

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

**ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА**

до випускної кваліфікаційної роботи  
освітньо-кваліфікаційного рівня **бакалавр**

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

**Скласти проект відробки виймальної ділянки  
пл. №2 ш. ім. Д.Ф. Мельникова ПАТ «Лисичанськвугілля»  
з детальною розробкою основного питання:  
«Розробка заходів з дегазації вугільного пласта»**

**Виконав:** студент групи Гір-17д Бочаров К.О.

.....

(підпис)

**Керівник:** Філат'єв М.В.

.....

(підпис)

**Завідувач кафедри:** Антощенко М.І.

.....

(підпис)

**Рецензент:**

.....

(підпис)

СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

**ЗАТВЕРДЖУЮ**

**Завідувач кафедри**

“ \_\_\_\_\_ ” \_\_\_\_\_ 2021 року

**З А В Д А Н Н Я  
НА ДИПЛОМНУ РОБОТУ СТУДЕНТУ**

**Бочарову Костянтину Олексійовичу**

1. Тема роботи: «Скласти проект відробки виймальної ділянки пл. №2 ш. ім. Д.Ф. Мельникова ПАТ «Лисичанськвугілля» з детальною розробкою основного питання: «Розробка заходів з дегазації вугільного пласта»  
Керівник роботи: Філат'єв Михайло Володимирович, доц.,  
затверджені наказом закладу вищої освіти від 06.05.21 р. № 88/15.29
2. Строк подання студентом роботи: 10.06.21 р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):
  1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
  2. Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею у лаві.
  3. Паспорт проведення та кріплення підготовчої виробки.
  4. Спеціальна частина проекту.



## 6. Консультанти розділів проекту

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв

7. Дата видачі завдання 07.05.21

## КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Геологія родовища	10.05.21-12.05.21	
2	Границі та запаси шахтного поля	13.05.21	
3	Розробка основних напрямків проекту	14.05.21	
4	Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти	15.05.21-16.05.21	
5	Розкриття, підготовка та система розробки	17.05.21-22.05.21	
6	Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення виробки	23.05.21-31.05.21	
7	Охорона праці	01.06.21	
8	Спеціальна частина	02.06.21-09.06.21	

Студент \_\_\_\_\_

**Бочаров К.О.**

Керівник проекту \_\_\_\_\_

**Філатьєв М.В.**

## РЕФЕРАТ

Дипломний проект містить: 78 стор., 25 рис., 17 табл., 4 аркуша графічної частини.

Об'єкт проектування: шахта "ім. Д.Ф. Мельникова" ПАТ "Лисичанськвугілля".

Ціль дипломного проектування – розробка проекту виїмкової ділянки.

Методи: розрахунок, техніко-економічне обґрунтування.

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Розроблено паспорт виїмальної ділянки та проведення уклону по пласту  $l_2'$ . Зроблено розрахунки параметрів провітрювання шахти та магістрального транспорту. В основній частині вирішені питання, пов'язані з вибором раціонального способу дегазації розроблюємого пласта.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "ім Д.Ф. Мельникова" при розробці програми розвитку гірничих робіт.

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ОХОРОНА ВИРОБОК, ДЕГАЗАЦІЯ ПЛАСТА, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

## ЗМІСТ

<b>РЕФЕРАТ .....</b>	<b>4</b>
<b>ВСТУП .....</b>	<b>6</b>
<b>1. ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ .....</b>	<b>7</b>
1.1 Геологія родовища.....	7
1.2 Границі та запаси шахтного поля .....	10
<b>2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ .....</b>	<b>15</b>
2.1 Розробка основних напрямків проекту .....	15
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....	16
2.3 Розтин, підготовка і система розробки вугільних пластів .....	18
2.4 Паспорт виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок .....	21
2.4.1 Паспорт виїмки вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибої.....	21
2.4.2 Паспорт проведення і кріплення підготовчої виробки .....	37
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів, устаткування і перевезення людей на ділянці .....	44
2.4.4 Провітрювання ділянки пласту І <sub>2</sub> .....	46
2.4.5 Електропостачання виїмкової ділянки.....	57
2.5 Охорона праці.....	59
2.6 Спеціальна частина - дегазація вугільного пласта І <sub>2</sub> '.....	61
<b>ВИСНОВКИ.....</b>	<b>77</b>
<b>ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ .....</b>	<b>78</b>

## ВСТУП

Немає потреби доводити роль і значення головного енергоносія в Україні - вугілля. Історія становлення і розвитку вугільної промисловості України красномовно показує, що саме вугілля було гарантом бурхливого розвитку економіки як колишнього СРСР, так і України.

Сьогодні вугільна промисловість нашої країни переживає не кращі часи: знижені обсяги проведення гірничих виробок і обсяги видобутку вугілля, закриваються шахти, велика плинність кадрів на вугільних підприємствах. Усе це явилось наслідком економічного спаду в Україні.

Причинами цього (окрім об'єктивних – заглиблення гірничих робіт, ускладнення умов розробки пластів та ін.) з'явилися старіння шахтного фонду, зношеність устаткування, відсутність високоефективної виїмкової техніки. Крім цього, до них додалося ще й незадовільне матеріально-технічне постачання (недопоставки устаткування, лісних матеріалів, металевого кріплення та інших матеріалів виробничого призначення).

Разом з тим, програмою "Українське вугілля", прийнятою Кабінетом Міністрів у вересні 2001 р., передбачено підвищення обсягів видобутку вугілля до 110 млн. т у 2010 р. Програма передбачає поступове збільшення бюджетного фінансування вугільної галузі. Загалом у 2001-2010 рр. на її розвиток планується направити 46,22 млрд. грн.

Необхідність цього зумовлена зростанням ролі вугілля як енергетичного палива у зв'язку із зменшенням постачань в Україну нафти і газу та прийнятим курсом на забезпечення країни внутрішніми енергоресурсами. Програмою передбачається здійснити комплекс заходів, спрямованих на підвищення конкурентоздатності вугілля, за рахунок збільшення потужності шахт, підлеглих реконструкції; будівництва нових великих шахт; комплексної механізації основних та допоміжних процесів при веденні гірничих робіт.

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

Дійсний дипломний проект, метою якого є розробка заходів щодо технічного переоснащення шахти "ім. Д.Ф. Мельникова", виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у проекті задач відповідає вимогам виданого завдання.

## 1. ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

### 1.1 Геологія родовища

#### 1.1.1 Загальні відомості

"Шахта ім. Д. Ф. Мельникова" в адміністративному відношенні знаходиться на території міста Лисичанськ Попаснянського району Луганської області та відноситься до Лисичанського геолого-промислового району Донбасу. Найближчими населеними пунктами є міста: Рубіжне, Привілля, Новодружеськ. Промплощадка шахти пов'язана залізничною гілкою зі станцією Переїдна на відстані 10 км.

Рельєф розглядаємої території – піднесена рівнина, ускладнена балками Суходіл та Ісаєва. Клімат території, як і всього Донбасу, континентальний з сухим жарким літом и холодною зимою. Максимальна температура: взимку до  $-35^{\circ}\text{C}$ , влітку до  $+40^{\circ}\text{C}$ . Річна сума опадів 350-400мм.

Технічними границями шахтного поля служать:

- на північному заході технічна границя с ш. "Новодружеська"
- на південному сході – поле шахти «Чорноморка»

Розміри шахтного поля в існуючих границях:

- по простяганню – 5,6км
- по падінню – 2,2км.

Землі, розташовані в межах гірничого відводу належать совхозу Лисичанський Попаснянського району та місту Лисичанськ. Гірничими роботами підроблюється територія, зайнята одноповерховим житловим сектором та сільхозугод ями.

Ділянка розташована в Лисичанському геолого-промислового районі та надра його належать ПАТ "Лисичанськвугілля"

#### 1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

##### 1.1.2.1 Стратиграфія

У геологічній будові шахтного поля приймають участь відкладення середнього та верхнього відділів карбону, що складаються з порід мезо-кайнозоя, тріасового, третинного і четвертинного періодів.

Промислова вугленосність поля шахти ім. д. Ф. Мельникова зосереджена у відкладеннях свит середнього карбону -  $C_2^5$  та  $C_2^6$ , які включають до 18 пластів та пропластків, з них 9 вугільних пластів досягають робочої потужності по всій площі чи в окремих її ділянках. Це пласти:  $l_6$ ,  $l_5$ ,  $l_4$ ,  $l_3$ ,  $l_2^1$ ,  $k_8^B$ ,  $k_8^H$ ,  $k_7^1$ ,  $k_7$ .

Літолого-стратиграфічна характеристика пластів наводиться у таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 - Літолого-стратиграфічна характеристика вугільних відкладень

Ідекс світи	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Маркіруючі горизонти
		Піско-вик	алев-роліт	аргіліт	вугілля	вапняк		
		м/%	м/%	м/%	м/%	м/%		
C <sub>2</sub> <sup>5</sup>	91	$\frac{42,5}{46,7}$	$\frac{20}{22}$	$\frac{16}{17,6}$	$\frac{6}{6,5}$	$\frac{6,5}{7,1}$	k <sub>8</sub> <sup>H</sup> , k <sub>7</sub> <sup>1</sup> , k <sub>7</sub>	K <sub>7</sub> , K <sub>8</sub> , K <sub>9</sub>
C <sub>2</sub> <sup>6</sup>	184	$\frac{68}{37}$	$\frac{32}{17,4}$	$\frac{65}{35,3}$	$\frac{8,5}{4,6}$	$\frac{10,5}{5,7}$	ℓ <sub>6</sub> , ℓ <sub>5</sub> , ℓ <sub>4</sub> , ℓ <sub>3</sub> , ℓ <sub>2</sub> <sup>1</sup>	L <sub>1</sub> , L <sub>2</sub> , L <sub>3</sub> , L <sub>4</sub> , L <sub>5</sub> , L <sub>6</sub> , L <sub>7</sub>

### 1.1.2.2 Тектоніка

Лисичанський геолого-промисловий район являє собою частину складно-побудованої складчастої структури північно-східного крила Бахмутської улоговини. У будові району виділяються два тектонічних елементи: пояс купольних (брахиантіклінальніє) структур, затиснутих між Лисичанським і Северодонецьким надвігами і моноклінальне крило Бахмутської улоговини. Найбільш великі розривні порушення району: Северодонецький, Лисичанський і Матроський надвіги.

На полі шахти ім. Д.Ф. Мельнікова проходить Подовжній скид, який простежується з поля шахти "Новодружеська" через поле шахти ім. Д.Ф. Мельнікова і примикає до Лисичанського надвігу. На полі шахти ім. Д.Ф. Мельнікова наявність скиду встановлено гірничими роботами, а також численними вимірами по свердловинах. Простягання скиду на всьому протязі витримане, з північного заходу на південний схід. Падіння сместителя на північний схід (зворотне падіння порід) під кутами від 300 до 600.

Дільниця шахти ім. Д. Ф. Мельнікова знаходиться у відносно сприятливих тектонічних умовах. Здебільшого шахтне поле характеризується заляганням пластів з переважаючими кутами падіння 17 - 22°. Порівняно проста складчата структура дільниці ускладнюється Подовжнім скидом. Подовжній скид є основним і єдиним великим порушенням, характеризується воно значною амплітудою, біля 10 – 135 м, та супроводжується невеликими порушеннями характеру скиду, що ускладнюють проведення гірничих робіт.

### 1.1.2.3 Вугленосність

Промислова вугленосність поля шахти ім. д. Ф. Мельнікова зосереджена у відкладеннях світ середнього карбону - C<sub>2</sub><sup>5</sup> та C<sub>2</sub><sup>6</sup>, які включають до 18 пластів та пропластків, з них 9 вугільних пластів досягають робочої потужності по всій площі чи в окремих її ділянках. Це пласти :ℓ<sub>6</sub>, ℓ<sub>5</sub>, ℓ<sub>4</sub>, ℓ<sub>3</sub>, ℓ<sub>2</sub><sup>1</sup>, k<sub>8</sub><sup>B</sup>, k<sub>8</sub><sup>H</sup>, k<sub>7</sub><sup>1</sup>, k<sub>7</sub>.

До витриманих пластів, що мають по всій площі ділянки робочу потужність відносяться пласти  $\ell_6$  та  $\ell_4$  (табл. 1.2).

Таблиця 1.2 - Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта		Відстань між пластами, м	Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна			
	<u>від – до</u> середня	<u>від – до</u> середня			
$\ell_4$	0,86-1,6 1,37	0,85-1,33 1,37	22	Складна	Витриманий
$\ell_2^1$	1,10-1,40 1,30	1,0-1,05 1,00		41	Складна
$k_8^B$	<u>0,7 – 0,9</u> 0,8	<u>0,7 – 0,85</u> 0,7	7	Складна	Невитриманий
$k_8^H$	<u>0,9 – 2,4</u> 1,3	<u>0,9 – 1,8</u> 1,4		Складна	Відносно витриманий

#### 1.1.2.4. Якість вугілля

Вугілля відноситься до марки Д, ДГ, Г, і використовуються у теплоенергетичних цілях. Характеристики вугілля надані в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 - Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність, $A^{daf}, \%$	Вологість $W_1^f, \%$	Сірчаність $S^{d1}, \%$	Вихід летючих речовин, $V^{daf}, \%$	Вища теплотвор. спроможність, $Q^{daf}, \text{ккал/кг}$	
$\ell_4$	12,1	8,2	2,8	8,5	7900	Д+ДГ
$\ell_2^1$	14,5	9,0	3,9	9,0	7900	ДГ
$k_8^B$	17,8	7,5	3,0	9,3	8120	ДГ
$k_8^H$	12,2	7,5	2,1	9,3	7950	ДГ

#### 1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

У обводненні гірничих виробок родовища беруть участь лише води кам'яновугільних відкладень, приурочені до пластів пісковиків і вапняків,



рідше до алевролітів. Водопорами є аргіліти. Води тріщинні, напірні, неоднорідні по хімічному складу. Переважаючий вигляд вод сульфатний - гідрокарбонатно - кальцієво-натрієві і хлоридно-сульфатно-натрієвого складу з мінералізацією 2,5- 8 г/л.

Води лужні і слаболужні. Обводненість шахти незначна.

Приток води складає :125,0 м<sup>3</sup>/год.

### 1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Поверхня метанової зони залягає від горизонту – 425 до ±0м.

Газоносність вугільних пластів помірна і не перевищує 14,0-16 м<sup>3</sup>/т.с.б.м

Розподіл газоносності за площею нерівномірно. По кількості метану, що виділяється в гірничі виробки, шахта ім. Д.Ф.Мельникова є понад категорійною.

Відносна газоносність виробок складає 52,28 м<sup>3</sup>/т.д.в., абсолютна – 24,78 м<sup>3</sup>/т.д.в. Шахта безпечна за гірськими ударами, по раптовими викидами вугілля і газу метану. Породи, що вміщують вугільні пласти (піщані сланці та пісковики) містять підвищену кількість кремнезему (більш як 10%).

Виробки, що проходяться у цих породах, є силікозонебезпечними. Вугільний пил пластів є вибухонебезпечним. На оцінюваній площі схильними до самозаймання є вугілля пластів  $\ell_4$ ,  $\ell_2^1$ ,  $k_8$  ( $k_8^H$ ). Величина геотермічного градієнту непостійна і з глибиною його значення збільшується.

На оцінюваній площі геотермічний градієнт коливається у межах  $1,8^\circ\text{C} \cdot 10^2$  до  $3,7^\circ\text{C} \cdot 10^2$ , при середньому значенні  $2,7^\circ\text{C} \cdot 10^2$ . Ізотерма + 26°C знаходиться на глибині 618 м. Нижче цієї глибини потрібні заходи з охолодження й кондиціонування повітря.

## 1.2 Границі та запаси шахтного поля

Термін служби шахти в кордонах гірського відведення, що діють, виходячи з виробничої потужності і залишку балансових запасів складає 37 років.

Технічними кордонами шахти є:

- за повстанням – виходу пластів під наноси і контур старих робіт станції "Підземгаз"

- за падінням – ізогіпса мінус 950м - по тому, що випрало – на північному заході між Подовжнім підкиданням і ізогіпсою -950м. Технічна границя проходить по лінії, яка сполучає свердловини А-1380 і А-1403, далі по продовж скиду і загальний технічний кордон із старими гірськими роботами шахти Новодружеська

- на південному сході і сході – загальний кордон з шахтою "Чорноморка", яка по пластах  $m_3^B$  і  $\ell_8^1$  проходить по лінії, що сполучає свердловини Р1310 і А2112 до ізогіпси мінус 950м.

Категорії розвіданості А - 21%, В - 23%, С<sub>1</sub> - 56%.



