1,4	$m_5, m_3$	$M_9, M_7, M_6, M_5, M_3, M_1$
$C^6_2$	325	<u>201,8</u> 62,1	<u>77,4</u> 23,8	<u>34,5</u> 10,6	<u>5,9</u> 1,8	<u>5,5</u> 1,7	$l_3$	$L_7, L_6, L_1$
$C^5_2$	530	<u>244,3</u> 46,1	<u>100,7</u> 19,0	<u>150</u> 28,3	<u>14,8</u> 2,8	<u>20,1</u> 3,8	$k_1, k^2_5, k_6, k_7$	$K_8, K_6, K_5, K_4, K_3, K_2, K_1$



### 1.1.2.2 Тектоніка

У тектонічному відношенні шахтне поле розташоване в центральній частині північного крила головної антикліналі Донецького басейна. Азимут простягання порід 290-300°. Падіння порід північно-східне, зі зміною кутів від 50 до 56°. К найбільш крупним порушенням слід віднести Калінінський та Румянцевський насуви. Крім великих тектонічних порушень маютья дрібні з амплітудою зміщення від 0,50 м до 4-5 м. Цим порушенням, як правило, супроводжують роздуття, розшарування або витончення вугільних пластів, що істотно ускладнює ведення гірничих робіт.

### 1.1.2.3 Вугленосність

Промислова вугленосність оцінюваної площі приурочена до відкладень світ середнього відділу карбону  $C_2^7$ ,  $C_2^6$ ,  $C_2^5$ . Характеристика робочих вугільних пластів надається у таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих пластів.

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Відстань між пластами, м	Будова	Витриманість
	загальна	корисна			
$m_5$	1,1	0,78	120	складна	Не витриманий
$m_3$	1,28	1,21		305	складна
$l_3$	1,5	1,22	27	складна	Відносно витриманий
$k_7$	0,82	0,67	40	складна	Відносно витриманий
$k_6$	0,72	0,62	22	складна	Відносно витриманий
$k_5^2$	1,13	0,99	260	складна	Не витриманий
$k_1$	1,32	0,82		складна	Витриманий

### 1.1.2.4 Якість вугілля

Вугілля пластів характеризується марками ПС. Характеристика якості вугільних пластів надається у таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 - Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості				
	Зольність, $A^{daf}$ , %	Вологість, $W_t$ , %	Сірка, $S_t^d$ , %	Вихід летючих речовин, $V^{daf}$ , %	Вища теплотворна спроможність, $Q^{daf}$ , ккал/кг
$m_5$	15	4,6	2,3	17,9	8188
$m_3$	17	2,9	1,9	16,3	8468
$l_3$	10	3,6	1,7	15,4	8542
$k_7$	16	2,4	0,7	17,2	8468
$k_6$	17	5,1	1,2	17,6	8489
$k_5^2$	21	2,8	2,2	16,4	8439
$k_1$	22	3,6	1,4	16,8	8329

### 1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

По гідрогеологічним умовам розробки вугільних пластів поле шахти ім. Ф.Е.Дзержинського віднесено до відносно сприятливих. По складності гідрогеології поле шахти віднесено до I категорії. Потужність водоносних горизонтів складає 10-35

м. В обводнюванні гірничих виробок в основному беруть участь підземні води карбону, що приурочені до вапняків і пісковиків.

Фактичний приток води на шахті: нормальний - 200 м<sup>3</sup>/год; максимальний – 390 м<sup>3</sup>/год.

По хімічному складу шахтні води гідрокарбонатно-сульфатно-натрієво-магнієві з мінералізацією 1,75-2,6 г/дм<sup>3</sup>, рН = 7,0-8,4. Води слаболужні, жорсткі, слабоагресивні стосовно бетонів, середньоагресивні до металевих конструкцій. Шахтні води потребують очищення.

#### 1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Гірничо-геологічні умови експлуатації пластів складні. Вміщуючі породи, в основному аргіліти, алевроліти, пісковики.

Всі вибої підготовчих виробок, які проводяться з підриркою порід є силікозо-небезпечними у зв'язку з наявністю вільного двоокису кремнію від 25 до 60% (породи що містять SiO<sub>2</sub> понад 10%, вважаються силікозо-небезпечними).

Фізико-механічні властивості і технологічні характеристики вміщуючих порід: вогкість – 1,7 – 6,6 %; набухання – 1,2-8,0 %; міцність порід по шкалі М.М. Протодьяконова – 5-7; тріщинуватість порід і орієнтація основної системи тріщин виражена нечітко, азимут падіння тріщин 200-210°, кут падіння тріщин –40-60°.

Ізотерма +26°С проходить на глибині 850-870 м. З цих глибин потрібне охолодження та кондиціонування повітря.

Газоносність на глибині 1146 м складає 20,3 м<sup>3</sup>/т с.б.в.

Пласти небезпечні по раптовим викидам вугілля і газу, не загрозливі по гірським ударам, небезпечні по вибуховості вугільного пилу. По газу метану шахта належить до надкатегорійної.

## 1.2 Границі і запаси шахтного поля

Промислове освоєння шахтного поля почате ще в дореволюційного часу. Розробка родовищ капітальними шахтами була почата в кінці ХІХ століття, коли в 1897 році були закладені стовбури Центральний і Пугачовка колишньої Щербіновського копальні, нині шахти ім. Дзержінського.

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

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

По падінню: на півночі - по повстанню межа вугілля пласта  $k_2^2$ , на півдні - по падінню проекція ізогипси 1090 пласта  $m_6^{1H}$ .

У встановлених межах розміри шахтного поля складають:

по простяганню - в середньому 5 км: на сході від 3,5 км по пласту  $k_2^2$  до 1,5 км по пласту  $m_4^0$ , на заході від 4 км по пласту  $m_3$  до 1,25 км по пласту  $k_2^2$ , по падінню 1420 м.

Шахта ім. Держинського заснована в 1860 році. Остання реконструкція шахти виконана в 1987 році, яка включала реконструкцію головного ськіпового стовбура Пугачовка з одночасним введенням в роботу нового горизонту 1026 м. Шахта ім. Держинського розкрита чотирма центрально розташованими стовбурами: Пугачовка, №4, Центральний і Новий.

Промислові запаси шахти на 01.01.15 р. складають:

- на діючому горизонті 1146 м - 7.28 млн.тонн;

За умови підготовки і введення в роботу горизонту 1266 м запаси на вищезгаданому горизонті складуть 14,2 млн.т.

Кут падіння пластів складає  $53^0$ - $62^0$ . Підрахунок запасів робимо способом середнього арифметичного.

Запаси по пласту визначимо по формулі:

$$Q_{\text{бал}} = \frac{L \cdot l}{\cos \alpha} \cdot m_{\text{ср.н.}} \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.1)$$

де  $L, l$  – розміри в площині пласта відповідно по простяганню і падінню, м;

$\alpha$  – кут падіння пластів, град;

$m_{\text{ср.н.}}$  – середня нормальна корисна потужність пласту, м;

$\gamma$  - об'ємна вага вугілля, т/м<sup>3</sup>.

Результати підрахунку запасів зведемо в таблицю 1.4.

Таблиця 1.4 – Підрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	$L$	$l$	$m_{\text{ср.н.}}$ , м	$\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	$Q$ , тис. т	Прим.
Балансові запаси						
$m_5$	5400	125	0,78	1,35	1133	
$m_3$	5400	125	1,21	1,42	751	
$l_3$	5400	125	1,22	1,36	1357	
$k_7$	5400	125	0,67	1,38	1273	
$k_6$	5400	125	0,62	1,41	1439	
$k_5^2$	5400	125	0,99	1,34	648	
$k_1$	5400	125	0,82	1,32	679	
Разом					7280	

Для охорони проммайданчика шахти необхідно залишити охоронний цілик.

Втрати вугілля в цілику під стволи визначимо по формулі:

$$П_1 = \frac{a+v}{2} \cdot h \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.2)$$

де  $a$  і  $b$  – підстава трапеції, м;

$h$  – похила висота, м.

Для визначення  $a$ ,  $b$  і  $h$  необхідно побудувати охоронного цілика під ствол (див. рис. 1.1). Результати розрахунку втрат вугілля в цілику на гор. 1146 м зведемо в таблицю 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок втрат вугілля в цілику під проммайданчик

Індекс пласта	$a$ , м	$b$ , м	$h$ , м	$m_{cp.н}$ , м	$\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	$\Pi_1$ , т
$m_5$	744	729	26	0,78	1,35	10541
$m_3$	771	733	71	1,21	1,42	51359
$l_3$	788	728	95	1,22	1,36	69591
$k_7$	788	727	91	0,67	1,38	36979
$k_6$	788	727	82	0,62	1,41	31183
$k^2_5$	788	728	90	0,99	1,34	52414
$k_1$	788	727	85	0,82	1,32	40160
Разом						292227

Визначимо втрати в бар'єрних ціликах  $\Pi_2$  по формулі:

$$\Pi_2 = l * d * m * \gamma, \text{ т}, \quad (1.3)$$

де  $l$  - довжина цілика в площині пласту, м;

$d$  - ширина цілика, м:

$$d = 5m + 0,05 * H + 0,002 * L, \text{ м}, \quad (1.4)$$

де  $m$  - нормальна потужність пласту, що виймається, м;

$L$  - довжина ходу маркшейдерської зйомки від стовбура до цілика, м;

$H$  - глибина цілика від земної поверхні, м.

Результати розрахунків зведемо в таблицю 1.6.

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат у бар'єрних ціликах

Індекс пласту	$m_{cp.н}$ , м	$H$ , м	$L$ , м	$d$ , м	$l$ , м	$\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	$\Pi_2$ , т
$m_5$	0,78	1146	3230 3830	71,5 72,7	125	1,35	30256
$m_3$	1,21	1146	3060 3660	69,1 70,3	125	1,42	19405
$l_3$	1,22	1146	2830 3430	71,8 73,0	125	1,36	36372
$k_7$	0,99	1146	2790 3390	71,2 72,4	125	1,38	33837
$k_6$	0,62	1146	2760 3360	71,8 73,0	125	1,41	77144
$k^2_5$	0,67	1146	2615 3215	67,9 69,1	125	1,34	32912
$k_1$	0,82	1146	2570 3170	68,0 69,2	125	1,32	34502
Разом							488420



Визначимо проектні втрати за геологічними чи гірничо-геологічними ознаками по формулі, т:

$$P_3 = d_n * l_n * m * \gamma, \text{ т}, \quad (1.5)$$

де  $d_n$  - ширина зони розламу підвищеної тріщинуватості уздовж тектонічного порушення, м;

$l_n$  - довжина тектонічного порушення, м.

Усі розрахунки зводимо в таблицю 1.7.

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат у Головному насуву

Індекс пласта	$d_n$ , м	$L_n$ , м	$m$ , м	$\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	$P_3$ , т
$m_5$	25	125	0,78	1,35	3291
$m_3$	25	125	1,21	1,42	5369
$l_3$	25	125	1,22	1,36	5185
$k_7$	25	125	0,67	1,38	2889
$k_6$	25	125	0,62	1,41	2732
$k^2_5$	25	125	0,99	1,34	4146
$k_1$	25	125	0,82	1,32	3383
Разом					26995

Визначимо проектні експлуатаційні втрати:

$$P_4 = [Q_{\text{бал}} - \Sigma(P_1 + P_2 + P_3)] * c, \text{ т}, \quad (1.6)$$

де  $Q_{\text{бал}}$  - сумарні балансові запаси шахти, т;

$c$  - коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$P_4 = [7280000 - (292227 + 488420 + 26995)] \cdot 0,03 = 194171 \text{ т}.$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат по формулі:

$$\Sigma P = \frac{P_1 + P_2 + P_3 + P_4}{Q_{\text{бал}}} * 100, \%. \quad (1.7)$$

$$\Sigma P = \frac{292227 + 488420 + 26995 + 194171}{7280000} \cdot 100 = 9,7 \%$$

Визначимо промислові запаси шахти:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma(P_1 + P_2 + P_3 + P_4), \text{ т}. \quad (1.8)$$

$$Q_{\text{пр}} = 7280000 - (292227 + 488420 + 26995 + 194171) = 6570414 \text{ т}.$$

### 1.3 Гірнична характеристика шахти

#### 1.3.1 Розкриття шахтного поля (горизонту)

Дійсним проектом зберігається існуюча схема розкриття шахтного поля: вертикальними стовбурами та поверховими квершлагами.

Розкриття пластів на гор. 1026 м виконується за допомогою головного квершлягу цього ж горизонту. Пласт  $l_3$ , який розробляється в першу чергу, розкрито також квершлягом гор. 1146 м.

Щоб забезпечити безперебійне виконання шахтою встановленого плану видобутку вугілля, необхідно вчасно робити підготовку нових горизонтів. Для цього не-

обхідно знати, у якій послідовності повинна вестися розробка кожного пласту в часі і просторі. Звідси виникає необхідність складання календарних планів відпрацювання пластів, що представляють собою графічне зображення порядку і послідовності виїмки їх у визначені проміжки часу.

Календарний план складемо по пласту  $l_3$ . У зв'язку з тим, що в перший і другий рік після здачі горизонту в експлуатацію необхідно укомплектувати штат бригади робітниками, придбати навички й освоїти техніку і методи робіт у даних умовах, то посування варто брати відповідно рівним 50 і 75 % від прийнятого, а в наступні роки – 100 %.

Схеми розкриття, підготовки і системи розробки, а також календарний план відпрацювання пластів представлений на листі графічної частини № 2.

### 1.3.2 Капітальні гірничі виробки

#### 1.3.2.1 Стовбури

Стовбур Пугачевській пройдений до відмітки 1263 м. Призначення стовбура - служить для видачі корисних копалин з шахти одночасно для видачі породи. Стовбур є вентиляційним, тобто витікаючий струмінь їх шахти видається вищезгаданим стовбуром. Діаметр стовбура 7,5 м, перетин у світлі 44,2 м<sup>2</sup>, закріплений бетоном. Обладнаний скіповою піднімальною машиною типу 2Ц-6<sup>x</sup>2,4 із 4-мя скіпами на 12 т. Має аварійно-ремонтний підйом

Стовбур №4 пройдений до відмітки 1213 м. Стовбур призначений для подачі свіжого повітря в шахту. Одночасно стовбур служить для спуску і видачі людей з діючих горизонтів 916 м і 1026 м, а також з горизонту, що готується, 1146 м. Стовбур пройдений діаметром 8,0 м, обладнаний 2-мя двоповерховими клітями з піднімальною машиною типу ЦР-4x1,9. Стовбур закріплений бетоном. Перетин стовбура у світлі – 50,3 м<sup>2</sup>.

По вищезгаданому стовбуру проводиться опуськ і видача длінномеров, а також видача породи з горизонту 916 м. Стовбур Центральний в даний час знаходиться на реконструкції. В майбутньому стовбур служитиме для спуску матеріалів і длінномеров на горизонт 1026 м.

Стовбур Новий пройдений до глибини 843 м і в даний час не діє. Згідно проекту «Дніпрогіпрошахт» стовбур підлягає ліквідації, тобто надшахтні споруди і споруди ліквідовуються, а сам стовбур засипається породою.

#### 1.3.2.2 Приствольний двір та головні виробки, що розкривають

Приймаємо для відпрацювання шахтного поля діючі приствольні двори гор. 1026 м та гор. 1146 м, що знаходяться у вертикальних стовбурів, тому що вони забезпечують безперебійну пропускну здатність матеріалів, устаткування, необхідних для безперебійної роботи шахти.

Приствольний двір гор. 1026 м – петльового типу. Обсяг гірничих виробок приствольного двору у світлі з камерами складає 12000 м<sup>3</sup>. Приствольний двір призначений для приймання-відправлення матеріалів, устаткування, прийому трудящих, що спускаються в шахту і піднімаються на поверхню. Сполучення і камери закріплені

бетонним кріпленням, а протяжні виробки – металевим арковим кріпленням типу КМП-3А с залізобетонним затягуванням.

Приствольний двір гор. 1146 м – петльового типу. Обсяг гірничих виробок приствольного двору у світлі з камерами складає 18000 м<sup>3</sup>. Приствольний двір призначений для приймання-відправлення матеріалів, устаткування, видачі гірської маси на поверхню, прийому трудящих, що спускаються в шахту і піднімаються на поверхню. Гірська маса транспортується за допомогою конвеєрного транспорту. Сполучення і камери закріплені бетонним кріпленням, а протяжні виробки – металевим арковим кріпленням типу КМП-3А с залізобетонним затягуванням.

У межах приствольного двору розташовуються камера чекання, насосна з водозбірником і ЦПП.

Для механізації робіт з обміну вагонеток в приствольному дворі прийняте примусове, без витрат ручної праці, переміщення вагонеток, що забезпечує підвищення рівня безпеки за рахунок виключення технічних, технологічних і організаційних факторів, що приводять до травматизму.

Для обміну вагонеток без пускового уклону в приствольному дворі встановлене наступне устаткування: агрегат АПГ – 10 для обміну вагонеток у кліті; штовхальники ТКО – 80; стопор шляховий СП 400 – 6; пристрій для прийому довгомірів.

Квершлаг гор. 1026 м закріплено металевим арковим кріпленням типу КМП-А3 з з/б затягуванням і обладнаний двоколіїним рейковим шляхом із шириною колії 900 мм. Площа перетину у світлі - 14,5 м<sup>2</sup>.

Квершлаг гор. 1146 м закріплено металевим арковим кріпленням типу КМП-А3 з з/б затягуванням і обладнаний одноколіїним рейковим шляхом із шириною колії 900 мм та стрічковим конвеєром. Площа перетину у світлі - 14,5 м<sup>2</sup>.

Перетин головних виробок, що розкривають, представлені на листі графічної частини № 1.

### 1.3.3 Технологічний комплекс поверхні шахти

Дійсним проектом технологічний комплекс поверхні, допоміжні цехи і ремонтно-складський комплекс зберігається існуючий без змін. Він містить у собі наступні об'єкти: надшахтні будинки вертикальних стволів; будинки підйомних машин та ВВП; адміністративно-побутовий комбінат (АПК); турбокомпресорна; електропідстанція; котельні; цеха: господарський, механічний, столярний; гаражі, мийка; склади: гірничошахтного устаткування, ВМ, ГЗМ, інші; насосна, хлораторна, градирні; хімічна лабораторія; відстійники, породні відвали; інші будинки і спорудження.

Основні рішення за генеральним планом, планувальні рішення, заходи щодо благоустрою й обслуговування території, рішення по розташуванню основних інженерних мереж і комунікацій зберігаються по раніше виконаному і затвердженому техніко-економічному розрахунку (ТЕР).

Транспорт вугілля на поверхні здійснюється згідно існуючій на шахті схемі транспорту. Транспорт породи на поверхню здійснюється також за існуючою схемою на діючий породний відвал.



1.3.4 Технологічні схеми ведення очисних і прохідницьких робіт, транспорт, режим роботи, основні техніко-економічні показники роботи шахти

В даний час шахта розробляє пласти  $m_3$ ,  $l_5$ ,  $l_3$ ,  $k_7$ . Роботи ведуться на горизонтах 1026м та 1146м. Застосовується наступна технологічна схема ведення робіт.

Система розробки суцільна з відпрацюванням по простяганню. В роботі знаходиться 4 очисних вибою. Довжина лав – 130-140м. Керування покрівлею здійснюється способом утримання на кострах. Охорона підготовчих виробок здійснюється за допомогою технологічних, вугільних ціликів та бутових смуг.

Виїмка вугілля в лавах здійснюється відбійними молотками МО-6П. Форма очисного вибою – потолокоуступна. Кріплення привибійного простору здійснюється комплектами дерев'яного кріплення. Вугілля уздовж лави транспортується по риштакам самопливом.

Від очисних вибоїв вугілля транспортується акумуляторними електровозами АМ-8Д в вагонетках ВГ-2,5-900.

Доставка допоміжних матеріалів і устаткування здійснюється за допомогою локомотивного транспорту.

Видобувна дільниця працює в чотирьохзмінному режимі: перша – ремонтно-підготовча, інші – видобувні. Тривалість зміни – 6 годин. Режим роботи дільниці – шестиденний робочий тиждень.

Технологія проведення підготовчих виробок - способом БВР. Перетин виробок у просвіті  $8,5\text{м}^2$  та  $10,4\text{м}^2$ . Тип кріпи – КМП-3А, крок установки арок 0,7-1,0м; затяжка – дерев'яна. Як прохідницьке устаткування використовуються бурильні молотки ПР-24ЛБ, відбійні молотки МО-6К, породонавантажувальні машини 1ППН-1С.

Транспортування гірської маси з прохідницьких вибоїв здійснюється за допомогою лебідок типу ШМП-14, і далі по вентиляційному горизонту – гірвозами ГР-6, по відкаточному горизонту АМ-8Д та вагонеток ВГ-2,5-900.

Доставка допоміжних матеріалів і устаткування здійснюється також гірвозами, електровозами та канатною відкаткою.

Основні техніко-економічні показники роботи шахти приведені в таблиці 1.8.

Таблиця 1.8 - Основні техніко-економічні показники роботи шахти

№	Показник	Од. вим.	Значення		
			План	Факт	%
1	Видобуток вугілля	тис. т/рік	144,0	180,0	125,0
2	Навантаження на очисний вибій	т/добу.	77	121	156,3
3	Швидкість проведення виробок	м/міс.	13,1	18,9	144,3
4	Чисельність трудящих	люди.	1309	1193	91,1
5	Продуктивність праці працюючих	т/мес.	9,2	12,6	137,2
6	Зольність вугілля, що добувається	%	42,2	43,0	101,9
7	Собівартість 1 т вугілля	грн./т	533,49	666,87	125,0
8	Ціна за 1 т вугілля	грн./т	419,25	411,45	98,1
9	Балансовий прибуток	тис. грн.	-	-75 599	-
10	Рентабельність виробництва	%	-	-63,0	-



Прохідницька дільниця працює в чотирьохзмінному режимі: всі зміни – по проведенню виробок. Тривалість зміни – 6 годин. Режим роботи дільниці – шестиденний робочий тиждень.

#### 1.4 Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

З табл.1.1 видно, що план видобутку вугілля виконано, але підприємство має збиток та негативну рентабельність. Тому необхідно відзначити недоліки існуючих технологічних схем та “вузькі” місця:

- не використовується сучасна виймальна техніка, яка дозволяє значно підвищити обсяги видобутку вугілля, знизити небезпеку робіт у лаві;
- очисні вибої розташовані відносно далеко один від одного, що не сприяє концентрації гірничих робіт;
- не використовується високопродуктивна прохідницька техніка;
- висока трудомісткість ручних робіт на основних виробничих процесах;
- підвищена витрата допоміжних матеріалів та відносно великі втрати часу по організаційних причинах.

Усі перераховані недоліки в технології ведення гірничих робіт істотно підвищують собівартість добутого вугілля, а отже, впливають на кінцевий фінансовий результат шахти.

#### 1.5 Висновки

На основі проведеного аналізу можна визначити наступні задачі проекту:

- збільшення річної виробничої потужності;
- підготовка фронту очисних робіт достатнього для забезпечення виробничої потужності;
- інтенсифікація очисних та підготовчих робіт;
- заміна виймального та прохідницького устаткування на більш прогресивне і продуктивне;
- заміна елементів застосовуваної системи розробки на більш прогресивні й економічні та обґрунтування їх раціональних параметрів;
- скорочення діючої мережі гірничих виробок з метою зменшення витрат на їхнє проведення і підтримку.

Також доцільно усунути існуючі (вищенаведені) недоліки в технології й організації очисних робіт, що дозволить збільшити обсяг видобутку, підвищити продуктивність праці і безпеку робіт і знизити собівартість видобутку 1 т вугілля.

## 2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

### 2.1 Розробка основних напрямків відробки гор. 1146 м

2.1.1 Вибір і обґрунтування технологічних схем ведення очисних робіт і очисного устаткування

Згідно з розрахунками, що наведені у розділі 3, приймаємо технологічну схему з щитовим агрегатом 2АНЦМК як найбільш ефективну в прийнятих умовах відпрацювання пласту. Добове навантаження на лаву - 768 т, кількість циклів на добу – 10,0.

### 2.1.2 Встановлення оптимальної виробничої потужності шахти

Визначимо виробничу потужність шахти за умови одночасної розробки всіх пластів при поверховій підготовці шахтного поля і двокрилій розробці:

$$A_{\text{ш.р(max)}} = 2 \cdot (H_n - \Sigma h_y) \cdot v_d \cdot \Sigma p \cdot c, \text{ т/рік}$$

де  $\Sigma h_y$  – середня по шахті висота ціликів в поверсі, що залишаються над транспортним і під вентиляційним штреками, м ( $\Sigma h_y = 0$  м).

$v_d$  – середньорічне посування діючої лінії очисних забоїв, м/рік ( $v_d = 1323$  м/рік);

$$\Sigma p = \Sigma m \cdot \gamma, \text{ т/м}^2,$$

де  $\Sigma m$  – сумарна потужність всіх пластів, м;

$\gamma$  – густина вугілля, т/м<sup>3</sup>;

$c$  – коефіцієнт витягання вугілля в очисних забоях (0,95-0,97).

$$\Sigma p = 0,78 \cdot 1,35 + 1,21 \cdot 1,42 + 1,22 \cdot 1,36 + 0,67 \cdot 1,38 + 0,62 \cdot 1,41 + 0,99 \cdot 1,34 + 0,82 \cdot 1,32 = 8,64 \text{ т/м}^2;$$

$$A_{\text{ш.р(max)}} = 2 \cdot (125 - 0) \cdot 1323 \cdot 8,64 \cdot 0,95 = 2714796 \text{ т/рік.}$$

Визначимо можливу річну виробничу потужність шахти з умови нормативного терміну служби горизонту:

$$A'_{\text{ш.р}} \leq \frac{Z_{\text{гор}}}{t_{\text{гор.н}} + (t_{\text{роз}} + t_{\text{зг}})}, \text{ т/рік}$$

де  $Z_{гор}$  – промислові запаси горизонту, т;  
 $t_{гор.н}$  – нормативний мінімальний термін служби шахти, років ( $t_{гор.н} = 10$  років);  
 $t_{роз}$  і  $t_{зг}$  – відповідно час на розвиток і згасання видобутку на горизонті, років  
 (приймається:  $t_{роз} + t_{зг} = 2-3$  роки).

$$A'_{ш.р} \leq \frac{4140300}{10+2} = 345025 \text{ т/рік.}$$

Визначимо можливу річну виробничу потужність шахти з умови обмеженого числа пластів, що одночасно розробляються:

$$A''_{ш.р} \leq 2 \cdot (H_n - \Sigma h_u) \cdot v_d \cdot \Sigma p \cdot k'_{од} \cdot c, \text{ т/рік}$$

$k'_{од}$  – коефіцієнт одночасності розробки пластів, який регламентується (приймаємо  $k'_{од} = 0,6$ ).

$$A''_{ш.р} \leq 2 \cdot (125 - 0) \cdot 1323 \cdot 8,64 \cdot 0,6 \cdot 0,95 = 1628878 \text{ т/рік.}$$

Визначивши можливу виробничу потужність шахти  $A'_{ш.р}$  і  $A''_{ш.р}$  вибираємо менше з них по значенню значення  $A_{ш.р}$ . Приймаємо  $A_{ш.р} = 350000$  т/рік.

Визначимо розрахунковий термін служби шахти:

$$T_{розр} = \frac{Z_{пром}}{A_{ш.р}}, \text{ років.}$$

$$T_{розр} = \frac{4140,3}{350} \approx 12 \text{ років.}$$

Для визначення повного терміну служби шахти необхідно враховувати час на освоєння проектної потужності ( $t_{роз}$ ) і час на загасання гірничих робіт ( $t_{зг}$ ):

$$T = T_{розр} + t_{роз} + t_{зг}, \text{ років.}$$

$$T = 12 + 2 + 2 = 16 \text{ років.}$$

Термін служби приймається рівним 16 років.

Режим роботи шахти по видобутку:

- число робочих днів у році – 300;
- число робочих змін по видобутку вугілля в добу – 3;
- тривалість робочої зміни: на підземних роботах – 6 годин;  
на поверхні – 8 годин.

## **2.2 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів**

### **2.2.1 Підготовка шахтного поля й обґрунтування прийнятої системи розробки**

2.2.1.1 Згідно § 22 [2], у даних гірничо-геологічних умовах приймаємо поверховий спосіб підготовки шахтного поля.

Підготовка пласту в межах горизонту здійснюється пластово-польовими виробками (тому що пласти небезпечні по раптових викидах вугілля та газу).

2.2.1.2 Вибір системи розробки здійснюємо з урахуванням забезпечення безпеки ведення робіт, її економічності, мінімальних втрат корисних копалин і найбільшого її видобутку.

В умовах поверхового способу підготовки принципово можливе застосування суцільної, стовпової і комбінованої систем розробки з відпрацьовуванням по простяганню пласта.

Виходячи з областей застосування, а також достоїнств і недоліків даних систем розробки [3], з урахуванням рекомендацій [2, 4], та прийнятою технологічною схемою ведення очисних робіт приймаємо стовпову систему розробки з вийманням вугілля смугами по падінню.

Порядок відпрацьовування виймальних стовпів – на гор. 1146м прямий.

2.2.1.3 Вибір раціонального способу охорони виробок, приймаємо згідно рекомендацій [8]

Вентиляційна піч підтримується за допомогою литої смуги. Вуглеспускна - погашається слідом за очисним вибоєм, а для її тимчасової підтримки приймаємо пробивання 2 рядів органки.

## **2.3 Паспорт виймальної ділянки, проведення і кріплення підземних виробок**

2.3.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої

Прогнозні данні щодо гірничо-геологічних умов відпрацьовування наступні: потужність пласту 1,50 м, кут падіння 53 град., середня об'ємна вага гірничої маси, 1,36 т/м<sup>3</sup>. Основна покрівля – неважкозрушувана, безпосередня покрівля – середньостійка, підшва пласту стійка, до сповзання не схильна. Обводненність очисного вибою незначна – до 1 м<sup>3</sup>/год.

Згідно п. 2.1 для механізації очисних робіт приймаємо щитовий агрегат типу 2АНЦМК, до складу якого входять:

- конвеєроструг;
- гідрофіковане щитове кріплення;
- апаратура сигналізації та зв'язку;



- апаратура дистанційного та автоматизованого управління;
- гідро- і електроустаткування;
- комплект допоміжного обладнання для монтажних-демонтажних робіт.