### 1.2.1 Підрахунок геологічних запасів шахтного поля

Виходячи з того, що залишкові запаси шахти мають постійний кут падіння і правильну геометричну форму, визначаємо запаси шахти методом середнього арифметичного.

$$Q_{\text{ср.ар.}} = \left( \frac{S_r}{\cos \delta_{\text{ср}}} \right) m_{\text{ср.н}} \gamma, \text{ т} \quad (1.1)$$

де  $S_r$  - горизонтальна площа залишкових балансових запасів, м<sup>2</sup>;  
 $\delta_{\text{ср}}$  - середній кут падіння пласта, градус;  
 $m_{\text{ср.н}}$  - середня нормальна корисна потужність пласта;  
 $\gamma$  - середнє значення об'ємної маси вугілля.  
 Розрахунок втрат ведемо за формулою:

$$П_1 = S_{\text{ц}} m_{\text{н.ср}} \gamma, \text{ т} \quad (1.2)$$

де  $S_{\text{ц}}$  - похила площа цілика в площині пласта, м<sup>2</sup>;  
 $m_{\text{н.ср}}$  - середня нормальна виймальна потужність пласта, м;  
 $\gamma$  - об'ємна вага вугілля, т/м<sup>3</sup>.  
 Визначення витрат вугілля в бар'єрних ціликах:

$$П_2 = l \cdot d \cdot m \cdot \gamma, \text{ т} \quad (1.3)$$

де:  $l$  - довжина цілика в площині пласта, м;  
 $d$  - ширина цілика, м.

$$d = 5m + 0.05H + 0.002L, \text{ м} \quad (1.4)$$

де:  $m$  - виймальна потужність пласта, м;  
 $L$  - довжина ходу маркшейдерської зйомки, м;  
 $H$  - глибина цілика від земної поверхні, м.  
 Витрати за геологічними ознаками відсутні. Приймаємо  $П_3 = 0$ .  
 Визначення проектних експлуатаційних втрат.

$$П_4 = [Q_{\text{бал}} - \sum(П_1 + П_2 + П_3)] \cdot C, \text{ т} \quad (1.5)$$

Де:  $Q_{\text{бал}}$  - сумарні балансові запаси шахти, т;  
 $П_1, П_2, П_3$  - сумарні проектні втрати, підраховані раніше, т;  
 $C$  - коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$П_4 = [59151175 - (39007 + 4506893 + 0)] \cdot 0,03 = 1638158 \text{ т}$$

Таблиця 1.4 - Підрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	$S_{\text{накл}}, \text{м}^2$	$m_{\text{ср.н}}, \text{м}$	$\gamma, \text{т/м}^3$	$Q, \text{т}$	Примітки
Балансові запаси					
$\ell_6$	5074035	0,85	1,29	5563679	
$\ell_5$	6142253	0,85	1,33	6943817	
$\ell_4$	4139344	1,3	1,31	7049303	
$\ell_3$	5074035	0,77	1,31	5118179	
$\ell_2^1$	5074035	1,0	1,33	6748466	
$k_8^B$	6142253	0,7	1,34	5761433	
$k_8^H$	6142253	1,4	1,3	11178900	
$k_7^1$	5074035	0,7	1,34	4759445	
$k_7$	5074035	0,9	1,32	6027953	
У підсумку:				59151175	
Забалансові запаси					
$\ell_1^1$	5074035	0,35	1,32	2344204	Невелика потужність пластів
$\ell_1^0$	5074035	0,1	1,31	664699	
$k_7^2$	5074035	0,1	1,33	674847	
У підсумку:				3683750	
Всього геологічних запасів:				62834925	

Таблиця 1.5 - Розрахунок витрат у ціликах під проммайданчик

Індекс пласта	$S_{\text{ц}}, \text{м}^2$	$m_{\text{н.ср}}, \text{м}$	$\gamma, \text{т/м}^3$	$\Pi_1, \text{т}$
$\ell_5$	8474	0,85	1,33	9580
$k_8^B$	10360	0,7	1,34	9717
$k_8^H$	10830	1,4	1,3	19710
У підсумку				39007

Таблиця 1.6 - Розрахунок витрат у бар'єрних ціликах

Індекс пласта	$m, \text{м}$	$H, \text{м}$	$L, \text{м}$	$d, \text{м}$	$l, \text{м}$	$\gamma, \text{т/м}^3$	$\Pi_2, \text{т}$
$\ell_6$	0,85	1135	3175	67,35	5950	1,29	439403
$\ell_5$	0,85	1135	3175	67,35	6150	1,33	468456
$\ell_4$	1,3	1135	3175	69,6	5775	1,31	599578
$\ell_3$	0,77	1135	3175	66,95	5950	1,31	472155
$\ell_2^1$	1,0	1135	3175	68,1	5950	1,33	532974
$k_8^B$	0,7	1135	3175	66,6	6150	1,34	388522
$k_8^H$	1,4	1135	3175	70,1	6150	1,3	753848
$k_7^1$	0,7	1135	3175	66,6	5950	1,34	375887
$k_7$	0,9	1135	3175	67,6	5950	1,32	476070
У підсумку							4506893

Визначення сумарного відсотку проектних витрат за формулою:

$$\sum \Pi = \frac{\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4}{Q_{\text{бал}}} \cdot 100 = \frac{39007 + 4506893 + 0 + 1638158}{59151175} \cdot 100 = 10,5 \% < 15 \%$$

Підрахунок промислових запасів шахти:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \sum (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4) = 59151175 - (39007 + 4506893 + 0 + 1638158) = 52967117 \text{ т}$$

Строк служби складає:

$$T_{\text{п}} = T + t \quad (1.6)$$

Де:  $T$  – період стабільної роботи шахти;  
 $t$  – час на звертання видобутку, (приймаємо 2 роки).

$$T = \frac{Q_{\text{пр}}}{A_{\text{ш.г}}} = \frac{52967117}{1500000} = 35 \text{ років} \quad (1.7)$$

Де:  $A_{\text{ш.г}}$  - проектна потужність шахти, тис. т/рік.

$$A_{\text{ш.г}} = \sqrt{\frac{C_1 \varphi^2 + E_{\text{н}} K_1'}{\frac{C_1}{Q_{\text{пр}}} + K_{\text{пр}}' E_{\text{н}} K_1''}} \quad (1.8)$$

Де:  $C_1, \varphi, K_1', K_{\text{пр}}', K_1''$  – розрахункові коефіцієнти, що характеризують капітальні та експлуатаційні втрати, значення яких для різних басейнів представлені в табл. 109 [1];

$$\begin{aligned} C_1 &= 28,0 \\ K_1' &= 3307 \\ K_{\text{пр}}' &= 0,000134 \\ K_1'' &= 25,1 \\ \varphi &= 4,4 + 0,18 \cdot A_{\text{заб}} = 4,4 + 0,18 \cdot 23,9 = 8,7 \end{aligned}$$

$E_{\text{н}}$  – нормативний коефіцієнт, порівнювальної ефективності капіталовкладень, ( $E_{\text{н}} = 0,15$ ).

$$A_{\text{заб}} = l_{\text{л}} v_{\text{доб}} n_{\text{доб}} p_{\text{ср}} c \cdot 10^{-3},$$

Де:  $l_{\text{л}}$  - довжина лави, м

$v_{\text{доб}}$  - середньодобове посування очисного вибою, м;

$n_{\text{доб}}$  - число діб в місяць роботи очисного вибою;

$p_{\text{ср}}$  – середня продуктивність пластів. т/м<sup>2</sup>;

$c$  – коефіцієнт видобутку вугілля у очисному вибою.  
Середня продуктивність пластів:

$$p_{\text{ср}} = \frac{0,85 + 0,85 + 1,3 + 0,77 + 1 + 0,7 + 1,4 + 0,7 + 0,9}{9} \cdot 1,32 = 1,24 \text{ т/м}^2$$

$$A_{\text{заб}} = 200 \cdot 3,5 \cdot 25 \cdot 1,1 \cdot 1,24 \cdot 10^{-3} = 23,9 \text{ тис. т}$$

$$A_{\text{ш.г}} = \sqrt{\frac{28,0 \cdot 8,7^2 + 0,15 \cdot 3307}{\frac{28,0}{52967,1} + 0,000134 \cdot 0,15 \cdot 25,1}} = 1593 \text{ тис. т/рік}$$

Приймаю найближче типове значення 1,5 млн. т/рік.

$$T_{\text{п}} = 35 + 2 = 37 \text{ років}$$

## 2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

### 2.1 Розробка основних напрямків проекту

Основні техніко – економічні показники роботи шахти на момент розробки проекту представлені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти

Назва показника	Показники за 2 роки роботи	
	2018	2019
Річний видобуток, тис.т	450	572,2
Середня діюча кількість очисних вибоїв	1,9	1,6
Середньодобовий видобуток, т	1271	1616
Навантаження на очисний вибій, т	867	984
Оптова ціна 1 т готової вугільної продукції, грн	647,5	564,8
Посування очисного вибою, м/міс	31,4	24,2
Річний обсяг проведення гірничих виробок, м	4734	3253
Кількість прохідницьких бригад	6	6
Швидкість проведення виробок, м/міс	65,8	45,2
Проведення підготовчих виробок комбайнами, %	100	100
Рентабельність, %	0,9	1,6
Чисельність ПВП, чол.	2179	2128
-у тому числі робочих з видобутку	1921	1866
Продуктивність праці, т/міс	19,5	25,6
Собівартість 1т продукції, грн	2521,4	1960,4

Проаналізуємо надані показники. Навантаження на лаву нижче планового показника, крім цього, у даних умовах можливе й більше навантаження.

Швидкість проведення підготовчих виробок нижче за планову. Із за технічних неполадок при проведенні підготовчих виробок виникла загроза низкою продуктивністю, по цьому необхідно технічно переозброїти прохідницькі ділянки новою досконалою технікою і кріпильними матеріалами.

Виявимо вузьки місця:

Розкриття: на даній шахті прийнято розкриття центрально-здвоєними вертикальними стовбурами та головним квершлагом. Крім цього, на даний час шахтою експлуатується 3 ствола та велика кількість діючих виробок, що приводить к значним витратам на підтримку.

Підготовка: у шахтному полі головним чином прийнята поверхова підготовка, так як кут падіння пластів досягає 19-22°. Дана схема підготовки найбільш раціональна для пластів з кутами падіння 10 - 25°.

Транспорт: транспортування вугілля від очисного забою до місця перевантаження в скіпи здійснюється за допомогою ланцюжка стрічкових конвеєрів, тобто практично відсутній стримууючий чинник.

Охорона прилеглих до лав виробок здійснюється за допомогою ціликів вугілля, що також приводить до втрат вугілля, а також можливості їх руйнування. Система розробки: на шахті "ім Д.Ф. Мельнікова" застосовуються головним чином суцільна система розробки, що додає ряд організаційних поміх.

З приведених техніко-економічних показників видно, що зольність вугілля, що здобувається, перевищує нормативне значення. Це викликано тим, що в межах виємочних полів зустрічаються часті гірничо-геологічні порушення і ділянки з хибною покрівлею.

Лави і прохідницькі вибої обладнані фізично зношеною технікою, не використовується безнішева технологія виїмки, яка дозволяє скоротити трудомісткість робіт у лаві і час технологічних перерв, не використовується механізоване кріплення сполучень, яке дозволяє механізувати операції по кріпленню сполучень, підтримці голівки забійного конвеєра і її пересування по мірі посування лави.

З вище перерахованого аналізу можна сформулювати основні задачі проекту технічного переоснащення: розробити проект відробки виймальної ділянки пл.  $l_2$ .

## 2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи

У даний час шахтою відпрацьовується пласт  $l_2'$ . Кут падіння пластів коливається від  $19^\circ$ . На шахті застосовується поверхова підготовка пластів. Середня потужність пласта, що виймаються складає 1,3 м. Для ведення очисних робіт по пласту  $l_2'$  приймаємо типову технологічну схему. Для виїмки вугілля приймаємо механізований комплекс 2МКД90. До складу комплексу входять:

- механізоване кріплення 2КД90;
- комбайн РКУ-10;
- скребковий конвеєр СП-301МС;
- насосна станція СНТ32.

Вугілля з лави вантажиться на стрічковий конвеєр 2ЛТ80.

Виходячи з певного добового навантаження визначимо оптимальну виробничу потужність шахти по формулі:

$$A_{III}^P = \sqrt{\frac{C_1 \cdot \varphi^2 + E \cdot K^I}{\frac{C_1}{Z_{III}} + K_C^I \cdot E_{II} \cdot K^{II}}}, \quad (2.1)$$

де  $E$  - нормативний коефіцієнт ефективності капіталовкладень у вугільній промисловості,  $E = 0,1$ ;

$E_{II}$  - нормативний коефіцієнт капіталовкладень у промисловості України,  $E_{II} = 0,15$ ;

$\varphi$  - коефіцієнт, враховуючий капітальні та експлуатаційні витрати, які залежать від потужності очисного вибою. Для пологих та похилих пластів

$$\varphi = 4,4 + 0,23 \cdot A_B, \quad (2.2)$$

$A_B$  - місячна потужність очисного вибою, т. т; розрахунок місячного навантаження на очисний вибій розраховуємо на ЕОМ. Результати наведені у листінгу 1 та 2.

$$A_B = (52,825 + 64,675)/2 = 58,75 \text{ тис. т./міс};$$

$$\varphi = 4,4 + 0,23 \cdot 58,75 = 17,9.$$

$C_1, K', K'', K'_c$  - коефіцієнти враховуючі капітальні та експлуатаційні витрати на забезпечення проектної річної потужності шахти;

Згідно з рекомендацій [7] приймаємо:

$$C_1 = 28, K' = 3307, K'' = 25,1;$$

$$K'_c = 0,000134$$

$$A_{ш}^p = \sqrt{\frac{28 \cdot 12,85^2 + 0,15 \cdot 3307}{\frac{28}{52900} + 0,000134 \cdot 0,15 \cdot 25,1}} = 926 \text{ тис. т./рік},$$

Приймаємо річну потужність  $A_{з.ш} = 900$  тис. т./рік.

Визначаємо розрахунковий термін доробки запасів

$$T_P = \frac{Z_{ПП}}{A_{ш}} = \frac{52900}{900} = 58,8 \text{ років} \quad (2.3)$$

Визначаємо повний термін служби шахти

$$T = T_P + t_{засв} + t_{зат}, \quad (2.4)$$

$t_{засв}$  - час на засвоєння потужності;  $t_{зат}$  - час на затухання робіт;

$$T = 58,8 + 2 + 2 = 62,8 \text{ років.}$$

Остаточо приймаємо річну потужність шахти – 900 тис. т/рік, з повним терміном доробки запасів – 62,8 років.

Режим роботи шахти прийнятий наступний:

- число робочих днів в році;
- тривалість зміни підземних робочих - 6 годин;
- тривалість зміни поверхневих робочих - 7 годин;
- число змін по видобутку вугілля в добу - 3 годин;
- тривалість роботи підйому в добу - 18 годин;
- тривалість роботи в добу підземного транспорту - 21 година.

Для продуктивної роботи механізованого комплексу передбачається робота дільниць в 4 - х змінному режимі: 3 зміни (по 6 годин кожна) по видобутку вугілля і одна зміна ремонтно-підготовча.

## 2.3 Розгин, підготовка і система розробки вугільних пластів

### 2.3.1 Підготовка шахтного поля і обґрунтування прийнятої системи розробки

При вибори способу підготовки враховуємо розміри пласту по падінню, простяганню та кут падіння.

Кут падіння пластів в межах горизонту 885 м складає  $19^\circ$ , що обумовлює застосування поверхової підготовки. Це дасть змогу спрощенню схеми транспорту, забезпечить стабільність довжини лави, зменшить об'єм та протяжність виробок по підготовці шахтного поля. Розмір крила виємочного поля пл.  $l_2'$  по простяганню- 2800 м, у зв'язку з цим розділяєм його на два блока по 1400м.

Основними параметрами способу підготовки є довжина діючій, резервно-діючій та загальної лінії очисних вибоїв, їх кількості, розмір виймальної ділянки, кількості одночасно відпрацьовуючих виймальних ділянок і їх коректування згідно з розмірами шахтного поля.

Систему розробки пласту приймаємо суцільну з відробітком лав по простяганню пласта. Вентиляційні та конвеєрні штреки проводяться за допомогою комбайнов. Вентиляційний штрек проводиться слідом за лавою, конвеєрний з опередженням на 100-120 метрів.

По пласту  $l_2'$  ширину стовпів приймаємо 205 м (довжина лави 200 м). Відпрацювання лави здійснюємо по простяганню.

Діюча лінія очисних вибоїв по кожному з прийнятих до відпрацювання пластів:

$$h_g = \frac{A_{\text{шт}} \cdot r_{\text{оч}} \cdot r_g^1}{V_g \cdot \Sigma P^1 \cdot C}, \text{ м}, \quad (2.5)$$

де  $A_{\text{шт}}$  – річна виробнича потужність шахти, т/рік;

$r_{\text{оч}}$  – коефіцієнт який ураховує видобуток вугілля з довгих очисних вибоїв, при проведенні підготовчих виробок вузьким ходом;

$r_g^1$  – коефіцієнт видобутку вугілля з діючих очисних вибоїв у загальношахтному видобутку;

$\Sigma P^1$  – сумарна продуктивність одночасно розробляємих пластів т/м<sup>2</sup>;

$$\Sigma P^1 = \Sigma m \cdot \gamma, \text{ т/м}^2 \quad (2.6)$$

де  $m$  – сумарна потужність, м;

$\gamma$  - об'ємна вага вугілля.

$$\Sigma P_2^1 = 1,3 \cdot 1,33 = 1,72 \text{ т/м}^2$$

Визначимо середньорічне посування лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{гср}} = \frac{V_{g1}}{2}, \text{ м} \quad (2.7)$$



$V_g$  - річне посування лінії очисних вибоїв по пласту  $l_2'$ ;

$$V_{гср} = \frac{1680}{2} = 840 \text{ ,м}$$

Діюча лінія очисних вибоїв по розроблюємому пласту:

$$h_g = \frac{900000 \cdot 1 \cdot 0,93}{840 \cdot 1,72 \cdot 0,97} = 507 \text{ м}$$

Загальна кількість діючих лав по шахті:

$$\sum n_{лл} = \frac{\sum h_g}{L_{л}}, \quad (2.8)$$

де  $L_{л}$  – довжина лави, м:

$$\sum n_{лл} = \frac{597}{200} = 2,5$$

Приймаємо загальну кількість діючих лав по шахті  $\sum h_{лл} = 2л$ .

У зв'язку з тим, що на шахті розробляється один пласт корегування на резервно-діючим виємковим вибоєм не проводимо.

Середня продуктивність пласта:

$$P'_{ср} = \frac{\sum P'}{n_{лл}}, \text{ т/м}^2 \quad (2.9)$$

де  $\sum P'_{ср}$  – середня продуктивність одной лави розробляемого пласта, т/м<sup>2</sup>;  $n_{лл}$  – кількість пластів;

$$P'_{ср} = \frac{1,38}{1} = 1,38 \text{ т/м}^2$$

$$P'_{ср} = 2,76 \text{ с двох одночасно діючих лав.}$$

Добова максимальна потужність шахти за умови одночасної роботи двох лав

$$A_{ш(мак)} = \sum h_{общ} \cdot V_{глоб} \cdot P'_{ср} \cdot C, \text{ т/доб} \quad (2.10)$$

$$A_{ш(мак)} = 400 \cdot 4,0 \cdot 2,76 \cdot 0,97 = 4293 \text{ т/доб}$$

При визначенні параметрів лінії очисних вибоїв отримали, що загальна кількість діючих лав по шахті становить  $\sum n_{л.об} = 2$ .

З умов розміщення на одному пласту двох лав виникає питання вибору системи розробки.

Можливі варіанти розміщення лав одинарних або спарених. При варіанті розміщення спарених лав не можливо застосувати механізований комплекс

через труднощі у підтриманні сполучень двох лав. При варіанті з одинарними лавами збільшується навантаження на лаву, використовуються засоби комплексної механізації. Тому приймаємо відпрацювання виймальної ділянки одинарними лавами по простяганню.

### **2.3.2 Розкриття шахтного поля**

Розтин шахтного поля може здійснюватися залежно від гірничо-геологічних умов залягання пластів і гірничотехнічних умов розробки різними способами.

### **2.3.3 Капітальні гірничі виробки**

#### **2.3.3.1 Стовбури**

Шахтне поле розкрито двома центрально здвоєними вертикальними стовбурами глибиною 518м

Скіповий (головний) стовбур шахти ОП "Шахта ім. Д. Ф. Мельникова" діаметром в світлі 5,5 м пройдено в період 1959-1962р. на глибину 558,5 м. Закріплений стовбур, в основному, залізобетонними тубінгами ВНІОМШС. В районі камер завантаження погашеного горизонту 380м, стовбур закріплений монолітним бетоном, а в районі вугільної та породної завантажень горизонту 426м (відпрацьованого) і 518м (робочого) - залізобетоном.

Водопритік по стовбуру становить 3,5-4,0 м<sup>3</sup>/год. Води агресивні по відношенню до металу і нессульфатостойкім маркам цементу. Зміст сульфатних іонів за даними хімічних аналізів становить 777,83 мг / літр.

Армування стовбура - металева, виконана у вигляді центрального розстрілу коробчатого типу з двостороннім розташуванням провідників рейкового типу (Р-50). Для закріплення трубопроводів з північно-західного боку стовбура встановлено два бічних розстрілу.

Обладнаний стовбур двома вугільними скипами із залежним підйомом і породним скипом з противагою. Стовбур обладнаний підйомними машинами: НКМЗ 2х4, 5х2,3; НКМЗ 2х4, 0х2,3.

Стовбур призначений для випуску виходячого із шахти струменя повітря, видачі вугілля і породи.

Допоміжний (грузо - людський) клітьовою стовбур пройдений на глибину 528метрів з зумпфом, діаметром в світлі 4,0 м, круглого перетину.

Кріплення стовбура - монолітний бетон. Армування - односторонні провідники (рейок типу Р-38) на коробчатих розстріли. Відстань між розстрілами - 4168мм. У стовбурі прокладені сигнальні і високовольтні кабелі, а також два протипожежних трубопроводу Ø200мм.

Стовбур обладнаний одноклетьовим підйомом з противагою. Кліть двоповерхова на одну вагонетку УВГ-2, 5 в поверсі.

Крім одноклетьовим підйому, стовбур обладнаний аварійним одноконцевим підйомом.

Призначення стовбура - подача свіжого струменя повітря в шахту, спуск і підйом людей, видача породи і виконання допоміжних операцій.

Характеристика стовбура: 1) глибина стовбура 518м; 2) кріплення стовбура - монолітний бетон; 3) вид армування - центральний коробчатий розстріл; 4) провідники - рейок Р-38; 5) крок армування - 4м 168мм; 6) копер металевий 43м. Характеристика підйому: стовбур обладнаний двома підйомними машинами НКМЗ 2х5х2, 3 і БЛ-1600; Підйомна машина НКМЗ 2х5х2, 3 обладнана кліттю і противагою і служить для спуску і підйому людей і матеріалів. Підйомна машина БЛ-1600 обладнана кліттю на 2 людини для аварійних випадків.

### **2.3.3.2 Околоствольний двір і головні розкривні виробки**

На відкаточному гор.518 м споруджений околоствольний двір петлевого типу, розрахований на прийом видобутку вугілля, породи і виконання допоміжних операцій під час відробітку запасів усього шахтного поля, тобто протягом терміну служби шахтоуправління. Пропускна здатність рудникового двору становить 6000 тонн вугілля на добу (1,8 млн. т/рік).

Навантажені состави надходять з відкаточного квершлягу на вітку головного стволу. Спеціалізовані состави, розвантажившись на ямах, через обгінну путь ідуть до пункту призначення. Змішані состави з матеріалами, розвантаживши вугілля та породу на ямах, продовжують рух у напрямку допоміжного стволу №1. Для подавання порожніх вагонеток або платформ поїзд по внутрішній колії надходить до з'їзду, де відчіпляються платформи з устаткуванням. Состав через обгінну виробку переходить на порожнякову вітку допоміжного стволу №1, де до нього причіпляються вагонетки з матеріалами, і прямує до пункту призначення. Відчеплені раніше вагонетки за допомогою канатного штовхальника ТК-16 подаються на вантажну вітку допоміжного стволу №1.

Околоствольний двір гор.518 м призначається для спуску та підйому людей, спуску устаткування, матеріалів, подачі свіжого та видачі вихідного струменя повітря, а також видачі породи з підготовчих виробок похильного поля. Схема руху составів – петлева. Околоствольний двір складається з вантажних віток повітря подавального та вентиляційного стволів, обгінної та порожнякової віток. В межах околоствольного двору розташовані такі камери: камера очікування, електропідстанція, водовідливного комплексу, депо протипожежного поїзда, гараж-зарядна, санвузол.

## **2.4 Паспорт виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок**

### **2.4.1 Паспорт виїмки вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибої.**

#### **2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз**

Гірничогеологічних прогноз складений за даними документації 12 південного конвеєрного штреку пл.  $\ell'_2$  г. 820 м, 1-го, 2-го, 3-го південних

квершлагів гір. 885 м за даними гірничих робіт 121, 122, 123 південних лав пл.  $\ell'_2$ , розвідувальних свердловин А-1288, А-2436, А-2109, А-2486, А-2461, Р-1922. Ділянка частково надрабована пластами  $l_6$ ;  $l_5$ ;  $l_4$  із залишенням ціликів і образованій зон ПГД (ЗПО) навколо них і ОГД, від старих робіт 121 і 122 південних лав пл.  $\ell'_2$ . Внаслідок надробці, частково сдегазований його супутник пл.  $\ell_3$  і сам пласт  $\ell'_2$ , проте виділення газу метану буде спостерігатися з виробленого простору і супутника пл.  $\ell_3$ , особливо в тріщинуватих зонах і зонах мелкоамплітудних порушень. У контурі виймальної ділянки пласт  $\ell'_2$  складної 2-х, 3-х пачечної будівлі потужністю 1,3 м. Породні прошарки представлені рихлим аргілітом потужністю верхній 0,25-0,15 м. Пласт небезпечний по вибухам вугільного пилу, до самозаймання схильний, безпечний по викидам вугілля, газу та гірничим ударам. Об'ємна маса вугілля 1,33 м<sup>3</sup>/т. Залягання пласта слабохвилясте з кутами падіння 18-22°. Безпосередня підосва пласта представлена алевролітом. Потужність становить 0,1-16,6 м, тимчасовий опір стиску 32 МПа. Основна покрівля представлена аргілітом потужністю 3,5-5 м. з межею міцності на стиск 23 МПа, алевролітом потужністю 3,0-4,0 м. з межею міцності на стиск 42,5 МПа. Безпосередня покрівля представлена вапняком потужністю 1,5 м і межею міцності на стиск 57 МПа. Крок посадки основної покрівлі: первинний – 35-40 м; наступний – 17-20 м. Крок обвалення безпосередньої покрівлі: первинний – 12-17 м; наступний – 5-12 м.

Пласт є газовим. Вугілля пласта схильне до самозаймання, вугільний пил вибухонебезпечний. Уточнення стійкості, категорії по обваленню різних шарів покрівлі й підосви, схильності до сповзання й обдимання, водопритоку в лаву робимо на ЕОМ по програмі «Прогноз» з урахуванням прийнятих технологічних рішень. Результати розрахунків наведені на листінгах 2.1-2.5. По отриманих розрахунках, відповідно до класифікації бічних порід ДонВУГІ встановлюємо:

– категорія порід по обваленню основної покрівлі – середньої категорії по обваленню  $A_2$ ;

– категорія стійкості порід безпосередньої покрівлі – середньої стійкості  $B_4$ ;

– категорія стійкості порід підосви – не стійка (здимається)  $П_1$ ;

– наявність ложної покрівлі – не утворюється.

Водоприток у лаву складе  $< 1 \text{ м}^3/\text{годину}$ .

Значення геомеханічних критеріїв для даних категорій наступні:

- конвергенція порід на 1 м ширини привибиїного простору,  $\alpha = 0,025$ ;

- коефіцієнт варіації величини конвергенції %:  $15 < K_v < 30$ ;

- крок первинного осідання масиву порід, м.:  $25 \leq Ш_0$ ;

- крок подальших осідань масиву, м.:  $15 \leq Ш_п$ ;

- зависання покрівлі, м.:  $5 < D_4 \text{ м}$ ;

- опір верхнього шару ґрунту втискуванню, МПа:  $(\delta_{вд}) > 25$ ;

## Листинг 2.1

## ПРОГНОЗ ОБРУШАЕМОСТИ ПОРОД ОСНОВНОЙ КРОВЛИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 12.04.12

N СОЧЕТ.ФАКТОРОВ:	X93:	X74:	X71:	X11:
1	5.00	24.00	5.00	1.20

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	НАИМЕНОВАНИЕ ЛАВЫ, ПЛАСТА	КАТЕГОРИЯ ОБРУШАЕМОСТИ ПОРОД ОСНОВНОЙ КРОВЛИ
1	лава 1, пл. 12	НЕТРУДНООБРУШАЕМАЯ, X87=2 ИЛИ X87=3

## Листинг 2.2

## ПРОГНОЗ СТОЙКОСТИ ПОРОД НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ КРОВЛИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 12.04.12

950.00	X77=	1.00	X78=	34.00	X79=	1.00	X13=
1.20	1   X80В=	3.50	X15=	200.00	X81=	7.00	X11=
1.00	X82=	32.00	X83=	1.00	X84=	8.0	X64=

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	НАИМЕНОВАНИЕ ЛАВЫ, ПЛАСТА	КАТЕГОРИЯ СТОЙКОСТИ ПОРОД НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ КРОВЛИ
1	лава 1, пл. 12	СРЕДНЕЙ СТОЙКОСТИ, X16=2

## Листинг 2.3

## ПРОГНОЗ ОБРАЗОВАНИЯ ЛОЖНОЙ КРОВЛИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 12.04.12

1	X86=	3.0000	X78=	34.0000	X85=	1.0000
	X87=	2.0000	X21=	19.0000	X81=	7.0000
	X13=	950.0000	X83=	1.0000		

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	НАИМЕНОВАНИЕ ЛАВЫ, ПЛАСТА	НАЛИЧИЕ ЛОЖНОЙ КРОВЛИ
1	лава 1, пл. 12	НЕ ОБРАЗУЕТСЯ, X94 = 2

## Листинг 2.4

## ПРОГНОЗ УСТОЙЧИВОСТИ И СТЕПЕНИ ПУЧЕНИЯ ПОРОД ПОЧВЫ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 12.04.12

N	1	X76=	3.0000	X89=	3.9000	X13=	950.0000
---	---	------	--------	------	--------	------	----------

x88= 3.0000 | x87= 2.0000 | x21= 19.0000 | x81= 7.0000

ТАБЛИЦА 2 -		РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА	
N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	НАИМЕНОВАНИЕ ЛАВЫ, ПЛАСТА	КАТЕГОРИ УСТОЙЧИВОСТИ (ПУЧЕНИЯ) ПОРОД ПОЧВЫ	
1	лава 1, пл. 12	НЕУСТОЙЧИВАЯ СИЛЬНОПУЧА-	

ЩАЯ, x19= 1

## Листинг 2.5

## ПРОГНОЗ ОБВОДНЕННОСТИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 12.04.12

7.00	1	x77= 1.00	x95= 3.00	x13= 950.00	x81=
1.20		x80в= 3.50	x15= 200.00	x90= 3.00	x11=
5.00		x91= 1.00	x92= 2.00	x21= 19.00	x71=

ТАБЛИЦА 2 -		РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА	
N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	НАИМЕНОВАНИЕ ЛАВЫ, ПЛАСТА	ВОДОПРИТОК, м <sup>3</sup> /ЧАС	
1	лава 1, пл. 12	< 1	

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

НАИМЕНОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ	ЗНАЧЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ
1. ИНДЕКС ПЛАСТА	12 <sup>1</sup>
2. ОБРУШАЕМОСТЬ КРОВЛИ ( x87 )	НЕТРУДНООБРУШАЕМАЯ x87=2 или x87=3
3. УСТОЙЧИВОСТЬ ПОРОД НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ КРОВЛИ ( x16 )	СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ. x16=4
4. ВОДОПРИТОК В ЛАВУ, м <sup>3</sup> /час ( x76 )	< 5
5. УСТОЙЧИВОСТЬ И СТЕПЕНЬ ПУЧЕНИЯ ПОЧВЫ ( x16 )	НЕУСТОЙЧИВАЯ (СИЛЬНО ПУЧАЩАЯ), x19=1
6. ОБРАЗОВАНИЕ ЛОЖНОЙ КРОВЛИ ( x94 )	НЕ ОБРАЗУЕТСЯ, x94 = 2
7. ПРОЕКТНАЯ ДОБЫЧА, т:	
суточная ( x50в )	1878
за цикл ( x104 )	268,3
месячная ( x105 )	46950
годовая ( x106 )	563400
8. количество добычных циклов за смену ( x107 )	2,33
9. ПОДВИГАНИЕ ЛАВЫ, м:	
за цикл ( x101 )	0,8
суточная ( x80в )	5,6
месячная ( x103 )	140
годовая ( x14 )	1680
10. КОНЕЧНАЯ ДЛИНА ЛАВЫ, м ( x15 )	200



### 2.4.1.2 Обґрунтування основних параметрів паспорта виїмки вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої

#### 2.4.1.2.1 Вибір схеми роботи комбайна, способу виїмки ніш і визначення їх розмірів.

У зв'язку з тим, що кут падіння пласта  $19^\circ$  (більше  $9^\circ$ ), робота комбайна повинна здійснюватися із запобіжною лебідкою, конструкція комбайна передбачає наявність двох запобіжних гальм.

Приймається челнокова схема виїмки вугілля комбайном. Дана технологія виїмки вугілля передбачає наявність ніші у верхній частині лави. Відпрацювання ніші ведеться відбійними молотками. Головка верхнього привода конвеєра знаходиться в ніші.

Розрахунок параметрів верхньої ніші:

$$L_B = 0,3 + L_{г.к.} + 0,6 + 0,3 \text{ м}$$

де 0,3 - зазор між кріпленням підготовчої виробки і приводний голівкою конвеєра лави, м;

$L_{г.к.}$  - довжина головки конвеєра лави, м (2)

0,6 - зазор між голівкою комбайна і голівкою конвеєра, м;

0,3 - зазор між корпусом комбайна і краєм ніші, м.

$$L_H = 0,3 + 2 + 0,6 + 0,3 = 3,2 \text{ м}$$

Глибина верхньої ніші:

$$r_{(B.M.)} = 2 \cdot 0,8 + 0,4 = 2,0 \text{ м}$$

Приймаються наступні параметри верхньої ніші: довжина - 3,2 м; ширина - 2 м.

Для перевірки прийнятого механізованого комплексу до даних гірничо-геологічних умов перевіримо реакцію задніх та передніх рядів стійок, порівнявши їх з паспортними даними.

Визначаємо реакцію стійок першого ряду по формулі

$$R_1 = \frac{\gamma_1 \cdot h_1 \cdot (b_1 + l_{ш})^2 (b_1 - b) \cdot a_2}{2 \cdot [b_1^2 + (b_1 - b)^2]}, \text{ тс}, \quad (2.11)$$

де  $\gamma_1$  – питома маса породи безпосередньої покрівлі, т/м<sup>3</sup>;  $\gamma_1 = 2,6$  т/м<sup>3</sup>;

$h_1$  – потужність безпосередньої покрівлі, м; потужність безпосередньої покрівлі  $h_1 = 5,4$  м;

$b_1$  – максимальна ширина привибійного простору, м;  $b_1 = 4,65$  м;

$b$  – ширина привибійного простору до виїмки вугілля, м;  $b = 3,55$  м;

$l_{ш}$  – крок обвалення безпосередньої покрівлі, м;  $l_{ш} = 3$  м;

$a_2$  – відстань між осями секцій, м;  $a_2 = 1,5$  м.

$$R_1 = \frac{\gamma_1 \cdot h_1 \cdot (b_1 + l_{uz})^2 (b_1 - b) \cdot a_2}{2 \cdot [b_1^2 + (b_1 - b)^2]}$$

$$R_1 = \frac{2,5 \cdot 1,5 \cdot (5,35 + 0,8)^2 \cdot (5,35 - 4,55) \cdot 1,5}{2 \cdot [5,35^2 + (5,35 - 4,55)^2]} = 2,9 \text{ МН.}$$

Реакцію задньої стійки визначимо по формулі

$$R_2 = \frac{\gamma_1 \cdot h_1 \cdot (b_1 + l_{uz})^2 \cdot b_1 \cdot a_2}{2 \cdot [b_1^2 + (b_1 - b)^2]}, \text{ МН} \quad (2.12)$$

$$R_2 = \frac{2,5 \cdot 1,5 \cdot (5,35 + 0,8)^2 \cdot 5,35 \cdot 1,5}{2 \cdot [5,35^2 + (5,35 - 4,55)^2]} = 19,4 \text{ МН.}$$

Відповідно до технічної характеристики, механізоване кріплення 2КД90 має робочий опір 19,4 МН на одну стійку, отже, вона цілком задовольняє нашим гірничо-геологічним умовам.

Визначимо максимальну величину опускання покрівлі по формулі

$$h = \alpha \cdot m \cdot l_3, \text{ м}, \quad (2.13)$$

$\alpha$  – коефіцієнт, що враховує клас покрівлі,  $\alpha = 0,025$ ;

$l_3$  – відстань від вибою до задніх стійок кріплення, м.

$$h = 0,025 \cdot 1,1 \cdot 3,63 = 0,1 \text{ м.}$$

Конструктивна висота механізованого кріплення повинна задовольняти умовам:

$$H_{\min} \leq m_{\min} - b - t - h; \quad (2.14)$$

$$H_{\max} \geq m_{\max} + h, \quad (2.15)$$

де  $m_{\min}$  і  $m_{\max}$  – фактична мінімальна і максимальна потужність пласта, що виймається, м;

$b$  – запас розсувності кріплення на навантаження від тиску,  $b = 0,05$  м;

$t$  – сумарна товщина породної подушки під підставою і перекриттям секцій,  $t = 0,03$  м;

$h$  – максимальна величина опускання покрівлі,  $h = 0,07$  м.

$$H_{\min} = 1,1 \text{ м і } H_{\max} = 1,5 \text{ м;}$$

$$1,1 \leq 1,25 - 0,05 - 0,03 - 0,07 = 1,1 \text{ м;}$$

$$1,5 \geq 1,3 + 0,1 = 1,4 \text{ м.}$$

Отже, механізоване кріплення 2МКД90 задовольняє даним гірничо-геологічним умовам виймальної ділянки.

Виймка вугілля у вибої буде здійснюватися в межах потужності пласта. Для механізації кінцевих операцій і утримання покрівлі на сполученнях лави з підготовчими виробками застосовується кріплення сполучення КСД90, що



входить до складу комплексу. Крок передвижки секцій механізованого кріплення 0,8 м.

Технологічну схему монтажу очисного обладнання приймаємо відповідно до застосованих засобів механізації.

Схема монтажу очисного обладнання наведена на рисунку 2.1.

Засоби механізації монтажу секції кріплення представлені в таблиці 2.2.