Крок виймання – 0,63м. Схема пересувки секцій кріплення – шахматна, крок пересувки кріплення – 0,63м.

Перевірочний розрахунок реакції щитового кріплення (див.розд.3) дозволяє зробити висновок, що для ефективного використання агрегату немає необхідності застосовувати заходи щодо знеміцнення покрівлі.

Кріплення вентиляційної та вуглеспускної печей буде здійснюватися комплектами інвентарного кріплення. Охорона виробок – літа смуга (1,50 м) та органне кріплення.

Згідно ПТЕ, монтаж або демонтаж і введення в роботу щитового агрегату повинно здійснювати за спеціальним проектом.

Монтаж і демонтаж щитового агрегату виконується відповідно до типових паспортів. Роботи з монтажу-демонтажу ведуться ланками гірничомонтажників чисельністю 5 чоловік. Засоби механізації прийняті згідно відповідної типової технологічної схеми монтажних-демонтажних робіт.

Розвантаження, розміщення і монтаж устаткування ведеться в наступному порядку:

1. електро- і гідроустаткування;
2. конвеєроструг;
3. секції механізованого кріплення з гідроустаткуванням;
4. приводні станції конвеєроструга;

Послідовність дій при монтажі секцій кріплення наступна. Доставлені під розріз секції на сполученні розвертають консолями по напрямку руху. Потім, до секції прикріплюється вантажний і холостий канати лебідок, подається сигнал машиністу на включення лебідок і здійснюється транспортування секцій по розрізу.

Після доставки секції до місця установки, роблять її розворот (за допомогою лебідки й обвідного блоку), приєднують гідроустаткування і роблять розпір.

У такій послідовності монтуються й інші секції кріплення. Демонтаж агрегату здійснюється в зворотній послідовності.

Назначимо заходи щодо управління станом масиву гірничих порід.

Для запобігання вивалів породи в привибійний простір у місцях геологічного порушення відповідно до рекомендацій табл. 9 [9] приймаємо спосіб зміцнення хибних порід у залежності від потужності порід, що зрушуються, і їхньої тріщинуватості – анкерування з хімічним закріпленням анкерів.

Параметри технології анкерування:

- |                                   |     |
|-----------------------------------|-----|
| - довжина анкера, м               | 2,0 |
| - відстань між анкерами в ряді, м | 0,5 |
| - кут нахилу анкеру, град:        |     |
| верхнього                         | 45  |

нижнього	5
- кількість рядів анкерів	2
- кількість ампул, шт/м	2-3

Між собою анкери з'єднуються спеціальними дерев'яними планками. Після посування очисного вибою на 1,6..2,0 м здійснюється повторне зміцнення.

Для забезпечення безпеки робіт, запобігання завалів лави, повітряних ударів при першому осіданні завислої на великій площі покрівлі після відходу лави від монтажного хідника приймаємо попереднє ослаблення основної покрівлі шляхом вибуху шпурових зарядів [9].

Параметри технології:

- довжина шпуру, м	2,0
- кут нахилу шпуру, град.	65
- відстань між шпурами, м:	
уздовж лави	1,5
по посуванню лави	10,0

Оберемо оптимальну форму організації очисних робіт і розрахуємо основні техніко-економічні показники технологічної схеми.

З метою ефективної експлуатації очисного устаткування, а також раціональної організації робіт у лаві приймаємо чотирьохзмінний добовий режим роботи очисного вибою: перша зміна – ремонтно-підготовча і три – по видобутку.

Тривалість робочої зміни – 6 годин. Тижневий режим роботи дільниці – шестиденний робочий тиждень. Форма організації праці робітників – добова комплексна бригада (МГВМ, ГРОВ, електрослюсарі), розбита на ланки.

Форма організації робіт в очисному вибої – потокова, що відповідає максимальній інтенсифікації виробництва.

Основні техніко-економічні показники, розраховані в розділі 3, наведено в табл.2.1.

Таблиця 2. 1. - Основні техніко-економічні показники технологічної схеми в порівнянні с базовим (шахтним) варіантом

Показники	Базовий	Проект
1. Місячний видобуток вугілля, т	1 935	19 197
2. Середньодобовий видобуток вугілля, т/доб.	77	768
3. Місячне посування очисного вибою, м/міс.	16,6	157,5
4. Кількість циклів	-	10,0
5. Чисельність робочих, люд.		
явочна	28	36
облікова	56	70
6. Продуктивність робочого		
на вихід, т/вих.	2,76	21,33
на місяць, т/міс.	34,80	274,24
7. Комплексна розцінка, грн./т	70,52	7,90
8. Дільнична собівартість 1 т вугілля, грн./т	231,67	142,35

Як можна бачити з наведеної таблиці, основні показники в проектному варіанту виглядають більш приємно, ніж в базовому.

### 2.3.2 Паспорт проведення і кріплення підготовчих виробок

#### 2.3.2.1 Обґрунтування можливих варіантів технології проведення польового транспортного штреку

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності бічних порід не перевищує 7 (по шкалі професора М.М. Протод'яконова), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб.

Для механізації прохідницьких робіт приймаємо комбайн 4ПП-5. Відбита гірська маса буде перевантажуватися на скребковий перевантажувач типу ПТК-3У та далі транспортуватися стрічковим конвеєром.

Доставляння допоміжних матеріалів та обладнання буде здійснюватися у вагонетках типу ВГ-2,5. Виробка обладнується одноколіїним рейковим шляхом. Ширина колії 900 мм, рейки типу Р-33 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно [15]).

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, нормативів проведення підготовчих виробок приймаємо місячне посування підготовчого вибою  $V_{міс.} = 112,5$  м/міс. Тоді добове посування складає:

$$V_{д.} = \frac{V_{м}}{n} = \frac{112,5}{25} = 4,5 \text{ м/доб.}$$

де  $n$  – кількість робочих днів у місяць.

#### 2.3.2.2 Розробка паспорту проведення і кріплення виробки

Проведемо вибір форми та поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

У вугільній галузі аркову форму поперечного перерізу з металічним рамним кріпленням приймають в породах з  $f=3-9$ , які знаходяться в зоні встановившогося гірничого тиску, а також в зоні впливу очисних робіт [17].

Оскільки в даних гірничо-геологічних умовах міцність по шкалі професора М.М. Протод'яконова складає 5,5-5,7, то приймаємо аркову форму поперечного перерізу з металічним рамним кріпленням.

Щоб визначити площу поперечного перерізу виробки у світлі визначимо мінімальну ширину виробки на висоті рухомого составу:

$$B = m + a + p + b + n,$$

де  $m$  – зазор між кріпленням і конвеєром,  $m$ , він складе:

$$m = 0,4 + (1,8 - h^k) \times \operatorname{tg} \alpha = 0,4 + (1,8 - 1,24) \times \operatorname{tg} 10^\circ = 0,5 \text{ м,}$$

де  $0,4 \text{ м}$  – зазор між кріпленням і конвеєром на висоті 1,8 м від підшви виробки;

$h^k$  – висота конвеєра, м;

$\alpha$  – кут переходу прямої частини стояка в криву, град;

$a$  – ширина конвеєра, м;

$p$  – зазор між конвеєром і рухомих составом, м;

$b$  – ширина рухомого составу, м;

$n$  – зазор для проходу людей, м, він складає:

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \operatorname{tg} \alpha = 0,7 + (1,8 - 1,2 - 0,35) \cdot \operatorname{tg} 10^\circ = 0,74 \text{ м,}$$

де  $0,7$  м – ширина проходу для людей на висоті  $1,8$  м від рівня баласту (від підшви виробки), м;

$h$  – висота рухомого составу, м;

$h_p$  – відстань від підшви виробки до рівня головки рейок, м.

$$B = 0,5 + 1,40 + 0,4 + 1,36 + 0,74 = 4,40 \text{ м.}$$

Вісь виробітку перебуває посередині ширини виробітку, а ґрунт відстоїть від рівня головки рейок на висоту верхньої будови рейкового шляху:

$$h_e = h_o + h_p, \text{ м,}$$

де  $h_o$  – товщина баластового шару (відстань від ґрунту виробітку до верхнього рівня баласту), мм;

$h_p$  – відстань від баластового шару до рівня головки рейок, мм.

$$h_e = 0,19 + 0,16 = 0,35 \text{ м.}$$

Визначаємо радіус дуги стійки  $R$  по формулі:

$$R = \sqrt{(h_n + h_o + \Delta h_n - h_o)^2 + (e_n + c_1)^2}, \text{ м,}$$

де  $h_n$  – висота проходу для людей від рівня баласту, м;

$\Delta h_n$  – величина вертикального зсуву кріплення до рівня проходу людей, м;

$h_o$  – довжина прямої частини стійки, м;

$c_1$  – зсув радіуса дуги стійки від осі виробки, м;

$e_n$  – ширина від осі виробки до габариту зведеного проходу для людей, м:

$$e_n = \frac{(B + \Delta e_c + c_1) + (h + h_e - h_o)^2 - (h_n + h_o + \Delta h_n - h_o)^2 - c_1^2}{2(B + \Delta e_c + 2c_1)}, \text{ м,}$$

де  $\Delta e_c$  – величина горизонтального зсуву кріплення на рівні рухливого составу, прийнята для попереднього визначення типорозміру кріплення в зоні сталого гірського тиску  $\Delta h_n = 75$  мм;

$$e_n = \frac{(4,40 + 0,075 + 0,246)^2 + (1,45 + 0,35 - 1,0)^2 - (1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 - 0,246^2}{2(4,40 + 0,075 + 2 \cdot 0,246)} = 2,13 \text{ м.}$$

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 + (2,13 + 0,246)^2} = 2,6 \text{ м.}$$

Радіус дуги верхняка визначаємо по формулі:

$$r = R - \frac{C_1}{\cos \beta_o} + h_{\phi_l}, \text{ м,}$$

де  $\beta_o$  – центральний кут дуги стійки, град;

$h_{\phi_l}$  – висота фланця профілю СВП (СВП-27:  $h_{\phi_l} = 29$  мм).

$$r = 2,6 - \frac{0,246}{\cos 41^\circ 41'} + 0,029 = 2,3 \text{ м.}$$



Висота від ґрунту виробки до центра радіуса дуги верхняка й центральний кут дуги верхняка визначаємо по формулах:

$$h_y = h_0 + C_1 \cdot \operatorname{tg} \beta_0 = 1 + 0,018 \cdot \operatorname{tg} 49^\circ = 1,02 \text{ м};$$

$$\alpha_0 = 180^\circ - 2\beta_0 = 180^\circ - 2 \cdot 41^\circ 41' = 97^\circ 19'.$$

Ширина виробки у світлі на рівні ґрунту складе:

$$B_1 = 2 \cdot (R - C_1) = 2 \cdot (2,6 - 0,246) = 4,71 \text{ м}.$$

Висота виробки у світлі від рівня ґрунту дорівнює:

$$H = h_y + r + h_n = 1,02 + 2,3 + 0 = 3,32 \text{ м}.$$

де  $h_n$  – вертикальна піддатливість у нижніх замках п'ятиланкового кріплення, м.

Площа поперечного перерізу виробки у світлі до й після осідання визначимо по формулах:

$$S_{cv}^1 = 0,785(R^2 + r^2) + B_1(h_0 - h_{\bar{o}}) - C_1^2, \text{ м}^2;$$

$$S_{cv}^1 = 0,785 \cdot (2,6^2 + 2,3^2) + 3,82 \cdot (1,0 - 0,19) - 0,246^2 = 12,1 \text{ м}^2;$$

$$S_{cv} = (0,94 \div 0,96) \cdot S_{cv}^1, \text{ м}^2.$$

$$S_{cv} = 0,95 \cdot 12,1 = 11,5 \text{ м}^2.$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно визначається за формулою:

$$S_n = S_{cv}^1 + (P - B_1) \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}),$$

де  $P$  – периметр виробки в світлі, м, він складає:

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + r \cdot (h_c - h_{\bar{o}}) + B_1, \text{ м},$$

де  $R$  – радіус дуги стояка, м;

$r$  – радіус дуги верхняка, м;

$h_c$  – довжина прямої частини стояка, м;

$h_{\bar{o}}$  – товщина баласту, м;

$h_{cn}$  – висота профілю, м;

$h_{zm}$  – товщина затяжки, м ( $h_{zm} = 0,05$  м);

$\Delta b$  – горизонтальне зміщення порід боків виробки на рівні шару баласту, м;

$\Delta h$  – вертикальне зміщення порід покрівлі, м.

$$P = 1,57 \cdot (2,6 + 2,3) + 2,3 \cdot (1,0 - 0,19) + 4,71 = 13,9 \text{ м}.$$

$$S_n = 12,1 + (13,9 - 4,71) \cdot (0,11 + 0,05 + \frac{0,043 + 0,44}{2}) = 15,8 \text{ м}^2.$$

По типовим перерізам виробок [17] приймаємо площу поперечного перерізу виробки у світлі до осадки  $12,2 \text{ м}^2$ , що відповідає металічному арковому податливому кріпленню КМП – А3 з спецпрофілю СВП – 27.

Перевіримо переріз виробки в світлі по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{cv}} = \frac{25}{12,2} = 2,05 \text{ м/с},$$

де  $Q$  – кількість повітря, яке проходить по виробці,  $\text{м}^3/\text{с}$ .

Згідно ПБ [7] швидкість руху повітря в головних виробках не повинна перевищувати 8 м/с. Тому що  $V = 2,05$  м/с, швидкість руху повітря задовольняє ПБ.

2.3.2.3 Розрахунок прояву гірничого тиску, вибір типу та параметрів кріплення  
Зробимо вибір типу кріплення, згідно [20, 21].

Розрахункова глибина місцезнаходження виробки складе:

$$H_p = H \cdot k = 1146 \cdot 1 = 1146 \text{ м}$$

де  $H$  – проектна глибина місцезнаходження виробки, м;

$k$  – коефіцієнт напруженого стану масиву гірничих порід.

Розрахунковий опір шарів порід у масиві визначається за формулою:

$$R = R_c \cdot K_c, \text{ МПа,}$$

де  $R_c$  – середнє значення опору шарів порід у зразку одноосному стисненню, встановлене у результаті випробувань; МПа;

$K_c$  – коефіцієнт, який враховує додаткову порушеність масиву порід.

Розрахунковий опір шарів порід у масиві складе:

$$R = 56 \cdot 0,9 = 50 \text{ МПа}$$

Зміщення порід покрівлі за період її служби без впливу очисних робіт визначається за формулою:

$$U = k_a \cdot k_\theta \cdot k_s^I \cdot k_g \cdot k_t \cdot U_T,$$

де  $k_a$  – коефіцієнт кута залягання порід і напрямку прохідки виробки відносно простягання порід;

$k_\theta$  – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

$k_s^I$  – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

$k_g$  – коефіцієнт впливу інших виробок;

$k_t$  – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

$U_m$  – зміщення порід прийняте за типові, мм.

Коефіцієнт впливу розмірів виробки для покрівлі визначається за формулою:

$$k_s^I \text{ покрівля} = 0,2 \cdot (b - 1),$$

де  $b$  – ширина виробки в прохідці, м.

Коефіцієнт впливу розмірів виробки для боків визначається за формулою:

$$k_s^I \text{ бока} = 0,2 \cdot (h - 1),$$

де  $h$  – висота виробки в прохідці, м;

$$k_s^I \text{ покрівля} = 0,2 \cdot (4,7 - 1) = 0,74;$$

$$k_s^I \text{ бока} = 0,2 \cdot (3,8 - 1) = 0,56.$$

Зміщення порід покрівлі в виробці без впливу очисних робіт складуть:

$$U = 1 \cdot 1 \cdot 0,74 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 250 = 185 \text{ мм.}$$

Зміщення порід в боках виробки без впливу очисних робіт складуть:

$$U = 1 \cdot 0,35 \cdot 0,56 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 250 = 49 \text{ мм.}$$

Розрахункове навантаження на кріплення визначається за формулою:

$$P = k_n \cdot k_n \cdot k_{np} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м,}$$

де  $k_n$  – коефіцієнт перевантаження;

$k_n$  – коефіцієнт надійності;

$k_{np}$  – коефіцієнт умов проведення виробки ;

$b$  – ширина виробки в прохідці, м;

$P^H$  - нормативне навантаження.

$$P = 1 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 5,19 \cdot 100 = 415 \text{ кН/м.}$$

Щільність основного кріплення складе:

$$N = P/N_s = 415/215 = 1,9 \text{ рам/м.}$$

$N_s$  - несуча спроможність кріплення, кН.

Приймаймо щільність кріплення  $N=2,0$  рам/м.

По типовим перерізам виробок приймаємо площу поперечного перерізу виробки у світлі до осадки  $12,2 \text{ м}^2$ , що відповідає металічному арковому податливому кріпленню КМП – А3 з спецпрофілю СВП – 27.

Скорегована площа поперечного перерізу виробки начорно та периметр виробки в світлі складають:

$$P = 1,57 \cdot (2,62 + 2,32) + 2,32 \cdot (0,9 - 0,2) + 4,75 = 14,1 \text{ м;}$$

$$S_n = 12,2 + (14,1 - 4,75) \cdot (0,11 + 0,05 + \frac{0,043 + 0,44}{2}) = 15,9 \text{ м}^2.$$

## 2.4. Шахтний транспорт

### 2.4.1 Розрахунок електровозної відкатки

Для транспортування допоміжних матеріалів від руд. двору до приймально-відправної площадки панельного відкотного штреку використовуємо локомотивну відкатку електровозами АМ8Д потягів, що складаються з вагонеток ВГ-2,5.

#### Тяговий розрахунок локомотивної відкатки.

Для визначення технічної довжини потягу та необхідної кількості локомотивів виконаємо тяговий розрахунок локомотивної відкатки.

#### Технічні характеристики АМ8Д.

• Зчіпна вага, кН	80
• Ширина колії, мм	900
• Струм, А:	
Годинний	113
Тривалий	50
• Сила тяги, Н:	
Годинна	23000
Тривала	6500
• Тип двигуна	ДПТР-10
• Тип батареї	112ТНЖШ-500
• Довжина, мм	4735

#### Технічні характеристики ВГ-2,5.

• Ємність кузова, м <sup>3</sup>	2,5
• Ширина колії, мм	900
• Довжина, мм	2900
• Коефіцієнт тари	0,45
• Вага порожньої вагонетки, Кн	13,34

#### Приймаємо вихідні данні:

• довжина відкатки, м:	1500
• змінний вантажопотік, т/зм	384,2

Тому як відкатка провадиться у одній виробці, приймаємо що локомотиви не закріпленні за потягам й ведемо розрахунок за довжиною відкатки рівною довжині виробки та середнім похилом

$$i_c = \frac{H_b - H_d}{L},$$



де  $i_c$  - середній похил відкатки, о/оо;

$L = 1,5$  км - довжина відкатки;

$H_g = 39,8$  м - рівень завантажувального пункту;

$H_o = 32,1$  м - рівень розвантажувального пункту.

$$i_c = \frac{39,8 - 32,1}{2,0} = 3,85 \text{ о/оо.}$$

Керівний (максимальний) похил на даній ділянці дорівнює  $i_p = 5$  о/оо.

Коефіцієнт зчеплення коліс локомотива з рейками дорівнює  $f = 0,1$ , але тому як локомотив АМ8Д має тиристорне управління приводом, то приймаємо коефіцієнт зчеплення на 20% більшим:  $f = 0,12$ .

Опір руху порожніх та навантажених вагонеток для чистих вологих рейок складає  $\omega_{nop} = 10$  Н/кН,  $\omega_n = 8$  Н/кН.

У нашому випадку потяг складається з вагонеток типу ВГ-2,5, які потребують розчеплення потягу при розвантаженні, а двоколіїний шлях не вимагає розминовки потягів, тому визначення кількості вагонеток у потязі за довжиною розминовки не проводимо. Визначимо припустиму вагу потяга за умовою зчеплення коліс локомотива з рейками:

1) за умовою зрушення навантаженого потяга на похил:

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000 f'}{\omega'_n - i_c + 110a} - 1 \right),$$

де  $f' = 0,24$  - коефіцієнт зчеплення коліс локомотива з рейками за умовою підсипки піску;

$\omega' = 1,4\omega$  - для умови натягнення зчіпок між вагонеток під час зрушення:

$$Q_n \leq 80 \left( \frac{1000 * 0,24}{1,4 * 8 - 3,85 + 110 * 0,03} - 1 \right) = 1723 \text{ кН;}$$

2) за умовою зрушення порожнього потягу під похил:

$$Q_{nop} \leq P \left( \frac{1000 f'}{\omega'_{nop} + i_p + 110a} - 1 \right),$$

$$Q_{nop} \leq 800 \left( \frac{1000 * 0,24}{1,4 * 10 + 5 + 110 * 0,03} - 1 \right) = 781 \text{ кН}$$

3) за умовою руху порожнього потягу під похил:

$$Q_{nop} \leq P \left( \frac{1000 f}{\omega_{nop} + i_p} - 1 \right),$$

$$Q_{nop} \leq 80 \left( \frac{1000 * 0,12}{10 + 5} - 1 \right) = 640 \text{ кН;}$$

4) за умовою руху навантаженого потягу на похил:

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000f}{\omega_n - i_c} - 1 \right),$$

$$Q_n \leq 80 \left( \frac{1000 \cdot 0,12}{8 - 3,85} - 1 \right) = 4627 \text{ кН.}$$

Визначимо припустиму вагу потягу за умовою тривалої роботи двигунів локомотиву без перегріву:

1) для навантаженого потягу:

$$Q_n \leq \frac{F_{mp}}{\omega_n - i_c} = \frac{6500}{8 - 3,85} = 1562 \text{ кН};$$

2) для порожнього потягу

$$Q_{nop} \leq \frac{F_{mp}}{\omega_{nop} - i_p} = \frac{6500}{10 + 5} = 433 \text{ кН}$$

Визначимо припустиму вагу потягу по потужності тягових двигунів:

$$Q_n = \frac{F_{дл}}{0,8 \cdot \alpha \cdot \sqrt{\tau} \cdot (\omega_n + i_p)} - P;$$

де  $\alpha \cdot \sqrt{\tau} \approx 1$

$$Q_n = \frac{6,5 \cdot 10^3}{0,8 \cdot (8 + 3,85)} - 80 = 606 \text{ кН}$$

З найдених значень приймаємо для визначення припустимої кількості вагонеток мінімальні:

$$Q_{nop}^{min} = 433 \text{ кН}; \quad Q_n^{min} = 606 \text{ кН.}$$

Визначаємо припустиму кількість вагонеток:

$$Z_{nop} \leq \frac{Q_{nop}^{min}}{G_o} = \frac{433}{13,34} = 32,5;$$

$$Z_n \leq \frac{Q_n^{min}}{G_o + G} = \frac{606}{13,34 + 2,5 \cdot 0,85 \cdot 9,81} = 18.$$

Для подальшого розрахунку приймаємо  $Z = 18$  вагонетки.

Вага порожнього потягу  $Q_{ноо} = G_{ноо} Z = 13,34 \cdot 18 = 240 \text{ кН.}$

Вага навантаженого потягу  $Q_n = (G_o + G) Z = 34,19 \cdot 18 = 615 \text{ кН.}$

Визначимо максимально припустиму швидкість за умовою гальмування навантаженого потяга на максимальному похилі:

$$V_{np} = k \sqrt{\frac{1000fP}{P + Q_n} + \omega_n - i_p},$$

де  $k = 2,7$  - коефіцієнт, який враховує величину дійсного гальмівного шляху з урахуванням реакції машиніста, холостого ходу гальмівної системи та довжини гальмівного шляху, який регламентований ПБ (40 м).

$$V_{np} = 2,7 \sqrt{\frac{1000 \cdot 0,12 \cdot 80}{80 + 1094} + 8 - 5} = 9,03 \text{ м/с.}$$

Дійсну швидкість потягу приймаємо по електромеханічній характеристиці тягових двигунів електровозів.

Для цього визначаються дійсні значення сили тяги при встановленому русі з вантажем та порожняком:

$$F'_{nop} = \frac{(P + Q_{nop})(\omega_{nop} + i_p)}{n_o} = \frac{(80 + 433)(10 + 5)}{2 \cdot 10^3} = 3,85 \text{ кН}$$

$$F'_n = \frac{(P + Q_n)(\omega_n - i_c)}{n_o} = \frac{(80 + 606)(8 - 3,85)}{2 \cdot 10^3} = 1,42 \text{ кН};$$

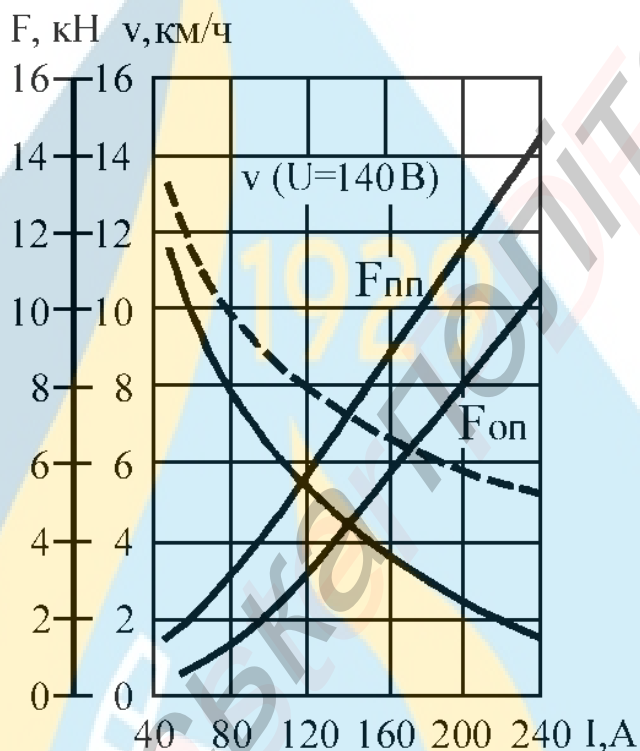


Рис. 2.1. – Електромеханічна характеристика двигуна локомотиву АМ-8Д

За графіками характеристик двигунів локомотива визначаємо величини струмів двигуна та швидкостей руху потяга при порожньому та навантаженому потягах.

$$I_n = 50 \text{ А};$$

$$I_{nop} = 82 \text{ А};$$

$$V_n = 11 \text{ км/год.};$$

$$V_{nop} = 7 \text{ км/год.}$$

Критерієм перевірки ваги потягу за нагрівом двигуна є величина ефективного струму.

$$I_{ef} \leq I_{mp};$$

$$I_{ef} = \alpha \sqrt{\frac{I_n^2 t_n + I_{nop}^2 t_{nop}}{T_p}},$$

де  $\alpha = 1,05$  К 1,15 - коефіцієнт, який враховує нагрівання двигуна при виконанні маневрових операцій;

$t_n, t_{nop}$  - час руху порожнього та навантаженого потягу;

$$t_{\text{нор}} = \frac{60L}{0,75V_{\text{нор}}} = \frac{60 \cdot 1,5}{0,75 \cdot 7} = 17,1 \text{ ххв}$$

$$t_{\text{н}} = \frac{60L}{0,75V_{\text{н}}} = \frac{60 \cdot 1,5}{0,75 \cdot 11} = 10,9 \text{ ххв.}$$

$T_p$  - тривалість одного рейса

$$T_p = t_{\text{нор}} + t_{\text{н}} + \theta = 17,1 + 10,9 + 20 = 48 \text{ ххв}$$

де  $\theta = 20$  хв. - тривалість пауз, включаючи час на виконання маневрових робіт, навантаження, розвантаження, простой.

$$I_{\text{еф}} = 1,1 \sqrt{\frac{50^2 \cdot 10,9 + 83^2 \cdot 17,1}{48}} = 50,1 \leq 50 \text{ А.}$$

Вибрана вага потяга задовольняє вимогам за нагрівом двигунів.  
Визначаємо необхідну кількість рейсів з перевезення вантажу:

$$R = \frac{k \sum A_{\text{см}}}{G_6 Z} + R_{\text{люд}},$$

де  $k = 1,25 \dots 1,5$  - коефіцієнт нерівності вантажопотоку;

$R_{\text{люд}} = 1$  - число людських рейсів за зміну;

$G_6 = 2,125$  т - вага вантажу;  $Z = 18$  - число вагонеток у потязі.

$$R = \frac{1,25 \cdot 384,2}{2,125 \cdot 18} + 1 = 7,06 \text{ рейси.}$$

Визначаємо можливе число рейсів за зміну:

$$R_{\text{мож}} = \frac{60T_{\text{зм}} k_m}{T_p},$$

де  $k_m = 0,85$  - коефіцієнт машинного часу.

$$R_{\text{мож}} = \frac{60 \cdot 6 \cdot 0,85}{42,9} = 7,13 \text{ рейсів.}$$

Визначаємо необхідну кількість електровозів:

$$N = \frac{R}{R_{\text{мож}}} = \frac{7,06}{7,13} = 0,99.$$

Приймаємо  $N = 1$  електровоз АМ8Д.

Визначаємо інвентарну кількість електровозів:

$$N_u = N + N_p,$$

де  $N_p = 1$  - резервна кількість електровозів.

$$N_u = 1 + 1 = 2 \text{ електровози.}$$

Необхідна кількість акумуляторних батарей:

$$n_6 = 2N_u + n_p,$$

де  $n_p = 1$  - кількість резервних батарей (приймається 1 на 10 робочих).

$$n_6 = 2 \cdot 2 + 1 = 5 \text{ батарей.}$$

Необхідне число зарядних столів:

$$n_{\text{см}} = N_u + 2 = 2 + 2 = 4 \text{ столів.}$$

Питомі витрати електроенергії на перевезення 1 т вантажу на 1 км:



$$a = 5\alpha[\omega_n + \lambda(\omega_n + \omega_{nop}) - i_c],$$

де  $\alpha = 1,25$  - коефіцієнт, який враховує додаткові витрати енергії на пускові втрати у реостатах при виконанні маневрів, перевезення людей та матеріалів;  
 $\lambda = 0,45$  - коефіцієнт тари вагонетки.

$$a = 5 * 1,25 [8 + 0,45 * (8 + 10) - 3,85] = 76,56 \frac{\text{Вт} \cdot \text{год}}{\text{т} \cdot \text{км}}.$$

Витрати електроенергії за один рейс на перевезення вантажу:

$$A_p = a Q_p L,$$

де  $Q_p = 68$  т - вага вантажу, що перевозиться за один рейс;

$L = 1,5$  км - довжина транспортування.

$$A_p = 76,56 * 68 * 1,5 = 7,7 \text{ кВт} \cdot \text{год}.$$

#### 2.4.2 Заходи безпеки при канатній відкатці

##### **Під час експлуатації лебідок необхідно:**

- виконувати всі команди, які передаються постовими;
- будь-який незрозумілий сигнал розуміти як сигнал "СТОП";
- не захащувати вільний простір біля лебідки сторонніми предметами;
- слідкувати, щоб підтримуючі і направляючі ролики при дотику з канатами обертались;
- при змотуванні каната з барабана на останньому повинно залишатися не менше 3-4 витків
- працювати на справній і відрегульованій лебідці;
- слідкувати за наявністю і справністю засобів пожежегасіння біля лебідок і електроапаратури.

При виявленні несправностей, появи під час роботи сторонніх стуків, витікання масла і т.п., лебідку необхідно вимкнути. Поновлення роботи на лебідці дозволяється лише при усуненні виявлених дефектів.

##### **При канатній відкатці забороняється:**

- пересування людей по виробці, де проводиться відкатка;
- знаходитися в зоні дії канату лебідки і в зоні руху вагонеток;
- робота на лебідці, яка не має захисної дії (загрожі) обертаючих частин;
- знімати руки з рукояток управління лебідкою;
- зчіпляти і розчіпляти вагони (вагонетки) руками.

##### **При відкатці вагонеток лебідками лебідчик зобов'язаний:**

- Виконувати функції постового.
- Приймати сигнали від зчіплювача і виконувати їх.
- Дистанційно керувати бар'єром, попередньо перевіривши його на справність.
- Підкладати гальмівні башмаки, коли буде необхідно зняти їх, причіпляти

канат, навішувати (знімати) упорну вилку після зупинки вагонеток на бар'єр при при-  
торможеній лебідці

- При переході від однієї лебідки до другої, по шляху перевіряти стан рейкової колії, бар'єрів, сигналізації, стрілкових переводів.
- Переконавшись в надійності кріплення лебідок і відповідність паспорту кріплення, що стрічка і гальма відрегульовані для надійного загальмування і плавної зміни швидкості, що на канаті немає обірваних, випущених чи запавших пасм, а також пасм з вузлами чи "жучками" і іншими пошкодженнями.
- Переконавшись, що на шляху руху поїзда і канату відсутні перешкоди, перед включенням лебідки надати попереджувальний сигнал звукової сигналізації.
- Під час роботи лебідки спостерігати за правильністю намотування (розмотування) канату на барабані (з барабану) за рухом вагонеток а також за сигналами.
- Слідкувати, щоб останні 3-4 витка канату не змотувались з барабану.
- При управлінні лебідкою враховувати напрям руху вагонеток і профіль виробки.
- Формувати склад вагонеток з кількістю вагонеток, які не перевищують встановленого проектом для даної лебідки.
- Підвішувати (знімати) упорну вилку на останній вагонетці складу, підкладати (виймати) гальмівні башмаки.

### **Навантаження та розвантаження матеріалів і обладнання**

1. Місця навантажування і розвантажування матеріалів повинні бути надійно закріплені, не захаращені та відгороджені бар'єрами чи стопорами.

2. Для навантажування і розвантажування матеріалів та обладнання вагою більше 40 кг слід застосовувати талі, ручні лебідки відповідної вантажопідйомності, тягальні пристрої.

3. Довгоміри (рейки, труби) повинні навантажуватись на рейковози, а обладнання – на платформи. Після навантаження вони повинні бути закріплені за допомогою стяжних болтів, канатів або дроту діаметром не менше 5мм.

4. Транспортні засоби при навантажуванні повинні бути загальмовані за допомогою стопорів на горизонтальній частині виробки.

5. При виконанні робіт призначається старший, який узгоджує дії всіх членів бригади і керує роботою.

6. При транспортуванні довгомірів і обладнання, яке виступає за габарити транспортних засобів повинні застосовуватись жорсткі зчіпки.

7. Довжина жорсткої зчіпки повинна вибиратись з таким розрахунком, щоб між довгомірним матеріалом або устаткуванням, що знаходиться на суміжних платформах, дотримувалась відстань, яка забезпечить проходження поїзда на заокругленнях і перегибах рейкової колії, але не менше 300м.

8. Навантаження та розвантаження обладнання з використанням лебідок повинно проводитись під керівництвом особи технагляду:

- стропа, канати, блочки та інші пристрої повинні бути справними, а лебідка закріплена згідно з паспортом;

- відчіпляти канат (стропи) від вантажу дозволяється тоді, коли вантаж буде покладено в стійке положення в призначеному місці;

- забороняється відтягувати, направляти і розвертати піднятий вантаж вручну. Для цього повинні використовуватись спеціальні гачки чи відтяжки;

- забороняється перебування людей в зоні падіння вантажу та дії канату.

9. Розвантажені матеріали складуються в стійкі штабелі з дотриманням зазорів ПБ на відстані 70м від вибою, з подальшою доставкою необхідних матеріалів для кріплення вибою вручну.

10. Забороняється:

- складати матеріали та обладнання поблизу вентиляційних дверей і в замірних станціях;

- захащувати матеріалами механізми і електрообладнання, засоби пожежегасіння, сигналізації та зв'язку;

- перевозити обладнання на бортах вагонеток;

- перекочувати важкий вантаж на себе;

- переносити довгомір та важкі вантажі по штреку поряд з працюючим конвеєром чи через нього.

## 2.5 Вентиляція шахти

2.5.1 Розрахунок відносної метанообільності виймальної ділянки й очисного вибою по пласту  $l_3$

Відповідно до рекомендацій [15] приймаємо схему провітрювання виймальної ділянки типу 1-В-Н-г-пт.

Відносна метанообільність пласту виймальної ділянки визначається по формулі:

$$q_{\text{дн}} = q_{\text{пл}} + q_{\text{сн}} + q_{\text{пор}}, \text{ м}^3/\text{т}$$

де  $q_{\text{пл}}$  – метановиділення з розроблювального пласту,  $\text{м}^3/\text{добу}$ ;

$q_{\text{сн}}$  – метановиділення зі зближених вугільних пластів,  $\text{м}^3/\text{добу}$ ;

$q_{\text{пор}}$  – метановиділення з порід, що вміщують,  $\text{м}^3/\text{добу}$ .

Метановиділення з розроблювального пласту визначається по формулі:

$$q_{\text{пл}} = q_{\text{о.п.}} + q_{\text{о.у.}} + k_{\text{э.п.}} (X - X_o), \text{ м}^3/\text{т},$$

де  $k_{\text{э.п.}}$  - коефіцієнт, що враховує експлуатаційні утрати вугілля в межах виймальної ділянки ( $k_{\text{э.п.}} = 0,03$ );

$X_o$  - залишкова метаноносність вугілля, що залишається у виробленому просторі, у ціликах, пачках, що не виймаються, і т.д.,  $\text{м}^3/\text{т}$ :

$$X_o = X_{\text{о.з.}} \cdot k_{\text{WA}_3}$$

де  $X_{\text{о.з.}}$  – залишкова метаноносність вугілля,  $\text{м}^3/\text{т}$  с.б.м.:

$$X_{\text{о.з.}} = 18,3 \cdot (V^{\text{daf}})^{-0,6},$$

де  $V^{\text{daf}}$  - вихід летучих речовин, %.

$$X_{\text{о.з.}} = 18,3 \cdot (15,4)^{-0,6} = 3,55 \text{ м}^3/\text{т}.$$

$k_{\text{WA}_3}$  - коефіцієнт перерахування метаноносності пласту на вугілля, частки од.

$$k_{\text{WA}_3} = \frac{100 - W - A_3}{100},$$

де  $W$  і  $A_3$  – відповідно пластова вологість і зольність, %.

$$k_{\text{WA}_3} = \frac{100 - 3,6 - 10}{100} = 0,86;$$

$$X_o = 3,55 \cdot 0,86 = 3,07 \text{ м}^3/\text{т};$$

$X$  - природна метаноносність пласту,  $\text{м}^3/\text{т}$ :

$$X = X_2 \cdot k_{\text{WA}_3},$$

де  $X_2$  - природна метаноносність пласту,  $\text{м}^3/\text{т}$  с.б.м.;

$$X = 20,3 \cdot 0,86 = 17,54 \text{ м}^3/\text{т}.$$

$q_{\text{о.п.}}$  - відносне метановиділення з очисного вибою,  $\text{м}^3/\text{т}$ :



$$q_{o.n.} = 0,85 \cdot X \cdot k_{nl} \cdot \exp(-n),$$

де  $k_{nl}$  - коефіцієнт, що враховує вплив системи розробки на метановиділення із пласту ( $k_{nl} = 1$ );

$n$  - показник ступеня, що залежить від швидкості посування очисного вибою ( $V_{оч}$ , м/добу), виходу летучих речовин з вугілля ( $V^{daf}$ , %) і глибини розробки ( $H$ , м):

$$n = a_1 \cdot V_{оч} \cdot \exp(-0,001 \cdot H + b_1 \cdot V^{daf}),$$

де  $a_1, b_1$  - коефіцієнти, значення яких приймаються в залежності від  $V^{daf}$  (при  $V^{daf} = 15,4\%$  :  $a_1 = 1,435$ ;  $b_1 = -0,051$ ).

$$n = 1,435 \cdot 3 \cdot \exp(-0,001 \cdot 1146 - 0,051 \cdot 15,4) = 0,67;$$

$$q_{o.n.} = 0,85 \cdot 17,54 \cdot 1 \cdot \exp(-0,67) = 7,65 \text{ м}^3/\text{т}.$$

$q_{o.y.}$  - відносне метановиділення з відбитого вугілля, м<sup>3</sup>/т:

$$q_{o.y.} = q'_{o.y.} + q''_{o.y.},$$

де  $q'_{o.y.}, q''_{o.y.}$  - відносне метановиділення з відбитого вугілля в лаві й у конвеєрному штреку відповідно, м<sup>3</sup>/т:

$$q'_{o.y.} = X \cdot k_{nl} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] (b_2 \cdot k_{my} + b_3 \cdot k'_{my});$$

$$q''_{o.y.} = X \cdot k_{nl} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] b_2 \cdot k''_{my},$$

де  $b_2, b_3$  - коефіцієнти, що враховують частку відбитого вугілля, що відповідно знаходиться на конвеєрі і залишається на ґрунті в лаві, частки од. ( $b_2 = 1$ ;  $b_3 = 0$ );

$k_{m.y.}; k'_{m.y.}; k''_{m.y.}$  - коефіцієнти, що враховують ступінь дегазації відбитого від масиву вугілля відповідно в очисному виробленні на конвеєрі, на ґрунті в лаві і на конвеєрі у виробках виймальної ділянки, частки од.:

$$k_{m.y.} = a \cdot T_{m.l.}^b;$$

$$k'_{m.y.} = a \cdot T_{m.n.l.}^b;$$

$$k''_{m.y.} = a \cdot T_{m.k.}^b - a \cdot T_{m.l.}^b;$$

де  $a, b$  - коефіцієнти, що характеризують газовітдачу з відбитого вугілля (при  $T_y \leq 6$  хв:  $a = 0,052$ ;  $b = 0,71$  при  $T_y > 6$  хв:  $a = 0,118$ ;  $b = 0,25$ );

$T_{m.l.}$  - час перебування відбитого від масиву вугілля на конвеєрі в лаві, хв.:

$$T_{m.l.} = \frac{l_{оч}}{60 \cdot V_{к.л.}},$$

де  $V_{к.л.}$  - швидкість транспортування вугілля в лаві, м/с;

$T_{m.n.l.}$  - час перебування відбитого від масиву вугілля на ґрунті в лаві при однобічній виїмці вугілля, хв.;

$T_{m.k.}$  - час перебування відбитого від масиву вугілля в транспортному штреку в межах виймальної ділянки, хв. ( $T_{m.k.} = 60$  хв.).

$$T_{m.l.} = \frac{60}{60 \cdot 1} = 1,0 \text{ хв};$$

$$k_{m.y.} = 0,052 \cdot 1,0^{0,71} = 0,052;$$

$$k'_{m.y.} = 0,052 \cdot 0^{0,71} = 0;$$

$$k''_{m.y.} = 0,118 \cdot 60^{0,25} - 0,052 \cdot 1,0^{0,71} = 0,276;$$

$$q'_{o.y.} = 17,54 \cdot 1 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-0,67)] \cdot (1 \cdot 0,052 + 0 \cdot 0) = 0,51 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q''_{o.y.} = 17,54 \cdot 1 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-0,67)] \cdot 1 \cdot 0,276 = 2,73 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{o.y.} = 0,51 + 2,73 = 3,25 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{nl.} = 7,65 + 3,25 + 0,03 \cdot (17,54 - 3,07) = 11,34 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Відносне метановиділення із супутників визначається по формулі:

$$q_{cn} = \sum q_{cn.n} + \sum q_{cn.n}.$$

Відносне метановиділення як з підроблюємого  $q_{cn.n}$ , так і з надроблюємого  $q_{cn.n}$  пласту (супутника) визначається по формулі:

$$q_{cn} = 1,14 \cdot V_{oc}^{-0,4} \cdot \frac{m_{cni}}{m_e} \cdot (X_{cni} - X_{oi}) \cdot \left(1 - \frac{M_{cni}}{M_p}\right),$$

де  $m_{cni}$  - сумарна потужність вугільних пачок окремого  $i$ -го супутника, м;

$X_{cni}$  - природна метаносність  $i$ -го супутника, м<sup>3</sup>/т;

$X_{oi}$  - природна метаносність  $i$ -го супутника, м<sup>3</sup>/т;

$m_e$  - корисна потужність, що виймається, розроблювального пласту, м;

$M_{cn}$  - відстань по нормалі між покрівлею розроблювального і ґрунтом зближеного (при підробітку) пластів і між ґрунтом розроблювального і покрівлею зближеного (при надробітці) пластів, м;

$M_p$  - відстань по нормалі між розроблювальним і зближеним пластами, при якому метановиділення з останнього практично дорівнює нулю, м.

Величина  $M_p$  при підробітці крутопохилих і крутих пластів і при надробітці по формулі:

$$M_p^{nidp} = k_{к.н} \cdot m_{e.np} \cdot (1,2 + \cos \alpha_{nl}), \text{ м};$$

$$M_p^{надp} = k_{к.н} \cdot m_{e.np} \cdot (1,2 - \cos \alpha_{nl}), \text{ м},$$

де  $m_{e.np}$  - потужність пласта, що виймається, з урахуванням порідних прошарків, м;

$k_{к.н}$  - коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею ( $k_{к.н}=60,45$  для  $M_p^{nidp}$  та  $k_{к.н}=25$  для  $M_p^{надp}$ );

$\alpha_{nl}$  - кут падіння пласта, град.

$$M_p^{nidp} = 60,45 \cdot 1,5 \cdot (1,2 + \cos 53^0) = 163 \text{ м};$$

$$M_p^{надp} = 25 \cdot 1,5 \cdot (1,2 - \cos 53^0) = 22 \text{ м}.$$

Результати розрахунків зведемо в таблицю 2.2.

Таблиця 2.2 - Метановиділення із супутників

Пласт	$m_{cni}$ , м	$m_6$ , м	$X_{cni}$ , м <sup>3</sup> /т	$X_{oi}$ , м <sup>3</sup> /т	$M_{cni}$ , м	$M_p$ , м	$q_{cni}$ , м <sup>3</sup> /т
Пласти що підроблюються							
$l_7^H$	0,36	1,22	16,43	2,35	28	163	2,17
$l_6$	0,3	1,22	15,03	1,97	42	163	1,50
$l_5$	0,65	1,22	14,36	2,02	75	163	2,24
$l_4^6$	0,93	1,22	15,23	2,13	117	163	1,79
$l_4^H$	1,02	1,22	13,35	1,98	161	163	0,09
Разом							7,78
Пласти що підроблюються							
$l_2^l$	0,19	1,22	16,04	2,07	16	22	0,39
Разом							0,39
Усього по пласту $l_3$							8,17

У зв'язку з відсутністю даних по метаносності порід, що вміщують, метановиділення визначається по формулі:

$$q_{nop} = 1,14 \cdot V_{oc}^{-0,4} \cdot (X - X_o) \cdot k_{c.n} \cdot (H - H_o), \text{ м}^3/\text{т.}$$

де  $k_{c.n}$  – коефіцієнт, що враховує вплив способу керування покрівлею і литологический склад порід, частки од. ( $k_{c.n} = 0,00106$  по табл.3.7 [15]);

$H_o$  – глибина верхньої границі зони метанових газів, м;

$H$  – глибина розробки, м.

$$q_{nop} = 1,14 \cdot 3^{-0,4} \cdot (17,54 - 3,07) \cdot 0,00106 \cdot (1146 - 140) = 10,59 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Тоді відносна метанообільність виймальної ділянки складе:

$$q_{dil} = 11,34 + 8,17 + 10,59 = 30,10 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Визначимо очікуване метановиділення з очисної виробки і виймальної ділянки по формулах:

$$q_{oc.} = (q_{o.n.} + q'_{o.y.}) \cdot (1 - k_{d.n.l.}) + k_{v.n.} \cdot q'_{v.n.}, \text{ м}^3/\text{т.};$$

$$q_{dil.} = (q_{o.n.} + q_{o.y.}) \cdot (1 - k_{d.n.l.}) + q'_{v.n.}, \text{ м}^3/\text{т.},$$

де  $k_{d.n.l.}$  – коефіцієнт ефективності дегазації розроблювального пласту, частки од.;

$k_{v.n.}$  – коефіцієнт, що враховує метановиділення з виробленого простору в привибійне, частки од. ( $k_{v.n.} = 0$  [15]);

$q'_{v.n.}$  – очікуване метановиділення з виробленого простору на виймальної ділянці, м<sup>3</sup>/т;

$$q'_{v.n.} = [k_{c.n.} \cdot (X - X_o) \cdot (1 - k_{d.n.l.}) + (\sum q_{c.n.i} + q_{nop}) \cdot (1 - k_{d.c.n.}) +$$

$$+ \sum q_{c.n.i} \cdot (1 - k_{d.c.n.})] \cdot (1 - k'_{d.v.n.}) \cdot (1 - k_{d.v.o.}),$$

де  $k_{d.c.n.}$ ,  $k_{d.c.n.}$ ,  $k_{d.v.o.}$ ,  $k'_{d.v.n.}$  – коефіцієнти, що враховують ефективність дегазації підроблюємих зближених пластів і порід, надроблюємих зближених пластів, виробленого простору й ефективність ізольованого відводу метану відповідно, частки од.

$$q'_{v.n.} = [0,03 \cdot (17,54 - 3,07) \cdot (1 - 0) + (7,78 + 10,59) \cdot (1 - 0) +$$

$$+ 0,39 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0) \cdot (1 - 0) = 19,20 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{оч} = (7,65 + 0,51 + 2,73) \cdot (1 - 0) + 0 \cdot 19,20 = 10,90 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{дiл} = (7,65 + 3,25) \cdot (1 - 0) + 19,20 = 30,10 \text{ м}^3/\text{т}.$$

2.5.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки й очисного вибою по пласту  $l_3$

Визначимо очікуване метановиділення очисної виробки по формулі:

$$I_{оч} = \frac{A_{оч} \cdot q_{оч}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $A_{оч}$  – середньодобовий видобуток з очисної виробки, т/сут;

$q_{оч}$  – очікуване метановиділення з очисної виробки,  $\text{м}^3/\text{т}$ .

Для розрахунку середнього абсолютного метановиділення на виймальної ділянці у формулу підставимо  $q_{дiл}$ .

$$I_{оч} = \frac{768 \cdot 10,90}{1440} = 5,81 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{дiл} = \frac{768 \cdot 30,10}{1440} = 16,06 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо необхідність проведення дегазації. Критерієм, що визначає необхідність проведення дегазації, є підвищення метанобільності виробок понад припустиму по факторі вентиляції  $I_p$ .

$$I_{оч} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\max} \cdot S_{\min} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв}.$$

де  $V_{\max}$  – максимально припустима по ПБ швидкість руху повітря в лаві, м/с ( $V_{\max}=4,0$  м/с);

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності метановиділення в лаві (з табл. 6.3 [15]);

$c$  – припустима по ПБ максимальна концентрація метану у вихідній з лави струмені повітря, %;

$S_{\min}$  – мінімальна площа перетину лави по паспорті кріплення,  $\text{м}^2$ :

$$S_{\min} = k_{o.z.} \cdot S_{оч. \min},$$

де  $k_{o.z.}$  – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного (з табл.6.5 [15]).

$$S_{\min} = 1,15 \cdot 2,5 = 2,88 \text{ м}^2;$$

$$0,6 \cdot 4 \cdot 2,88 \cdot$$

$$I_p = \frac{1}{1,52} = 4,55 \text{ м}^3/\text{хв};$$



$$I_{oc} = 5,81 \text{ м}^3/\text{хв} > I_p = 4,55 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, є необхідність у проведенні дегазації.

Згідно рекомендацій [15], приймаємо наступні способи дегазації:

- дегазацію свердловинами по пласту, пробуреними з підготовчих виробок;
- дегазації пласта-супутника свердловинами, пробуреними з підготовчих виробок;
- відсос газу з виробленого простору з використанням ежекторів і вентиляторів.

Зробимо повторний розрахунок:

$$q'_{в.н} = [0,03 \cdot (17,54 - 3,07) \cdot (1 - 0,45) + (7,78 + 10,59) \cdot (1 - 0,7) + 10,59 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0) \cdot (1 - 0,6) = 2,46 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{oc} = (7,65 + 0,51 + 2,73) \cdot (1 - 0,45) + 0 \cdot 2,46 = 6,00 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{dil} = (7,65 + 3,25) \cdot (1 - 0,45) + 2,46 = 8,45 \text{ м}^3/\text{т}.$$

$$I_{oc} = \frac{768 \cdot 6,00}{1440} = 3,20 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{dil} = \frac{768 \cdot 8,45}{1440} = 4,51 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,88 \cdot 1}{1,65} = 4,19 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{oc} = 3,20 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 4,19 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, дегазація проведена ефективно.

### 2.5.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки по пласту $l_3$

Розрахунок витрати повітря, необхідного для провітрювання очисної виробки по виділенню метану визначається по формулі:

$$Q_{oc} = \frac{100 \cdot I_{oc} \cdot k_n}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}$$

де  $I_{oc}$  – середнє виділення метану з очисного вибою,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності виділення метану, частки од.;

$C$  – припустима згідно ПБ концентрація метану у вихідному з очисної виробки вентиляційному струмені, %;

$C_o$  – концентрація газу в вентиляційному струмені, що надходить на виймальну ділянку, %.

$$Q_{oc} = \frac{100 \cdot 3,20 \cdot 1,65}{1 - 0,05} = 555 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по газах, що утворюються при підричних роботах не виконуємо через відсутність ніш.

Розрахунок повітря по числу людей робимо по формулі:

$$Q_{оч.} = 6 \cdot n_{цел.} \cdot k_{о.з.}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $n_{цел.}$  - найбільше число людей, що одночасно працюють в очисній виробці;  
 $k_{о.з.}$  - коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного (приймаємо по табл. 6.4 [15]).

$$Q_{оч.} = 6 \cdot 8 \cdot 1,15 = 55 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря з умови оптимальної швидкості по пиловому фактору здійснюється по формулі:

$$Q_{оч.} = 60 \cdot S_{оч.мин.} \cdot V_{онм.} \cdot k_{о.з.}, \text{ м}^3/\text{хв}$$

де  $V_{онм.}$  - оптимальна швидкість повітря в привибійному просторі лави, м/с ( $V_{онм.} = 1,6$  м/с);

$S_{оч.мин.}$  - мінімальна площа поперечного перерізу привибійного простору очисної виробки у світлі, м<sup>2</sup> (приймаємо по табл. 6.5 [15]).

$$Q_{оч.} = 60 \cdot 2,88 \cdot 1,6 \cdot 1,15 = 317 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Перевірка витрати повітря по швидкості здійснюється по наступним формулам:

- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{оч.} \geq Q_{оч.мин.} \cdot k_{о.з.} = 60 \cdot S_{оч.мак.} \cdot V_{мин.} \cdot k_{о.з.}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $V_{мин.}$  - мінімально припустима швидкість повітря в очисній виробці, м/с ( $V_{мин.} = 0,25$  м/с);

$S_{оч.мак.}$  - максимальна площа поперечного перерізу призабойного простору очисної виробки у світлі, м<sup>2</sup> (приймаємо по табл. 6.5 [15]).

$$555 \text{ м}^3/\text{хв} > 60 \cdot 2,88 \cdot 0,25 \cdot 1,15 = 50 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{оч.} \leq Q_{оч.мак.} \cdot k_{о.з.} = 60 \cdot S_{оч.мин.} \cdot V_{мак.} \cdot k_{о.з.}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $V_{мак.}$  - максимально припустима швидкість повітря в очисній виробці згідно ПБ, м/с ( $V_{мак.} = 4$  м/с).

$$555 \text{ м}^3/\text{хв} < 60 \cdot 2,88 \cdot 4 \cdot 1,15 = 794 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

Приймаємо  $Q_{оч.} = 555 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

Розрахуємо витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки по газам, що постійно виділяються:

$$Q_{діл.} = \frac{100 \cdot I_{діл.} \cdot k_n}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $I_{діл.}$  - середнє виділення метану в межах виймальної ділянки, м<sup>3</sup>/хв.

$$Q_{діл.} = \frac{100 \cdot 4,51 \cdot 1,57}{1 - 0,05} = 746 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрата повітря, повинна задовольняти умові:

$$Q_{діл.} \leq Q_{оч.мак.} \cdot k_{ум.в.} = 60 \cdot S_{оч.мак.} \cdot V_{мак.} \cdot k_{ум.в.}, \text{ м}^3/\text{хв}.,$$

де  $k_{ум.в.}$  - коефіцієнт, що враховує витоки повітря через вироблений простір у межах виробленого простору (по рис. 6.12[14]).

$$Q_{dil} = 746 \text{ м}^3/\text{хв.} < 60 \cdot 2,5 \cdot 4 \cdot 2 = 1380 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується.

Витрата повітря по газах, що утворюються при веденні вибухових робіт в привибійном просторі лави, а також по людях визначається по формулі:

$$Q_{dil} = Q_{оч} \cdot \frac{k_{ум.в.}}{k_{о.з.}}, \text{ м}^3/\text{хв.}$$

$$Q_{dil} = 555 \cdot \frac{2}{1,15} = 965 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрата повітря, що перевіряється по числу людей, повинна задовольняти умові:

$$Q_{dil} \geq 6 \cdot n_{чел.}, \text{ м}^3/\text{хв.}$$

$$Q_{dil} = 965 \geq 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо витрату повітря для виймальної ділянки з урахуванням падаючого вугілля (для вуглеспускної печі):

$$Q_{dil} = Q_{dil,max} + \Delta Q_{dil}, \text{ м}^3/\text{хв.},$$

де  $\Delta Q_{dil}$  – поправка, що враховує зменшення повітря під дією падаючого вугілля,  $\text{м}^3/\text{хв.}$ :

$$\Delta Q_{dil} = \frac{k'_{n.y}}{Q_{dil,max}}, \text{ м}^3/\text{хв.},$$

де  $k'_{n.y}$  – коефіцієнт, що враховує вплив опору падаючого вугілля на зменшення витрати повітря (приймається залежно від  $h_m$ ).

$$h_m = 30,5 \cdot k_{дв} \cdot \beta_o \cdot l_{оч} \cdot (v_{m.y} + v)^2, \text{ даПа,}$$

де  $k_{дв}$  – коефіцієнт, що враховує вплив опору потоку вугілля, що рухається, на зменшення витрати повітря (визначається в залежності від  $\beta_o$ );

$v_{m.y}$  – швидкість руху вугілля в лаві, м/с;

$v$  – швидкість повітря в привибійному просторі, м/с:

$$v = \frac{Q_{уч,max}}{60 \cdot S_{оч,min} \cdot k_{ум.в.}}, \text{ м/с.}$$

$\beta_o$  – об'ємна концентрація вугілля:

$$\beta_o = \frac{j}{60 \cdot \gamma \cdot v_{m.y} \cdot m_{в.пр} \cdot v_{min} \cdot k_3}$$

$j$  – продуктивність комбайна, т/хв.;

$v_{min}$  – ширина робочого простору, м;

$k_3$  – коефіцієнт (приймаємо  $k_3 = 0,7$ ).

$$\beta_o = \frac{2,5}{60 \cdot 1,5 \cdot 4,2 \cdot 1,5 \cdot 2 \cdot 0,7} = 0,003;$$

$k_{дв} = 0,05$ ;

$$v = \frac{965}{\quad} = 2,8 \text{ м/с;}$$

$$60 \cdot 2,88 \cdot 2$$

$$h_m = 30,5 \cdot 0,05 \cdot 0,003 \cdot 125 \cdot (4,2 + 2,8)^2 = 32,42 \text{ даПа};$$

$$k'_{n,y} = 120000;$$

$$\Delta Q_{dil} = \frac{120000}{965} = 124 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$Q_{dil} = 965 + 124 = 1089 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Приймаємо  $Q_{dil} = 1089 \text{ м}^3/\text{хв.}$

#### 2.5.4 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору

Максимально припустиме навантаження на очисний вибій по газовому фактору визначаються по формулі:

$$A_{\max} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \cdot \left[ \frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т / добу},$$

де  $I_p$  – середня абсолютна метанообільність очисної виробки (приймаємо по табл.7.1 [15]);

$Q_p$  - максимальна витрата повітря в очисній виробці, що може бути використана для розведення метану до припустимих ПБ норм,  $\text{м}^3/\text{хв.}$  (приймаємо по табл. 7.1 [15]).

$$A_{\max} = 768 \cdot 3,20^{-1,67} \cdot \left[ \frac{638 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 994 \text{ т / добу}.$$

Отже, навантаження на очисний вибій по газовому фактору не являється стримуючим.

#### 2.5.5 Розрахунок метанообільності тупикових виробок

Розрахунок будемо робити для виробки, проведеної по пласту  $l_3$

Метановиділення в тупикову виробку, проведеному по вугільному пласту:

$$I_n = I_{нов.1} + I_{о.у.н.}, \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_{з.н} = I_{нов.2} + I_{о.у.н.}, \text{ м}^3/\text{хв.},$$

де  $I_{нов}$  – метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пласту,  $\text{м}^3/\text{хв.}$ :

$$I_{нов} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_n \cdot V_n \cdot (X - X_o) \cdot k_m,$$

де  $V_n$  – проектна швидкість подвигання вибою тупикової виробки,  $\text{м}/\text{добу}$ ;

$k_m$  – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення в часі, частки од. (приймаємо по табл. 3.2 [15]).