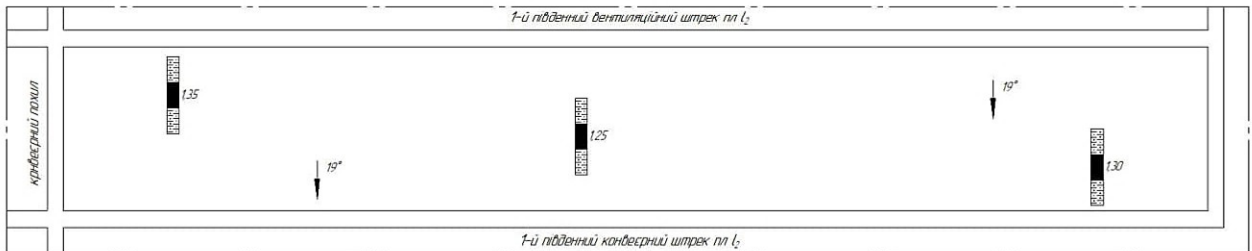


Рисунок 2.1 - Гірничо-геологічний прогноз

Таблиця 2.2 - Засоби механізації монтажу

№ поз.	Найменування	Тип устаткування	Кількість
1	Лебідка	ЛПКВ	1
2	Лебідка	ЛМ25	3
3	Лебідка	ЗЛП	1
4	Платформа	ПТК, П, ТД	30
5	Платформа перекатна	ППР	1
6	Полок монтажний	Дер.	1
7	Дорога направляюча	-	1
8	Апаратура сигналізації та зв'язку	ПСК(АПКМ)	1 комп.
9	Блок відключаючий		4
10	Комплект гідродомкратів та іншого обладнання		1

Послідовність виконання робіт по монтажу механізованого комплексу:

- 1) Розміщення і кріплення лебідок;
- 2) Монтаж СНТ 32;
- 3) Монтаж конвеєра СП301;
  - 3.1) Монтаж приводної головки;
  - 3.2) Транспортування і складання поставу конвеєра;
  - 3.3) Розтягання скребкового ланцюга;

- 4) Монтаж секції кріплення 2КД90;
  - 4.1) Транспортування секції кріплення до монтажної камери;
  - 4.2) Затягування секції кріплення у монтажну камеру за допомогою лебідки;
  - 4.3) Доставка секції кріплення до місця її встановлення;
  - 4.4) Встановлення секції кріплення у робоче положення;
- 5) Монтаж комбайну РКУ-10;
  - 5.1) Переміщення подаючої частки в очисну виробку;
  - 5.2) Затягування привода і подаючої частини у монтажну камеру;
  - 5.3) Встановлення ріжучої частки;
  - 5.4) Переміщення і установа балки;
  - 5.5) Переміщення і встановлення шнеків.

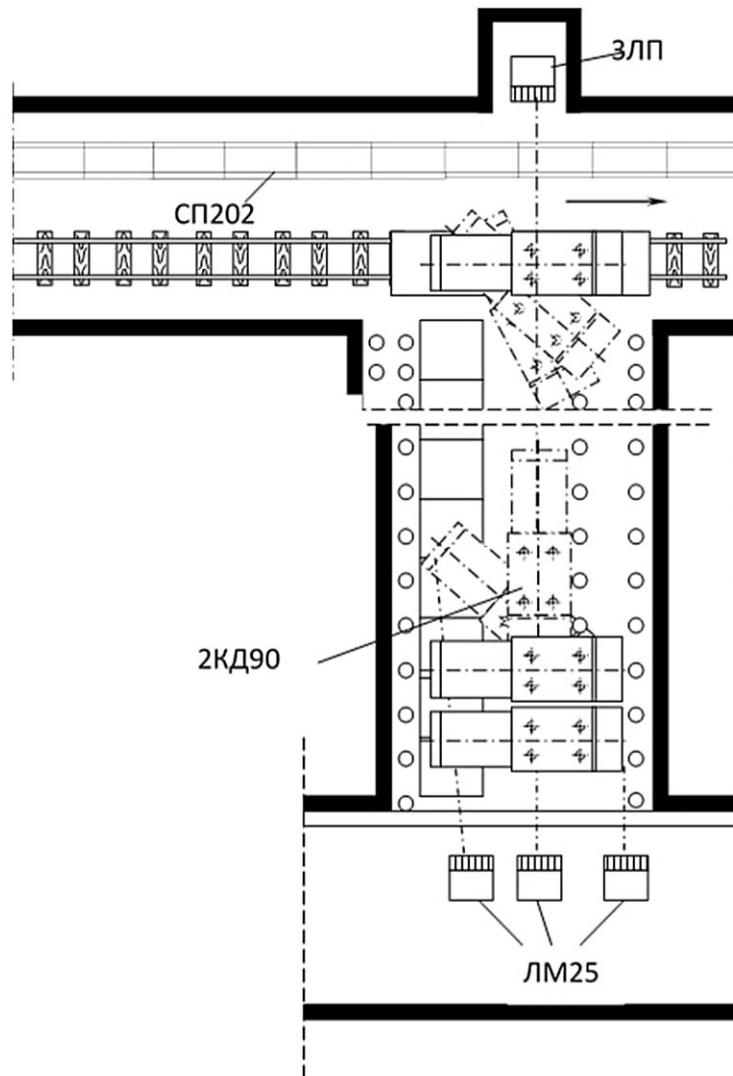


Рисунок 2.2 - Схема монтажу механізованого комплексу 2МКД90

Після закінчення усіх монтажних робіт у лаві необхідно зробити відладку і пробне пускання механізмів комплексу. Розрахуємо витрати праці на монтажні роботи:

$$T_{I.} = V_{I.M.} \cdot H_{I.M.} \cdot K_3, \quad (2.16)$$

$V_{I.M.}$  - об'єм робіт по кожному з видів,

$H_{I.M.}$  - норма часу по збірнику на одиницю об'єму робіт, чол-год;

$K_3$  - поправочний коефіцієнт;

Загальні витрати праці, необхідні для монтажу всього механізованого комплексу:

$$\sum T_{3M.} = \sum T_{IM.}, \text{ чол-зм}; \quad (2.17)$$

Необхідна кількість робітників ланки при чотирьохзмінному режимі ведення монтажних робіт:

$$N_{3M} = \frac{\sum T_{3M.}}{4 \cdot T_M}, \text{ чол}; \quad (2.18)$$

$$N_{3M} = \frac{321,2}{4 \cdot 26} = 4 \text{ чол}$$

$T_{3M}$  - загальні витрати праці на монтаж всього механізованого комплексу, чол-зм;

$T_M$  - нормативний час на монтаж механізованого комплексу, діб.

Тривалість виконання монтажних робіт по кожному з видів розраховуємо по формулі

$$T_{I.ROB.} = \frac{T_{I.3M.}}{4 \cdot N_{3B.}}, \text{ діб}; \quad (2.19)$$

Результати розрахунків зведемо у таблицю 2.3

Таблиця 2.3 - Розраховані величини монтажу механізованого комплексу 2КД90

Найменування робіт	Норма часу по збірнику, чол-год.	Об'єм робіт $V_{I.M.}$ , шт.	Витрати праці		Тривалість виконання робіт, $T_{I.ROB.}$ , діб
			$T_{I.3M.}$ , чол-зм;	$\sum T_{3M.}$ , чол-зм;	
Монтаж става конвеєру СП301	6,5	133	144,1		12
Монтаж секції 2КД90	7,3	133	161,1	322,2	13
Монтаж комбайна РКУ10	92	1	15,3		1
Всього:					26

### 2.4.1.3 Керування станом масиву гірничих порід

#### 2.4.1.3.1 Напружено-деформований стан масиву в околиці лави

Розрахуємо основні параметри опорного тиску:

1. По класифікації басейнів родовищ вибираємо VI групу басейну.
2. На підставі встановленої групи басейну визначимо кут повних зсувань  $\Psi_1$ :  $\Psi_1 = 56^\circ$
3. Знаходимо додатковий коефіцієнт  $\eta$ , що враховує групу басейна:  $\eta = 1,12$
4. Визначимо кут тиску:

$$\varphi_1 = \eta \cdot \psi_1 = 1,12 \cdot 56 = 62,72^\circ \quad (2.20)$$

5. Коефіцієнт, що враховує частину порід, які передали свою вагу на підлогу:

$$g = \frac{L}{2H \cdot \text{ctg}\varphi_1} = \frac{200}{2 \cdot 885 \cdot 0,5317} = 0,219; \quad (2.21)$$

де  $L$  – довжина лави, м;

$H$  – глибина розробки, м.

6. Коефіцієнт інтенсивності напруг для одиночної лави, МПа:

$$K_1 = -\gamma H \pi \sqrt{L/2} \cdot (1 - 0,36 \cdot g) \quad (2.22)$$

$$K_1 = -0,025 \cdot 885 \cdot \sqrt{\frac{3,14 \cdot 200}{2}} \cdot (1 - 0,36 \cdot 0,219) = -361 \text{ МПа}$$

де  $\gamma$  – об'ємний віс порід безпосередньої покрівлі, МН/м<sup>3</sup>;  $\gamma = 0,025$  МН/м<sup>3</sup>.

7. Коефіцієнт лінійної апроксимації:

$$K^* = (1 \div 1,3) \cdot \sigma_{\text{куб}} = 1 \cdot 7,5 = 7,5 \text{ МПа}, \quad (2.23)$$

де  $\sigma_{\text{куб}}$  – міцність кубика вугілля достатніх розмірів, МПа;

$$\sigma_{\text{куб}} = 5 \cdot f_y = 5 \cdot 1,5 = 7,5 \text{ МПа}, \quad (2.24)$$

де  $f_y$  - коефіцієнт міцності вугілля за шкалою проф. Протодияконові.

8. Напруга на межі масиву, МПа:

$$\sigma_{\kappa 1} = -\sigma_{\text{куб}} = -7,5 \text{ МПа} \quad (2.25)$$

9. Узагальнений коефіцієнт:

$$P = \frac{0,3 \cdot |\sigma_{\kappa 1}| \cdot m}{K_1^2 \cdot K_*} = \frac{0,3 \cdot 7,5^3 \cdot 1,3}{-361^2 \cdot 7,5} = 0,000168 \quad (2.26)$$

Далі обчислюємо функцію  $f(P)$ , застосувавши метод інтерполяції.

$$f(P) = 0,935.$$

10. Відстань від вибою до максимуму опорного тиску, м:

$$a = 0,6 \cdot \left| \frac{1,3}{7,5} \cdot (-361) \right|^{2/3} \cdot 0,935 = 8,96, \text{ м} \quad (2.27)$$

11. Максимальна напруга

$$\sigma_y = \sigma_{\kappa 1} - K_* \cdot \frac{2 \cdot a}{m} = -7,5 - 7,5 \cdot (2 \cdot 8,96) / 1,3 = -111 \text{ МПа.} \quad (2.28)$$

12. Довжина зони опорного тиску

$$L_{\text{оп}} = (1,87 + 1,13 \cdot m) \cdot \sqrt[2,5]{H} \cdot \xi, \text{ м} \quad (2.29)$$

$$L_{\text{оп}} = (1,87 + 1,13 \cdot 1,3) \cdot \sqrt[2,5]{885} \cdot 1 = 50,4 \text{ м}$$

де  $\xi$  - коефіцієнт, що враховує міцність покрівлі;  $\xi = 1,0$ .

На підставі зроблених розрахунків робимо висновки, що кріп посилення необхідно встановлювати попереду очисного вибою на відстані не менш довжини опорного тиску (50 м).

До первинної посадки передбачаємо:

- встановлення тимчасових дерев'яних стояків під консолі механізованого кріплення. Стояки встановлюються під кожен консоль;
- стояки механізованого кріплення повинні встановлюватися з максимально можливим розпором;
- робота насосної станції переводиться на підвищений напір;
- секції механізованого кріплення повинні пересуватися тільки по одинці в суворій послідовності, передбаченою технологічною схемою;
- виконувати перетяжку хомутів на протязі 50-80 м і посилення кріплення підготовчих виробок на протязі 20 - 30 м від сполучення;
- роботи у лаві повинні проводитися під керівництвом старшого технічного нагляду дільниці.

Бутова смуга знизу по падінню пласта обмежувалася дворядним органічним кріпленням. На виході подрібненої породи з закладного трубопроводу вона зрошувалася струменем води, що знижувало пилоутворення і забезпечувало більш щільну упаковку вологих породних фракцій в смуги.

Зміщення бічних порід у вентиляційному штреку за весь період його експлуатації не перевищили технологічної податливості триланкової арочної кріп КМП-А3-11,3.

Розрахуємо параметри охоронного елемента . Так як ми вирішили породу з породного вибою бутити в бут розрахуємо довжину бутової смуги.

$$L_{\text{бут. зм}} = S_{\text{пор}} \cdot K_{\text{щ}} / m, \text{ м}$$

$S_{\text{пор}}$ - площа породного вибою,  $\text{м}^2$

$K_{\text{щ}}$ - коеф. щільності відбитої породи

$$L_{\text{бут. зм}} = (15,5-6,17) \cdot 1,6 / 1,3 = 11,5 \text{ м}$$

Приймаємо ширину бутової смуги 12 м.

#### 2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники видобувної ділянки

Розрахунок навантаження на очисний вибій та кількість добичних циклів проводимо за допомогою програмних модулів на ЕОМ (див. підрозділ 2.2), і встановлює:

- посування вибою: за цикл 0,8 м; за добу - 5,6 м; за місяць -140 м; за рік - 1680 м.

- навантаження на очисний вибій: за добу - 1878 т; (за місяць - 46950 т, за рік - 563400 т).

Видобуток вугілля з циклу – 268,3 т, кількість циклів на добу – 6,99.

Приймаємо наступний режим роботи видобувної ділянки:

- одна зміна - ремонтна,

- три зміни по здобичі вугілля.

#### 2.4.1.6 Розрахунок об'ємів робіт, комплексної норми виробки та розцінки

Коефіцієнт циклічності розраховується по формулі:

$$k_{\text{ц}} = \frac{H_{\text{вст}}}{D_{\text{к}}}, \quad (2.30)$$

де  $D_{\text{к}}$  - видобуток вугілля комбайном, т;  $D^{\text{к}} = D^{\text{ч}}$ , так як в лаві немає ніш;

$H_{\text{вст}}$  - встановлена норма виробки на виймання вугілля комплексом з обліком поправних коефіцієнтів:

$$H_{\text{вст}} = H_{\text{м}} \cdot k, \text{ т} \quad (2.31)$$

$H_{\text{м}}$  - норма виробки таблична, т;  $H_{\text{м}} = 603$  т (пар. 1, табл.. 3, п. 19-в);

$k$  - поправний коефіцієнт на роботу комплексу;

$k_1 = 0,95$  - на глибину;  $k_2 = 0,9$  - на перевищення температури;  $k_3 = 1$  - на щільність вугілля;

$$H_{вст} = 603 \cdot 0,95 \cdot 0,9 \cdot 1 = 515,6 \text{ т};$$

$$k_{\psi} = 515,6/268,3 = 1,921.$$

Нормативна трудомісткість, яка приведена к одному циклу, розраховується по формулі:

$$T_{\psi} = \frac{T_m}{k_{\psi}}, \text{ чол. - зм.} \quad (2.32)$$

де  $T_m$  - трудомісткість таблична, чол. - зм.;  $T_m = 4,512$  чол. - зм.

$$T_{\psi} = 4,512 / 1,921 = 2,348 \text{ чол. - зм.}$$

Трудомісткість машиніста гірничо - виймальних машин розраховується по формулі:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{k_{\psi}}, \text{ чол. - зм} \quad (2.33)$$

$$T_{МГВМ} = 1/1,921 = 0,52 \text{ чол. - зм.}$$

Трудомісткість робітника очисного вибою розраховується по формулі:

$$T_{ГРОВ} = T_{\psi} - T_{МГВМ}, \text{ чол. - зм.} \quad (2.34)$$

$$T_{ГРОВ} = 2,348 - 0,52 = 1,82 \text{ чол. - зм.}$$

Розрахунок обсягів матеріалів. Викладка дерев'яних кострів:

$$N_k = \frac{r}{l_k}, \quad (2.35)$$

де  $r$  – ширина захвата комбайна, м,  $l_k$  – крок встановлення кострів, м.

$$N_k = \frac{r}{l_k} = \frac{0,8}{1,6} = 0,5 \text{ шт}$$

Кількість стійок у кострі складає

$$N_{ст.к} = m/d_{ст.к} \cdot n_p = 1,3/0,14 \cdot 2 = 16 \text{ шт} \quad (2.36)$$

Обсяг робіт з пробивання органного кріплення визначається формулою:

$$N_{орз} = r/d_{см} \cdot n_p, \text{ шт.}, \quad (2.37)$$

де  $n_p$  - кількість рядів органного кріплення;  $d_{ст}$  - діаметр стійок, м.

$$N_{орз} = \frac{0,8}{0,13} \cdot 2 = 12,3 \text{ шт}$$

Кріплення кінцевих ділянок дерев'яними стійками

$$N_{дер.ст} = r/l_{ст} \cdot n_p$$

$$N_{дер.ст} = 0,8/1,3 \cdot 2 = 2 \text{ стійки}$$

Об'єм робіт по доставці лісу в очисний вибій

$$N_D = n_{СТ} \cdot (1 - \kappa), \quad (2.38)$$

де  $\kappa$ - коефіцієнт повторного використання стійок. Рівний 0.

$$N_D = 14,3 + 2 + 8 = 24,3 \text{ стійок.}$$

Обсяг робіт на возведення бутової смуги комплексом «Тітан» складає:

$$N_{бут.зм} = v \cdot m \cdot r_z, \text{ м}^3 = 12 \cdot 1,3 \cdot 0,8 = 12,5 \text{ м}^3.$$

Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки зводимо у таблицю 2.4.

Таблиця 2.4 - Розрахунок норми виробітку і розцінки

Найменування робіт	Один. виміру	Обсяг робіт на цикл	Норма виробітку			Трудомісткість чол/змін	Тарифна ставка, грн	Сума прямої зарплати, грн	Підстава для встановлення норми виробітку
			по збірнику	поправочний коефіцієнт	Установлена норма виробітку, т				
Виймка вугілля комбайном	т	268,3	603	0,95;0,9;1	515,5	4,512			ЕНВ, §1 табл. 3, п. 20-д
Машиніст комбайна						0,52	222,18	115,53	
ГРОВ 5р						3,992	191,1	762,87	
Зведення бутової смуги комплексом «Тітан»	м <sup>3</sup>	12,5	18,7	0,95;0,9;	15,9885	0,78	191,1	149,06	ЕНВ §23 т.29 п.16
Наваловідбійка вугілля	т	11,06	12	0,85	9,8	2,283	191,1	436,28	ЕНВ §29 т.54 п.8
Кріплення ніш	шт	4	126	0,85	107	3,66	191,1	699,42	ЕНВ §31 т.56 п.5
Викладення кострів	шт.	0,5	14,6	0,95;0,9;0,9	11,2347	0,04	191,1	7,64	ЕНВ §40 т.67 п.36
Зведення органного кріплення	шт.	12,3	64	0,95;0,9	54,72	0,22	191,1	42,04	ЕНВ §38 т.65 п.8а
Доставка стійок	шт.	24,3	436	0,95;0,9	372,78	0,07	191,1	13,38	ЕНВ Донецк1999, §29 т.32 п.66
Разом						5,622		1090,52	



Комплексна норма виробки розраховується по формулі:

$$H_K = \frac{D_u}{\sum T}, \text{ т/чол - зм.} \quad (2.39)$$

$$H_K = 268,3/5,62 = 47,74 \text{ т/чол - зм.}$$

Комплексна розцінка розраховується по формулі:

$$P_K = \frac{\sum 3\Pi}{D_u}, \text{ грн/т} \quad (2.40)$$

$$P_K = 1090,52/268,3 = 4,06 \text{ грн/т.}$$

Знаходимо явочну чисельність ГРОВ на дільниці по формулі:

$$Ч_{яв} = \frac{D_{сут}}{H_K}, \text{ чол.} \quad (2.41)$$

де  $D_{сут}$  - добове навантаження на очисний вибій, т/доб.

$$D_{сут} = 1878 \text{ т/доб};$$

$$Ч_{яв} = \frac{2113}{49,77} = 1878/47,74 = 39,33 \text{ чол.}$$

Кількість ГРОВ по списку знаходиться по формулі:

$$Ч_{сп} = Ч_{яв} \cdot k_{cn}, \text{ чол.} \quad (2.42)$$

$$Ч_{сп} = 39,33 \cdot 1,81 = 71,18 \text{ чол.}$$

де  $k_{cn}$  - коефіцієнт облікового складу (приймаємо  $k_{cn} = 1,81$ ).