$I_{o.y.n.}$  – метановиділення з відбитого вугілля, м<sup>3</sup>/хв:

$$I_{o.y.n.} = j \cdot k_{m.y.} \cdot (X - X_o),$$

де  $j$  – технічна продуктивність комбайна, т/хв. (приймаємо по табл.3.3 [15]);

$k_{m.y.}$  – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації відбитого вугілля, частки од.:

$$k_{m.y.} = a \cdot T_y^v,$$

де  $T_y$  – час перебування (дегазації) вугілля в привибійному просторі, хв.;

$a, v$  – коефіцієнти, що характеризують газовітдачу з відбитого вугілля (при  $T_y \leq 6$  хв:  $a=0,052$ ;  $v=0,71$  при  $T_y > 6$  хв:  $a=0,118$ ;  $v=0,25$ ).

$$T_y = \frac{S_{eyz} \cdot l_u \cdot \gamma}{j}, \text{ хв.}$$

де  $S_{eyz}$  – площа перетину виробки по вугіллю в проходці, м<sup>2</sup>;

$l_u$  – посування вибою за цикл, м.

$$T_y = \frac{5,49 \cdot 0,5 \cdot 1,36}{1} = 4 \text{ хв};$$

$$k_{m.y.} = 0,052 \cdot 4^{0,71} = 0,13;$$

$$I_{o.y.n.} = 1 \cdot 0,13 \cdot (17,54 - 3,07) = 1,92 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{нов.1} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,22 \cdot 4,5 \cdot (17,54 - 3,07) \cdot 0,96 = 1,75 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{нов.2} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,22 \cdot 4,5 \cdot (17,54 - 3,07) \cdot 0,17 = 0,31 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_n = 1,75 + 1,92 = 3,67 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{з.н.} = 0,31 + 1,92 = 2,23 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

### 2.5.6 Розрахунок кількості повітря і вибір засобів провітрювання для тупикових виробок

Розрахунок витрати повітря для провітрювання тупикової виробки по газах, що утворюються при підричних роботах, не здійснюємо, тому що виробка проводиться комбайновим способом.

Розрахунок повітря для провітрювання привибійного простору при виїмці вугілля у тупикової виробці комбайном визначається по формулі:

$$Q_{з.н.} = \frac{100 \cdot I_{з.н.}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

$$Q_{з.н.} = \frac{100 \cdot 2,23}{1 - 0,05} = 235 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по числу людей:

$$Q_{з.н.} = 6 \cdot n_{чел.}, \text{ м}^3/\text{хв}.$$

$$Q_{з.н.} = 6 \cdot 4 = 24 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрата повітря по мінімальній швидкості у виробці:

$$Q_{з.н.} = 60 \cdot V_{н.мин} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $V_{н.мин}$  - мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря в тупиковій виробці, м/с ( $V_{н.мин} = 0,25 \text{ м}^3/\text{хв}$ ).

$$Q_{з.н.} = 60 \cdot 0,25 \cdot 0,003 = 183 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрата повітря по мінімальній швидкості в просторі тупикової виробки:

$$Q_{з.н.} = 20 \cdot V_{з.мин} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $V_{з.мин}$  - мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря в привибійном просторі, м/с ( $V_{з.мин} = 1 \text{ м/с}$  [8]).

Вологість повітря  $\varphi = 80 \dots 85 \%$ .

Температура повітря:

$$t_g = t_n - (2 \div 3), \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$t_n = \frac{H - H_n}{H_z} + 9^\circ, \text{ } ^\circ\text{C};$$

де  $H_n$  - глибина зони постійних температур, м ( $H_n = 26 \text{ м}$ );  
 $H_z$  - геометричний градієнт ( $H_z = 25 \text{ м/град}$ ).

$$t_n = \frac{1146 - 26}{25} + 9 = 51,2 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$t_g = 51,2 - 3 = 48,2 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Внаслідок того, що температура повітря перевищує 26 град, передбачаємо кондиціювання повітря до 25 град.

$$Q_{з.н.} = 20 \cdot 1 \cdot 0,003 = 244 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Приймаємо  $Q_{з.н.} = 244 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

Витрата повітря для провітрювання всієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_n = \frac{100 \cdot I_n \cdot k_{н.н.}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $I_n$  - газовиділення в тупиковій виробці,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$k_{н.н.}$  - коефіцієнт нерівномірності газовиділення в тупиковій виробці ( $k_{н.н.} = 1$  [15]).

$$Q_n = \frac{100 \cdot 3,67 \cdot 1}{1 - 0,05} = 387 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрата повітря для провітрювання виробки по числу людей:

$$Q_n = 6 \cdot n_{чел.н}, \text{ м}^3/\text{хв}.$$

де  $n_{чел.н}$  - найбільше число людей, що одночасно працюють у виробці, чол.

$$Q_n = 6 \cdot 5 = 30 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Повинна виконуватися умова:

$$Q_n \geq Q_{з.н.} \cdot k_{вит.тр}, \text{ м}^3/\text{хв}.$$

де  $k_{вит.тр.}$  - коефіцієнт витоків повітря у вентиляційних трубопроводах

$$k_{вит.тр.} = k_{вит.тр1} \cdot k_{вит.тр2},$$

де  $k_{вит.тр1}$  - коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [15]);

$k_{\text{вум.мп2}}$  - коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [15]).

$$k_{\text{вум.мп}} = 1,06 \cdot 1,02 = 1,08;$$

$$387 \text{ м}^3/\text{хв} > 244 \cdot 1,08 = 264 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Приймаємо  $Q_n = 387 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

При проведенні виробки будемо застосовувати нагнітальний спосіб провітрювання. Для зменшення коефіцієнта витоків повітря та аеродинамічного опору гнучких трубопроводів застосовуємо комбінований трубопровід із гнучких труб типів 1А та 1Б та введеного усередину їх поліетиленового рукава і кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава.

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$R_{\text{мп.г.}} = r_{\text{мп.}} \cdot (l_{\text{мп.1}} + 20 \cdot d_{\text{мп.1}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{мп.1}} \cdot n_2) + r_{\text{мп.к.}} \cdot (l_{\text{мп.2}} + 20 \cdot d_{\text{мп.2}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{мп.2}} \cdot n_2), \text{ км},$$

де  $r_{\text{мп}}$  - питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря,  $\text{км}/\text{м}$ ;

$n_1, n_2$  - число поворотів трубопроводів на  $90^\circ$  і  $45^\circ$  відповідно;

$r_{\text{мп.к.}}$  - аеродинамічний опір 1 м трубопроводу з поліетиленовим рукавом;

$l_{\text{мп1}}$  - довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

$l_{\text{мп2}}$  - довжина ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$d_{\text{мп1}}$  - діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

$d_{\text{мп2}}$  - діаметр ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м.

$$R_{\text{мп.г.}} = 0,0161 \cdot (200 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + 0,0046 \cdot (460 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 5,41 \text{ км}.$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{з.п.}} \cdot k_{\text{вум.мп}}, \text{ м}^3/\text{хв}.$$

$$Q_{\text{в}} = 244 \cdot 1,08 = 264 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Повинна виконуватися умова:

$$Q_{\text{в}} \geq Q_n.$$

$$264 \text{ м}^3/\text{хв} < 387 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Приймаємо  $Q_{\text{в}} = 387 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_{\text{в}} = Q_{\text{в}}^2 \cdot R_{\text{мп.г.}} \cdot \left( \frac{0,59}{k_{\text{вум.мп}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}.$$

$$h_{\text{в}} = 6,4^2 \cdot 5,41 \cdot (0,59/1,08 + 0,41)^2 = 205 \text{ даПа}.$$

По додатку 1 [15] і розрахованим значенням  $Q_{\text{в}}$  і  $h_{\text{в}}$  вибираємо вентилятор типу ВМ-6.

Визначимо режим роботи вентилятора, для чого нанесемо аеродинамічну характеристику трубопроводу на аеродинамічну характеристику вентилятора.

Аеродинамічну характеристику трубопроводу визначимо по формулі змінюючи  $Q_v$ . Результати розрахунків зводимо в таблицю 2.3.

Таблиця 2.3 - Результати розрахунків

$Q_{з.п.}$ , м <sup>3</sup> /мин	3,0	4,0	5,0	6,0	7,0
$k_{ут.тр}$	1,04	1,05	1,06	1,07	1,09
$Q_v$ , м <sup>3</sup> /мин	3,1	4,2	5,3	6,4	7,6
$h_v$ , даПа	50	90	142	206	285

Побудуємо характеристику трубопроводу на аеродинамічній характеристиці вентилятора ( лист 3.).

З побудов видно, що  $Q_p = 402$  м<sup>3</sup>/хв;  $h_p = 222$  даПа.

Витрата повітря в місці установки ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{вс.} \geq 1,43 \cdot Q_v \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $Q_v$  - подача вентилятора, м<sup>3</sup>/хв;

$k_p$  - коефіцієнт, прийнятий рівним 1,0.

$$Q_{вс.} = 1,43 \cdot 402 \cdot 1 = 575 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Остаточні витрати повітря біля тупикового вибою складуть:

$$Q_{з.п.} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_v}{R_{тр.г.}}} - 0,69 \cdot Q_{в.р.}, \text{ м}^3/\text{с}.$$

$$Q_{з.п.} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{222}{5,41}} - 0,69 \cdot 6,7 = 6,20 \text{ м}^3/\text{с} = 372 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

### 2.5.7 Провітрювання шахти

Витрата повітря для шахти в цілому визначається по формулі:

$$Q_{ш} = 1,1 \cdot (\Sigma Q_{діл.} + \Sigma Q_{т.в.} + \Sigma Q_{ног.в.} + \Sigma Q_{под.в.} + \Sigma Q_k + \Sigma Q_{вирт.}), \text{ м}^3/\text{хв},$$

де 1,1 - коефіцієнт, що враховує нерівномірність розподілу повітря по мережі гірничих виробок;

$\Sigma Q_{діл.}$  - витрата повітря для провітрювання виймальних ділянок, м<sup>3</sup>/хв;

$\Sigma Q_{т.в.}$  - витрата повітря, що подається до всасів ВМП для відособленого провітрювання тупикових виробок, м<sup>3</sup>/хв;

$\Sigma Q_{ног.в.}$  - витрата повітря для провітрювання виробок, що погашаються, м<sup>3</sup>/хв;

$\Sigma Q_{под.в.}$  - витрата повітря для відособленого провітрювання підтримуваних виробок, м<sup>3</sup>/хв;

$\Sigma Q_k$  - витрата повітря для відособленого провітрювання камер, м<sup>3</sup>/хв;



$\Sigma Q_{\text{внт.}}$  – витоки повітря через вентиляційні спорудження, розташовані за межами виймальних ділянок, м<sup>3</sup>/хв.

Визначимо витрати повітря для провітрювання камер.

Витрата повітря для провітрювання складу ВР визначається по формулі:

$$Q_k = 0,07 \cdot V_k, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $V_k$  - сумарний обсяг виробок складу ВР, м<sup>3</sup>.

$$Q_k = 0,07 \cdot 1200 = 84 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрата повітря для провітрювання зарядних камер:

$$Q_k = \frac{31 \cdot 10^{-4} \cdot \sum_{i=1}^n E_i \cdot n_{ai}}{26 - t_{\text{ex}}}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $E_i$  – ємність акумулятора, А·год (для 102 ТНЖШ-550  $E_i = 550$  А·год);

$n_{ai}$  – число акумуляторів у батареї ( $n_{ai} = 102$ );

$n$  – число одночасне батарей, що заряджаються, ( $n = 5$ ).

$$Q_k = \frac{31 \cdot 10^{-4} \cdot \sum_{i=1}^{n=5} 550 \cdot 102}{26 - 23} = 290 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

При цьому повинно дотримуватися умова:

$$Q_k \geq \sum_{i=1}^{n_i} 30 \cdot n_{oi} \cdot k_{zi}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $k_{zi}$  – коефіцієнт, що враховує тип батареї, що заряджається, (по табл.8.1 [15]).

$290 \text{ м}^3/\text{хв} > 30 \cdot 5 \cdot 1,7 = 255 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

Умова дотримується. Приймаємо витрату повітря для провітрювання зарядних камер рівним  $290 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

Величина витоків повітря через вентиляційні спорудження, встановлені у виробках за межами виймальних ділянок, розраховується по формулі:

$$\Sigma Q_{\text{внт.ш}} = \Sigma Q_{\text{внт.г}} + \Sigma Q_{\text{внт.шл}} + \Sigma Q_{\text{внт.кр}} + \Sigma Q_{\text{внт.зав}}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $\Sigma Q_{\text{внт.г}}$  – витоки повітря в межах шахти через глухі вентиляційні перемички, м<sup>3</sup>/хв. (норма витоків повітря через двері  $Q_{\text{внт.г}} = 114 \text{ м}^3/\text{хв}$ .; норма витоків повітря через глухі перемички  $Q_{\text{внт.г}} = 22 \text{ м}^3/\text{хв}$ .);

$\Sigma Q_{\text{внт.шл}}$  – витоки повітря через шлюзи, м<sup>3</sup>/хв. ( $Q_{\text{внт.шл}} = 0 \text{ м}^3/\text{хв}$ .);

$\Sigma Q_{\text{внт.кр}}$  – витоки повітря через кросинги, м<sup>3</sup>/хв. ( $Q_{\text{внт.кр}} = 0 \text{ м}^3/\text{хв}$ .);

$\Sigma Q_{\text{внт.зав}}$  – витоки повітря через завантажувальні пристрої, м<sup>3</sup>/хв. ( $\Sigma Q_{\text{внт.зав}} = 150 \text{ м}^3/\text{хв}$ .).

Визначимо витоки повітря, що впливають на роботу вентилятора, встановленого на стовбурі Пугачовка:

$$\Sigma Q_{\text{внт.ш}} = 3 \cdot 22 + 2 \cdot 114 + 1 \cdot 150 = 444 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо витрату повітря для вентилятора, встановленого на стовбурі Пугачовка:

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot (2178 + 1150 + 0 + 204 + (84 + 290) + 444) = 4785 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо подачу вентиляційних установок по формулі:

$$Q_v = Q_{\text{вн}} \cdot k_{\text{вн.з}}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

де  $k_{\text{вн.з}}$  – коефіцієнт зовнішніх витоків повітря.

— на стовбурі Пугачовка:

$$Q_v = 4785 \cdot 1,25 = 5981 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо депресію шахти, за яку приймається максимальне значення з депресій усіх напрямків  $h_{n.\text{max}}$ , що проходять через очисні виробки.

Депресія напрямку визначається:

$$h_n = h_{\text{к.в.}} + h_{\text{н.в.}} + h_{\text{к}} + h_{\text{к.к.}}, \text{ даПа},$$

де  $h_{\text{к.в.}}$  – депресія каналу вентиляційної установки, даПа:

$$h_{\text{к.в.}} = 0,11 \cdot h_{\text{н.в.}}$$

$h_{\text{н.в.}}$  – депресія підземних виробок напрямку, даПа:

$$h_{\text{н.в.}} = 1,1 \cdot (h_1 + h_2 + K h_n)$$

$h_{\text{к}}$  – депресія повітрянагрівачів, даПа;

$h_{\text{к.к.}}$  – депресія каналу повітрянагрівальної установки, даПа.

Визначимо депресію лави по формулі:

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

де  $R_{\text{оч.}}$  – загальний аеродинамічний опір лави,  $\text{к}\mu$ :

$$R_{\text{оч.}} = \frac{0,0612 \cdot (\xi_{\text{вх}} + \xi_{\text{вих}})}{S_{\text{оч.}}^2} + 0,01 \cdot r_{100} \cdot l_{\text{оч.}}, \text{ к}\mu,$$

де  $\xi_{\text{вх}}$ ,  $\xi_{\text{вих}}$  – коефіцієнти місцевого опору входу і виходу лави (визначається по табл. 9.1 [15]);

$r_{100}$  – питомий аеродинамічний опір лав з мех. кріпленням,  $\text{к}\mu$  (по табл. 6.5 [15]);

$l_{\text{оч.}}$  – довжина лави, м.

$$R_{\text{оч.}} = \frac{0,0612 \cdot (10 + 1,5)}{2,88^2} + 0,01 \cdot 0,04 \cdot 60 = 0,11 \text{ к}\mu,$$

$$h_{\text{оч.}} = 0,11 \cdot 9,25^2 = 9,31 \text{ даПа}.$$

Депресія капітальних і підготовчих виробок розраховується по:

$$h = \frac{k_{\text{н.р.в.}} \cdot \alpha \cdot P_v \cdot l_v \cdot Q_p^2}{S^3}, \text{ даПа},$$

де  $k_{\text{н.р.в.}}$  – коефіцієнт, що враховує нерівномірність розподілу повітря по мережі гірничих виробок, резерв вентиляційної мережі і резерв вентиляційних установок;

$\alpha$  – коефіцієнт аеродинамічного опору,  $\text{даПа} \cdot \text{с}^2 \cdot \text{м}^2$ ;

$P_v$  – периметр виробки, м:

- для виробок круглого перетину:

$$P_v = 3,54 \cdot \sqrt{S};$$

- для виробок аркового перетину:

$$P_v = 3,8 \cdot \sqrt{S},$$

$l_v$  – довжина виробки, м;

$S$  – перетин виробки,  $\text{м}^2$ ;

$Q_p$  – розрахункова витрата повітря по виробках розглянутого напрямку, м<sup>3</sup>/с.

Зробимо розрахунок депресії виробок по ділянці для різних напрямків. Результати розрахунків зведемо в таблицю 2.4.

$$h_{n.в}^{\min} = 1,1 \cdot 235,39 = 258,93 \text{ даПа};$$

$$h_{n.в}^{\max} = 1,1 \cdot 296,41 = 326,05 \text{ даПа};$$

$$h_{к.в}^{\min} = 0,11 \cdot 258,93 = 28,48 \text{ даПа};$$

$$h_{к.в}^{\max} = 0,11 \cdot 326,05 = 35,87 \text{ даПа};$$

$$h_n^{\min} = 258,93 + 28,48 = 287,41 \text{ даПа};$$

$$h_n^{\max} = 326,05 + 35,87 = 361,92 \text{ даПа}.$$

Таблиця 2.4 – Розрахунок депресії

№ ділянки	Назва ділянки	Параметри розрахунків									
		кн.р.в	$\alpha$	Р, м	довжина виробки, м		Qp, м <sup>3</sup> /с	S, м <sup>2</sup>	депресія виробки, даПа		V, м/с
					Lmin	Lmax			h min	h max	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1 - 2	стовбур № 4	1,563	30,6	25,08	1026	960	79,8	50,2	6,19	5,79	1,59
2 - 3	стовбур № 4	1,563	30,6	25,08	120	1020	73,4	50,2	0,61	5,21	1,46
3 - 4	Квершлаг гор. 1146 м	1,563	20	14,47	170	170	58,9	14,5	8,74	8,74	4,06
4 - 5	Західн.польов. тр. штр.	1,563	20	14,47	660	2640	29,4	14,5	8,48	33,93	2,03
5 - 6	пром. квершл.	1,563	16	13,27	20	20	19,9	12,2	0,14	0,14	1,63
6 - 7	Трансп. штр.	1	16	13,27	60	600	18,2	12,2	0,23	2,31	1,49
7 - 8	вуглеспускна піч	1	7	8,90	10	115	18,2	6,8	0,07	0,75	2,67
8 - 9	лава				60	60	9,3	2,88	12,40	12,40	3,21
9 - 10	повітровідводяща піч	1	7	8,9	10	115	18,2	6,8	0,07	0,75	2,67
10 - 11	вент. штр.	1	16	13,27	60	600	18,2	12,2	0,23	2,31	1,49
11 - 12	пром. квершл.	1,563	16	13,27	20	20	19,9	12,2	0,14	0,14	1,63
12 - 13	Західн.польов. вент. штр.	1,563	20	14,47	660	2640	29,4	14,5	8,48	33,93	2,03
13 - 14	Квершлаг гор. 1026 м	1,563	20	14,47	90	90	59,0	14,5	4,65	4,65	4,07
14 - 15	стовбур Пугачовка	1,563	30,6	13,71	1026	960	99,7	15,0	198,08	185,34	6,65
	Разом по напрямку								248,53	296,41	

Величину депресії природної тяги визначимо по формулі:

$$h_{np} = \frac{P_o \cdot H}{100} \cdot (a_1 - a_2), \text{ даПа},$$

де  $P_o$  – барометричний тиск, мм рт. ст. ( $P_o = 760$  мм рт. ст.);

$H$  – глибина ведення робіт, м;

$a_1, a_2$  – коефіцієнти, що визначаються по формулі:

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T'_{cp}};$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T''_{cp}},$$

де  $R$  – газова постійна ( $R = 29,27$ );

$T'_{cp}$  – середня температура повітря за місяць у повітроподавальному стовбурі 1-2 (рис. 2.5), °К:

$$T'_{cp} = \frac{t_1 + t_2}{2} + 273, \text{ °К},$$

де  $t_1$  – температура на вході у повітроподавальний стовбур у точці 1, °С (у зимовий час  $t_1 = 2$  °С; у літню пору  $t_1 = 25$  °С);

$t_2$  – температура на виході з повітроподавального стовбура в точці 2, °C:

$$t_2 = \sqrt{A + \frac{H}{3,42}} - 19,6 ,$$

де  $A$  – коефіцієнт, що змінюється в залежності від того, для якого періоду часу виробляється розрахунок (узимку  $A = 432$ ; влітку  $A = 1470$ ).

$T'_{cp}$  – середня температура повітря за місяць у повітроподавальному стовбурі 3-4 (рис. 2.2), °K:

$$T'_{cp} = \frac{t_3 + t_4}{2} + 273 , \text{ °K,}$$

де  $t_3$  – температура повітря в приствольному дворі повітроподавального стовбура в точці 3, °C:

$$t_3 = 10 + \frac{H - h_{ном.в}}{30} - t_0 ,$$

де  $t_0$  – різниця між температурою повітря і порід (узимку  $t_0 = 5-10$  °C; улітку  $t_0 = 3-5$  °C);

$h_{ном.в}$  – глибина залягання зони з постійною температурою порід, м ( $h_{ном.в} = 40$  м);

$t_4$  – температура повітря на виході з повітроподавального стовбура в точці 4, °C:

$$t_4 = t_3 - 0,5 \cdot \frac{H}{100} , \text{ °C.}$$

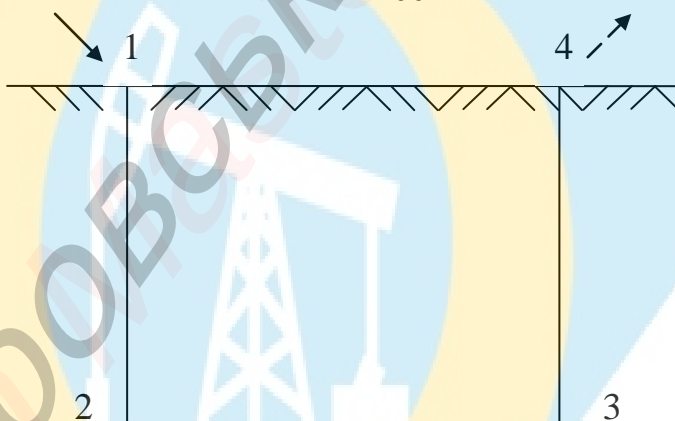


Рис. 2.2 – Схема для розрахунку природної тяги

Зробимо розрахунок природної тяги для літніх умов:

$$t_2 = \sqrt{1470 + \frac{1146}{3,42}} - 19,6 = 22,7 \text{ °C;}$$

$$T'_{cp} = \frac{25 + 22,7}{2} + 273 = 296,8 \text{ °C;}$$

$$t_3 = 10 + \frac{1146 + 40}{30} - 5 = 39,7 \text{ °C;}$$



30

Внаслідок того, що температура повітря перевищує 26 град, передбачаємо кондиціонування повітря до 25 град.

$$t_4 = 25,0 - 0,5 \cdot \frac{1146}{30} = 19,6 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T''_{cp} = \frac{25,0 + 19,6}{2} + 273 = 295,3 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 296,8} = 0,157;$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 295,3} = 0,1573;$$

$$h_{np.l.} = \frac{760 \cdot 1146}{100} (0,157 - 0,1573) = -6,65 \text{ даПа.}$$

Зробимо розрахунок природної тяги для зимових умов:

$$t_2 = \sqrt{1470 + \frac{1146}{3,42}} - 19,6 = 7,7 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T'_{cp} = \frac{2 + 7,7}{2} + 273 = 277,9 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$t_3 = 10 + \frac{1146 + 40}{30} - 10 = 34,7 \text{ } ^\circ\text{C};$$

Внаслідок того, що температура повітря перевищує 26 град, передбачаємо кондиціонування повітря до 25 град.

$$t_4 = 25,0 - 0,5 \cdot \frac{1146}{30} = 19,6 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T''_{cp} = \frac{25,0 + 19,6}{2} + 273 = 295,3 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 277,9} = 0,167;$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 295,3} = 0,157;$$

$$h_{np.l.} = \frac{760 \cdot 1146}{100} (0,167 - 0,157) = 81,00 \text{ даПа.}$$

Для вибору вентилятора, встановленого на стовбурі Пугачовка, необхідні наступні дані:

- кількість повітря, подаваного в мережу гірничих виробок:  $q^u = 99,68 \text{ м}^3/\text{с}$ ;
- мінімальна депресія шахти – 287,41 даПа;
- максимальна депресія шахти – 361,92 даПа.

Виходячи з цього, приймаємо вентилятор типу ВЦД-32М [24].

Визначимо максимальну і мінімальну депресії шахти з урахуванням депресії природної тяги:

$$H_{e.max} = h_{ш.max} \pm h_{np.l.}, \text{ даПа};$$

$$H_{e.min} = h_{ш.min} - h_{np.z}, \text{ даПа.}$$

$$H_{e.max} = 361,92 - 6,65 = 355,26 \text{ даПа};$$

$$H_{e.min} = 287,41 - 81,00 = 206,41 \text{ даПа.}$$

Побудуємо характеристику мережі виробок на характеристиці вентилятора для максимальної і мінімальної депресії, для чого знайдемо аеродинамічний опір мережі виробок:

$$R = \frac{H}{Q^2}, \text{ км.}$$

$$R_{max} = 355,26 / 99,68^2 = 0,036 \text{ км};$$

$$R_{min} = 206,41 / 99,68^2 = 0,021 \text{ км.}$$

Задамося довільною витратою повітря і визначимо депресії по формулах:

$$H_{max} = R_{max} \cdot q^2, \text{ даПа};$$

$$H_{min} = R_{min} \cdot q^2, \text{ даПа.}$$

Результати розрахунків зведемо в таблицю 2.5.

Таблиця 2.5 – Результати розрахунків

$q, \text{ м}^3/\text{с}$	20	40	60	80	100	120	140
$H_{max}, \text{ даПа}$	14	57	129	229	358	515	701
$H_{min}, \text{ даПа}$	8	33	75	133	208	299	407

За отриманими результатами будуюмо криві характеристики шахти і накладемо їх на характеристику ВГП.

Одержуємо точки перетинання А і В, що характеризують режим роботи вентилятора при максимальному і мінімальному опорі мережі виробок.

Режим роботи вентилятора ВЦД-32М:

— при максимальному опорі:  $Q_{ф.max} = 122 \text{ м}^3/\text{с}$ ;  $H_{ф.max} = 532 \text{ даПа}$ ;

— при мінімальному опорі:  $Q_{ф.min} = 104 \text{ м}^3/\text{с}$ ;  $H_{ф.min} = 225 \text{ даПа}$ .

Резерв вентилятора ВЦД-32М по продуктивності визначимо по формулі:

$$k_p = \frac{Q_{\max}}{Q_6} \geq 1,15 ,$$

де  $Q_{\max}$  – максимально можлива продуктивність вентилятора при його роботі на мережу з максимальним опором.

$$k_p = \frac{122}{99,68} = 1,2 .$$

Умова дотримується.



## 2.6 Охорона праці

### 2.6.1 Промислова санітарія і гігієна

Санітарно-побутове обслуговування працюючі шахти, прання спецодягу зберігається в існуючому будинку АПК, розташованому на центральній промшлядці, де є душові з гардеробними чистого і брудного одягу, питна станція, пральня, респіраторна.

Для попередження захворювань працюючих у запыленій атмосфері пневмоконіозом, проектом передбачаються медико-профілактичні заходи, що підвищують опірність організму й знижують небезпеку виникнення в працюючих профзахворювань (медичні профогляди, інгаляторій, фотарій і ін.).

Відповідно до вимог ПБ [8]:

- всі працівники повинні мати при собі індивідуальні перев'язні пакети в міцній водонепроникній оболонці;
- на підземних ділянках, у виходів з очисних вибоїв, у підготовчих вибоях, а також у камері піднімальної машини повинні бути аптечки для надання першої допомоги й носилки із твердим ложем;
- всі підземні робітники повинні бути постачені флягами для напоїв, що рекомендуються органами охорони здоров'я.

Для медичного обслуговування трудящих є здравпункт, що обладнаний відповідно до санітарних норм і спеціальних вказівок Мінздраву України.

Санітарно-побутове обслуговування робітників виробляється в адміністративно-побутовому комбінаті, оснащеному всіма необхідними приміщеннями промсанітарії: душовими, санвузлами, пральнею, питною станцією й т.д.

У місцях очікування підземного транспорту й у межах виймальних ділянок ділянок передбачається установка санвузлів.

### 2.6.2 Заходи щодо зниження запылення повітря та попередження загазування в шахті

Відповідно до «Інструкції з комплексного знепылення повітря» передбачені наступні заходи, спрямовані на попередження пилоутворення й боротьби з пилом: попереднє зволоження вугілля в масиві через свердловини; ефективно зрошення при вийманні вугілля в лаві та при проведенні підготовчих виробок прохідницькими комбайнами з подачею води в зону руйнування (внутрішнє зрошення); зрошення гірської маси при навантаженні її прохідницькими комбайнами; зрошення при пересувці секцій механізованого кріплення; зрошення на навантажувальних і первантажувальних пунктах; знепылення вихідного з лави вентиляційного струменя повітря за допомогою водяних завіс типу ВЗ-1.