Розрахунок кількості ГРОВ в ремонтно – підготовчу зміну зводимо в таблицю 2.5.

Трудомісткість робіт, виконуваних ГРОВ

$$T_{ГРОВ} = 51,2 / 6 = 8,53 \text{ люд-змін}$$

Всього 9 людей у ремонтно – підготовчу зміну.

Нормативна чисельність електрослюсарів складе

$$N_{сл} = \frac{\kappa_1 \cdot \kappa_2 \cdot \kappa_3 \cdot \sum Te}{357 \cdot t_{см}}, \quad (2.43)$$

де  $\kappa_1$  – коефіцієнт, що враховує пайову участь дільничних електрослюсарів в тих. огляді і ремонті устаткування,  $\kappa_1 = 0,6$ ;

$\kappa_2$  - коефіцієнт, що враховує тих обслуговування і ремонт електропускової і захисної апаратури,  $\kappa_2 = 1,2$ ;

$\kappa_3$  - коефіцієнт, що враховує непланові ремонти устаткування,  $\kappa_3 = 1,3$ ;

$\sum T_e$  - розрахована трудомісткість на ремонт устаткування;

$t_{см}$  – тривалість однієї зміни – 6 годин.

$$N_{\text{нє}} = \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 13778}{357 \cdot 6} = 6,02 \quad \text{людини}$$

Приймаємо 3 електрослюсаря в ремонтну зміну та по 1 в видобувну.

Розрахунок фактичної заробітної плати проводимо по слідуючим структурним елементам:

- пряма заробітна плата;
- премія на пряму заробітну плату;
- доплата за роботу в нічний час;
- премія на нічні;
- доплата за пересування від стволу к робочому місту;
- доплата за роботу у вечірній час.

Пряма заробітна плата знаходиться по формулі

$$ЗП_{\text{пр}} = D_{\text{міс}} \cdot P_K, \text{ грн.} \quad (2.44)$$

де  $D_{\text{сут}}$  - місячний фактичний видобуток вугілля з очисного вибою, т.

Таблиця 2.4 - Розрахунок кількості ГРОВ в ремонтно – підготовчу зміну

Умови і чинники	Характеристика чинників	Норма таблична	Поправочний коефіцієнт	Норма встановлена	Підстава
1	2	3	4	5	6
Назва комплексу	2МКД90	51,9 на 200 м	1,96 на 10 м		ЄОНВ, табл. 1 п.3
Планове добове навантаження, т	1878				
Довжина очисного вибою, м	200				
Обводненість робочого місця	-				
Виймальна потужність пласту, м	1,3				
Кут падіння пласту, град	19		1,16		
Стійкість порід	середньостійки		0,85		
РАЗОМ $T_{\text{ГРОВ}}$	$(51,9 + (200 - 200)/10 \cdot 1,96) \cdot 1 = 51,2$				

Розрахунок чергових слюсарів зведено до таблиці 2.6

Таблиця 2.6 - Розрахунок чергових слюсарів

№ п/п	Найменування устаткування	Марка устаткування	Кількість одиниць устаткування	Нормативна трудомісткість	
				На одиницю устаткування	На все устаткування
1	Комбайн вугільний	1	РКУ10	2609	2609
2	Скребокний конвеєр	1	СП301	1388	1388
3	Мехкріплення	300 м	2КД90	2304 на 150 м	3072
4	Перевантажувач	1	СП202ВМ	1041	1041
5	Кріп'ю сполучення	2	КСД 90	171	342
Для конвеєрного штреку					
1	Стрічковий конвеєр	1400 м	2Л80У	2915 на 1000 м	3215
2	Лебідка	1	ЛВД25	186	186
3	Насосна станція	1	СНТ-32	1681	1681
4	Зрошувальні та протипожежні трубопроводи	1	-	150	150
5	Закладочний комплекс	1	«Тітан-М»	680	680
6	Лебідка запобіжна	1	ЗЛП	1019	1019
					$\Sigma=7025$
Разом по дільниці					13778

## 2.4.2 Паспорт проведення і кріплення підготовчої виробки

### 2.4.2.1 Розробка паспорту проведення та кріплення поверхового конвеєрного штреку пласту $l_2$

### 2.4.2.2 Організація робіт по проведенню виробки і основні техніко-економічні показники

Для проведення поверхового штреку при підготовці пласту  $l_2$  до розробки приймаємо комбайновий спосіб, тому що бічні породи пласту  $l_2$  мають міцність по шкалі М.М. Протодіяконова менш 6. Глибина розробки 885 м. Кут падіння - 19°.

Ширина штреку на висоті 1800 мм складе:

$$B = n + a + p + b + m, \text{ м} \quad (2.45)$$

де  $n$  – зазор для проходу людей, м;

$a$  – ширина конвеєра, м.;

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

$b$  – ширина пересувного составу, м.;

$m$  – зазор між пересувним составом та кріп'ю, м;

$$B = 0,73 + 1,32 + 0,4 + 1,34 + 0,57 = 4,36 \text{ м}$$

Приймаємо типовий переріз для виробок з одним проходом, рейковим шляхом для вагонеток і конвеєром 2ЛТ80у. Площа перерізу у світлі до осідання 13,8 м<sup>2</sup>, після осідання – 11,6 м<sup>2</sup>, у проходці – 15,5 м<sup>2</sup>. Ширина виробки – 4,75 м у світлі, та 5,2 - у чорні.

Розрахуємо зсуви порід покрівлі по формулі

$$U_{o.kp} = U_{T.kp} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{в} \cdot k_{т}; \quad (2.46)$$

де  $U_{T.}$  – зміщення порід, що встановлюються у залежності від розрахункового значення  $R_c$  порід покрівлі і глибини розташування виробки;

Усереднене значення розрахункового опору порід стиску визначається по формулі

$$R_{c.cp} = \frac{R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + \dots + R_{cn} \cdot m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \quad (2.47)$$

де  $R_{c1}, \dots, R_{cn}$  – розрахунковий опір порід стиску, МПа

Схема для визначення значення розрахункового опору приведена на рисунку 2.3.

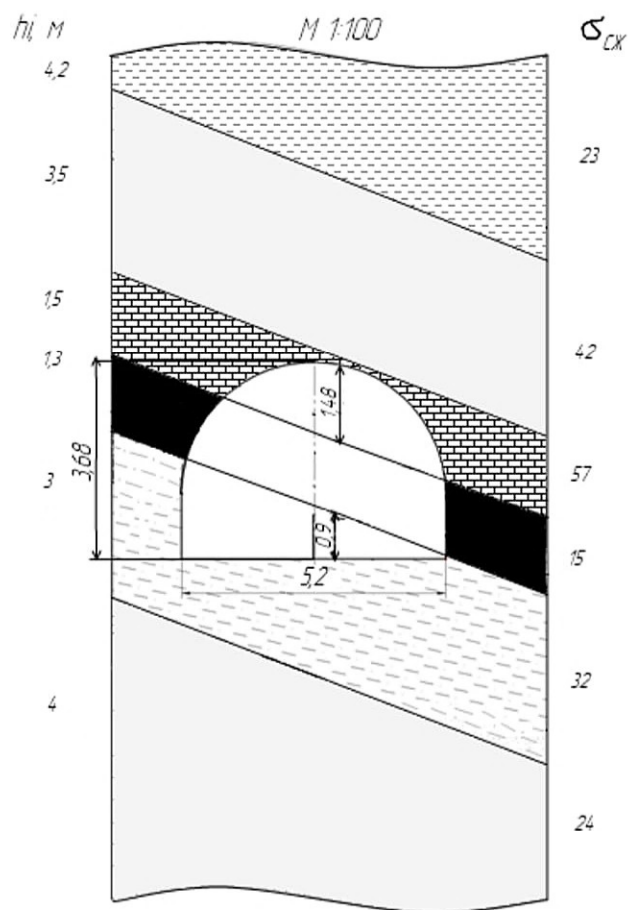


Рисунок 2.3 - Схема до визначення розрахункового опору тиску

Так як потужність покрівлі  $h_{к1} = 1,5$  м, то  $R_{с.кр} = R_{с1} = 40$  МПа;  
 $k_{\alpha}$  – коефіцієнт впливу кута залягання порід і напрямку проходки виробки щодо напластування порід ( $k_{\alpha} = 1$  при  $\alpha \leq 20^{\circ}$ );  
 $k_{ш}$  – коефіцієнт впливу ширини виробки, що визначається по формулі

$$k_{ш.к} = k_{ш.п} = 0,2 \cdot (b - 1); \quad (2.48)$$

де  $b$  – ширина виробки, м;  $b = 5,2$  м;

$$k_{ш.к} = 0,2 \cdot (5,2 - 1) = 0,84;$$

$k_{в}$  – коефіцієнт впливу інших виробок,  $k_{в} = 1$ ;  
 $k_t$  – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід ( $k_t = 1$ ).

$$U_{о.кр} = 186 \cdot 1 \cdot 0,84 \cdot 1 \cdot 1 = 156 \text{ мм.} \quad (2.49)$$

Розрахункове навантаження на основне кріплення з боку покрівлі визначається по формулі

$$P = P^н \cdot k_{п} \cdot k_{пр} \cdot b, \text{ м,} \quad (2.50)$$

де  $P^н$  - нормативне навантаження на кріплення, кПа;

Використовуючи величину зміщень порід покрівлі  $U_{о.кр} = 156$  мм і ширину виробки  $b = 5,2$  м знаходимо нормативне навантаження на кріплення –  $P^н = 73$  кПа.

$k_{п}$  – коефіцієнт перевантаження, для підготовчих виробок  $k_{п} = 1$ ;

$k_{пр}$  – коефіцієнт впливу способу проведення виробки,  $k_{пр} = 1$ ;

$b$  – ширина виробки, м.

$$P = 73 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,2 = 380 \text{ кН.}$$

Щільність установки рам металевого податливого кріплення визначається по формулі:

$$n \geq P/N_s, \quad (2.51)$$

де  $N_s$  – опір однієї рами кріплення.

$N_s = 230$  - для рами з замками типу ЗПК;

$$n = 380/220 = 1,72 \text{ рам/м.}$$

Приймаємо щільність встановлення рам - 2 рами/м.

Визначимо зсув покрівлі у зоні впливу очисного вибою за формулою

$$U_{кр} = U_{о.кр} + (2U_1 \cdot k_{к} + m \cdot k_{охр} \cdot k_{t1}) \cdot k_{кр} \cdot k_s, \quad (2.52)$$

де  $U_1$  – зміщення порід у зоні тимчасового опорного тиску, мм;  $U_1 = 688$  мм;

$k_{кр}$  – коефіцієнт впливу класу покрівлі по обвалюванності;  $k_{кр} = 1,0$ ;  
 $k_{охр}$  - коефіцієнт, що враховує спосіб охорони виробки; для литої смуги

$$k_{охр} = 0,10;$$

$k_s$  - коефіцієнт, враховуючий переріз виробки;  $k_s = 1,2$ ;

$k_k$  - коефіцієнт, що враховує долю зсуву порід покрівлі в загальних зсувах;  
 $k_k = 0,38$ .

$$U_{кр} = 156 + (2 \cdot 688 \cdot 0,38 + 1300 \cdot 0,1 \cdot 0,75) \cdot 1,0 \cdot 1,2 = 900 \text{ мм.}$$

Нормативне навантаження на кріплення в цьому випадку складе  $P^н = 175$  кПа. Сумарне навантаження на кріплення за весь строк служби

$$P_1 = 175 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,2 = 910 \text{ кН.}$$

Необхідна кількість засобів посилення визначається по формулі

$$n_1 \geq (P_1 - n \cdot N_s) / N_{s1}, \quad (2.53)$$

де  $N_{s1}$  – опір засобів посилення, кН.

Приймаємо гідравлічні стійки посилення  $N_{s1} = 300$  кН.

$$n_1 \geq (910 - 2 \cdot 220) / 300 = 1,57.$$

Приймаємо  $n_1 = 1,57$  ст/м. Приймаємо 2 стійки на 1 м виробки (під кожную раму).

Податливість кріпи визначимо по формулі

$$\Delta \geq U_{кр} \cdot k_{ос} \cdot k_{ус} = 900 \cdot 0,84 \cdot 0,6 = 454 \text{ мм} \quad (2.54)$$

Приймаємо кріп КМП - А5 зі спецпрофілю СВП 22. Щільністю встановлення 2 рам/м (через 0,5 м). В зоні впливу очисних робіт кріп посилюється гідравлічними стійками типу 17 УГД під кожную раму. Для розрахунку норми виробки складаємо таблицю 2.7.

Обсяг робіт по процесах на зміну

$$Q = N \cdot k_i = 1,89 \cdot 0,79 = 1,49 \text{ м} \quad (2.55)$$

де  $N$  – змінна норма виробітки;  $N = 1,89$  (ЕНВ §1, таб. 3, 57-6);

$k_i$  – коефіцієнти за збірником.

Змінний обсяг на 1 чоловіка на проведення виробки комбайном

$$Q_{зм} = \frac{Q}{T} = 1,49 / 4,24 = 0,351 \text{ м} \quad (2.56)$$

Таблиця 2.7 - Розрахунок норми виробки з урахуванням факторів

№ п/п	Фактори	Значення та характеристика факторів	Поправочний коефіцієнт	Підстава
1	Площа перетину виробки в проході	15,5		ЕНВ §1, таб. 2,
2	Відношення вугільного вибою до	44		
3	Площа вугільного вибою	6,8		
4	Небезпечність пласта по раптових викидах вугілля, породи та газу	небезпечний	0,9	заг. част. п. 10
5	Обводненість виробки	не обводнена		
6	Стійкість бокових порід	середньостійки		
7	Спосіб транспортування горної маси від комбайна	конвеєром		
8	Категорія порід по буримості	XI		
9	Вид кріпи	КМП-А5	0,9	
10	Матеріал затяжки	Дерев'яна	0,96	
11	Відстань між рамами	0,5		
12	Матеріал канавки	дерев'яна	0,975	
13	Умови проведення виробки	на прямолінійній		

$T$  – змінна нормативна трудомісткість;  $T=4,24$  чол.-змін §1 табл. 3, б-57;  
Трудомісткість на 1 м виробки

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}} = 1,49 / 0,35 = 4,23 \text{ чол.-змін} \quad (2.57)$$

Трудомісткість проведення 1 м для МГВМ 6 розряду

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q} = 1/1,49 = 0,671 \text{ чол.-змін} \quad (2.58)$$

Трудомісткість проведення 1 м прохідників 5 розряду

$$T_{прох} = \frac{(T_{зм} - 1)}{Q} = \frac{(4,24 - 1)}{1,49} = 2,174 \text{ чол.-змін} \quad (2.59)$$

Для розрахунку комплексної норми виробки та розцінки складаємо таблицю 2.8.

Виходячи зі змінної загальної трудомісткості приймаємо явочну кількість МГВМ 6 розряду – 1 чоловік, прохідників 5 розряду – 5 чоловік.

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, необхідної величини випередження очисних робіт підготовчими, приймаємо місячне посування підготовчого вибою  $V_{міс} = 150$  м.

Таблиця 2.8 - Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки

Вид работ	Одиниці вимірювання	Норма виробки			Обсяг робіт на зміну	Необхідна кількість люд.-змін		Тарифна ставка	Розцінка		Обґрунтування
		за збірником	коефіцієнт	встановлена		на зміну	на 1 м виробки		на зміну	на 1 м	
Проведення виробки комбайном	м	1,89	0,79	1,49	2						ЕНВ §1, таб. 2, бба
МГВМ	-	-	-	-	2	1,342	0,671	222,18	298,2	149,1	
проходчик	-	-	-	-	2	4,348	2,174	191,1	830,9	415,5	
Кріплення канавки	м	8,2	-	8,2	2	0,244	0,122	191,1	46,6	23,3	ЕНВ §31 табл. 38, 1г
Нарощування ставу водогону	м	24	0,85	20,4	2	0,098	0,049	191,1	18,7	9,4	§35, табл. 44, п.2а
Усього на зміну					2	6,032	3,016		1194,4	597,3	
Комплексна норма та розцінка				0,332		6,032					

Добове посування складе:

$$V_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{міс}}}{n_{\text{р.д}}}, \text{ м/доб}, \quad (2.60)$$

де  $n_{\text{р.д}}$  – кількість робочих днів за місяць.

$$V_{\text{доб}} = 150/25 = 6 \text{ м.}$$

Коефіцієнт виконання норм складає:

$$K_{\text{вн}} = \frac{\sum T}{n}, \quad (2.61)$$

де  $\sum T$  – суммарна трудомісткість на виконання змінного об'єму робіт, чол.-зм;  
 $n$  – склад ланки, чол.

$$K_{\text{вн}} = 6,032 / 6 = 1,01$$

Трудомісткість по процесам (чол.-хв) на цикл знаходимо по формулі:

$$T_{\text{пр.ц}} = H_{\text{ч}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot K_{\text{вн}}, \quad (2.62)$$

де  $H_{\text{ч}}$  - норматив часу на виконання процесу на 1 м виробки, чол.-хв;

$l_{\text{ц}}$  - посування вибою за цикл, м.

Трудомісткість по процесам (чол.-хв) за зміну знаходимо по формулі



$$T_{\text{пр.зм}} = T_{\text{пр.ц}} \cdot n_{\text{ц}}, \quad (2.63)$$

де  $n_{\text{ц}}$  - кількість циклів в зміну;  $n_{\text{ц}} = 3$ .

Комплексна норма виробітку обчислюється по формулі:

$$N_{\text{к}} = \frac{l_{\text{зах}}}{\sum T_p}, \quad (2.64)$$

$$N_{\text{к}} = 2 / 6,032 = 0,332 \text{ м/чол.}$$

Комплексна розцінка за 1 м виробки визначається по формулі

$$R_{\text{к}} = \frac{\sum z_{\text{пл}}}{l_{\text{зах}}}, \quad (2.65)$$

$$R_{\text{к}} = 1194,4 / 2 = 597,2 \text{ грн/м.}$$

Для визначення тривалості основних процесів у підготовчому вибої складемо таблицю 2.9.

Таблиця 2.9 - Розрахунок тривалості процесів у підготовчому вибої

№ п/п	Найменування операцій	Одиниці вимірювання	Об'єм робіт	Число працюючих, чол	Трудомісткість по процесам, чол-хв		Тривалість процесів, хв	
					на 1 цикл	на зміну	на 1 м	на зміну
1	Підготовчо - заключні операції	хв	25	6	-	-	-	30
2	Виймка та навантаження гірничої маси	-	-	2	161,7	323,4	81	162
3	Обслуговування комбайна	-	-	2	38	76	19	38
4	Встановлення та пересування запобіжної кріпи	м	2	2	6,3	12,6	3	6
5	Підноска елементів кріпи, затяжка боків	рам	4	4	84	168	21	42
6	Встановлення рам, зтяжки покрівлі	рам	4	6	173,9	347,8	29	58
7	Нарощування рейкового шляху	м	2	2	41,7	83,4	21	42
8	Нарощування конвеєра	м	2	2	69,6	139,2	35	70
9	Навішування вентиляційних труб	м	2	2	3,54	7,1	2	5
10	Оформлення водовідливної канавки	м	2	2	14,5	29	7	14

$$N_{\text{ч}} = \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 6921}{357 \cdot 6} = 3,02.$$

Приймаємо 4 слюсара.

Обліковий склад бригади складе:

- прохідників:

$$n_{\text{сп}} = n_{\text{яв}} \cdot k_{\text{сп}} = 18 \cdot 1,81 = 33 \text{ чол}; \quad (2.66)$$

### 2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів, устаткування і перевезення людей на дільниці

Видобувна дільниця оснащена механізованим комплексом 2КД90, до складу якого входить комбайн РКУ-10, скребковий конвеєр СП301. Цим конвеєром вугілля від комбайну транспортується до дільничної конвеєрної виробки. Кут нахилу конвеєра поздовж лінії очисного вибою становить  $19^\circ$ . Довжина лави – 200 м. Маса вантажу, що припадає на 1 м жолобу конвеєра:

$$q_{\text{г}} = \frac{Q_{\text{р}}}{3,6 \cdot v_0}, \text{ кг/м}, \quad (2.67)$$

де  $v_0$  – відносна швидкість робочого органа, що відповідає найбільшій величині  $q_{\text{г}}$ ;

$$v_0 = v_{\text{к}} - v_{\text{м}} \quad (2.68)$$

де  $v_{\text{к}}$  – швидкість робочого органа конвеєра по технічній характеристиці, м/с;

$v_{\text{м}}$  – робоча швидкість подачі комбайна, м/с;

$Q_{\text{р}}$  – розрахунковий вантажопотік на конвеєрі, т/год.

$$Q_{\text{р}} = \frac{Q_{\text{см}} \cdot k_{\text{н}}}{t_{\text{см}} \cdot k_{\text{м}}}, \text{ т/год}, \quad (2.69)$$

де  $k_{\text{н}}$  – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку;

$k_{\text{м}}$  – коефіцієнт машинного часу;

$t_{\text{см}}$  – тривалість зміни, ч.

$$Q_{\text{р}} = \frac{626 \cdot 2,0}{6 \cdot 0,65} = 321 \text{ т/год}$$

$$q_{\text{г}} = \frac{321}{3,6 \cdot (1 - 0,083)} = 97,2 \text{ кг / м}$$

Сила тяги на пересування холостої  $F_{1-2}$  і вантажної  $F_{3-4}$  гілок конвеєра визначається по формулам:

$$F_{1-2} = q_0 \cdot l \cdot g \cdot (w_0 \cdot \cos \beta + \sin \beta), \text{ Н} \quad (2.70)$$

$$F_{3-4} = q_0 \cdot l \cdot g \cdot (w_0 \cdot \cos \beta - \sin \beta) + q_r \cdot l \cdot g \cdot (w_r \cdot \cos \beta - \sin \beta), \text{ Н} \quad (2.70)$$

де  $q_0$  – погонна маса робочого органа конвеєра, кг/м;

$l$  – довжина конвеєра, м;

$w_0, w_r$  – коефіцієнт опору руху робочого органа и вантажу по рибштакам, при хвилястому профілі става конвеєра  $w_0 = 0,5$ ;  $w_r = 0,35$ ;

$\beta$  – кут нахилу конвеєра, градус;

$g$  – прискорення вільного падіння, м/с.

$$F_{1-2} = 12,4 \cdot 200 \cdot 9,81 \cdot (0,5 \cdot \cos 19^\circ + \sin 19^\circ) = 12,4 \cdot 200 \cdot 9,81 \cdot (0,5 \cdot 0,9455 + 0,3256) = 62654 \text{ Н}$$

$$F_{3-4} = q_0 \cdot l \cdot g \cdot (w_0 \cdot \cos \beta - \sin \beta) + q_a \cdot l \cdot g \cdot (w_a \cdot \cos \beta - \sin \beta)$$

$$F_{3-4} = 12,4 \cdot 200 \cdot 9,81 \cdot (0,5 \cdot 0,9455 - 0,3256) + 97,2 \cdot 200 \cdot 9,81 \cdot (0,35 \cdot 0,9455 - 0,3256) = 12526 \text{ Н}$$

Сила тяги необхідна для пересування обох гілок конвеєра:

$$F_{i-\bar{n}} = F_{1-2} + F_{3-4} = 62654 + 12526 = 75180 \text{ Н}$$

Необхідна потужність приводу:

$$N = \frac{F_{\text{н-с}} \cdot v_{\text{к}} \cdot k_{\text{реж}}}{1000 \cdot \eta}, \text{ кВт} \quad (2.71)$$

де  $k_{\text{реж}}$  – коефіцієнт режиму роботи приводу конвеєра;

$\eta$  – повний к.п.д. приводної головки конвеєра.

$$N = \frac{75180 \cdot 1 \cdot 0,9}{1000 \cdot 0,82} = 82 \text{ кВт.}$$

Потужність три двигуна ЭДКОФ45545 потужністю 55 кВт.

Вугілля з лави перевантажується за допомогою перевантажувача СП202В1М, що має довжину 50 м, на стрічковий конвеєр 2ЛТ-80У, розташований в конвеєрному штреку.

Максимальний хвилинний вантажопотік не повинен бути більше максимальної хвилинної приймальної здатності стрічкового конвеєра:

$$Q_p \leq Q_m \quad (2.72)$$

де  $Q_m$  – теоретична продуктивність стрічкового конвеєра:

$$Q_m = 60 \cdot Q_{\text{пр}} \cdot \gamma, \text{ т/год} \quad (2.73)$$

де  $Q_{\text{пр}}$  – приймальна здатність стрічкового конвеєра 2ЛТ80У, м<sup>3</sup>/хв;  
 $\gamma$  – насипна густина вантажу (для вугілля  $\gamma = 0,8$  т/м<sup>3</sup>).

$$Q_i = 60 \cdot 10,2 \cdot 0,8 = 489,6 \text{ т/год}$$

$$Q_\delta = 309 < Q_i = 489,6 \text{ (умова виконується)}$$

Допустима довжина транспортування конвеєра 2ЛТ-80У в даних умовах (при  $\alpha = 0^\circ$ ,  $Q_p = 309$  т/год) визначається по графікам застосування і становить  $l_{\text{доп}} = 745$  м. При довжині конвеєрного штрека 1400 м проектом передбачена експлуатація двох послідовно встановлених конвеєрів 2ЛТ-80У довжиною по 700 м.

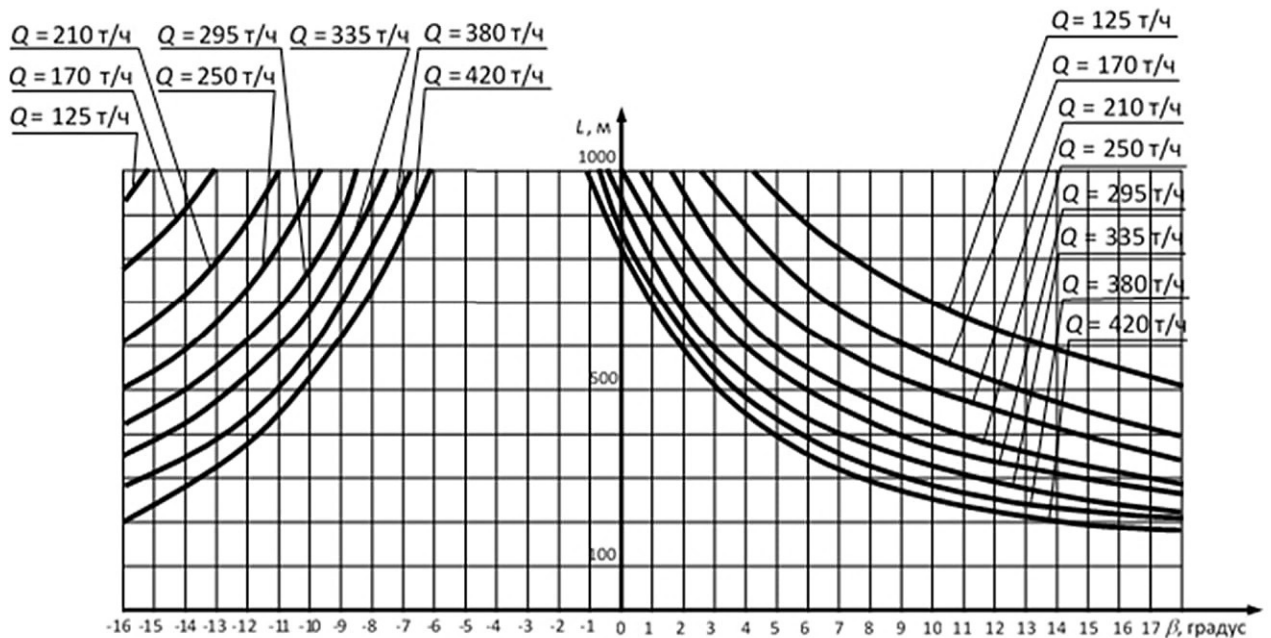


Рисунок 2.5 – Розрахункова область застосування конвеєра 2ЛТ-80У

## 2.4.4 Провітрювання дільниці пласту $l_2$

### 2.4.4.1 Прогноз метанообільності тупикової виробки

За класифікацією, що викладена в керівництві з проектування вентиляції вугільних шахт, схема провітрювання виїмкової дільниці лави пл.  $l_2$  відноситься до типу *1-ВН-в-вт*.

Прогноз виконуємо для конвеєрного штреку. Виробка проводиться комбайновим способом. Швидкість проведення виробки 6 м / добу.

Прогноз метанообільності поверхового конвеєрного штреку виконуємо за методикою [16], згідно з якою, метановиділення в тупикові виробки, що проводиться по вугільному пласту, визначається за формулою:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов}} + I_{\text{оуп}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.74)$$

де  $I_{\text{пов}}$  - метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пересічного пласта,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$I_{\text{оуп}}$  – метановиділення з відбитого вугілля,  $\text{м}^3/\text{хв}$ .

Метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пересічної пласта, визначимо за формулою:

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} m_{\text{п}} V_{\text{п}} (x - x_0) k_{\text{т}}, \text{м}^3/\text{хв} \quad (2.75)$$

де  $m_{\text{п}}$  – повна потужність вугільних пачок пласта,  $\text{м}$ ;

$V_{\text{п}}$  – проектна швидкість посування вибою виробки,  $\text{м} / \text{сут.}; \text{м}$ ;

$$V_{\text{п}} = 5,6 \text{ м/доб}$$

$x$  – природна метаноносність пласта,  $\text{м}^3 / \text{т}$ ;

$$x = x_{\text{г}} \cdot K_{W.A}, \text{м}^3/\text{т} \quad (2.76)$$

де  $K_{W.A}$  – поправочний коефіцієнт, що враховує вологість вугілля  $-W_p$  і зольність  $-A_3$ ;

$$K_{W.A} = 0.01(100 - W_p - A_3) = 0,01(100 - 9 - 14,5) = 0,76 \quad (2.77)$$

$$x = 10 \cdot 0.86 = 7,6 \text{ м}^3/\text{т}$$

$x_0$  – залишкова метаноносність вугілля,  $\text{м}^3 / \text{т}$ ;

$$x_0 = x_{\text{о.г}} \cdot K_{W.A} = 0,76 \cdot 1,9 = 1,44 \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.78)$$

$$x_{\text{о.г}} = 1,9 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.},$$

$x_{\text{о.г}}$  - залишкова метаноносність вугілля,  $\text{м}^3/\text{т.с.б.м}$ ; визначається по табл.3.1 [16] в залежності від виходу летких речовин  $V^{\text{daf}}$ . В моєму випадку  $V^{\text{daf}} = 43,8 \%$ , тогдa  $k_{\text{т}}$  – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення в часі. Вибираємо по табл. 3.2 [16], в залежності від часу ( $T_{\text{пр}}$ ) пройшов від початку проведення виробки до моменту определения  $I_{\text{пов.}}$ ;

$$T_{\text{пр}} = \frac{L_{\text{т}}}{V_{\text{п}}} = \frac{1400}{5,6} = 250 \text{ діб} \quad (2.79)$$

де  $L_{\text{т}}$  - довжина тупикової виробки,  $\text{м}$ ;  $L_{\text{т}} = 1400 \text{ м}$ ;

При  $T_{\text{пр}} = 250 \text{ доб.}$   $k_{\text{т}} = 1$ .

Визначаємо метановиділення з оголеної поверхні при проведенні виробки по пласту  $l_2$ :

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} m_{\text{п}} V_{\text{п}} (x - x_0) k_{\text{т}}, \text{м}^3/\text{хв}$$

$$I_{\text{пов.}l_2} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,1 \cdot 5,6 \cdot (7,6 - 1,44) \cdot 1 = 0,87 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Пласт  $l_2$  надрабативається пластом  $l_3$ , тому визначимо його залишкову металоносність за формулою:

$$x_0^1 = x_0 + (x - x_0) \frac{M_{\text{сп}}}{M_p}, \text{ м}^3/\text{т}$$

де  $M_{\text{сп}}$  – відстань по нормалі між покрівлею розробляється і ґрунтом зближеного (при підробці) пластів і між ґрунтом розробляється і покрівлею зближеного (при надробці) пластів, м;

$M_p$  – відстань по нормалі між розробляються пластом і сближеними пластами, при якому метановиділення з останнього практично дорівнює нулю, м.

При надробці пологих пластів  $m_p$  приймається рівним 60 м.

$$x_0^1 = 1,44 + (7,6 - 1,44) \frac{12}{60} = 2,67 \text{ м}^3/\text{т}$$

#### 2.4.4.2 Прогноз метанообільності очисних вибоїв і виїмкових діляниць

Для виїмки вугілля в очисних вибоях передбачаємо: - по пласту  $l_2$  механізований комплекс 2КД90 з комбайном РКУ10 іконвеєром СП301 (швидкість транспортування 1,0 м / с);

Відносну метановість виїмкової ділянки і очисного забою визначаємо по природного метаноносності за методикою викладеної в розділі 3.3 [16]. Джерелами виділення метану у виробки виїмкової ділянки є вугільний пласт, зближені вугільні пласти (супутники) і вміщують породи.

Відносна метановість виїмкової ділянки визначається за формулою:

$$q_{\text{уч}} = q_{\text{пл}} + q_{\text{сп}} + q_{\text{пор}}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.80)$$

де  $q_{\text{пл}}$  - сумарне метановиділення з розроблюваного пласта,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$q_{\text{сп}}$  - сумарне метановиділення з зближених пластів,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$q_{\text{пор}}$  - сумарне метановиділення з вміщуючих порід,  $\text{м}^3/\text{т}$ .

Метановиділення при відпрацюванні пласта  $l_2$  метановиділення з розроблюваного пласта

Відносне метановиділення з розроблюваного пласта визначимо за формулою:

$$q_{\text{пл}} = q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.г}} + k_{\text{э.п}}(x - x_0), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.12)$$

де  $k_{\text{э.п}}$  – коефіцієнт, що враховує експлуатаційні втрати вугілля в межах виїмкової ділянки (передбачається безцелікова відпрацювання пласта, тоді  $k_{\text{э.п}} = 0,03$ );

$x_0$  – залишкова метаноносність вугілля, що залишається у виробленому просторі,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$$x_0 = 0,01x_{\text{о.г}}(100 - A^3 - W^p), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.81)$$

$$x_0 = 0,01 \cdot 1,9 \cdot (100 - 14,5 - 9) = 1,45 \text{ м}^3/\text{т}$$

де  $x_{ог}$  - залишкова метаноносність вугілля,  $\text{м}^3/\text{т.с.б.м.}$ ;  
 $q_{о.п}$  - відносне метановиділення з очисного вибою,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$$q_{о.п} = 0,85 \cdot x \cdot k_{пл} \cdot \exp(-n), \text{м}^3/\text{т} \quad (2.82)$$

де  $k_{пл}$  - коефіцієнт, що враховує вплив системи розробки наметановиділення з пласта (для стовпової системи розробки розраховується за формулою):

$$k_{пл} = \frac{l_{оч} - 2b_{з.д}}{l_{оч}} = \frac{200 - 2 \cdot 11}{200} = 0,89 \quad (2.83)$$

де  $b_{з.д}$  - ширина умовного поясу газового дренірованія, м; определяється по табл. 3.5 [16] в залежності от вихода летучих речовин. При  $V^{daf} = 43,8\%$   $b_{з.д} = 11,0$  м.

$n$  - показник ступеню, залежний від шкорої подвигання видобичного вибою ( $V_{оч}$ , м/сут), виходу летучих речовин з вугілля ( $V^{daf}$ , %) и глибини розробки ( $H$ , м);

$$n = a_1 V_{оч} \exp(-0,001H + b_1 V^{daf}), \quad (2.84)$$

де  $a_1, b_1$  - коефіцієнти, які залежать від виходу летких речовин; згідно [16] при  $V^{daf} > 22\%$ ,  $a_1 = 0,1435$ ,  $b_1 = -0,051$ .