Для попередження загазування гірничих виробок проектом передбачається провітрювання: підземних виробок за допомогою безперервно діючих вентиляційних установок, розташованих на поверхні; очисних вибоїв і інших об'єктів за рахунок загальшахтної депресії; підготовчих вибоїв вентиляторами місцевого провітрювання в комплексі з вентиляційними трубами.

### 2.6.3 Запобігання й локалізація вибухів вугільного пилу

Для запобігання поширенню вибухів вугільного пилу в мережі гірничих виробок вибої підготовчих виробок, що проводяться по вугіллю чи по вугіллю і породі за допомогою комбайнів, а також сполучення лав із штреками, розподілки та інші місця скупчення електроустаткування в дільничних виробках повинні бути захищені автоматичними системами локалізації спалахів метану й вугільного пилу в початковій стадії їх виникнення.

До впровадження автоматичних систем локалізації вибухів вугільного пилу повинні встановлюватися водяні заслони відповідно до вимог ПБ.

Водяними заслонами повинні бути ізольовані (захищені): очисні виробки; вибої підготовчих виробок, що проводяться по вугіллю чи по вугіллю і породі; крила шахтного поля в кожному пласті; конвеєрні виробки; пожежні дільниці.

Заслони розміщуються у виробках на входному та на вихідному струменях виробок, що ізолюються.

Для захисту конвеєрних виробок, тупикових підготовчих виробок, що проводяться по вугіллю, водяні заслони повинні встановлюватися на всій довжині виробок на відстані один від одного не більше як 250 м для водяних заслонів. Водяні заслони повинні встановлюватися на відстані не меншій за 75 та не більшій за 250 м від вибоїв очисних та підготовчих виробок, сполучень відкотних та вентиляційних штреків із бремсбергами, похилами, квершлагами, а також перемичок, що ізолюють пожежу.

Контроль пиловихобезпечності гірничих виробок повинен проводитися інженерно-технічними працівниками дільниці, у віданні якої вони знаходяться, щозмінно та інженерно-технічними працівниками дільниці ВТБ не рідше одного разу на добу. Результати контролю стану пилового режиму дільницею ВТБ повинні заноситися до «Книги контролю стану пилового режиму». Не рідше одного разу на квартал контроль пиловихобезпеки виробок повинен проводитися підрозділами ДВГРС. Контроль пиловихобезпеки повинен здійснюватися приладами або лабораторним аналізом та візуально.

### 2.6.4 Протипожежний захист поверхні шахти, стволів і приствольного двору

Розміщення проєктованих будинків і споруджень на площадці шахти відповідає вимогам будівельних і протипожежних норм і правил. Пожежогасіння проєктованих об'єктів шахти на промплощадці забезпечується пересувними засобами пожежогасіння державної пожежної служби найближчого пожежного депо. Джерела

протипожежного водопостачання поверхні шахти й підземного пожежогасіння прийняті відповідно до діючого на шахті проекту: основне джерело - міський водопровід діаметром 150 мм; друге джерело - шахтна вода після очищення й знезаражування.

У підземних виробках околостовбурового подвір'я повинні використовуватися технологічні процеси й устаткування, які забезпечують пожежну безпеку. У виробках околостовбурового подвір'я повинен бути прокладений пожежно-зрошувальний трубопровід. Пожежні трубопроводи повинні прокладатися так, щоб забезпечувалось подавання води для гасіння пожеж у будь-якому місці околостовбурового подвір'я. Діаметр трубопроводу визначається розрахунком, але повинен бути не меншим за 100 мм. Трубопровід повинен бути постійно заповнений водою й забезпечувати в будь-якому місці необхідні для гасіння пожежі витрату й тиск. Забороняється використовувати пожежний трубопровід не за призначенням (відкачка води та ін.), окрім як для боротьби з пилом.

#### 2.6.5 Контроль концентрації метану

Контроль концентрації метану в газових шахтах повинен здійснюватися у всіх виробках, де може видалятися або скупчуватися метан. Місця та періодичність вимірів установлюються начальником дільниці ВТБ та затверджуються головним інженером шахти.

При цьому повинні виконуватися наступні вимоги: біля вибоїв діючих тупикових виробок, стволів, у вихідних вентиляційних струменях тупикових і очисних виробок та виїмкових дільниць у разі відсутності автоматичного контролю виміри концентрації метану повинні проводитися у шахтах надкатегорних та небезпечних за раптовими викидами - не рідше трьох разів на зміну. Один із вимірів повинен виконуватися на початку зміни. При цьому не рідше одного разу на зміну виміри повинні проводитися працівниками дільниці ВТБ; у вхідних до тупикових та очисних виробок вентиляційних струменях, у недіючих тупикових та очисних виробках та їх вихідних струменях, у вихідних струменях крил та шахт, а також на пластах, де виділення метану не спостерігалось, та в інших виробках виміри концентрації метану повинні здійснюватися працівниками дільниці ВТБ не рідше одного разу на добу.

#### 2.6.6 Заходи щодо охорони праці і безпеки робіт

Для забезпечення безпеки при веденні очисних робіт необхідно виконувати наступні вимоги [8].

Виймання вугілля в очисному вибої здійснювати відповідно до паспорта виймальної ділянки, проведення і кріплення гірничих виробок із застосуванням комплексу заходів для запобігання всіх небезпечних і шкідливих виробничих факторів. Ведення очисних робіт до первинної посадки основної покрівлі, первинну посадку основної покрівлі, а також підхід вибою до технічних границь виймальної ділянки проводити по заходах, передбаченим паспортом виймальної ділянки, проведення і кріп-

лення підземних виробок. У випадку зупинки робіт в очисному вибої на час понад добу вживати заходів по попередженню обвалення покрівлі в приви́бійний простір, чи загазуванню, затопленню. У процесі роботи здійснити перевірку стійкості покрівлі і вибою шляхом огляду й обстукування. Лаву, обладнану щитовим агрегатом, оснащувати гучномовним зв'язком із прийомопередаючими пристроями, установленими через кожні 10м, а також на сполученнях. Первинну посадку основної покрівлі робити під керівництвом начальника дільниці чи його заступника. У випадку затримки обвалення покрівлі понад установлений паспортним кроком посадки необхідно застосовувати штучне обвалення, при цьому забороняється здійснити роботи в лаві по видобутку вугілля до обвалення покрівлі.

Способи і прийоми ведення гірничих робіт і підтримки виробок повинні виключати обвали й обвалення гірничих порід у робочий простір. Проведені гірничі виробки повинні бути вчасно закріплені і утримуватися весь термін експлуатації відповідно до вимог проектів і паспортів. Вироби і матеріали, застосовувані для кріплення виробок, повинні відповідати вимогам стандартів, затверджених технічних умов і паспортів. Забороняється ведення гірничих робіт без твердження паспорта, а також відступу від нього. Відставання постійного кріплення від вибоїв підготовчих виробок визначається паспортом, але не повинно бути більш 3 м. На початок нового циклу відставання постійного кріплення від вибою не повинне перевищувати кроку її установки. Усі порожнечі за кріпленням повинні бути закладені, забучені чи за тампоновані. Відстань від кінця перегорожок вентиляційних труб до вибою не повинна перевищувати 8 м. Наприкінці гнучких повітропроводів повинна навішуватися труба з твердого матеріалу довжиною не менш 2,0м, що забезпечує нормальний перетин вихідного отвору труби.

При монтажно-демонтажних роботах необхідно закріпити монтажну камеру відповідно до паспорта кріплення. Усі дії по веденню робіт здійснити по умовних сигналах. При веденні будь-яких робіт робітником знаходитися тільки в закріплених місцях. При транспортуванні устаткування по монтажній камері забороняється знаходитися перед устаткуванням, що рухається. Використовувати доставочне відділення для проходу людей заборонено.

Стрічкові конвеєри повинні обладнуватися:

- а) датчиками бічного сходу стрічки, що відключають привод конвеєра при сході стрічки убік більш 10% її ширини;
- б) засобами пилоподавлення в місцях перевантажень, якщо запиленість повітря в цих місцях перевищує гранично допустимі концентрації;
- в) пристроями по очищенню стрічок і барабанів;
- г) пристроями, що уловлюють вантажну гілку при її розриві;
- д) пристроєм для відключення привода конвеєра з будь-якої точки по його довжині;

У виробках, обладнаних конвеєрами, повинні бути безпечні переходи через конвеєри.

Профілактичні заходи, спрямовані на боротьбу з пилом як професійною шкідливістю містять:



- зрошення при виїмці вугілля;
- зрошення на навантажувальному пункті лави;
- зниження пиловиділення при експлуатації щитового кріплення, для чого необхідно:

а) застосовувати зрошення при пересуванні секцій кріплення, якщо конструкцією кріплення передбачені необхідні засоби;

б) підтримувати в справному стані щити перекриттів і огороження з боку виробленого простору;

в) робити пересувку секцій кріплення без утрати контакту з покрівлею.

- зрошення при роботі навантажувальних машин;
- обмивка гірничої виробки перед вибуховими роботами;
- промивання при буравленні шпурів;
- водяні завіси при вибухових роботах;

У пунктах навантаження і перевантаження на стрічкових конвеєрах повинне застосовуватися зрошення гірничої маси, що навантажується.

Розміщення і кількість пожежних пристроїв, засобів пожежогасіння й інструментів, а також вимога до вогнестійкості кріплення гірничих виробок на ділянці визначається «Інструкцією з протипожежного захисту вугільних і сланцевих шахт». Проектування трубопроводів у підземних виробках здійснюється відповідно до «Указівок по проектуванню трубопроводів у підземних виробках вугільних і сланцевих шахт».

При перекріпленні виробок всі роботи ведуться під захистом тимчасового чи постійного кріплення. Забороняється витягати одночасно більш ніж 2 арки кріплення. Необхідно передбачати установку тимчасового чи посилюючого кріплення. Необхідно перевіряти справність пристроїв. Потрібно виставляти світлові сигнали в обидва боки від місця ремонту на 80м при наявності рейкового транспорту. Обов'язкова наявність телефонного зв'язку з місцем ведення робіт. У похилих виробках повинна бути сигналізація. При вході в похилу виробку необхідно встановлювати стаціонарний бар'єр та обладнувати рятувальну нішу на відстані не більш 20м від вибою. При відправленні вагонетки нагору чіпляється стопорний пристрій («вилка»), що при обриві стопорить вагонетку.

При погашенні, виробка, з якої витягається металеве кріплення, повинна утримуватися в задовільному стані і добре провітрюватися для забезпечення безпечних умов роботи. Витяг кріплення з горизонтальних і похилих виробок з кутом нахилу не більш  $30^{\circ}$  допускається в присутності представника технічного нагляду дільниці і тільки з застосуванням механізмів, що діють з безпечної відстані, і з погашенням виробки в напрямку, що забезпечує вихід до стовбура шахти. Витяг кріплення в похилих виробках з кутом нахилу від  $15^{\circ}$  до  $30^{\circ}$  дозволяється робити тільки в напрямку знизу нагору. При витязі елементів металевого кріплення необхідно:

- а) утримувати в чистоті і порядку робоче місце;
- б) перевіряти надійність кріплення лебідки і блоку;
- в) стежити за нормальним провітрюванням виробки;



г) знаходячись під захистом запобіжного щита, стежити за натягом каната лебідки.

Перебування робітників у незакріпленому просторі не допускається. Після витягу всіх елементів кріплення виробка ретельно оглядається, ліквідуються навислі шматки породи з боку завалу, перевіряється стійкість постійного і тимчасового кріплення. При транспортуванні кріплення за допомогою лебідки не допускається перебування людей у виробці в зоні дії каната і збоку від кріплення, що транспортується, а в місцях можливого проходження людей у виробку в безпечному місці встановлюється пост.

Для забезпечення санітарно-гігієнічних умов праці рекомендується оснащати роздягальні і душові гумовими рифленими ковриками; влаштувати у роздягальнях сидіння для відпочинку; постачати робітникам мило, рушники, гумові тапочки; розташувати формалінові ванночки на виході з душових.

З метою поліпшення медичного обслуговування необхідно кожному підземному працюючому видавати індивідуальні перев'язні пакети в герметичному упакованні. У місцях, передбачених ПБ, необхідно розміщати аптечки першої допомоги, носилки з твердим ложем. Робітники повинні забезпечуватися засобами індивідуального захисту, що попереджають професійні захворювання.

## 2.7 Охорона навколишнього середовища

Шахта ім. Ф.Е.Дзержинського – типова шахта, що у процесі видобутку вугілля робить забруднення навколишнього середовища: гідросфери, літосфери, атмосфери.

### 2.7.1 Охорона атмосферного повітря

Основними джерелами забруднення навколишнього середовища є: породні відвали; котельні; вентиляційні викиди; склади вугілля; пункти навантаження вугілля. Характеристика джерел викидів шкідливих речовин приводиться у таблиці 2.7.

Таблиця 2.7 - Характеристика джерел викидів шкідливих речовин

№	Найменування джерела	Шкідливі речовини	Річний викид у атмосферу, т/рік
1	Котельня	CO NO <sub>2</sub> SO <sub>2</sub> пил	1393,65 511,34 50,75 147,18
2	Породний відвал (не палаючий)	пил	6,145
3	Пункти навантаження вугілля та породи	пил	5,725
4	Вентиляційні викиди з шахти	пил	11,102

З таблиці бачимо, що найбільшим джерелом забруднення атмосфери є котельня.

Максимальна приземна концентрація шкідливих речовин визначається по формулі [24]:

$$C_M = \frac{A \cdot M \cdot F \cdot m \cdot n}{H^2 \cdot \sqrt[3]{V_1 \cdot \Delta T_1}} \cdot \eta, \text{ мг / м}^3,$$

де  $A$  – коефіцієнт, що залежить від температурної стратифікації атмосфери;  
 $M$  – маса шкідливої речовини (максимальний викид) викидається в атмосферу в од. часу, г/с;

$F$  – безрозмірний коефіцієнт, що враховує швидкість осідання шкідливих речовин в атмосферному повітрі;

$H$  – висота джерела викиду над рівнем землі, м;

$V_1$  – витрата газоповітряної суміші, м<sup>3</sup> / с:

$$V_1 = \frac{\pi}{4} \cdot D^2 \cdot \omega,$$

де  $D$  - діаметр устя джерела викиду, м;

$\omega$  - середня швидкість виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду.

$\Delta T$  – різниця між температурою газоповітряної суміші  $T_r$  і температурою навколишнього повітря  $T_b$ , °С;

$\eta$  - безрозмірний коефіцієнт, що враховує вплив рельєфу місцевості;

$m$  і  $n$  - коефіцієнти, що враховують умови виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду (визначаються в залежності від параметрів  $f$ ,  $V'_m$ ,  $V_m$ ,  $f_e$ ).

$$V_1 = \frac{3,14}{4} \cdot 0,8^2 \cdot 5,0 = 2,5 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$\Delta T = 100 - 25 = 75 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Параметри  $f$ ,  $f_e$  визначаються з виражень:

$$f_e = 800 \cdot (V'_m)^3;$$

$$f = 1000 \cdot \frac{\omega^2 \cdot D}{H^2 \cdot \Delta T}.$$

Визначимо параметр  $V_m$ ,  $V'_m$  по формулам:

$$V_m = 0,65 \cdot \sqrt[3]{\frac{V_1 \cdot \Delta T}{H}}, \text{ м/с};$$

$$V'_m = 1,3 \cdot \frac{\omega \cdot D}{H}, \text{ м/с}.$$

$$V_m = 0,65 \cdot \sqrt[3]{\frac{2,5 \cdot 75}{45}} = 1,05 \text{ м/с};$$

$$V'_m = 1,3 \cdot \frac{5,0 \cdot 0,8}{45} = 0,12 \text{ м/с};$$

$$f_e = 800 \cdot (0,12)^3 = 1,38;$$

$$f = 1000 \cdot \frac{5,0^2 \cdot 0,8}{45^2 \cdot 75} = 0,132.$$

Коефіцієнт  $m$  при  $f < 100$  визначається по формулі:

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1 \cdot \sqrt{f} + 0,34 \cdot \sqrt[3]{f}}.$$

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1 \cdot \sqrt{0,132} + 0,34 \cdot \sqrt[3]{0,132}} = 1,14.$$

Коефіцієнт  $n$  визначається:

$$\text{при } 0,5 \leq V_m < 2: \quad n = 0,532 \cdot V_m^2 - 2,13 \cdot V_m + 3,13.$$

$$n = 0,532 \cdot 1,05^2 - 2,13 \cdot 1,05 + 3,13 = 1,48.$$

Визначимо максимальні приземні концентрації шкідливих речовин:

$$C_{MCO} = \frac{200 \cdot 44,2 \cdot 1 \cdot 1,14 \cdot 1,48 \cdot 1}{45^2 \cdot \sqrt[3]{2,5 \cdot 75}} = 1,287 \text{ мг / м}^3;$$

$$C_{MNO_2} = \frac{200 \cdot 16,2 \cdot 1 \cdot 1,14 \cdot 1,48 \cdot 1}{45^2 \cdot \sqrt[3]{2,5 \cdot 75}} = 0,472 \text{ мг / м}^3;$$

$$C_{MSO_2} = \frac{200 \cdot 1,6 \cdot 1 \cdot 1,14 \cdot 1,48 \cdot 1}{45^2 \cdot \sqrt[3]{2,5 \cdot 75}} = 0,047 \text{ мг / м}^3;$$

$$C_{M\text{тил}} = \frac{200 \cdot 4,7 \cdot 3 \cdot 1,14 \cdot 1,48 \cdot 1}{45^2 \cdot \sqrt[3]{2,5 \cdot 75}} = 0,408 \text{ мг / м}^3.$$

Зрівнюючи одержані значення для CO, SO<sub>2</sub>, NO<sub>2</sub> та пилу зі значеннями ГДК [24], можна зробити висновок, що вони не перевищують ГДК шкідливих речовин. Оскільки максимальні приземні концентрації від найбільш значного джерела викидів в атмосферу не перевищують ГДК, то в розробці додаткових заходів з охорони атмосферного повітря не має потреби.

### 2.7.2 Охорона гідросфери

Шахтні води за хімічним складом відносяться до лужних з мінералізацією 1,5 г/л. Можливо сполучення сульфатно-гідрокарбонатно-натрієвих та сульфатно-кальцієво-натрієвих вод. В більшому ступені води забруднені: зваженими речовинами – 68,59 т/рік; хлоридами – 5587,4 т/рік; сульфатами – 1915,8 т/рік; нітратами – 195,21 т/рік. Характеристика стічних вод наведена в таблиці 2.8 .

Таблиця 2.8 - Характеристика стічних вод

№ П/П	Показник стану стічних вод	Концентрація забруд. речовин, мг/л.		
		До очищення, мг/л	Після очищення, мг/л	Допустима концентрація, мг/л
1	Вивішені речовини	32,1	9,2	10
2	Мінералізація	1460	665	1800
3	Хлориди	210	70	290
4	Сульфати	448	156	190
5	Залізо	0,18	0,029	0,4

Очищення стічних вод здійснюється двома методами:

- механічне очищення (відстійник) з потужністю 20 тис. м<sup>3</sup>/добу;
- біологічне очищення (біофільтр) з потужністю 100 м<sup>3</sup>/добу.

Ефективність очищення 95%. Очищення проходять усі води. Оскільки при існуючій ефективності очисних споруд концентрація шкідливих речовин у стічних водах не перевищує ГДК, то розробляти додаткові заходи з охорони гідросфери не потрібно.

### 2.7.3 Охорона літосфери

На шахті існує діючий відвал. Об'єм відвалу - 6000 тис. м<sup>3</sup>. Висота відвала 45 м, площа основи 140 тис. м<sup>2</sup>. Форма відвала – плоска.

Основними заходами, що передбачають самозапалення породних відвалів на шахті, що проектується, є: зниження вмісту горючих речовин у відвальній масі за рахунок покращення технології виймання вугілля та його збагачення; створення щільних повітронепроникних відвалів шляхом пошарового складування порід, їх перешарування та ущільнення замуленням, а також засипкою негорючим матеріалом;



влаштування на відвалах протипожежних бар'єрів; організація контролю теплового стану відвала, заміри температури передбачається здійснити двічі на рік – навесні та восени.

Кількість породи, що знаходиться у відвалі, знайдемо по формулі:

$$Q = V \cdot \gamma, \text{ тис. т,}$$

де  $V$  – обсяг породи у відвалі,  $\text{м}^3$ ;

$\gamma$  – об'ємна вага породи,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

$$Q = 6000000 \cdot 2,5 = 15000 \text{ тис. т.}$$

Для ефективної охорони літосфери пропоную проводити розробку усіх породних відвалів по методиці ВНДІОС вугілля. Згідно до розрахунків повну розробку породних відвалів шахти можна завершити за 10 років.

При цьому породи відвалів шахти можна використовувати в якості вихідної сировини у виробництві будівельних матеріалів (шлакоблоку, цементу марки 50), а також як баласт при будівництві автошляхів.

За рік на баласт при будівництві автобанів, та будівництві автошляхів використовується 1125 тис. т породи; на виготовлення шлакоблоку – 225 тис. т породи; на виготовлення цементу марки 50 – 150 тис. т породи.

Пропонується рекультивація звільненої від відвала земної поверхні з подальшою передачею землі в сільське господарство. Під рекультивацією розуміють дії, спрямовані на відновлення продуктивності сільськогосподарської цінності земель.

Рекультивація складається з двох етапів – технічного та біологічного.

1. Технічний включає підготовку зіпсованих земель для цільового використання в народному господарстві.
2. Біологічний – це дії по відновленню родючості земель.

Після рекультивації відновлені землі можуть бути передані на комерційній основі для використання у якості рекреаційних зон або під ведення садівництва та городництва.

### 3 ВИЛУЧЕННЯ МЕТАНУ

#### 3.1 Актуальність питання вибору раціональної технологічної схеми дегазації

##### Рекомендації щодо дегазації крутих пластів

1. На крутих пластах застосовуються схеми дегазації зближених пластів свердловинами, пробуреними з виробок розроблюваного пласта, сусіднього з ним або з польової вироблення (штрека, квершлага). Свердловини можуть бути пробурені навхрест дегазуючого пласта або в його площині паралельно один одному або віялом.

2. При польовій або груповій схемі підготовки свити пластів дегазація здійснюється свердловинами, пробуреними навхрест надроблюваного пласта (рис. 3.1) або в його площині (рис. 3.2). При цьому свердловини повинні бути пробурені до початку розвантаження надроблюваного пласта.

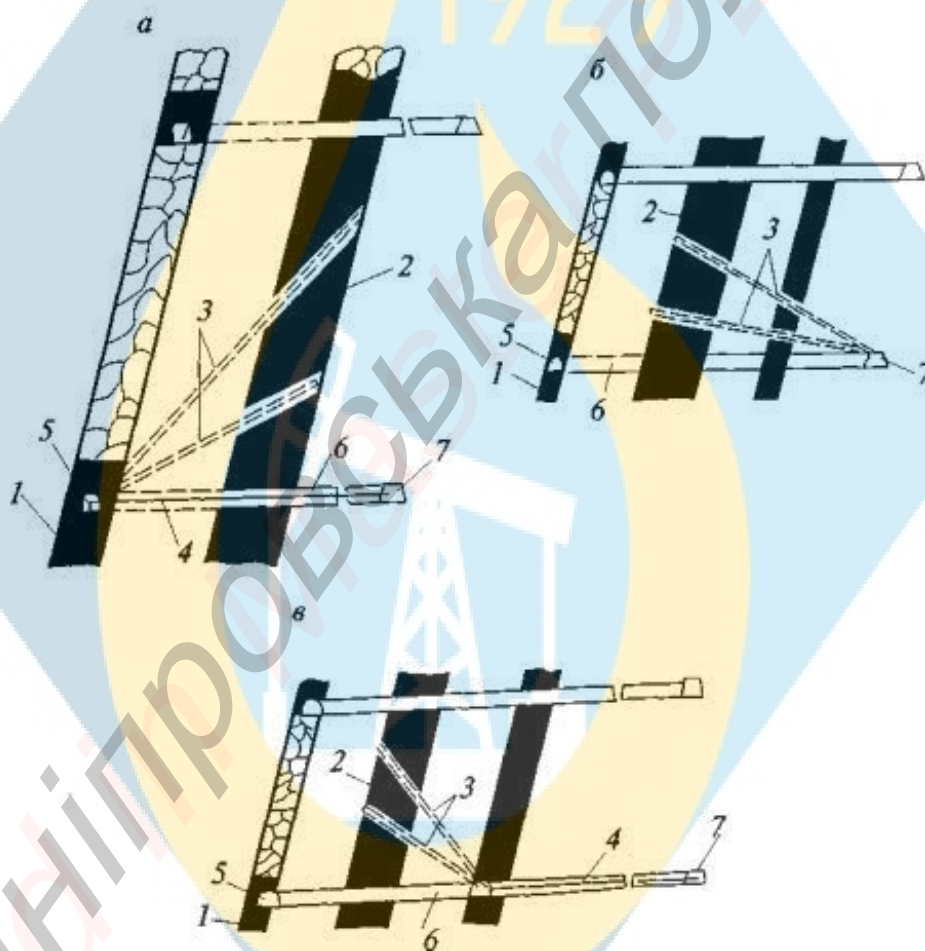


Рис. 3.1. Схема дегазації надроблюваного крутого пласта свердловинами, пробуреними віялом вхрест його залягання: а - свердловини пробурені з виробок розроблюваного пласта; б - свердловини пробурені з польового штреку; в - свердловини пробурені з групового штреку; 1 - розробляється пласт; 2 - зближений пласт; 3 - дегазаційні свердловини; 4 - дегазаційний трубопровід; 5 - відкотний штрек; 6 - проміжний квершлаг; 7 - польовий штрек

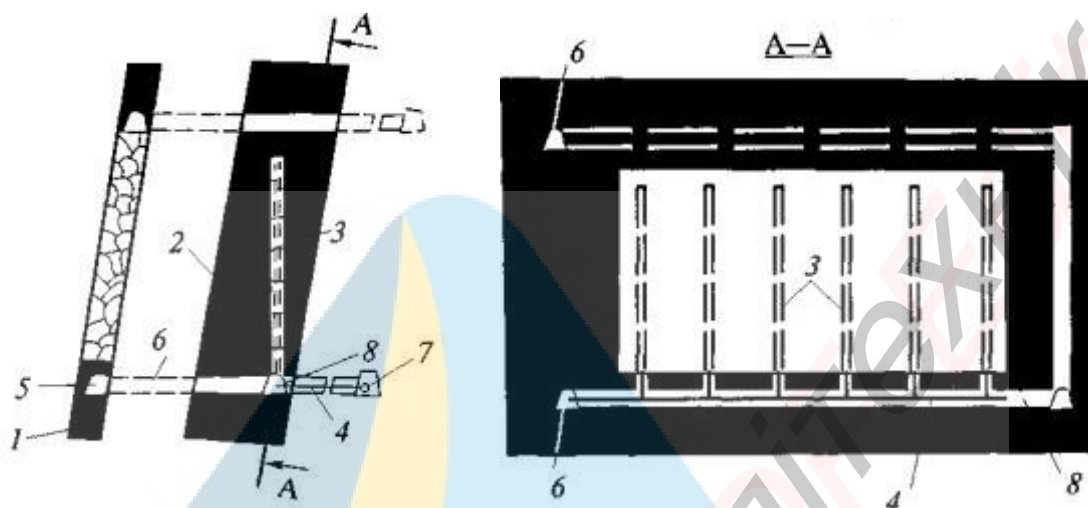


Рис. 3.2. Схема дегазації надробленого пласта свердловинами, пробурених по надробленому пласту з підготовчої виробки: 1 - розробляється пласт; 2 - зближений пласт; 3 - дегазаційна свердловина; 4 - дегазаційний трубопровід; 5 - відкаточний штрек; 6 - проміжкові квершлаг; 7 - польовий штрек; 8 - підготовча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

3. Якщо проміжні квершлаг перетинають надроблений пласт, то свердловини краще бурити в'ялом в його площині з місця його перетину проміжним квершлагом (рис. 3.3).

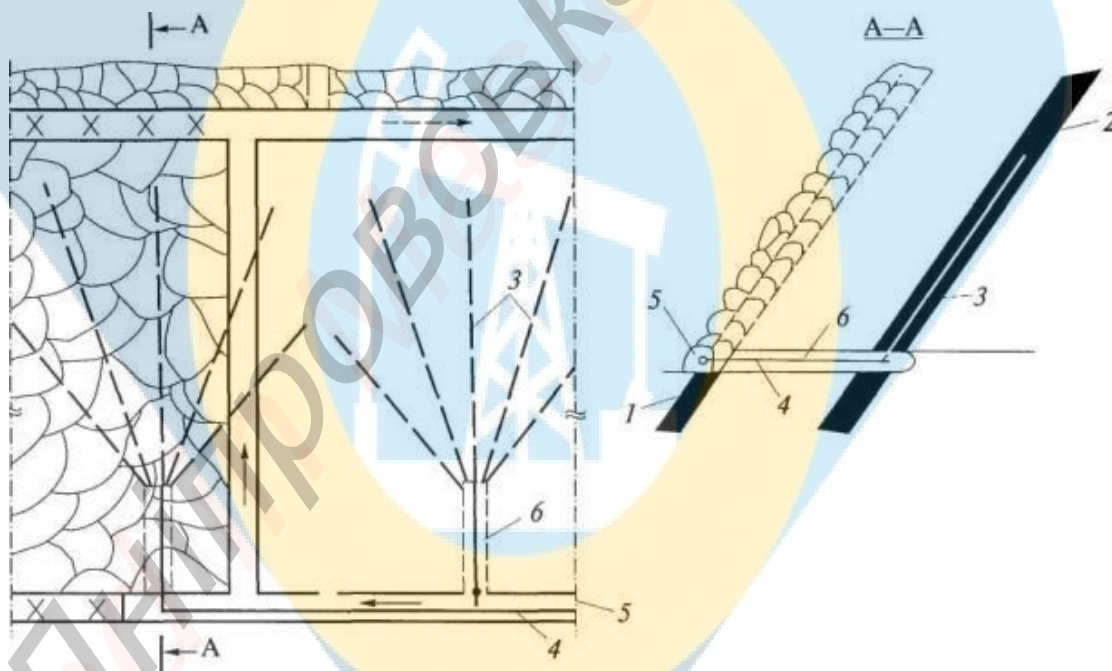


Рис. 3.3. Схема дегазації надроблюваного пласта свердловинами, пробуреними в'ялом з проміжного квершлага: 1 - розробляється пласт; 2 - надроблений пласт; 3 - дегазаційні свердловини; 4 - дегазаційний трубопровід; 5 - Вироблення розроблюваного пласта; 6 - квершлаг проміжний

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



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

6. При суцільній системі розробки свердловини буряться з відкаточного і (або) вентиляційного штрека розробляється пласта на зближені пласти в зону, що розвантажується від гірського тиску (рис. 3.4, б).

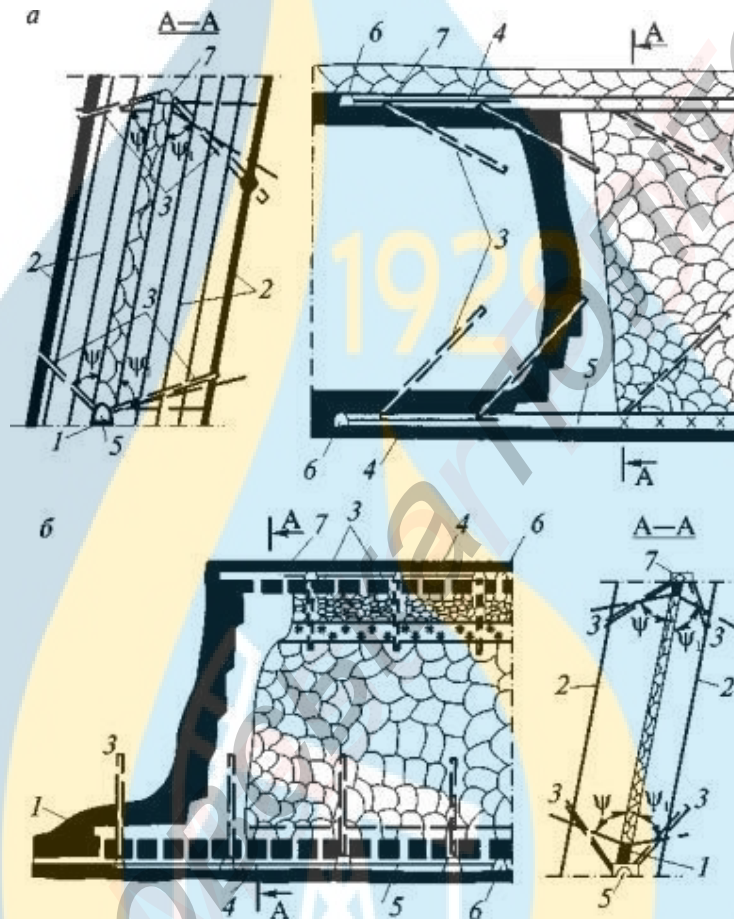


Рис. 3.4. Схема дегазації зближених крутих пластів свердловинами, пробуреними з виробок розроблюваного пласта: а - при стовповій системі розробки; б - при суцільній системі розробки; 1 - розробляється пласт; 2 - зближені пласти; 3 - дегазаційні свердловини; 4 - дегазаційний трубопровід; 5 - відкотній штрек; 6 - проміжний квершлаг; 7 - вентиляційний штрек;  $\psi$  - кут розвантаження порід покрівлі;  $\psi_1$  - кут розвантаження порід ґрунту

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

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

9. Можлива ефективність дегазації зближених крутих пластів свердловинами, пробуреними з гірничих виробок, приведена в табл. 3.1.



Таблиця 3.1. - Ефективність схем дегазації зближених крутих пластів

Схема дегазації	Варіант схеми	Умови застосування та планування свердловин	Коефіцієнт дегазації джерела, частки од.	Мінімальна величина розрідження у гирла свердловини	
				кПа	мм рт. ст.
1	2	3	4	5	6
<b>Схема 1.</b> Свердловини пробурені навхрест надроблюючого пласта	1а	Свердловини пробурені з польового або групового штрека (рис. 3.1, б, в)	0,5	6,7	50
	1б	Свердловини пробурені з відкаточного штрека розроблюваного пласта (рис. 3.1, а)	0,4	6,7	50
<b>Схема 2.</b> Свердловини пробурені по повстанню надроблюючого пласта	2а	Свердловини пробурені паралельно з вироблення розроблюваного пласта (рис. 3.2)	0,6	6,7	50
	2б	Свердловини пробурені в'язом з проміжних квершлагів (рис. 3.3)	0,7	6,7	50
<b>Схема 3.</b> Свердловини пробурені в'язом на підроблювані і надроблені пласти	3а	Свердловини пробурені з відкаточного і вентиляційного штреків при стовповій системі розробки з погашенням виробок за лавою (рис. 3.4, а)	0,4	6,7	50
	3б	Свердловини пробурені з відкаточного і вентиляційного штреків при суцільній системі розробки (рис. 3.4, б)	0,5	6,7	50

### Рекомендації щодо дегазації вироблених просторів

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

2. Витягується газоповітряна суміш ізольовано по трубопроводах відводиться на поверхню або в вихідний струмінь виїмкового поля (крила, шахти).

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

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

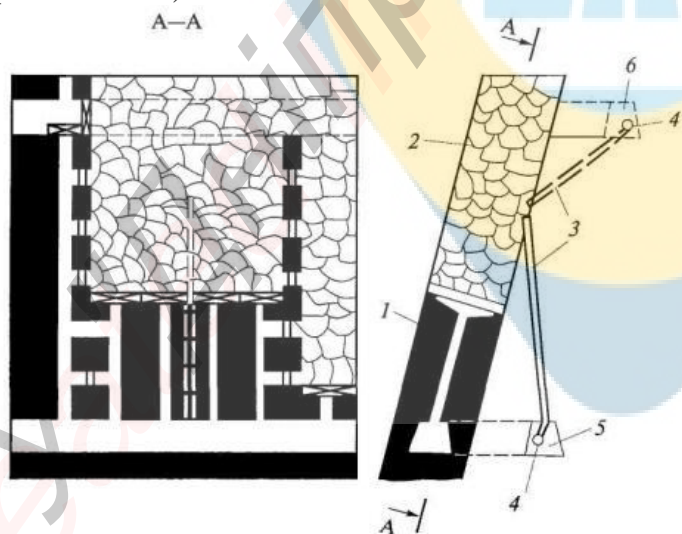


Рис. 3.5. Схема дегазації вироблених просторів крутих пластів свердловинами, пробуреними з польових виробок: 1 - розробляється пласт; 2 - вироблений простір; 3 - дегазаційні свердловини; 4 - дегазаційний трубопровід; 5 - польовий штрек відкаточного горизонту; 6 - польовий штрек вентиляційного горизонту

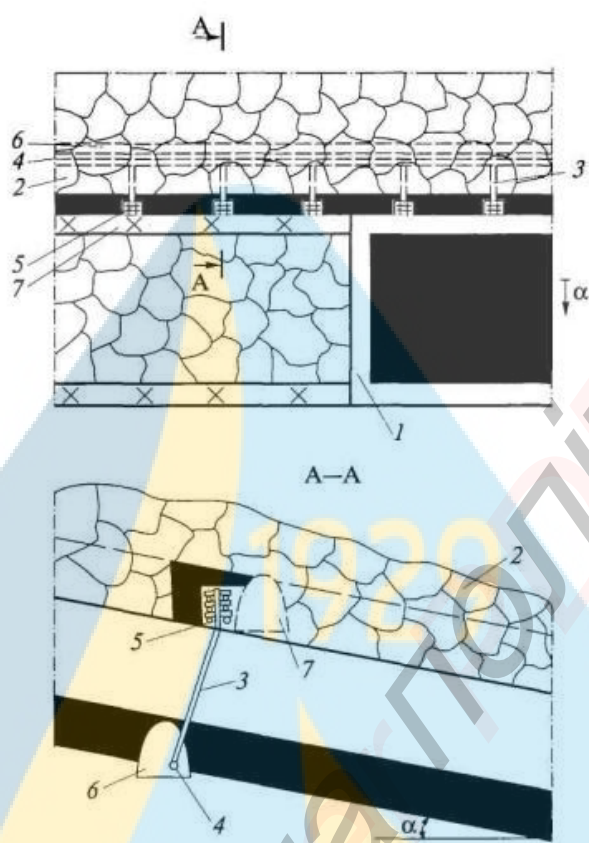


Рис. 3.6. Схема дегазації виробленого простору перфорованими трубами з використанням збійних свердловин: 1-очисний забій; 2-вироблений простір; 3-сбояча свердловина; 4-дегазаційний трубопровід; 5-перфорована труба; 6-штрек по нижньому пласту; 7-вентиляційний штрек лави

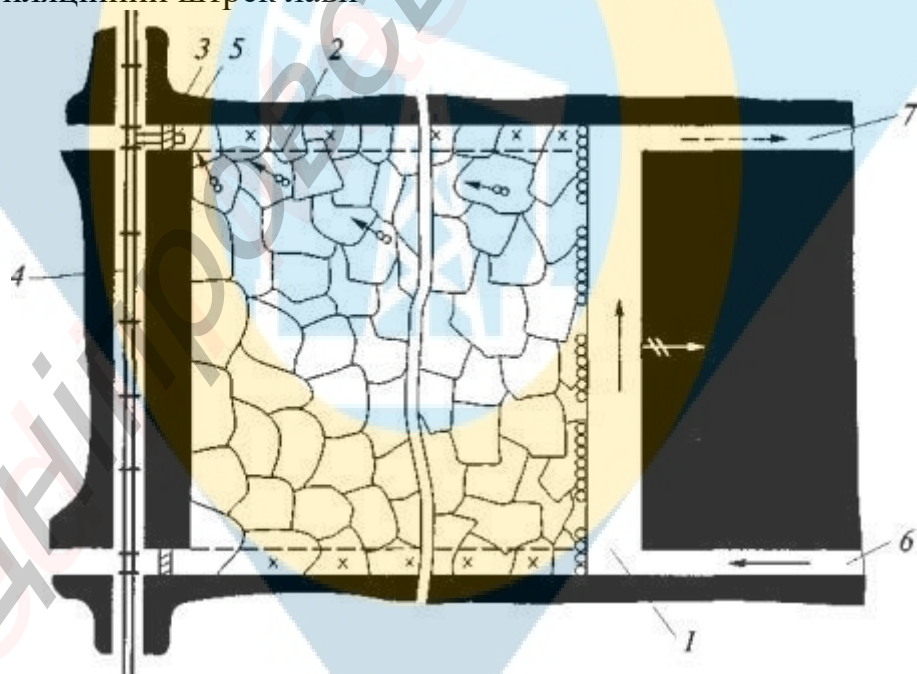


Рис. 3.7. Відсмоктування газу з виробленого простору виїмкової ділянки на флангову вироблення: 1-очисний забій; 2-вироблений простір; 3-перемичка; 4-дегазаційний трубопровід; 5-перфорована труба; 6-конвеєрний штрек; 7-вентиляційний штрек

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

Збійні свердловини проводяться до підходу лави і з обох кінців обсаджуються трубами. До свердловин з боку лави підключаються перфоровані труби, які охороняються багаттями.

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

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

8. Дегазаційні свердловини і перфоровані труби закладаються поблизу виробок з вихідної вентиляційної струменем.

9. Перфоровані труби підключаються до дегазаційного трубопроводу, який прокладений в сусідній виробці або залишається в завалі.

19. Величина розрідження, що підводиться до перфорованих труб, повинна бути не менше  $4,0 \cdot 10^3$  Па (30 мм рт. ст.).

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

Таблиця 3.2. - Ефективність та умови застосування схем дегазації виробленого простору

Схема дегазації	Варіант схеми	Умови застосування та схема розташування свердловин або перфорованих труб	Коефіцієнт дегазації джерела $K_{д.в.п.}$ частки од.	Мінімальна величина розрідження у гирла свердловини (перфорованої труби) $B_v$	
				кПа	мм рт. ст.
1	2	3	4	5	6
<b>Схема 1.</b> Дегазація свердловинами, пробуреними з виробок	1	Свердловини пробурені з польової виробки при відпрацюванні крутих пластів (рис. 3.5)	0,3-0,4	4,0	30
<b>Схема 2.</b> Відведення метану через перфоровані труби	2а	Перфоровані труби залишаються в погашається вентиляційної виробленні і повідомляються зі збійних свердловинами (рис. 3.6)	0,4-0,5	6,7	50
	2б	Перфоровані труби заводять за перемички поблизу монтажної камери (рис. 3.7)	0,2-0,3	6,7	50
	2в	Перфоровані труби підключаються до газопроводу, що залишається в завалі:			
		підведення вакууму з боку монтажної камери	0,4-0,5	6,7	50
		підведення вакууму з боку демонтажної камери	0,2-0,3	4,0	30



### 3.2 Розробка конкурентоспроможних варіантів дегазації

#### Визначення параметрів дегазації крутих пластів

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

2. У невивчених умовах розробки пластів параметри дегазаційних свердловин визначаються за формулами, наведеними в табл.3.3.

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

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

Схема дегазації зближених крутих пластів	Кут нахилу свердловин, град		Довжина свердловини, м
	до горизонту	до лінії простягання пласта	
1	2	3	4
Свердловинами, пробуреними з польового штрека або пройденій по нижньому пласту вироблення	$\operatorname{tg} \beta = \frac{h_{\pi} \sin \alpha}{M'' \mp h_{\pi} \cos \alpha}$	90	$l_c = \frac{M'' + m}{\sin(180 \mp \alpha - \beta)}$
Свердловинами, пробуреними з виробітку по розроблюваному пласту	$\operatorname{tg} \beta = \frac{h_{\pi} \sin \alpha}{M'' \mp h_{\pi} \cos \alpha} \sin \varphi$	$\varphi$	$l_c = \sqrt{\frac{1}{\sin^2 \varphi} [M'' \mp h_{\pi} \operatorname{ctg} \alpha]^2 + h_{\pi}^2}$
Свердловинами, пробуреними з відкаточного штрека по повстанню надроблюваного пласта	$\beta = \alpha$	90	На 5-10 м менше висоти поверху по повстанню пласта
Свердловинами, пробуреними з проміжних квершлагів по надроблюваному пласту віялом	$\beta \leq \alpha$	5-90	На 5-10 м не добуваються до вентиляційного штрека

Позначення символів:

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

$h_{\pi}$  - відстань по вертикалі від рівня відкатувального горизонту до місця перетину свердловиною зближеного пласта, м. Приймається рівним від 0,3 до 0,7 висоти поверху по вертикалі;

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

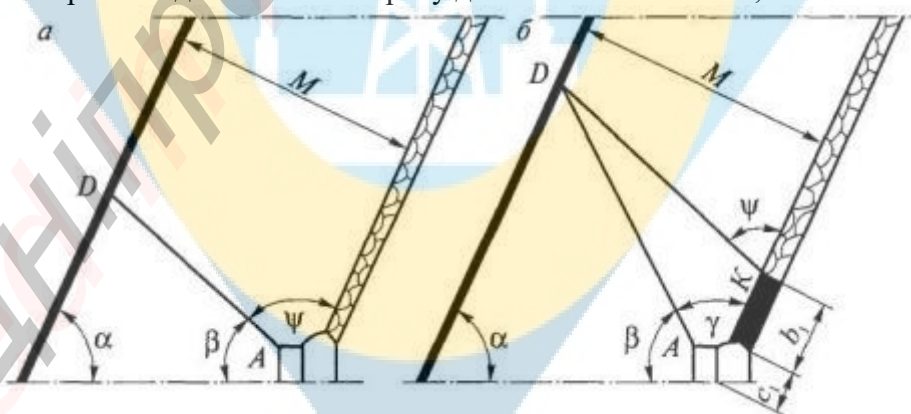


Рис. 3.8. Схема до визначення напрямку свердловини, буримої з відкотнього штреку на вищерозміщений зближений пласт в площині, нормальній до простягання пласта: *a* - при відсутності цілини (бутової смуги) над штреком; *b* - при наявності цілини (бутової смуги) над штреком



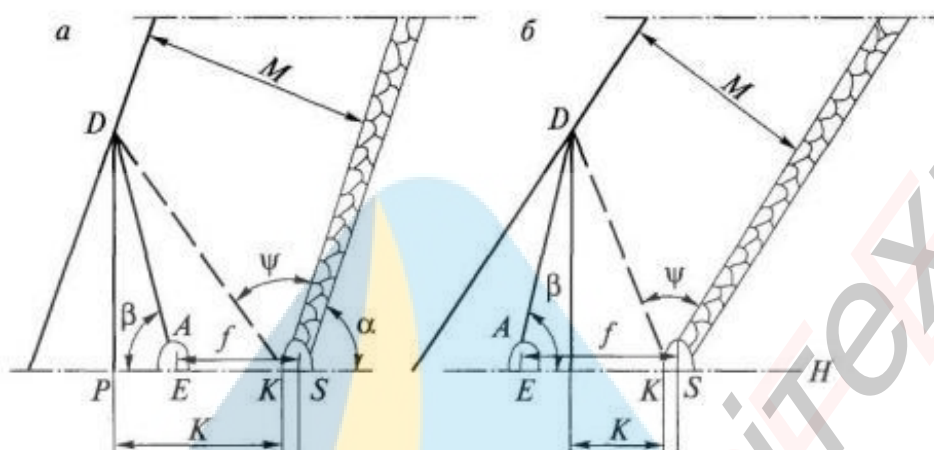


Рис. 3.9. Схема до визначення напрямку свердловини, буримої з групового відкотного штреку на вищерозміщений зближений пласт, в площині, нормальній до простирання пласта, при відсутності цілини вугілля (бутової смуги) над штреком:  $a - K > f$ ;  $b - K < f$ ; ( $K = PK$ ;  $f = ES$ )

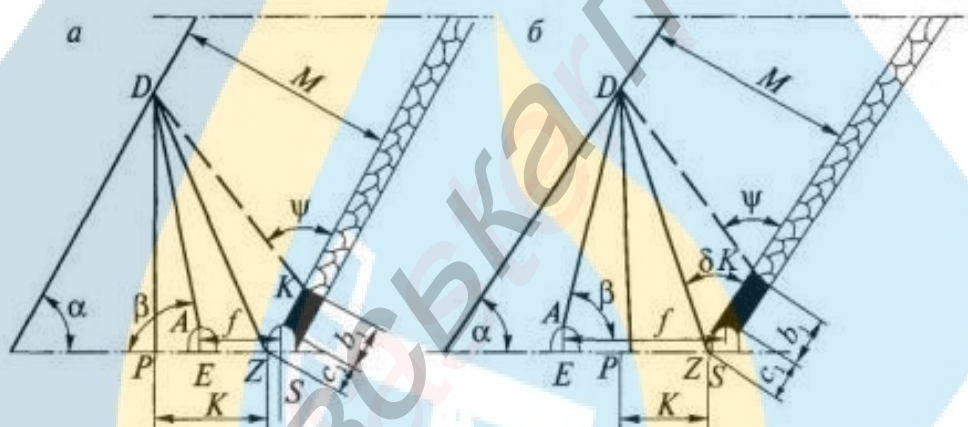


Рис. 3.10. Схема до визначення параметрів свердловини, буримої з групового відкотного штреку на вищерозміщений зближений пласт, в площині, нормальній до простирання пласта і при наявності цілини вугілля (бутової смуги) над штреком:  $a - K > f$ ;  $b - K < f$ ; ( $K = PZ$ ;  $f = ES$ )

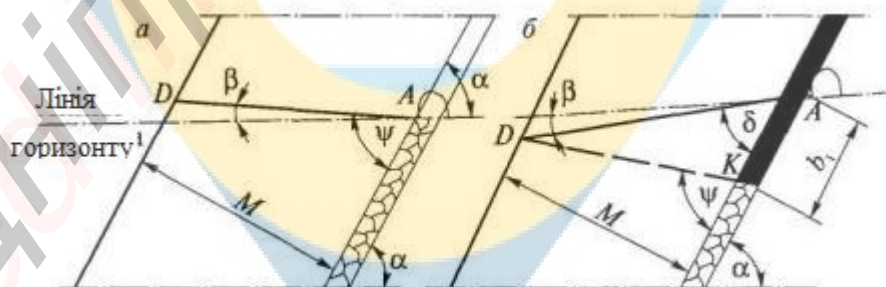


Рис. 3.11. Схема до визначення напрямку свердловини, буримої з вентиляційного штреку на вищерозміщений зближений пласт, в площині, нормальній до простирання пласта:  $a$  - при відсутності цілини вугілля (бутової смуги) під штреком;  $b$  - при наявності цілини вугілля (бутової смуги) під штреком

Вихідними даними для визначення параметрів дегазаційних свердловин є кут залягання пластів  $\alpha$ , висота цілини у виробленні  $b_1$ , з якої виробляється буріння свердловин, і кордони зон підвищеної газовіддачі зближених пластів, що визначаються кутами розвантаження гірських порід  $\psi$  (табл. 3.4).

Таблиця 3.4. - Визначення кута розвантаження на крутих пластах

Кут падіння пласта $\alpha$ , град	Кут розвантаження гірських порід $\psi$ , град	
	при підробці $\psi$	при надробці $\psi_1$
45	59	77
47	59	77
49	60	77
51	61	76
53	62	76
55	63	76
57	65	75
59	66	75
61	68	75
63	71	74
65	73	74
67	76	74
69	80	73

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

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

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

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

Таблиця 3.6. - Значення коефіцієнта дегазації крутих зближених пластів

Місце залягання зближеного пласта	Відстань до зближеного пласта, $M_r$ , м	Коефіцієнт дегазації джерела $k_{д.с.к}$ , частки од.
В покрівлі.	10-20	0,2-0,3
	20-30	0,3-0,4
	30-40	0,4-0,5
	40-60	0,5-0,6
	Понад 60	0,6-0,7
У підшві	6-10	0,1-0,2
	10-20	0,2-0,3
	20-30	0,3-0,4
	Понад 30	0,4-0,6

### Визначення параметрів дегазації вироблених просторів

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

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

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

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

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

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

7. залишає в завалі вентиляційної виробки газопровід і приєднані до нього перфоровані труби монтуються з вживаних труб діаметром 75-100 мм.

Інтервал між ділянками перфорованих труб встановлюється дослідним шляхом або приймається рівним 40-50 м з подальшим його уточненням.

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

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

10. Режим роботи перфорованих труб встановлюється виходячи з виконання вимог Правил безпеки у вугільних шахтах і вимог споживача до каптованої метаноповітряної суміші.

### 3.3. Рекомендації по проектуванню та експлуатації систем дегазації

#### 1. Проектування дегазації

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

2. У проектах будівництва (реконструкції) шахт, розтину і підготовки горизонтів, блоків, панелей розділи по дегазації повинні бути представлені пояснювальною запискою і графічними матеріалами, що містять будівельну, технологічну і електро-механічну частини, контрольно-вимірювальні прилади і автоматику, технологію використання каптуючого метану.



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

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

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

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

#### 2. Експлуатація дегазацийних систем

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

8. Режими роботи дегазацийних систем шахти, включаючи і режими роботи дегазацийних свердловин на очисних і підготовчих ділянках, повинні сприяти як зниженню метанообільності виробок до допустимого Умовами провітрювання рівня, так і вилучення придатних для використання газоповітряних сумішей з кондиційним (більше 25 %) вмістом в них метану.

9. Для діючого дегазацийного трубопроводу допускається уточнювати аеродинамічну характеристику вакуум-насоса по фактично вимірних витрат газоповітряної суміші і розрідженню на вакуум-наосі.

Для уточнення аеродинамічної характеристики вакуум-насоса визначається аеродинамічний опір  $R_{в.н.}$ , мм рт. ст.·хв<sup>2</sup>/м<sup>6</sup>, арматури і газопроводу на ВНС за формулою

$$R_{в.н.} = \frac{B_{в.т} - B_{в.ф}}{Q_{в.ф}^2} \quad (3.1)$$

де  $B_{в.т}$  - розрідження, встановлене за типовою аеродинамічною характеристикою вакуум-насоса і фактичною витратою газоповітряної суміші, мм рт. ст.;

$B_{в.ф}$  - виміряне на вакуум-наосі (фактичне) розрідження, мм рт. ст.;

$Q_{в.ф}$  - фактична (виміряна) витрата газоповітряної суміші, м<sup>3</sup>/хв.

Уточнена аеродинамічна характеристика будується шляхом віднімання зі значень розрідження типової аеродинамічної характеристики вакуум-насоса втрат тиску.

10. Принцип побудови аеродинамічної характеристики (опору) арматури і газопроводу на ВНС полягає в тому, що для заданих значень витрати (подачі) вакуум-насоса від 5-10 м<sup>3</sup>/хв і вище визначаються значення втрат тиску, які потім віднімаються з відповідних значень розрідження на характеристиці. При цьому втрати тиску  $\Delta P$ , мм рт. ст., при різних витратах  $Q$ , м<sup>3</sup>/хв, розраховуються за формулою



$$\Delta P_{\text{вн}} = R_{\text{вн}} Q_{\text{вн}}^2 \quad (3.2)$$

Парні значення  $Q_{\text{вн}}$  і  $V_{\text{н.ф}}$  наносяться на графік і будується уточнена аеродинамічна характеристика вакуум-насоса.

11. Якщо точки, побудовані за координатами фактично вимірних витрати суміші і розрідження на вакуум-наосі, розташовуються нижче типової характеристики (тобто нижче точок з координатами розрахункового режиму), то слід або застосувати газопровід з великим діаметром труб, або змінити схему з'єднання вакуум-насосів, що забезпечує більш високий витрата газоповітряної суміші.

12. Для дегазаційної мережі необхідно приймати такий вакуум-насос (або кілька вакуум-насосів, встановлених паралельно), аеродинамічна характеристика якого проходить через точку з координатами розрахункового (типового) режиму витрати суміші і розрідження або вище неї.

13. Рішення про припинення робіт з дегазації шахт або тимчасової консервації дегазаційної системи приймається технічною радою вугільної компанії (акціонерного товариства, шахти) за участю представників проектної організації. Рішення технічної ради має бути оформлено протоколом. Змінений проект повинен пройти експертизу промислової безпеки.

### *3. Розрахунок газопроводів, вибір вакуум-насосів*

#### **Система, що працює в режимі всмоктування**

14. Розрахункова мережа являє собою схему з'єднання газопроводів. Початковими гілками мережі є ділянки, до яких підключаються дегазаційні свердловини, кінцевою гілкою - ділянка, що підводить до вакуум-насоса. Проміжними гілками є ділянки газопроводу, що мають постійні дебїти метану і діаметр. Початок і кінець гілки вважаються по ходу руху суміші.

Гілка-ділянка газопроводу, укладений між двома сусідніми вузлами розгалуження трубопроводу або між свердловинами і вузлом розгалуження. Вузол-пункт, що об'єднує не менше трьох гілок газопроводу.

Розрахунок зводиться до визначення наступних параметрів гілок газопроводу: дебїту суміші, концентрації метану в суміші, тиску в початковій і кінцевій точках гілки, діаметра газопроводу і перевірки діючих або вибору нових вакуум-насосів.

Складається схема для розрахунку газопроводів (рис. 3.12) з урахуванням розвитку гірничих робіт на найбільш важкий період експлуатації дегазаційної системи із зазначенням розрахункової довжини її гілок.

Розрахункова довжина  $l_i$ , м,  $i$ -й гілки газопроводу, що враховує місцеві опору, приймається за формулою

$$l_i = 1,1l_{\phi}, \quad (3.3)$$

де  $l_{\phi}$  - фактична довжина  $i$ -й гілки газопроводу, м.

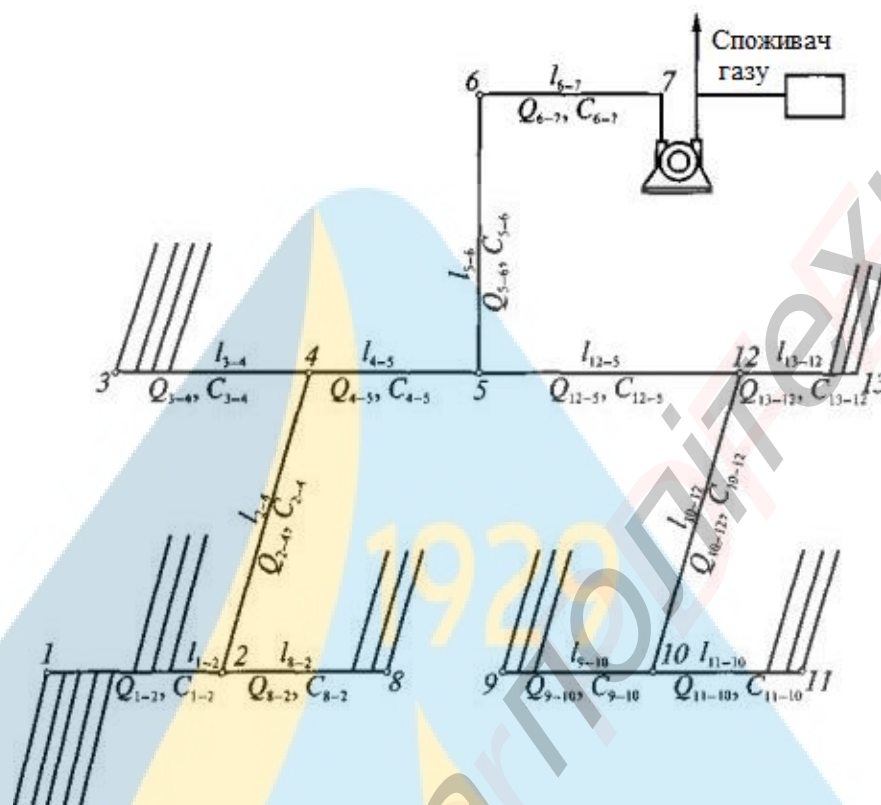


Рис. 3.12. Схема для розрахунку газопроводів

15. Витрата метаноповітряної суміші  $Q_{см}$ , м<sup>3</sup>/хв, початкових гілок мережі визначається по витраті (дебіту) метану (див. відповідні розділи за способами дегазації) і допустимим підсмоктуванням повітря наступним чином:

$$Q_{см} = G_d + \Pi_c + \Pi_r, \quad (3.4)$$

де  $G_d$  - дебіт метану з свердловини, м<sup>3</sup>/хв;

$\Pi_c$  - допустимі підсоси повітря в дегазаційні свердловини, м<sup>3</sup>/хв;

$\Pi_r$  - допустимі підсоси повітря в газопровід, м<sup>3</sup>/хв.