Швидкість посування видобичного вибою визначимо за формулою:

$$V_{оч} = \frac{A_{сут} \cdot k_{пер}}{L \cdot m \cdot \gamma} = \frac{1878 \cdot 1,15}{200 \cdot 1,1 \cdot 1,33} = 6,54 \text{ м/дїб}$$

де  $k_{пер}$  - коефіцієнт, що враховує можливість перевиконання плану видобутку,  $k_{пер} = 1,15$ ;

Глибину розробки на період відпрацювання ухильного поля визначаємо за формулою:

$$H = H_n + L_n \cdot \sin \alpha = 22 + 2200 \cdot \sin 19^\circ = 738 \text{ м} \quad (2.85)$$

де  $H_n$  - мощність наносів, м;

$L_n$  - розмір виємкового поля по падінню, м.

$$n = 0,1435 \cdot 6,54 \exp(-0,001 \cdot 738 - 0,051 \cdot 9) = 0,28$$

Відносне метановиделення з очистного забоя составит:

$$q_{о.п} = 0,85 \cdot 7,6 \cdot 0,89 \cdot \exp(-0,28) = 4,33 \text{ м}^3/\text{т}$$

Відносне метановиделення з відбитого вугілля ( $q_{о.у}$ ) розраховується по формулі:

$$q_{о.у} = q'_{о.у} + q''_{о.у}, \text{м}^3/\text{т} \quad (2.86)$$

де  $q_{о.у}^I$  - відносне метановиделення из відбитого угля в лаве,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$$q'_{o,y} = x \cdot k_{пл} [1 - 0.85 \exp(-n)] (b_2 k_{my} + b_3 k'_{my}), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.87)$$

$q''_{yo}$  - відносне метановиделення в конвейерном штреке,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$$q''_{o,y} = x \cdot k_{пл} [1 - 0.85 \exp(-n)] b_2 k''_{my}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.88)$$

де  $b_2, b_3$  – коефіцієнти, враховуючи долю відбитого вугілля, що знаходиться на конвеєре и залишаємого на почві в лаві, долі єд.  $b_2 = 1, b_3 = 0$  при двусторонній схемі виемке вугілля в лаві;

$k_{ту}, k^I_{ту}, k^{II}_{ту}$  - коефіцієнти, враховуючи ступінь дегазації відбитого от масиву вугілля, соответственно в видобувном вибої на конвеєре на почві в лаві і в штреке на конвеєре, долі єд.;

$$k_{my} = a \cdot T_{т.л}^b, \quad (2.89)$$

$$k'_{my} = a \cdot T_{т.п.л}^b, \quad (2.90)$$

$$k''_{my} = a \cdot T_{т.к}^b - a \cdot T_{т.л}^b, \quad (2.91)$$

де  $T_{т.л}^b$  - час находження відбитого вугілля на конвеєре в лаві, хв.;

$$T_{т.л}^b = \frac{l_{оч}}{60V_{к.л}} = \frac{200}{60 \cdot 2,0} = 3,3 \text{ хв} \quad (2.92)$$

де  $V_{к.л}$  – швидкість транспортування вугілля в лаві, м/с;  $V_{к.л} = 1,0$  м/с;

$T_{лт}^b$  - час знаходження відбитого від масиву вугілля на почві в лаві, хв.; при двусторонній виїмці вугілля в лаві  $T_{лт}^b = 0$ , поцьому  $k^I_{ту} = 0$ ;

$T_{кт}^b$  - час знаходження відбитого від масиву вугілля в конвеєрном штреку у межах вмїмковой дільниці, хв.;

$$T_{т.к}^b = \frac{\sum_{i=1}^n l_{mi}}{60 \cdot V_{mi}} = \frac{1400}{60 \cdot 2} = 11,6 \text{ хв} \quad (2.93)$$

де  $l_{mi}$  - довжина конвеєрного штреку с і-м видом транспорту, м;

$V_{mi}$  - швидкість транспортування вугілля на дільниці  $l_{mi}$ , м/с

$a, b$  – коефіцієнти, характеризующіє газовіддачу из відбитого вугілля; приймається при  $T_y \leq 6$  мин., соответственно 0,052 и 0,71, а при  $T_y > 6$  хв., соответственно 0,118 и 0,25.

Знаходим коефіцієнти:

$$k_{my} = a \cdot T_{т.л}^b = 0.052 \cdot 3.3^{0.71} = 0.02$$

$$k''_{my} = a \cdot T_{т.к}^b - a \cdot T_{т.л}^b = 0.118 \cdot 11,6^{0.25} - 0.052 \cdot 3.3^{0.71} = -2,11$$

Визначимо метановиділення із відбитого вугілля в лаві і в конвеєрном штреке:

$$q'_{o,y} = 7,6 \cdot 0.89 [1 - 0.85 \exp(-0,28)] \cdot (1 \cdot 0,02 + 1 \cdot 0) = 0,47 \text{ м}^3/\text{т}$$



$$q''_{o,y} = 7,6 \cdot 0,89[1 - 0,85 \exp(-0,28)] = 1,83/\text{T}$$

$$q_{o,y} = 0,47 + 1,83 = 2,3 \text{ м}^3/\text{T}$$

Визначимо метановиділення із розроблюваного пласта:

$$q_{\text{пл}} = q_{o,\text{п}} + q_{o,y} + k_{\text{э,п}}(x - x_0), \text{ м}^3/\text{T}$$

$$q_{\text{пл}} = 4,33 + 2,3 + 0,03(7,6 - 1,44) = 6,81 \text{ м}^3/\text{T}$$

Відносне метановиділення із супутників визначається по формулі

$$q_{\text{сп}} = \sum q_{\text{сп,п}} + \sum q_{\text{сп,н}}, \text{ м}^3/\text{T} \quad (2.94)$$

Відносне метановиділення із подробляемого и надробляемого пластів визначимо по формулі:

$$q_{\text{сп,і}} = 1,14V_{\text{оч}}^{-0,4} \frac{m_{\text{сп,і}}}{m_{\text{в}}} (x_{\text{сп,і}} - x_{0і}) \left( 1 - \frac{M_{\text{сп,і}}}{M_{\text{р}}} \right), \text{ м}^3/\text{T}$$

де  $m_{\text{сп,і}}$  – сумарная потужність супутника, м;

$x_{\text{сп,і}}$  – природна метаносність супутника,  $\text{м}^3/\text{T}$ ;

$x_{0і}$  – остаточна метаносність супутника,  $\text{м}^3/\text{T}$ ;

$M_{\text{сп,і}}$  – відстань по нормалі між покрівлей розроблюемого и підешвой сближеного (при подробці) пластів и між підешвой разрабляемого та покрівлей сближеного (при надрабці) пластів, м;

$M_{\text{р}}$  – відстань по нормалі між розробляемым пластом та сближенными пластами, при якій метановиділення із останнього практично равно нулю, м.

Величина  $M_{\text{р}}$  при подробці пологих пластів визначається по формулі:

$$M_{\text{р}} = 1,3l_{\text{оч}}k_{\text{у,к}}k_{\text{л}}\sqrt{m_{\text{в,пр}}}(\cos \alpha_{\text{пл}} + 0,05k_{\text{л}}), \text{ м} \quad (2.95)$$

де  $m_{\text{в,пр}}$  – вийнимаема потужність пласта з урахуванням породних прошарок, м;

$k_{\text{у,к}}$  – коефіцієнт, враховуючий спосіб управління покрівлей,  $k_{\text{у,к}} = 1$  при повном обрушенні;

$k_{\text{л}}$  – коефіцієнт, враховуючий вплив ступеню метаморфізма на величину свода розгрузки; при  $V^{\text{daf}} = 43,8\%$   $k_{\text{л}} = 1$  (табл. 3.6 [16]).

$$M_{\text{р}} = 1,3 \cdot 200 \cdot 1 \cdot 1\sqrt{1,3}(\cos 19 + 0,05 \cdot 1,5) = 315 \text{ м}$$

При надрабці пологих пластів  $M_{\text{р}} = 60$  м.

Визначим метановиділення з подробляемого супутника  $l_3$ :

$$q_{\text{сп,і}} = 1,14V_{\text{оч}}^{-0,4} \frac{m_{\text{сп,і}}}{m_{\text{в}}} (x_{\text{сп,і}} - x_{0і}) \left( 1 - \frac{M_{\text{сп,і}}}{M_{\text{р}}} \right), \text{ м}^3/\text{T}$$

$$q_{\text{сп.}l_3} = 1,14 \cdot 6,54^{-0,4} \frac{0,6}{1,1} (7,6 - 1,44) \left(1 - \frac{12}{315}\right) = 1,72 \text{ м}^3/\text{Т}$$

Визначим метановиделення з надроблюємого супутника  $l_1$ :

$$q_{\text{сп.}l_1} = 1,14 \cdot 6,54^{-0,4} \frac{0,35}{1,1} (7,6 - 1,44) \left(1 - \frac{11}{60}\right) = 0,86 \text{ м}^3/\text{Т}$$

Сумарне метановиделення з супутників составит:

$$q_{\text{сп}} = 1,72 + 0,86 = 2,58 \text{ м}^3/\text{Т}$$

Розрахунок метановиділення з вміщуючих порід по пласту  $l_2$ .

Згідно [16] метановиделення з порід визначається по формулі:

$$q_{\text{пор}} = 1.14V_{\text{оч}}^{-0.4}(x - x_0)k_{\text{с.п}}(H - H_0), \text{ м}^3/\text{Т} \quad (2.96)$$

де  $k_{\text{с.п}}$  – коефіцієнт, враховуючи спосіб керування покрівлей и литологический состав пород, долі єд., при повном обрушенні  $k_{\text{с.п}} = 0,00106$ ;

$H$  – глибина розробки, м;  $H = 885$  м;

$H_0$  – глибина зони метанового виветривання, м,  $H_0 = 425$  м

$V_{\text{оч}}$  – скорость подвигания очистного забоя в сутки, м/сут.,  $V_{\text{оч}} = 3,07$  м/сут.;

$$q_{\text{пор}} = 1.14 \cdot 6,54^{-0,4} (7,6 - 1,44) 0,00106 (885 - 425) = 1,6 \text{ м}^3/\text{Т}$$

Визначим відносну метанообільність видобувної ділянки по пласту  $l_2$ :

$$q_{\text{уч}} = q_{\text{пл}} + q_{\text{сп}} + q_{\text{пор}}, \text{ м}^3/\text{Т},$$

$$q_{\text{уч}} = 6,81 + 2,58 + 1,6 = 10,99 \text{ м}^3/\text{Т}.$$

Визначим відносну метанообільність видобувного вибою і видобувної ділянки по пласту  $l_2$ . Так як видобувна ділянка проветрюється по схемі типа  $l$ - $VH$ -в-вт, то відносну метанообільність видобувного вибою і видобувної ділянки определяються по формулам:

$$q_{\text{оч}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}^1)(1 - K_{\text{д.пл}}) + k_{\text{в.п}} q_{\text{в.п}}^1 \quad (2.97)$$

$$q_{\text{уч}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}})(1 - K_{\text{д.пл}}) + q_{\text{в.п}}^1 \quad (2.98)$$

де  $k_{\text{в.п}}$  - коефіцієнт враховуючий метановиделення з виробленого простору в призабійное; для схемы типа  $l$ - $V$  значення коефіцієнту  $k_{\text{в.п}}$  залежить від способу поддержания вентиляційні виробки, для поддержания штрека предусматриваем два ряда дерев янных кострів, тоді  $k_{\text{в.п}} = 0$ ;

$q_{пв}^1$  - очікування метановиділення з виробленого простору на видобувній ділянці визначається по формулі:

$$q_{в.п}^1 = \left[ k_{э.п} (x - x_0) (1 - k_{д.пл}) + (\sum q_{сп.п} + q_{пор}) \cdot (1 - k_{д.с.п}) + \sum q_{сп.н} (1 - k_{д.с.н}) \right] \cdot (1 - k_{д.в.п}^1) (1 - k_{д.в.о}) \quad (2.99)$$

де  $k_{д.пл}$ ,  $k_{д.п.п}$ ,  $k_{д.с.н}$ ,  $k_{д.в.п}^1$ ,  $k_{д.в.о}$  – коефіцієнти, враховуючи ефективність дегазації пласту, подробляемого и надробляемого супутників, виробленого простору та ефективність ізольованного отвода метана, доли єд.

У зв'язку з великим метановиділенням із розроблюваного пласта приймаємо коефіцієнт розроблюемого пласта  $k_{д.пл} = 0,5$

$$q_{в.п}^1 = [0,03 \cdot (7,6 - 1,44)(1 - 0,5) + (1,72 + 1,6)(1 - 0,5) + 0,86 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0)(1 - 0) = 2,11 \text{ м}^3/\text{т},$$

$$q_{уч} = (4,33 + 0,47)(1 - 0,5) + 2,11 = 6,67 \text{ м}^3/\text{т},$$

$$q_{оч} = (4,33 + 2,3)(1 - 0,5) + 0 \cdot 2,11 = 3,31 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Визначаємо абсолютну метановість очисного забою і виїмкової ділянки після дегазації за формулами:

$$I_{уч} = \frac{q_{уч} A_{уч}}{1440} = \frac{6,67 \cdot 1878}{1440} = 8,6 \text{ м}^3/\text{хв},$$

$$I_{оч} = \frac{q_{оч} A_{уч}}{1440} = \frac{3,31 \cdot 1878}{1440} = 4,31 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

#### 2.4.4.3 Розрахунок максимально допустиме навантаження на очисний забій по метановиділенню

Розрахунок виконано у розділі 2.6.

#### 2.4.4.4 Розрахунок кількості повітря і вибір засобів провітрювання для тупікових виробок

Розрахунок провітрювання виконуємо для штреку по пласту  $l_2$ , як найбільш типових для заданих умов виробок. Розрахунок виконуємо по методиці [16], згідно з якою витрата повітря визначається: за метановиділенням; за газами, що утворюються при вибухових роботах; по середній мінімально допустимій швидкості руху повітря згідно норм ПБ; по найбільшому числу людей; по мінімально допустимій швидкості руху повітря в привибійному просторі урахуванням температури та відносної вологості.

Кількість повітря, яке необхідно подавати в забій вироблення по метановиділення при комбайновому способі проходки, визначимо за формулою:

$$Q_{з.п} = \frac{100 \cdot l_{з.п}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.100)$$

де  $Q_{з.п}$  - витрата повітря, який необхідно подавати в привибійний про-простір тупикової виробки,  $\text{м}^3/\text{хв}$

$l_{з.п}$  – метановиділення на привибійному ділянці,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$C$  – допустима згідно ПБ концентрація метану у вихідному із вироблення вентиляційного струменю, %;

$C_0$  – концентрація метану в струмені повітря, що надходить в тупикові виробки, (0,05) %;

$$Q_{з.п} = \frac{100 \cdot 5,11}{1 - 0,05} = 442 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Визначимо витрату повітря за середньою мінімально допустимою швидкості руху повітря:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{n.min} \cdot S = 60 \cdot 0,25 \cdot 13,8 = 207 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.101)$$

де  $V_{n.min}$  – мінімально допустима по ПБ швидкість руху повітря у виробці,  $\text{м}/\text{с}$ ,  
 $V_{n.min} = 0,25 \text{ м}/\text{с}$ ;

$$Q_{з.п} = 20 \cdot V_{n.max} \cdot S = 20 \cdot 1 \cdot 13,8 = 276 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.102)$$

Визначимо витрату повітря по мінімальній швидкості в привибійному просторі з урахуванням температури та відносної вологості повітря:

$$Q_{з.п} = 20 \cdot V_{з.min} \cdot S = 20 \cdot 0,25 \cdot 13,8 = 69 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.103)$$

де  $V_{з.min}$  – мінімально допустима по ПБ швидкість руху повітря в привибійному просторі виробки в залежності від температури та відносної вологості повітря,  $V_{з.min} = 0,25 \text{ м}/\text{с}$ ;

Температура повітря в привибійному просторі вироблення:

$$t_B = t_{п} - 3, \text{ } ^\circ\text{C} \quad (2.104)$$

де  $t_{п}$  – температура порід на глибині ведення гірничих робіт  $H_p$ ,  $^\circ\text{C}$ ;

$$t_{п} = t_1 + \frac{H_p - H_0}{H}, \text{ } ^\circ\text{C} \quad (2.105)$$

де  $t_1$  – температура порід на глибині зони постійних температур,  $^\circ\text{C}$ , для Донбасу  $t_1 = 8-10 \text{ } ^\circ\text{C}$ , а  $H_0 = 30 \text{ м}$ ;

$H_r$  – геотермічний градієнт,  $\text{м}/\text{град.}$ ,  $H_r = 30 \text{ м}/\text{град.}$ ;

$$t_{\text{п}} = 8 + \frac{885 - 30}{30} = 36,5^{\circ}\text{C}$$

$$t_{\text{в}} = 36,5 - 3 = 33,5^{\circ}\text{C}$$

Відносну вологість повітря приймаємо 80%, тоді  $V_{\text{з.мак}} = 1$  м/с.

Так як з техніки безпеки температура повітря рудничної атмосфери повинна бути не більше 26 оС, вживаємо заходівщодо охолодження повітря в забої тупикової виробки шляхом збільшення швидкості повітря до максимально допустимої швидкості руху повітря в привибійному просторі.

$$Q_{\text{з.п}} = 20 \cdot V_{n.\text{мак}} \cdot S = 20 \cdot 1 \cdot 13,8 = 276 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.106)$$

Визначимо кількість повітря за кількістю людей у вибою:

$$Q_{\text{з.п}} = 6 \cdot n = 6 \cdot 8 = 48 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.107)$$

Визначимо необхідну продуктивність вентиляторів, з урахуванням коефіцієнта витоків повітря розрахованого на всю довжину виробки, за формулою:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.108)$$

Для вибору ВМП приймаємо по пласту  $l_2$   $Q_{\text{з.п} l_2} = 422 \text{ м}^3/\text{хв}$

$$Q_{\text{вл}_2} = 422 \cdot 1.01 = 446 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$Q_{\text{вл}_2} = 7,4 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Витрата повітря в місці встановлення ВМП для виключення можливості його роботи на рециркуляцію повинен задовольняти умові:

$$Q_{\text{вс}} \geq 1.43 Q_{\text{в}} k_p \quad (2.109)$$

де  $k_p$  – коефіцієнт, який дорівнює 1.1 для ВМП з регульованою подачею.

Визначаємо кількість повітря, яке необхідно подавати до всаса вентиляторів:

$$Q_{\text{всл}_2} = 1,43 \cdot 446 \cdot 1,1 = 701,5 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Визначимо необхідний тиск вентиляторів:

$$h_{\text{в}} = Q_{\text{в}}^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \left( \frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ кг/м}^2 \text{ (даПа)} \quad (2.110)$$

де  $R_{\text{тр.г}}$  – аеродинамічний опір гнучкого комбінованого вентиляційного трубопроводу, кц;

$$R_{\text{тр.к}} = r_{\text{тр}}(l_{\text{тр}} + 20d_{\text{тр}} \cdot n_1 + 10d_{\text{тр}} \cdot n_2), \text{к}\mu \quad (2.111)$$

де  $r_{\text{тр}}$  – питомий аеродинамічний опір гнучкого трубопроводу з поліетиленовим рукавом повітря,  $\text{к}\mu / \text{м}$ , для труб діаметром 0,8 м  $r_{\text{тр}} = 0,0161 \text{к}\mu/\text{м}$ ;

$l_{\text{тр}}$  – довжина трубопроводу, м;

$d_{\text{тр}}$  – діаметр гнучкого трубопроводу, м;

$n_1, n_2$  – кількість поворотів трубопроводу під кутом  $90^\circ$  і  $45^\circ$ ;

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0161(100 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 1,61 \text{к}\mu.$$

$$h_{\text{в}} = Q_{\text{в}}^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \left( \frac{0,59}{K_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{кг}/\text{м}^2 \text{ (даПа)} \quad (2.112)$$

$$h_{\text{вл}_2} = 7,4^2 \cdot 1,61 \left( \frac{0,59}{1,01} + 0,41 \right)^2 = 106 \text{кг}/\text{м}^2.$$

Вибір вентиляторів виробляємо шляхом нанесення розрахункового режиму їх роботи  $Q_{\text{в}}$ ,  $h_{\text{в}}$  на аеродинамічні характеристики вентиляторів (додаток 1 [16]). На підставі аналізу аеродинамічних характеристик вентиляторів приймаємо для провітрювання штреку по пласту  $l_2$  вентилятор ВЦ-11М.