Величина підсосів повітря в газопровід розраховується за формулою

$$\Pi_r = 0,001 l_{\phi}. \quad (3.5)$$

Величина підсосів повітря в підземні дегазаційні свердловини  $\Pi_c$  визначається за способами дегазації в залежності від допустимих питомих підсосів повітря в дегазаційні свердловини  $\Pi_{уд}$ , м<sup>3</sup>/хв·(мм рт. ст.)<sup>1/2</sup>, величини розрідження на гирлах свердловин  $B_y$ , мм рт. ст., і числа одночасно працюючих свердловин  $n_c$ :

$$\Pi_c = n_c \Pi_{уд} \sqrt{B_y} \quad (3.6)$$

Допустимі питомі підсоси повітря в дегазаційні свердловини приймаються по табл. 3.7.

Таблиця 3.7. - Допустимі питомі підсоси повітря в дегазаційні свердловини

Джерела метановиділення, тип свердловин	$\Pi_{уд}$	
	$м^3/хв(кПа)^{1/2}$	$м^3/хв \cdot (мм \text{ рт. ст.})^{1/2}$
Розроблювані пласти:		
бар'єрні свердловини	0,16	0,06
пластові свердловини	0,014	0,005
Підроблені пласти:		
підземні свердловини	0,55	0,2
вертикальні свердловини	14	5
Надроблювані пласти:		
свердловини на надроблюючий пласт	0,028	0,01
свердловини по надроблюючому пласту	0,014	0,005
Вироблений простір:		
свердловини над куполами обвалення	0,55	0,2
вертикальні свердловини	28	10

*Примітка.* До початку впливу гірничих виробок на свердловини значення допустимих підсосів повітря для всіх видів свердловин приймаються рівними  $0,005 \text{ м}^3/\text{хв} \cdot (\text{мм рт. ст.})^{1/2}$ .

Підсоси повітря в вертикальні свердловини, пробурені з поверхні, визначаються з виразу

$$\Pi_c = n_c \Pi_{уд} \sqrt{\frac{B_y}{l_c}} \quad (3.7)$$

де  $l_c$  – довжина свердловини, м.

Величина  $B_y$  для всіх видів свердловин розраховується за формулою (3.8), а для діючих свердловин приймається рівною фактичної.

Величина  $B_y$  для свердловин визначається з виразу

$$B_y = B + \Delta B_{уд} l_{н.ч}, \quad (3.8)$$

де  $B$  - розрідження в свердловині, мм рт. ст., приймається за рекомендаціями відповідних додатків;

$\Delta B_{уд}$  - питомі втрати тиску в свердловині, мм рт. ст./м;

$l_{н.ч}$  - довжина непорушеної частини свердловини, м.

Питомі втрати тиску  $\Delta B_{уд}$ , мм рт. ст./м, у свердловині визначаються за номограмою (рис. 3.13) або за рівнянням

$$\Delta B_{уд} = 1,9 \cdot 10^{-8} \frac{Q_{с.у}^2}{n_{с.у}^2 d_c^{5,33}}, \quad (3.9)$$

де  $Q_{с.у}$  - витрата метановоздушної суміші з свердловин на віддаленій виїмковій ділянці, що входить в найбільш протяжну і завантажену гілку дегазаційної системи,  $м^3/\text{хв}$ ;

$n_{с.у}$  - число свердловин на ділянці;

$d_c$  - діаметр свердловини, м.

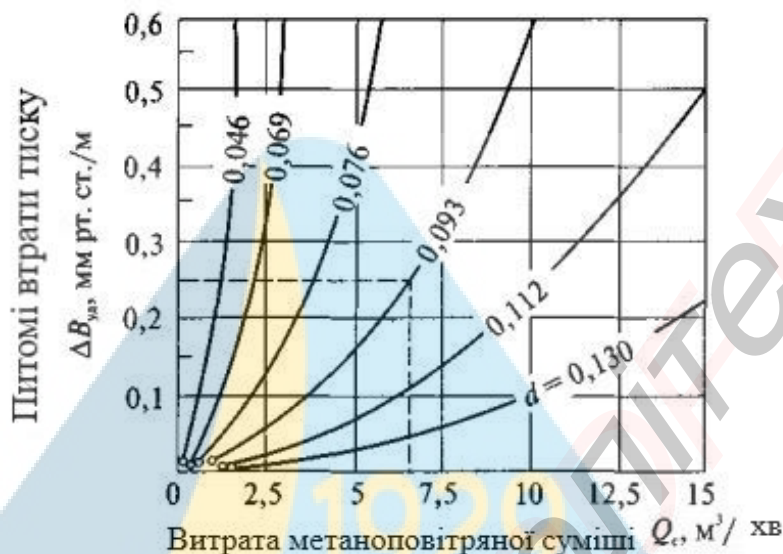


Рис. 3.13. Номограма визначення питомих втрат тиску в свердловині

Довжина непорушеної частини свердловин, що охороняються ціликами, і свердловин, пробурених на підроблювані пласти, приймається рівній довжині свердловини.

При охороні свердловин вогнищами довжину непорушеної частини приймають рівній довжині обсадної труби. При охороні свердловин бутовими смугами значення  $l_{н.ч}$  приймають рівним параметру  $l_6$ , м, розраховується за формулою (3.10), але не менше глибини обсадки свердловини:

$$l_6 = \frac{b_{\pi} \sin \beta'}{\sin \beta \sin(\beta' \pm \alpha)}, \quad (3.10)$$

де  $b_{\pi}$  - ширина бутової полоси під свердловиною, м;

$\beta'$  - проекція кута нахилу свердловини на вертикальну площину, що проходить через лінію падіння пласта, град [29];

$\beta$  - кут нахилу свердловини до горизонту, град;

$\alpha$  - кут падіння пласта, град.

Знак «+» приймається при бурінні свердловин в сторону падіння пласта, а знак «-» у бік його повстання.

16. Витрата метаноповітряної суміші  $Q_{смj}$ , м<sup>3</sup>/хв, всіх наступних гілок визначається підсумовуванням надходить в початкову точку  $j$ -ї гілки газопроводу метановоздушної суміші  $i$ -х гілок  $Q_{смi}$ , м<sup>3</sup>/хв, і загальних допустимих підсосів ПГ  $j$ , м<sup>3</sup>/хв, в гілки, розрахованих за формулою (3.5):

$$Q_{смj} = \sum Q_{смi} + \Pi_{Гj} \quad (3.11)$$

17. Концентрація метану  $c_i$ , %, в газоповітряної суміші  $i$ -ї гілки газопроводу визначається з виразу



$$c_i = \frac{100G_{\text{дi}}}{Q_{\text{опi}}} \quad (3.12)$$

18. Визначається витрата метановоздушної суміші в дільничному газопроводі  $i$ -го виїмкової ділянки  $Q_{\text{опi}}^{\text{уч}}$ , м<sup>3</sup>/хв (див. рис. 3.12, дільничні газопроводи 1-2, 3-4, 8-2 і т. д.), з урахуванням резерву пропускної здатності газопроводу

$$Q_{\text{оп}}^{\text{уч}} = 1,24Q_{\text{опi}}^{\text{уч}} \quad (3.13)$$

Розраховується концентрація метану в газоповітряній суміші дільничного газопроводу на  $i$ -му виїмковій ділянці

$$c_{\text{учi}} = \frac{100G_{\text{дi}}^{\text{уч}}}{Q_{\text{опi}}^{\text{уч}}}, \quad (3.14)$$

де  $G_{\text{дi}}^{\text{уч}}$  - дебіт метану зі свердловин  $i$ -го виїмкової ділянки, м<sup>3</sup>/хв.

19. Визначається витрата метановоздушної суміші в  $j$ -й гілці магістрального газопроводу (див. 1, магістральний газопровід 2-4 або 10-12) з урахуванням резерву його пропускної здатності

$$Q_{\text{опj}}^{\text{уч}} = 1,25 \sum_{i=1}^{n_y} Q_{\text{опi}}^{\text{уч}} \quad (3.15)$$

де  $n_y$  - число виїмкових ділянок, з яких газ транспортується в  $j$ -й магістральний газопровід.

Розраховується концентрація метану в  $j$ -й гілці магістрального газопроводу

$$c_{\text{магj}} = \frac{100 \sum_{i=1}^{n_y} G_{\text{дi}}}{Q_{\text{опj}}^{\text{уч}}} \quad (3.16)$$

20. Проставляються за схемою (див. рис. 3.12) витрати метаноповітряної суміші і концентрація метану в кожній гілці дільничного (гілки 1-2, 3-4, 8-2, 9-10, 11-10, 13-12), магістрального (гілки 2-4, 10-12), групового (гілки 4-5, 12-5) і шахтного (гілка 5-б) газопроводів.

Витрата метаноповітряної суміші в гілці групового газопроводу визначається підсумовуванням витрат суміші в магістральних (магістральних і дільничних) гілках, а в шахтної гілки - підсумовуванням витрат в групових гілках газопроводу. Причому в обох випадках витрата суміші знаходять з урахуванням підсосів повітря на відповідній довжині досліджуваної гілки газопроводу.

Концентрація метану в гілках групового і шахтного газопроводів розраховується за формулою, аналогічною виразу (3.16).

21. Вибирається маршрут найбільш важкими умовами транспортування суміші (далі - важкий маршрут) за мінімальним значенням умовної величини  $x_m$ , мм рт. ст. · хв<sup>2</sup>/м<sup>7</sup>:

$$x_m = \frac{350 - B_y}{\sum l_i Q_{cmi}^2}, \quad (3.17)$$

де 350 - оптимальне розрідження, створюване вакуум-насосом, мм рт. ст.;

$l_i$  - розрахункова довжина  $i$ -ї досліджуваної гілки газопроводу, м;

$Q_{cmi}$  - витрата метаноповітряної суміші в  $i$ -ї гілки газопроводу, м<sup>3</sup>/хв.

Для дільничної і магістральної гілок витрата метаноповітряної суміші визначається за рівняннями (3.13) і (3.15) відповідно; для групового і шахтного - згідно п. 20.

22. Визначення тиску  $P_1$ , у свердловин в дільничному газопроводі, що входить в найбільш протяжну і завантажену гілку дегазаційної системи (наприклад, гілка 1-2 на рис. 3.12):

$$P_1 = P_6(1 + 1,17 \cdot 10^{-4} H) - B_y, \quad (3.18)$$

де  $P_6$  - барометричний тиск, мм рт. ст.;

$H$  - глибина гірничих робіт від земної поверхні, м.

23. Визначаються питомі втрати тиску в газопроводі  $\Delta P_{уд}$ , мм рт. ст./м, входить в найбільш протяжну і навантажену гілку дегазаційної системи:

$$\Delta P_{уд} = \frac{350 - B_y}{L_T}, \quad (3.19)$$

де  $L_T$  - довжина трубопроводу в найбільш завантаженій і протяжній гілці дегазаційної системи, м.

24. Розраховується тиск  $P_2$ , мм рт. ст., на виході з дільничного газопроводу, що входить в найбільш протяжну і завантажену гілку дегазаційної системи:

$$P_2 = P_1 - \Delta P_{уд} l_{1-2} \quad (3.20)$$

25. Визначається середня щільність метаноповітряно суміші  $\gamma_{н1-2}$ , кг/м<sup>3</sup>, при нормальних умовах за формулою

$$\gamma_{н1-2} = 5,37 \cdot 10^{-3} (224 - c_{1-2}), \quad (3.21)$$

де  $c_{1-2}$  - концентрація метану в газоповітряній суміші дільничного газопроводу (гілка 1-2 на рис. 3.2), %.

26. Визначається внутрішній діаметр дільничного газопроводу  $d_{1-2}$ , м (гілка 1-2 на рис. 3.2), входить в найбільш протяжну і завантажену гілку дегазаційної системи:

$$d_{1-2} = 5,33 \sqrt[3]{\frac{4,8 \cdot 10^{-5} Q_{cm1-2}^2 \gamma_{н1-2} l_{1-2}}{P_1^2 - P_2^2}}, \quad (3.22)$$

де  $Q_{cm1-2}$  - витрата метаноповітряної суміші в дільничному газопроводі, м<sup>3</sup>/хв;

$l_{1-2}$  - довжина дільничного газопроводу, м.

За результатами розрахунку приймається найближчий більший внутрішній діаметр стандартного газопроводу  $d_{1-2}^{ст}$ .

27. Уточнюється тиск газу  $P_2^1$ , мм рт. ст., на виході з дільничного газопроводу

$$P_2^1 = \sqrt{P_1^2 - \frac{4,8 \cdot 10^{-5} Q_{\text{см}1-2}^2 \gamma_{\text{н}1-2}^1}{d_{1-2}^{5,33}}}. \quad (3.23)$$

Для гілок газопроводу з різницею відміток  $z$  ( $z = H_1 - H_2$ , м) більше 400 м тиск  $P_{2z}$  на виході з газопроводу розраховується за формулою

$$P_{2z} = P_2 \pm \frac{P_2' (53 - 0,273c_{1-2})}{4,65 \cdot 10^5}. \quad (3.24)$$

Знак «+» приймається при русі газу вниз, а знак «-» - при русі вгору.

28. Діаметр магістральної гілки 2-4 (див. 3.2) визначається за рівнянням (3.22), в якому замість тисків  $P_1$  і  $P_2$  підставляються тиску  $P_2'$  (або  $P_{2z}$ ) і  $P_4$  відповідно. Таким же чином послідовно розраховуються діаметри газопроводів всіх гілок, що входять в найбільш протяжну і завантажену гілку дегазаційної системи.

Для гілок з паралельними газопроводами замість стандартного діаметра газопроводу  $d_{\text{см}}$  підставляється еквівалентний діаметр  $d_{\text{зк}}$ , м, визначається за формулою:

$$d_{\text{зк}} = 2,67 \sqrt{\sum d_i^{2,67}}, \quad (3.25)$$

де  $d_i$  - внутрішній діаметр  $i$ -го газопроводу, м.

Для відгалужень газопроводів визначається тиск за формулою на початку гілки, а тиск на виході приймається рівним тиску у відповідному вузлі сполучення трубопроводів, для якого було визначено тиск суміші газів при розрахунках газопроводу обраної гілки дегазаційної системи. Потім на підставі подібних розрахунків визначається тиск газу в газопроводі перед вакуум-насосами  $P_{\text{н}}$ .

Розрідження в кожній точці газопроводу визначається як різниця барометричного і розрахункового або фактичного тиску в даній точці газопроводу.

29. Розрахунок мережі, що знаходиться під розрідженням, вважається вірним, якщо при проектуванні мережі розрахункова величина тиску газу на всосі вакуум-насоса  $P_{\text{вс.р}} \geq P_6 - 350$ , при реконструкції мережі  $P_{\text{вс.р}} \geq P_{\text{вс}}$ .

30. Визначають число одночасно працюючих вакуум-насосів і їх типорозмір. Точку, що характеризує необхідний режим роботи дегазаційної системи ( $Q_{\text{н}}$ ,  $P_{\text{н}}$ ), наносять на характеристику вакуум-насосів. Продуктивність вакуум-насоса  $Q_{\text{н}}$  приймається рівною витраті газу в гілці газопроводу перед насосами, розрахованому за рекомендаціями п.20. Вибирають один або кілька паралельно працюючих насосів, характеристика яких лежить нижче точки необхідного режиму їх роботи.

### 3.4 Розрахунок економічного ефекту

Розрахунок річного економічного ефекту по варіантам проведемо за методикою, яка наведена в [26]. Результати розрахунків приведені в табл. 3.8.

Таблиця 3.8 - Основні техніко-економічні показники представлені в таблиці

№	Показники	Базовий	ВАР. 1	ВАР. 2
1	Режим роботи дільниці		Ізмiна – ремонтно - пiдготовча; iншi – по	
2	Кiлькiсть робочих днiв на мiсяць	25	25	
3	Марка агрегату/мех.комплексу		2АНЦМК	КГУ
4	Тип крiплення в лавi		2АНЦМК	КГУ-Д
5	Тип виймальної машини		конвеєроструг	Темп 1М
6	Видобуток вугiлля, т:			
	с циклу	73	73	218
	за добу	77	768	436
	за мiсяць	1 935	19 197	10 901
7	Кiлькiсть циклiв	1,06	10,0	2,0
8	Просування очисного вибою, м:			
	за добу	0,7	6,30	1,80
	за мiсяць	16,6	157,5	45,0
9	Кiлькiсть робочих, люд.:			
	явочна	28	36	37
	облiкова	56	70	72
10	Продуктивнiсть працi:			
	на вихiд	2,76	21,33	11,79
	за мiсяць	34,80	274,24	151,41
11	Комплексна норма виробiтку, т/люд-зм	7,80	19,51	18,91
12	Комплексна розцiнка, грн./т	70,52	7,90	8,10
13	Дiльнична собiвартiсть 1т вугiлля: грн./т	231,67	142,35	166,55
	%	163%	100%	117%
	у т.ч. витрати на оплату працi	19	26	32
	вiдрахування на соц.мiри	10	13	16
	допомiжнi матерiали	24	50	22
	амортизацiя	14	11	30
14	Обсяг капiтальних вкладень, тис.грн.	-	16 700	26 493
15	Економiчний ефект вiд впровадження технологiчної схеми, тис.грн./рiк	-	20 578	8 519
16	Строк окупностi капiтальних вкладень, рокiв	-	0,8	3,1
17	Рентабельнiсть iнвестицiй	-	1,23	0,32

### 3.4 Висновки

Аналізуючи результати розрахунків, можна зробити висновок, що в гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах відпрацьовування найбільш раціональною є технологічна схема з використанням щитового агрегату 2АНЦМК (варіант 1), тому що собівартість 1т вугілля складе 142,35 грн./т (100%).

При використанні комплексу КГУ з комбайном Темп 1М (варіант 2) собівартість зросте до 166,55 грн./т (117%).

Крім того, строк окупності капітальних вкладень по варіанту 1 найменший (0,8 роки). Виходячи з цього, остаточно приймаємо варіант 1 як найбільш оптимальний у заданих умовах.

Річний економічний ефект від впровадження варіанту складе 20 578 тис.грн.



## 4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

### 4.1 Підрахунок інвестиційних витрат

Сутність проекту полягає в розробці заходів щодо відробки гор.1146 м ш. ім. М.І.Калініна ДП Артемвугілля та обґрунтуванні економічної доцільності його фінансування.

Необхідний обсяг інвестицій в проект визначаємо по [25-27] на підставі зведеного кошторисного розрахунку, у який включено витрати на будівництво й оснащення всіх об'єктів, передбачених даним проектом.

Підрахунок витрат на обладнання наведено у табл.4.1.

Таблиця 4.1 - Підрахунок витрат на обладнання

Обладнання	Потрібна кількість комплектів	Ціна за комплект, грн.	Загальна вартість, грн.
Прохідницьке та транспортне обладнання, у т.ч.:	2	8 443 288	16 886 577
прохідницький комбайн 4ПП-5		4 089 100	8 178 200
гідрообладнання		412 500	825 000
електрообладнання		617 953	1 235 906
допоміжне устаткування		195 184	390 367
транспортне устаткування		1 016 400	2 032 800
витрати на транспортування і монтаж (15%)		949 670	1 899 341
Віймальне та транспортне обладнання, у т.ч.:	2	16 700 375	33 400 750
щітовий агрегат 2АНЦМК,		11 909 028	23 818 057
гідрообладнання		521 667	1 043 334
електрообладнання		781 492	1 562 985
допоміжне устаткування		153 029	306 058
транспортне устаткування		1 156 848	2 313 697
витрати на транспортування і монтаж (15%)		2 178 310	4 356 620
ВСЬОГО			50 287 327

Обсяг капітальних вкладень для реалізації проекту складає 107 646 тис.грн., у тому числі на гірничопрохідницькі роботи - 21 787 тис.грн.; на придбання обладнання, його транспортування та монтаж – 50 287 тис.грн.

Фінансування гірничопрохідницьких робіт здійснюється за рахунок капітального будівництва. Нове обладнання планується придбати за рахунок державного фінансування.

## 4.2 Розрахунок основних техніко-економічних показників та витрат на видобуток вугілля

### 4.2.1 Соціальні показники ефективності проекту

Загальне змінення чисельності персоналу під впливом змін обсягів виробництва в одиницю часу визначається по формулі:

$$\times_2 = \times_1 \cdot \frac{a \cdot I_a + b}{100}, \text{ чол.} \quad (4.1)$$

де  $\times_1$  та  $\times_2$  – це чисельність персоналу відповідно при базовому та проектному обсязі виробництва;

$a$  – питома вага чисельності умовно-змінного складу, %;

$b$  – питома вага умовно-постійного складу, %;

$I_d$  – коефіцієнт зміни обсягів виробництва ( $D_{\text{пр}}/D_{\text{баз}} = 2,43$ ).

Чисельність працівників по проекту розраховуємо в таблиці 4.2.

Таблиця 4.2– Розрахунок чисельності працівників шахти

Категорія трудящих	Базова чисельність, чол	Питома вага, %		Проектна чисельність, чол
		умовно-змінного складу (а)	умовно-постійного складу (b)	
ГРОВ	278	-	-	140
Прохідники	119	-	-	119
Інші підземні	441	45	55	677
Разом робочих з видобутку	838	-	-	936
Робітники на поверхні	471	30	70	639
Всього ПВП	1 309	-	-	1 574

На підставі розрахунків, наведених у таблиці 4.2, можна зробити висновок, що чисельність персоналу збільшилась на 20% внаслідок зросту обсягів видобутку.

Ріст продуктивності праці означає зменшення витрат праці на виробництво одиниці продукції та є основним фактором росту ефективності виробництва.

Продуктивність праці на місяць розраховуємо по формулі:

$$P_{\text{пр}}^{\text{міс}} = \frac{D_{\text{міс}}}{\times_{\text{обл}}}, \text{ т/чол.} \quad (4.2)$$

де  $D_{\text{міс}}$  – обсяг видобутого вугілля за місяць, т;

$\times_{\text{обл}}$  – облікова чисельність робітників, чол.

Продуктивність праці на вихід дорівнює:

$$\dot{I}_{\text{в}}^{\text{міс}} = \frac{\dot{A}_{\text{в}}^{\text{міс}}}{\times_{\text{в}} \cdot n}, \text{ т/вих.} \quad (4.3)$$

де  $\bar{n}$  - середня кількість виходів одного робочого в місяць, вих.

Розрахунок продуктивності праці за категоріями робітників робимо в табл.4.3.

Таблиця 4.3 – Розрахунок продуктивності праці робітників шахти

Категорія робітників	Обсяг видобутку, т/міс		Чисельність облікова, чол		Продуктивність праці				Індекс зміни продуктивності праці (І <sub>п.п</sub> )
					т/міс		т/вих		
	база	проект	база	проект	база	проект	база	проект	
ГРОВ			278	140	43,17	208,33	1,96	9,47	4,83
Робочі з видобутку	12 000	29 167	838	936	14,32	31,17	0,65	1,42	2,18
ПВП			1 309	1 574	9,17	18,52	0,42	0,84	2,02

Продуктивність праці зросла на 102%, на очисних роботах - на 383% за рахунок використання більш ефективних технологічних схем, нового високопродуктивного обладнання та раціональної організації робіт.

Середня заробітна плата розраховується як відношення місячного фонду оплати праці та облікової чисельності промислово-виробничого персоналу.

Виходячи з того, що темп росту заробітної плати не повинен перевищувати темпи росту продуктивності праці, проектну середню заробітну плату визначаємо шляхом збільшення базової середньої заробітної плати на  $\frac{1}{2}$  від темпу росту продуктивності праці:

$$\overline{ЗП}_{пр} = \overline{ЗП}_{ф} \cdot \left( \frac{I_{п.п} - 1}{2} + 1 \right), \text{ грн.} \quad (4.4)$$

де  $\overline{ЗП}_{ф}$  - фактична середня заробітна плата ПВП, грн;

$I_{п.п}$  – темп росту продуктивності праці.

Тоді розмір проектного фонду оплати праці складе:

$$ФОТ_{пр} = \overline{ЗП}_{пр} \cdot Ч_{пр}^{ПВП}, \text{ грн.} \quad (4.5)$$

де  $Ч_{пр}^{ПВП}$  - проектна чисельність промислово-виробничого персоналу, чол.

Розрахунок середньої заробітної плати ПВП наведено в табл.4.4.

Таблиця 4.4 – Розрахунок середньої заробітної плати ПВП

Показники	Розмір місячного фонду оплати праці, грн	Облікова чисельність ПВП, чол.	Середня заробітна плата ПВП, грн	Індекс росту середньої заробітної плати (І <sub>зп</sub> )
База	3 310 616	1 309	2 529	1,51
Проект	6 014 306	1 574	3 820	

Як можна бачити, середня зарплата зросла на 51%.

#### 4.2.2 Ефективність використання основних фондів підприємства

Вартість основних фондів та показників ефективності їх використання після реалізації проекту розраховано в табл. 4.5-4.7.

Таблиця 4.5 – Розрахунок вартості основних фондів шахти по проекту

Базова вартість ОФ, тис. грн	Вартість основних фондів, тис. грн		Проектна вартість основних фондів	Індекс зміни вартості основних фондів (І <sub>оф</sub> )
	введених за проектом, тис. грн	виведених зі складу діючих, тис. грн		
272 538	50 287	13 627	309 198	1,13

Вартість ОФ на за рахунок введення нового обладнання.  
Фондовіддача розраховується як:

$$\hat{O}a = \frac{\hat{A}}{\hat{I}O} \text{ т/тис.грн.} \quad (4.6)$$

де  $\hat{A}$  – обсяг видобутку вугілля, т/рік;  
ОФ – середньорічна вартість основних фондів, тис. грн.  
Фондомісткість:

$$\hat{O}_i = \frac{\hat{I}O}{\hat{A}} \text{ тис.грн./т} \quad (4.7)$$

Фондооснащеність:

$$\hat{O}_i = \frac{\hat{I}O}{\times_{\text{ііі}}} \text{ тис.грн./чол.} \quad (4.8)$$

де  $\text{Ч}_{\text{обл}}$  – обліковий штат працюючих шахти, чол.

Таблиця 4.6 – Розрахунок показників ефективності використання ОФ

Показник ефективності	Обсяг річного видобутку, тис. т		Вартість ОФ, тис. грн		Значення показника	
	факт	проект	факт	проект	факт	проект
Фондовіддача, т/тис.грн	160	350	272 538	309 198	0,59	1,13
Фондомісткість, тис.грн/т					1,70	0,88

Таблиця 4.7 – Розрахунок фондооснащеності працівників

Показники	Факт	Проект
Вартість основних фондів, тис. грн	272538	309198
Чисельність ПВП, чол	1309	1574
Фондооснащеність, тис. грн./чол	208,20	196,38

#### 4.2.3 Визначення повної собівартості 1 т вугілля

Собівартість проведення 1м виробки та собівартість видобутку 1т вугілля визначаємо в п. 2.4.

Для розрахунку проектної повної собівартості 1 т вугілля використовуємо пофакторний метод, який дозволяє визначити витрати у плановому періоді на підставі витрат у базовому, а також економію коштів або їх перевитрати під дією різних факторів. До таких факторів можна віднести:

- зміну обсягів видобутку вугілля;
- цін на матеріали;
- зміну обсягів матеріалів, що використовуються у виробництві;
- зміну продуктивності праці;
- зміну рівня ефективності використання основних фондів.

Зміна собівартості у відсотках під впливом зміни обсягів виробництва визначається за формулою:



$$\pm \Delta \tilde{N}_{\bar{A}} = 100 - \left( \frac{d_{\bar{A}}^{\text{мін}}}{I_{\bar{A}}} + d_{\bar{A}}^{\text{пост}} \right) \cdot 100, \% \quad (4.9)$$

де  $d_{\text{пост}}$ ,  $d_{\text{мін}}$  – відповідно частка умовно-постійних та умовно-змінних витрат у собівартості вугілля, %. Умовно-постійні витрати у собівартості вугільної продукції складають близько 70%.

Зміна собівартості у відсотках у разі зміни цін на матеріали:

$$\pm \Delta \tilde{N}_{\bar{oi}} = (100 - I_{\bar{oi}} \cdot 100) \cdot d_{\bar{oi}}, \% \quad (4.10)$$

де  $I_{\bar{oi}}$  – індекс зміни цін ( $I_{\bar{oi}}=1,0 - 1,3$ );

$d_{\text{мат}}$  – питома вага елементу «матеріали» в структурі собівартості. Визначається на підставі форми 2 «Звіт про собівартість продукції».

Зміна собівартості видобутку вугілля у відсотках під впливом зміни обсягів матеріалів:

$$\pm \Delta \tilde{N}_{\bar{ii}} = (100 - I_{\bar{ii}} \cdot 100) \cdot d_{\bar{ii}}, \% \quad (4.11)$$

де  $I_{\text{мат}}$  – індекс зміни витрат матеріалів.

Зміна витрат у відсотках під впливом зміни рівня продуктивності праці:

$$\pm \Delta \tilde{N}_{\bar{i.i}} = \left( 100 - \frac{100}{I_{\bar{i.i}}} \right) \cdot d_{\bar{i.i}}, \% \quad (4.12)$$

де  $I_{\text{п.п}}$  – індекс зміни продуктивності праці;

$d_{\text{зп}}$  – фактична питома вага елементу «заробітна плата» в структурі собівартості.

Зміна собівартості у відсотках під впливом зміни рівня заробітної плати:

$$\pm \Delta \tilde{N}_{\bar{\zeta i}} = (100 - I_{\bar{\zeta i}} \cdot 100) \cdot d_{\bar{\zeta i}}, \% \quad (4.13)$$

де  $I_{\text{зп}}$  – індекс зміни заробітної плати.

Зміна собівартості видобутку вугілля у відсотках у разі більш ефективного використання основних фондів:

$$\pm \Delta \tilde{N}_{\bar{i\phi}} = 100 - \frac{100}{I_{\bar{i\phi}}} \cdot 100, \% \quad (4.14)$$

де  $I_{\text{оф}}$  – індекс зміни вартості основних фондів, %.

Після визначення величин відхилення у відсотках проектної собівартості від базової переводимо їх у грошовий вираз за формулою:

$$\pm \Delta \tilde{N}_s = \frac{\tilde{N}_{\text{аа\zeta}} \cdot (\pm \Delta \tilde{N}_s^i)}{100}, \quad (4.15)$$

де  $C_i^{\text{п}}$  – величина відхилення проектної собівартості від базової за  $i$ -им фактором, %.

Проектна собівартість видобутку 1 т вугілля з урахуванням дії вищенаведених факторів визначається по формулі:

$$\tilde{N}_{i\phi} = \frac{\tilde{N}_{\text{аа\zeta}} \cdot I_{\bar{д}} - \sum_1^i \Delta \tilde{N}_s}{I_{\bar{д}}}, \text{ грн.} \quad (4.16)$$

де  $C_{\text{пр}}$ ,  $C_{\text{баз}}$  – відповідно проектна та базова повна собівартість 1 т вугілля, грн;

$I_{\bar{д}}$  – індекс зміни обсягів видобутку вугілля;

$\sum_1^n \Delta C_i$  - зміна собівартості видобутку вугілля відповідно до зміни і-ого фактору, грн;

$n$  – кількість факторів, що впливають на зміну собівартості;

$D_{пр}$  – проектний обсяг видобутку вугілля, т.

Результати розрахунків проектної собівартості пофакторним методом наведені в табл.4.8.

Таблиця 4.8 - Розрахунок проектної собівартості пофакторним методом

Розрахункові параметри	Умовні позначення	Результати
Базова повна собівартість 1 т вугілля, грн	Сбаз	533,49
Проектний обсяг видобутку вугілля, т.т.	$D_{пр}$	350
Проектний індекс зміни обсягів видобутку вугілля	$I_d$	2,43
Зміна собівартості у відсотках під впливом зміни обсягів виробництва	$\Delta \tilde{N}_{\bar{A}}$	41,20
Зміна собівартості у відсотках у разі зміни цін на матеріали	$\Delta \tilde{N}_{oi}$	0,00
Індекс зміни цін	$I_c$	1,00
Питома вага елементу «матеріали» в структурі собівартості	$d_{mat}$	0,12
Зміна собівартості видобутку вугілля у відсотках під впливом зміни обсягів матеріалів	$\Delta \tilde{N}_{\bar{n}}$	0,00
Індекс зміни витрат матеріалів	$I_{mat}$	1,00
Зміна витрат у відсотках під впливом зміни рівня продуктивності праці	$\Delta \tilde{N}_{r.i}$	27,43
Індекс зміни продуктивності праці	$I_{п.п}$	2,02
Фактична питома вага елементу «заробітна плата» в структурі собівартості	$d_{зп}$	0,54
Зміна собівартості у відсотках під впливом зміни рівня заробітної плати	$\Delta \tilde{N}_{\bar{c}i}$	-27,71
Індекс зміни заробітної плати	$I_{зп}$	1,51
Зміна собівартості видобутку вугілля у разі більш ефективного використання основних фондів	$\Delta \tilde{N}_{io}$	53,32
Індекс зміни вартості основних фондів	$I_{оф}$	1,13
Величина відхилення у грошовому виразі, грн	$\pm \Delta \tilde{N}_s$	94,24
Проектна собівартість видобутку 1 т вугілля з урахуванням дії вищенаведених факторів	Спр	439,26

#### 4.2.4 Визначення ціни 1 т вугілля

Величина оптової розрахункової ціни визначається по формулі:

$$C_p = C_{onm} + (A_{np}^d - A_{\phi}^d) \cdot \Delta A, \text{ грн./т} \quad (4.17)$$

де  $C_{onm}$  - ціна 1 т вугілля, грн/т (за преїскурантом оптових цін згідно шахтної звітності);

$A_{np}^d$  - норма зольності за преїскурантом з урахуванням умов відпрацювання, %;

$A_{\phi}^d$  - середня експлуатаційна зольність, %:

до заходів  $A_{\phi}^d=42,2\%$ , після заходів  $A_{\phi}^d=28,5\%$ ;

$\Delta A$  - величина знижки/надбавки до ціни за зміну зольності на 1% (згідно діючих нормативів, за кожний відсоток відхилення зольності ціна 1т збільшуються або зменшується на 2,5%).

Розрахункова ціна 1 т вугілля складе:

— до заходів:

$$C_{P(Б.З.)} = 650,00 + (28,0 - 42,2) \cdot 16,25 = 419,25 \text{ грн/т}$$

– після заходів:

$$C_{P(П.З.)} = 650,00 + (28,0 - 28,5) \cdot 16,25 = 641,37 \text{ грн/т}$$

Зміна розрахункової ціни:

$$\Delta C_P = C_{P(П.З.)} - C_{P(Б.З.)} \quad (4.18)$$

$$\Delta C_P = 641,37 - 419,25 = 222,12 \text{ грн/т}$$

Отже, повна проектна собівартість видобутку 1т вугілля складе 439,26 грн., а планова ціна реалізації – 641,37 грн.

#### 4.3 Розрахунок річного прибутку

Розрахунок річного прибутку на перші 5 років після реалізації проекту наведено в таблиці 4.9.

Таблиця 4.9 - Розрахунок річного прибутку

Назва показників	Роки				
	1	2	3	4	5
1. Виручка від реалізації продукції, тис. грн	95 404	143 107	190 809	190 809	190 809
2. Податок на додану вартість (ПДВ) - 20%, тис. грн	19 081	28 621	38 162	38 162	38 162
3. Чистий дохід (пункт 1 - пункт 2), тис. грн	76 324	114 485	152 647	152 647	152 647
4. Собівартість продукції, тис. грн	65 339	98 009	130 678	130 678	130 678
5. Прибуток від основної діяльності (пункт 3-пункт 4)	10 984	16 476	21 969	21 969	21 969
6. Сума податку на прибуток (25% від 5 пункту)	2 746	4 119	5 492	5 492	5 492
7. Прибуток, що залишається в розпорядженні підприємства (пункт 5 - пункт 6).	8 238	12 357	16 476	16 476	16 476

Виручка від реалізації продукції (п.1 табл.4.9) розраховується за формулою:

$$V_p = (D_p \cdot 0,85) \cdot C_p, \text{ тис.грн.} \quad (4.19)$$

де  $D_p$  – обсяг видобутку вугілля за рік, тис.т;

0,85 – частка вугілля, що реалізовується (85%) за вирахуванням той частки, що залишається на підприємстві (15%) для задоволення власних потреб та резерву;

$C_p$  – розрахункова ціна реалізації 1 т вугілля, грн. ( $C_p = 641,37$  грн.).

$$\hat{A}_\delta = (350 \cdot 0,85) \cdot 641,37 = 190\,809 \text{ тис.грн.}$$

Згідно нормам шахтного проектування в 1 та 2 рік виробнича програма підприємства складе 50 та 75% від проектного значення відповідно. Тому, як видно з табл. 4.9, показник річного прибутку досягає проектного значення на 3-й рік після реалізації проекту.

#### 4.4 Економічна оцінка ефективності проекту

##### 4.4.1 Розрахунок статичних показників ефективності інвестицій (по [26-28])

Рентабельність продукції (розрахована на рік досягнення проектного значення виробничої потужності):

$$R_n = \frac{P_p}{C} \cdot 100, \% \quad (4.20)$$

де  $P_p$  – розмір прибутку від реалізації вугілля, тис. грн.;

$C$  – собівартість реалізованої продукції, тис. грн.

$$R_n = \frac{16\,476}{130\,678} \cdot 100 = 12,6\%$$

Рентабельність інвестицій:

$$R_I = \frac{\dot{I}_\delta}{I} \cdot 100, \% \quad (4.21)$$

де  $I$  – розмір інвестиційних витрат на реалізацію проекту, тис.грн.

$$R_I = \frac{16\,476}{50\,287} \cdot 100 = 33\%$$

Строк окупності інвестицій складає:

$$t = \frac{I}{\dot{I}_\delta}, \text{ років} \quad (4.22)$$

$$t = \frac{50\,287}{16\,476} = 3,1 \text{ років}$$

Питома вага інноваційної продукції в загальному обсязі продукції, що реалізується підприємством згідно інвестиційного проекту:

$$q = \frac{D_{\text{инв}}}{D_{\text{заг}}} \cdot 100, \% \quad (4.23)$$

де  $D_{\text{инв}}$  – приріст обсягу видобутку, пов'язаного із інвестиційним проектом, тис.т ( $D_{\text{инв}} = D_{\text{пр}} - D_{\text{баз}} = 350 - 144,0 = 206$  тис.т)

$D_{\text{заг}}$  – загальний проектний обсяг видобутку по шахті, тис. грн.



$$q = \frac{206}{350} \cdot 100 = 59$$

#### 4.4.2 Розрахунок динамічних показників ефективності інвестицій (по [26-28])

Розрахуємо чистий дисконтований дохід для визначення економічної привабливості проекту.

$$NPV = \sum_{j=1}^{n_2} \frac{D_j}{(1+i)^j} - \sum_{t=1}^{n_1} \frac{I_t}{(1+i)^t}, \text{ тис. грн,} \quad (4.24)$$

де  $D_j$  - чистий дохід від виробничої діяльності та сума амортизації в період  $j$ ;

$I_t$  - інвестиційні витрати в період  $t$  (див.п.4.1);

$n_2$  - тривалість періоду віддачі від інвестицій;

$n_1$  - тривалість періоду інвестицій;

$j = 1, 2 \dots, n_2$ ;

$t = 1, 2 \dots, n_1$ ;

$i$  - ставка дисконту (для вугільної промисловості = 0,15).

Результати розрахунків наведені в табл. 4.10.

Таблиця 4.10 - Розрахунок чистого дисконтованого доходу по рокам

Номер року здійснення проекту	Інвестиції, грн	Чистий прибуток, грн	Коефіцієнт дисконтування, $d = \frac{1}{(1+i)^t}$ ,	Сучасна вартість річного потоку	Накопичена вартість на кінець року, NPV при нормі дисконту 0,15	NPV при нормі дисконту 0,20
0	50 287	0	1,0000	-50 287	-50 287	-50 287
1	0	8238	0,8696	7 164	-43 124	-43 422
2	0	12357	0,7561	9 344	-33 780	-34 841
3	0	16476	0,6575	10 834	-22 946	-25 306
4	0	16476	0,5718	9 420	-13 526	-17 360
5	0	16476	0,4972	8 192	-5 334	-10 738
6	0	16476	0,4323	7 123	1 789	-5 220
Разом				1789		

Величина NPV стає позитивною на 6 рік реалізації проекту і свідчить про те, що через цей термін ринкова вартість інвестованого капіталу зростає на 1,8 млн.грн. Отже, інвестування в проект достатньо прибуткове.

Визначимо строк окупності проекту:

$$T_{ок} = t_1 + \frac{NPV_1}{NPV_1 - NPV_2} (t_2 - t_1), \text{ років,} \quad (4.25)$$

$$T_{ок} = 5 + \frac{-5334}{-5334 - 1789} \cdot (6 - 5) = 5,7 \text{ років}$$

Строк окупності визначимо також графічно.

### СТРОК ОКУПНОСТІ ІНВЕСТИЦІЙНОГО ПРОЕКТУ

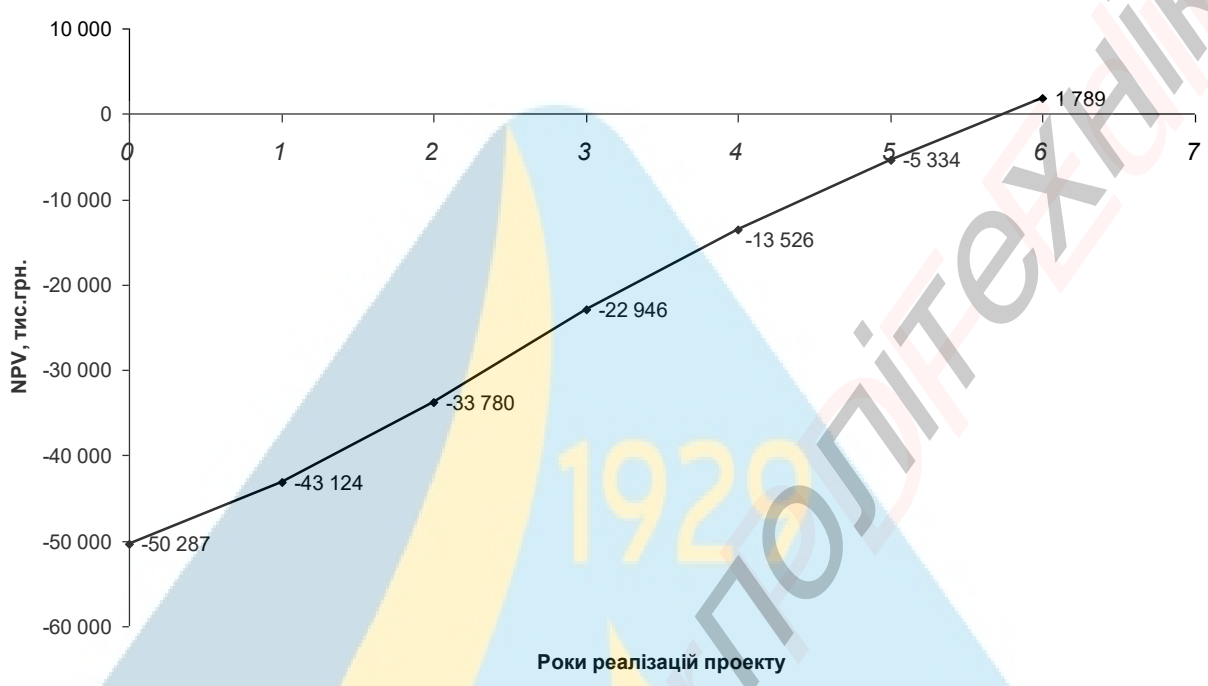


Рис. 4.1 – Графічне визначення строку окупності інвестиційного проекту

Як бачимо, строк окупності інвестиційного проекту – 5,7 років.

Середній строк окупності найбільш ефективних інвестиційних проектів в Україні складає 5-7 років. Отже, цей проект є ефективним.

Визначимо внутрішню норму рентабельності, що показує, при якій ціні капіталу сучасна вартість проекту дорівнюватиме нулю:

$$IRR = i_1 + \frac{NPV^1}{NPV^1 - NPV^2} (i_2 - i_1) \tag{4.26}$$

де  $i_i$  – норма дисконту.

$$IRR = 0,15 + \frac{1789}{1789 - 5220} \cdot (0,20 - 0,15) = 0,16$$

Внутрішню норму рентабельності визначимо також графічно.

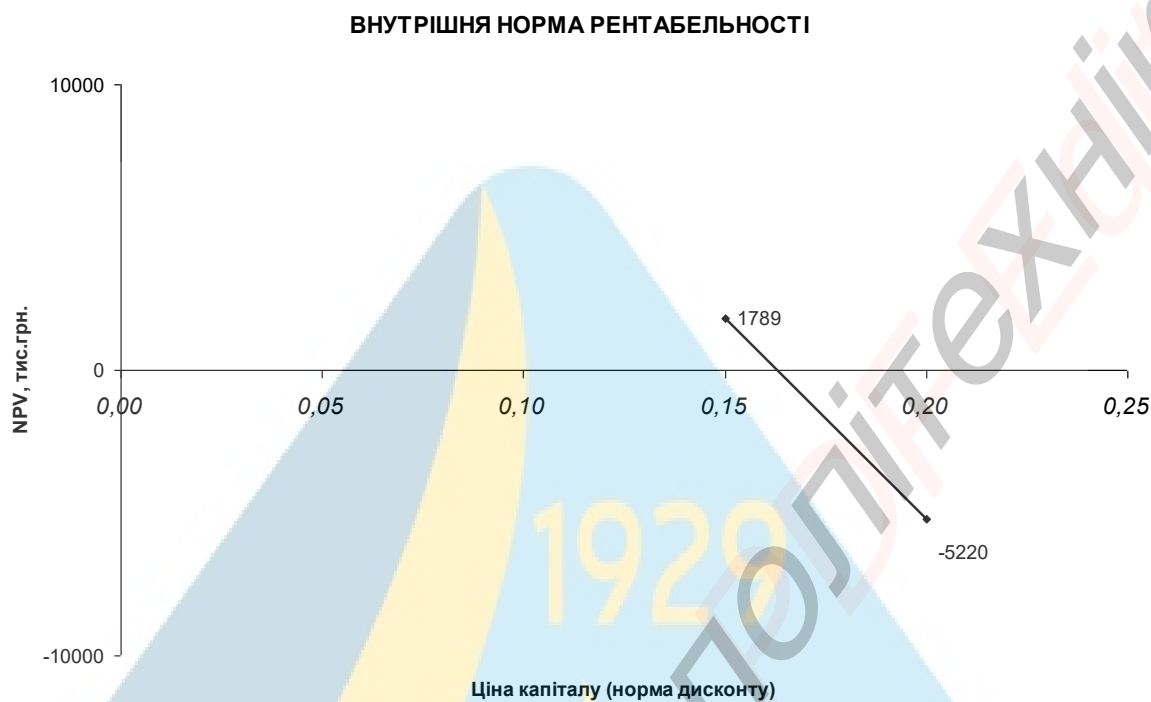


Рис. 4.2 – Графічне визначення внутрішньої норми рентабельності

Чим більше різниця між ціною капіталу та внутрішньою нормою рентабельності, тим менш ризикованим є проект.

Рентабельність інвестицій (доходність дисконтованих інвестицій) складе:

$$PI = \sum_{j=1}^{n2} \frac{D_j}{(1+i)^j} / \sum_{t=1}^{n1} \frac{I_t}{(1+i)^t}, \quad (4.27)$$

$$PI = (8238/(1+0,15)^1 + 12357/(1+0,15)^2 + 16476/(1+0,15)^3 + 16476/(1+0,15)^4 + 16476/(1+0,15)^5 + 16476/(1+0,15)^6) / 50287 = 1,04$$

Величина  $PI = 1,04 > 1,0$ , отже, можна зробити висновок про економічну привабливість проекту та доцільність прийняття рішення про його фінансування.

#### 4.4.3 Соціально-економічні показники ефективності інвестиційного проекту

Здійснення інвестиційних проектів має не тільки економічні, але й різноманітні соціальні та екологічні ефекти й наслідки, що можуть входити до складу цілей проекту.

До цілей даного проекту входять такі соціальні ефекти, як вплив на ступінь працевлаштування населення регіону, підвищення рівня безпеки на підприємстві, покращення умов виробництва.

Негативних екологічних наслідків після реалізації проекту не передбачається (див. п.2.7).

## ВИСНОВОК

У роботі розроблена оптимальна система інтенсифікації гірничих робіт при відпрацюванні запасів вугілля із застосуванням нових технологічних рішень щодо розкриття і підготовки пласта  $l_3$  "Солоний" шахти «Центральна», яка дозволяє впровадити ряд заходів щодо підвищення безпеки гірничих робіт, в той числі профілактичні заходи по зниженню пилоутворення за допомогою зволоження вугільного масиву, підвищити навантаження на очисний вибій і відповідно збільшити видобуток вугілля, підвищити техніко-економічні показники роботи підприємства. За результатами роботи виконано розрахунок економічної ефективності запропонованих заходів.

У роботі описана геологічна будівля шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішено питання розкриття і підготовки, вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Розроблено паспорт видобувної ділянки. Для механізації очисних робіт прийнято щитовий агрегат 2АНЦМК; добове навантаження 768 т. Для механізації підготовчих робіт прийнято комбайн 4ПП-5; швидкість проведення виробки склала 112,5 м/міс. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання шахти, магістрального транспорту.

В основній частині здійснено вибір технологічної схеми ведення очисних робіт по пл. $l_3$  та обґрунтування її параметрів.

Приймаємо схему дегазації пласта, що надрабляється свердловина, пробуреними по пласту, що надрабляється з підготовчої виробки та схему дегазації крутих зближені пластів свердловин, пробурених з виробок пласта, що розробляється. Ефективність запропонованих схем дегазації зближені крутих пластів склади 60%.

Такоже доцільно застосувати дегазацію виробленого простору для зниження метанообільності діючої ділянки, а також для вітягання метану з сусідніх з ним відпрацьованих просторів або із старих раніше відпрацьованих виїмочних полів. Ефективність запропонованих схем дегазації виробленого простору склади 40%.



У роботі представлена методика визначення параметрів дегазації крутих пластів, складено схему для розрахунку газопроводів з урахуванням розвитку гірничих робіт на найбільш важкий період експлуатації системи дегазації, з вказівкою розрахункової довжина її гілок. Питомі витрата тиску тиску  $\Delta B_{уд}$ , мм рт. ст. / м, у свердловині визначаються по номограмі.

Також в роботі приведені способи запобігання газодинамічних явищ, з яких прийняті найбільш раціональні та економічно вигідні для підприємства.

Впровадження результатів роботи дозволить:

- забезпечити захист від газодинамічних явищ;
- підвищити навантаження на очисний вибій і відповідно збільшити видобуток вугілля;
- поліпшити техніко-економічні показники роботи підприємства.

Зроблена оцінка економічної ефективності запропонованих заходів. Необхідний обсяг інвестицій – 50287 тис.грн. Річний економічний ефект (чистий прибуток) складе 16 476 тис.грн., повна собівартість 1т вугілля – 439,26 грн./т. Строк окупності капітальних вкладень – 5,7 років.

## ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Машины и оборудование для шахт и рудников.Справочник / С.Х.Клорикьян и др.- М.: изд-во МГУ,1994.-471с.
2. Правила технической эксплуатации шахт.-М.: Недра, 1985.-400с.
3. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых./ Бурчаков А.С., учебник для вузов.-М.: недра,1983.-487с.
4. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах.- М.: ИГД им. А.А. Скочинского,1979.-578с.
5. Задачник по подземной разработке угольных месторождений / Под ред. Сапицкого К.Ф.,-М.: Недра,1981.-311с.
6. Временные технологические схемы охраны подготовительных выработок полосами из быстротвердеющих смесей для бесцеликовой отработки угольных пластов.- М.: ИГД им А.А. Скочинского,1988.-17с.
7. Технология подготовительных и очистных работ / Заплавский Г.А., Лесных В.А.- М.: Недра,1989.-423с.
8. НПАОП 10.0-1.01-1.0 Правила безпеки у вугільних шахтах. - К. Друкарня ДП «Редакція журналу « Охорона праці», 2010. - 430с.
9. Методические указания к практическим занятиям по курсу «УСМГП» / Сост. Клишин Н.К.-Алчевск: ДГМИ,1995.-168с.
- 10.Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью / Е.П.Мухин и др.-К.:Тэхніка,1994.-190с.
- 11.Міністерство вугільної промисловості України. Єдині норми виробітку на очисні роботи для вугільних шахт / Київ-2006. – 352с.
- 12.Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов / Минуглепром СССР.- М.:1998.-136с.
- 13.Горные транспортные машины в примерах и задачах: учеб. пособие / Кузьменко В.И.-Луганск: Лугань,1997.-208.
- 14.Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / Янко С.В. и др.-К.: Основа,1994.-312с.
- 15.Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: 1991г.
- 16.Проходчик горных выработок. Справочник рабочего. Под редакцией А.И. Петрова. М.: Недра, 1991г. – 644 с.
- 17.Вяльцев М.М. Технология строительства предприятий в примерах и задачах. М.: Недра 1989 г. – 239 с.
- 18.Унифицированные типовые сечения горных выработок: Киев: Будівельник, 1971. - 805 с.
- 19.Методические указания к выполнению курсового проекта по дисциплине «Строительство горных выработок» (для студентов специальности 7.090301 «разработка месторождений полезных ископаемых» и 7.090307 «Маркшейдерское дело», III курса, всех форм обучения).
- 20.Инструкция по выбору рамной металлической податливой крепи горных выработок, Ленинград, 1986, 50 с.

21. Методические указания к выполнению индивидуальных заданий на практических занятиях по разделу «Комбайновая выемка горных пород» курса «Процессы горнопроходческих работ» (для студентов специальности 5.090304.01) / Сост. Г.В. Бабиюк, Б.И. Куленич. – Алчевск, ДГМИ, 1995. – 40 с.
22. Единые нормы выработки на горноподготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов / Донецкий ЦОГ.-Донецк:1992.-285с.
23. Аеродинамічні розрахунки з рудничної аерології в прикладах і задачах: Навч. посібник / Г.Л. Пігіда, Є.А.Будзіло, М.І.Горбунов.-К.:НМК ВО, 1992.-400 с.
24. Методические указания к выполнению контрольной работы по курсу «Основы экологии» (для студентов горных, металлургических, строительных и экономических специальностей). /Сост. В.А.Давиденко, А.Д.Демчук.- Алчевск: ДГМИ, 2000.-14с.
25. Програма й методичні вказівки по складанню дипломного проекту (для студ. спец. 7.090301 всіх форм навчання) / Укл.: Р.А.Фрумкин, В.М.Окаєлов, М.К.Клішин, А.П.Борзих – Алчевськ: ДонДТУ, 2008. – 36с.
26. Методические рекомендации к выполнению экономической части дипломного проекта (для студентов дневной и заочной форм обучения специальности 7.090302) /сост. Иванченко С.М. и др.-Алчевск: ДГМИ,2002.-29с.
27. Методичні вказівки до виконання економічної частини (4 розділу) дипломного проекту (для студентів VI курсу спеціальності 7.090301 „Розробка родовищ корисних копалин” заочної форми навчання)/Укл.: О.Г. Доценко. - Алчевськ: ДонДТУ, 2008. – 35 с.
28. Экономическое обоснование хозяйственных решений на угольных предприятиях: Учебн.пособ./ Аверин А.Г., Доценко О.Г. – Алчевск:ДонГТУ, 2008.-138с.
29. НПА ОП 10.0-1.01-10 Правила безпеки у вугільних шахтах. - К.: Друкарня ДП «Редакція журналу «Охорона праці», 2010. - 430с.
30. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 1.-К.: 2010.-478 с.
31. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 2. - К.: 2010.-409 с.
32. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Том 1,2.-К.: Будівельник, 1971.-382,415с.
33. Материалы технической документации ш. Заря М.: Южгипрошахт, 1972.-237с.
34. Горные машины и автоматизированные комплексы. В.И.Солод М.: Недра, 1981г. – 416 с.
35. Задачник по подземной разработке угольных месторождений / Под ред. К.Ф. Сапицкого.-М.: Недра, 1998.-311с.
36. Краткий справочник горного инженера угольной шахты / Под ред. А.С. Бурчакова, Ф.Ф.Кузюкова. – М.: Недра, 1982.-450с.
37. В.В. Харченко Навчальний посібник для студентів напряму підготовки 6.050301 «Гірництво» «Процессы очистных работ на пологих пластах угольных шахт». (Навчальний посібник). / В.В. Харченко, М.П. Овчинников, В.І. Сулаєв, О.А. Гайдай, В.В. Руських Д.: Национальный горный университет, 2011. – 150 с.
38. Бурчаков А.С., Малкин А.С. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых. Справочник. – М.: Недра, 1991.-399с.



- 39.Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников / Под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. – М.: Недра, 1985.-565с.
- 40.Рудничная вентиляция. Справочник. – М.: Недра, 1988.-440с.
- 41.Голінько В.І. Основи охорони праці. - Д.: Національний гірничий університет, 2008. - 265с.
- 42.Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Макеевка – Донбасс: МакНИИ, 1989.-319с.
- 43.Красавин А.П. Защита окружающей среды в угольной промышленности.- М.: Недра, 1991.-221с.
- 44.Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий. Справочник. – М.: Недра, 1991.-253с.
- 45.Укрупнені комплексні норми виробітку для шахт Донецького й Львівсько-Волинського вугільних басейнів. - М.: МВП СРСР, 1988.-586с.
- 46.Мартякова Е.В. Охрана труда и экономика предприятия / НАН Украины. Ин-т экономики пром-ти. - Донецк. 2000. - 228с.
- 47.Конвенція МОП 187 «Про основи, що сприяють безпеці й гігієні праці».
- 48.Міжнародний стандарт SAISA8000:2001 «Соціальна відповідальність».
- 49.Міжнародний стандарт ISO 26000:2010 - «Настанова по соціальній відповідальності».
- 50.Міжнародний стандарт OHSAS 18001:2007 Occupational health and safety management systems - Requirements. Системи менеджменту охорони праці -Вимоги.
- 51.Міжнародний стандарт OHSAS 18002, Guidelines for the implementation of OHSAS 18001. Настанова по впровадженню OHSAS 18001.
52. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов / В.И. Бондаренко, А.М. Кузьменко, Ю.Б. Грядущий и др. – Днепропетровск.: Поліграфіст, 2003. – 708 с
- 53.Довідник з гірничого обладнання дільниць вугільних і сланцевих шахт [Текст]:Навч.посібник // М.М. Табаченко, Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський, В.Ю. Медяник, В.В. Руських/ Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2012. – 432с.
- 54.Укрупненные комплексные нормы выработки для шахт Донецкого и Львовско-Волинского угольных бассейнов. - М.: МУП СССР, 1988.-586с.
- 55.Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ. СОУ 10.1.00174088.011 – 2005
- 56.Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации: СОУ 10.1.00174088.001-2004. – [Чинний від 2005-01-01]. – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 162 с. – (Стандарт Минтопэнерго Украины)
- 57.Экономическое обоснование хозяйственных решений на угольных предприятиях: Учебн.пособ. / Аверин А.Г., Доценко О.Г. – Алчевск:ДонГТУ, 2008.-138с.
- 58.Методические рекомендации о порядке дегазации угольных шахт / РД-15-09-2006. – Москва., ОАО «НТЦ «Промышленная безопасность». – 2007.



## ДОДАТОК А

## Відомість матеріалів кваліфікаційної роботи

№	Формат	Позначення	Найменування	Кількість аркушів	Примітка
1					
2			Документація		
3					
4	A4	НГІБ.ОПП.20.06.ПЗ	Пояснювальна записка	97	
5					
6			Графічні матеріали		
7					
8	A1	НГІБ.ДП.20.06.01.ГЧ	Схема розкриття, спосіб підготовки та система розробки шахтного поля	1	
9	A1	НГІБ.ДП.20.06.02.ГЧ	Схема провітрювання шахти центральна	1	
10	A1	НГІБ.ДП.20.06.03.ГЧ	Варіанти технологічних схем ведення очисних робіт по пл. І <sub>3</sub>	1	
11	A1	НГІБ.ДП.20.06.04.ГЧ	Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею в лаві	1	
12	A1	НГІБ.ДП.20.06.05..ГЧ	Технологічні схем дегазації	1	