Точка з координатами  $Q_{\text{в}} = 7,4 \text{ м}^3 / \text{с}$  і  $h_{\text{в}} = 106 \text{ кг}/\text{м}^2$  лягає на характеристику вентилятора між кутами установки лопаток направляючого апарату  $50^\circ$ . Тому уточнення режиму роботи вентилятора та провітрювання виробки по пласту  $l_2$  не виробляємо.

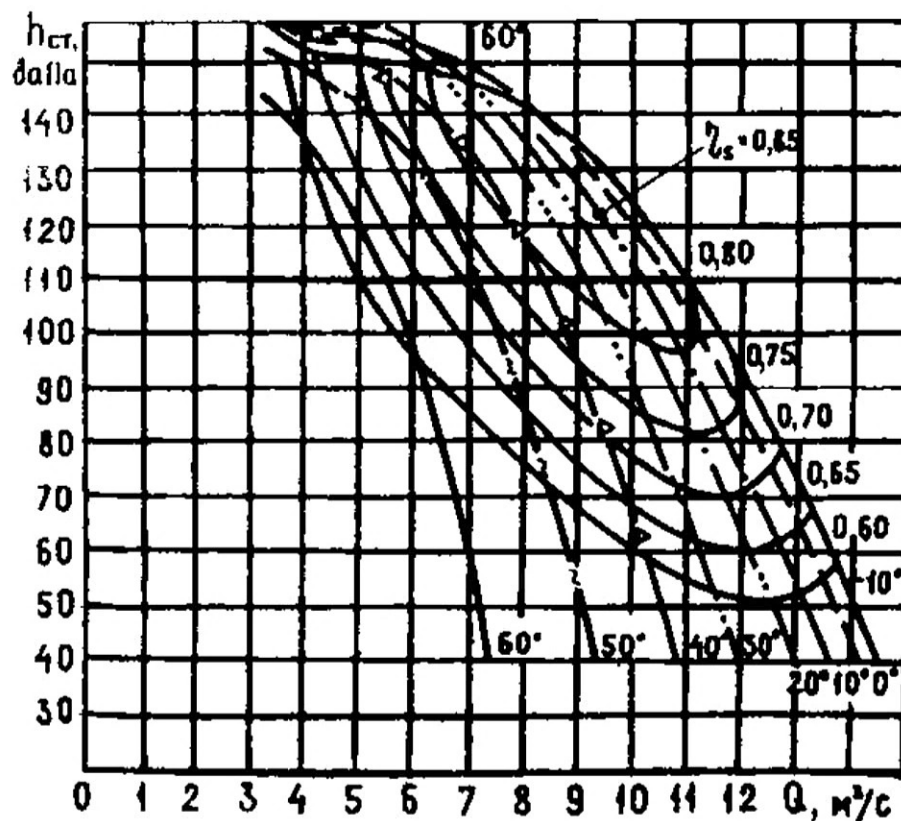


Рисунок 2.6 - Характеристика вентилятора місцевого провітрювання ВЦ-11М

## 2.4.5 Електропостачання виїмкової ділянки

Відпрацювання пласту  $l_2$  здійснено механізованими комплексами 2МКД 90 з застосуванням комбайну підвищеної потужності РКУ10, що працює без ВСП. Токоприємники якій живляться від пересувної трансформаторної підстанції напругою 660 В, розташованої в 1-му південному конвеєрному штреку пл.  $l_2$ .

Характеристика усіх споживачів представлена у таблиці 2.10.

Таблиця 2.10 - Характеристика споживачів

№ п/п	Найменування машин та механізмів	Тип двигуна	Номінальна потужність, кВт	кількість	Сумарна потужність, $\Sigma P_{уст}$ , кВт	$I_n$ , А	$\Sigma I_n$ , А	$\cos \phi$
1	РКУ10	ЕКВ Е4-200	200	1	200	54	54	0,9
2	СП301	ЕДКОФ455У5	55	3	165	32	96	0,91
3	СП202В1М	2ЕДКОФ250В4У2,5	110	2	220	63	126	0,9
4	ЛВД25	АОЗ-315S	30	1	30	6	6	0,88
5	СНТ-32	ВАО41-4	3	1	58	6	6	0,9
6	ЗЛП	ВАО82-4	17	1	17	6	6	0,89
7	«Тітан-1М»	ЕКВЕ4-320	320	1	320	6	6	0,9
	Всього				1010			

Розрахунок електричного навантаження та потужності трансформаторної підстанції робимо на ПЕОМ. Згідно з лістингом 4, приймаємо пересувну трансформаторну підстанцію КТПВ-630 на номінальну потужність 690 кВт та напругою 6 кВ. Згідно до вимог правил безпеки, в підземних виробках обладнана загальна мережа заземлення, з якою з'єднуються усі установки, усі прохідні муфти кабелів заземлюються місцево. 2 головних заземлювача влаштовані у шахтному водозбірнику горизонту 885 м. Для місцевих заземлювачів влаштовані штучні заземлювачі у водовідвідних канавках ярусних конвеєрних штреків. Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом. Місцеве заземлення розташовуємо у стічній канавці, воно виконано зі сталевую смуги площею  $0,6 \text{ м}^2$ , товщиною 3 мм, довжиною 2,5 м і шириною 0,24 м. На дно канавки кладемо шар піску товщиною 0,05 м. Потім укладаємо заземлювач і засипаємо його зверху шаром суміші з піску і дрібної породи. Товщина верхнього шару 0,15 м.

Заземлення металевих оболонок електроустаткування, кабелів змінного й постійного струму та інших конструкцій, що підлягають заземленню, встановлених у трансформаторних, розподільних і перетворювальних підстанціях, здійснюємо з'єднанням усіх заземлювальних об'єктів (незалежно від роду струму) із загальним контуром заземлення, обладнаним у підстанції та приєднаним до місцевого заземлювача й загальношахтної мережі заземлення. Контактні поверхні свинцевої оболонки й броні зачищуються. Силові кабелі приймаємо – гнучкі типу КГЕШ, а також напівгнучкий екранізований фідерний кабель типу ЕВТ.



Автоматичне відключення при витокі струму на землю здійснюється в мережі 660 В апаратом АЗУР1, що вбудований у підстанцію; в мережі 127 В блоком, що вбудований у пусковий агрегат АПШ. Реле витоку реагує на зниження опору ізоляції мережі нижче за допустиму величину та у разі дотику людини до токоведучих частин. Освітлення гірничих виробок здійснюється світильниками РВЛ – 20 від пускових агрегатів АПШ – 4. В межах ділянки освітлюються: пункти навантаження та перевантаження вугілля; енергопоїзд лави; конвеєрна лінія; вибійний простір лави і т. ін. Телефонні апарати встановлені на кінцевих ділянках лави, а також в місці перевантажування вугілля. Повздовж лави та на транспортній виробки передбачається гучно мовний зв'язок.

Схема ділянкової заземлюючої мережі наведена на рисунку 2.7, а схема електропостачання 1 південної лави пл.  $l_2$  - на рисунку 2.8.

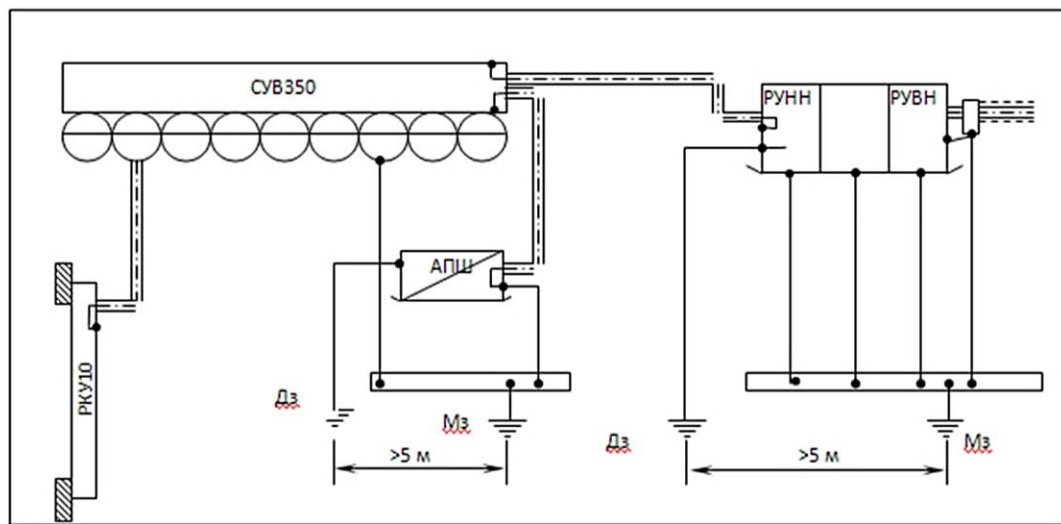


Рисунок 2.7 - Схема ділянкової заземлюючої мережі

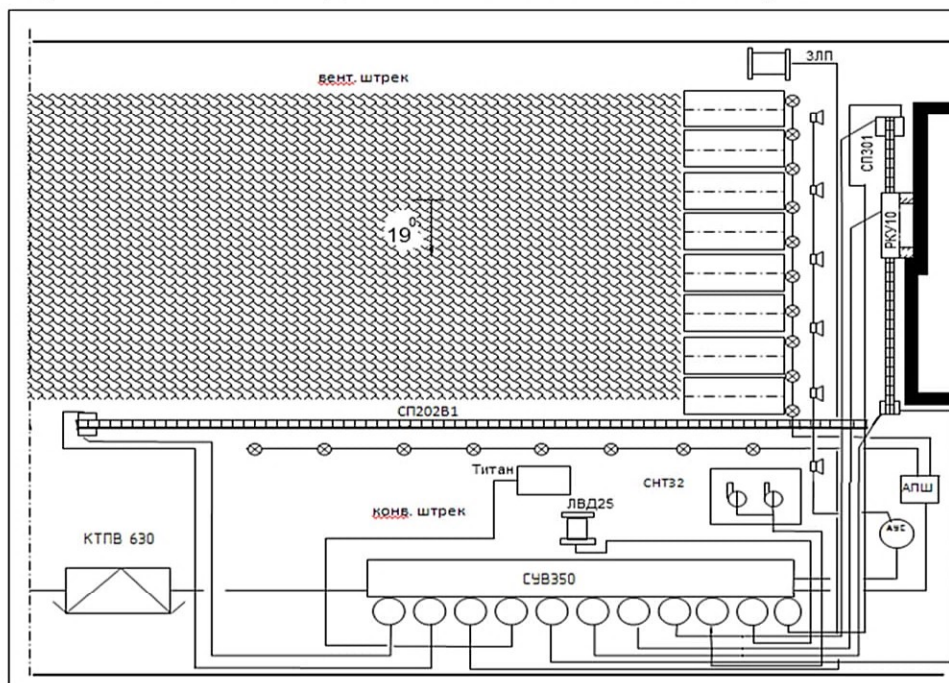


Рисунок 2.8 - Схема електропостачання 1 південної лави пл.  $l_2$



## **2.5 Охорона праці**

### **2.5.1 Промислова санітарія і гігієна**

Для індивідуального захисту кожен підземний робітник забезпечується каскою, саморятувальником, спецодягом і рукавицями, а працюючі в запиленних місцях — протипиловими респіраторами. Усім робітникам, що мають контакт із віброінструментом, видаються спеціальні рукавиці з віброгасних матеріалів, допущених до застосування органами санітарного нагляду.

Для надання першої медичної допомоги всі підземні працівники забезпечуються спеціальними перев'язними пакетами, а особи технічного нагляду і бригадири — двома такими пакетами.

В рудникових дворах передбачаються камери-медпункти, на ділянках і навантажувальних пунктах розміщуються аптечки першої допомоги і ноші з твердим ложем, що дозволяють транспортувати постраждалого безпосередньо на поверхню.

У підземних виробках і в основних поверхневих будівлях передбачені спеціальні санвузли, камери, в яких установлюються вагонетки-приймачі з розрахунку один отвір на 50 чоловік. Вагонетки з нечистотами не рідше одного разу на добу видаються на поверхню в обладнаний на шахті зливальний пункт і після ретельного промивання і дезінфекції розчином хлорного вапна опускаються в шахту.

Прийнята система опалення і вентиляції поверхневих будівель і споруд в комплексі з технологічними, об'ємно-планованими і конструктивними рішеннями відповідає вимогам гігієнічних умов повітряного середовища і чистоти повітря в робочій зоні виробничих приміщень. Санітарно-побутове та медичне обслуговування здійснюється в здоровпункті другої категорії, розташований в адміністративно-побутовому комбінаті.

### **2.5.2 Комплексне обезпилювання**

Для підвищення безпеки робіт у вугільних шахтах і поліпшень умов праці робітників, зайнятих на очисних і підготовчих роботах, важливе значення мають заходи щодо зниження запиленості повітря.

Головними джерелами пилоутворення в підземних виробках шахти є такі виробничі процеси: відбивання вугілля, відбивання породи, буріння шпурів і свердловин, підривні роботи, навантаження, перевантаження, транспортування вугілля і породи.

Проектом передбачена організація засобів обезпилювання у всіх підготовчих і очисних вибоях, у навантажувальних і перевантажувальних пунктах.

Для цього здійснюються такі заходи:

1. попереднє зволоження вугілля в масиві;
2. зрошення при роботі виїмкових комбайнів;
3. зрошення в місцях перевантаження вугілля;
4. зрошення при механізованому навантаженні вугілля і породи;

5. обезпилювання при проведенні підготовчих виробок комбайнами;
6. обезпилювання при підривних роботах;
7. боротьба з нескріпленим осілим вугільним пилом;
8. буріння шпурів і свердловин із промиванням.

Попереднє зволоження вугілля в масиві здійснюється шляхом нагнітання води в масив вугілля високонапірними установками НВУ-30М через довгі свердловини, пробурені паралельно площині очисного вибою. Свердловини буряться станками БС-1М через 20 м. Підвищення ефективності зволоження вугільного масиву досягається застосуванням зволожувача „Синтанол”-5 у кількості 0.2 %, що вводиться за допомогою дозатора ДСУ-4.

Зрошення в місцях перевантажень вугілля з конвейєра на конвейєр передбачене за допомогою зонтичних форсунок типу ПФ-5.0-75.

З метою попередження повторного пилоутворення в рудникових дворах, головних відкаточних і вентиляційних виробках, машинних і трансформаторних камерах передбачається збирання пилу і побілка стін.

Для локалізації вибухів вугільного пилу в гірничих виробках шахти встановлюються водяні заслони відповідно до вимог Правил безпеки.

### **2.5.3 Протипожежний захист**

Відповідно до Правил безпеки у вугільних шахтах проектом передбачені такі основні заходи щодо попередження виникнення пожеж в підземних виробках, а також швидкого їх ліквідування або локалізації:

1. Використання в усіх гірничих виробках вогнетривкого кріплення;
2. Використання в усіх камерах з електроустаткуванням негорючого кріплення, а також встановлення біля входів до камер протипожежних дверей;
3. Обладнання верхніх частин стволів, через які подається повітря, протипожежними лядами;
4. Установлення здвоєних протипожежних дверей в рудникових дворах діючих горизонтів;
5. Обладнання на діючих горизонтах протипожежних поїздів;
6. Для ліквідування підземних пожеж на початковій стадії передбачене розміщення в гірничих виробках і камерах засобів пожежегасіння (вогнегасників, піску и таке інше), а також розміщення в них протипожежного водопроводу.
7. Протипожежний захист будівель та споруд на поверхні забезпечується дотриманням протипожежних розривів між будівлями, забезпеченням вільних під'їздів до пожежних гідрантів, встановленням щитів із пожежним інвентарем і таке інше.

## **2.6 Спеціальна частина - дегазація вугільного пласта І<sub>2</sub>'**

### **Вступ**

Вугільна промисловість України є однією із найстаріших галузей загально-державного виробництва первинної сировини та палива, яка характеризується високою ресурсною забезпеченістю і дуже складними гірничо-геологічними умовами вуглевидобутку. Саме безальтернативність підземної розробки вугільних родовищ, перспективи погіршення гірничих умов видобування вугілля та перманентне зростання навантаження на очисні вибої шахт визначають високу актуальність на державному рівні проблеми метанобезпеки вугільних шахт і поетапного комплексного вилучення газу метану на усіх етапах функціонування шахтних полів. Одночасно світові досягнення в області цільового видобування метану вугільних родовищ роблять його потенційно найбільш швидко зростаючим сегментом використання нетрадиційного газу – 7-22 % від традиційного видобутку природного газу.

В Україні і Донбасі зокрема існує різкий контраст з передовими метановуглевидобувними країнами, оскільки розвиток нетрадиційного газу все ще перебуває на ранній підготовчо-організаційній стадії. Обумовлений такий стан інерцією і застарілими технологіями, відсутністю цільових інвестицій в галузь, традиційно негативним ставленням до метану як до шкідливої домішки, небажанням або відсутністю у шахт стимулів щодо впровадження інновацій і поетапного вилучення метану у відповідності до стадії освоєння вугільного родовища або шахтного поля. Крім того прийняті у більшості робочих проектах вугільних шахт Донбасу рішення з облаштування схем розкриття і схем вентиляції не відповідають фактичним даним зміни та зростання природної газоносності вугільних пластів, реальному метанозбагаченню гірничих виробок, складним гірничо-геологічним умовам і сучасним вимогам промислової та екологічної безпеки вуглевидобутку.

### **2.6.1 Способи підземної дегазації при веденні очисних робіт**

В умовах сучасних метанообільності вугільних шахт виникає необхідність у своєчасній підготовці виїмкових дільниць до інтенсивної і безпечної за газовим фактором виїмки корисної копалини. При цьому першочергова роль щодо зниження метанообільності очисних виробок відводиться дегазації як зближених, так і розроблюваних вугільних пластів, незважаючи на те, що без розвантаження пласти мають низьку газопроникність і газовіддачу в дегазаційні свердловини.

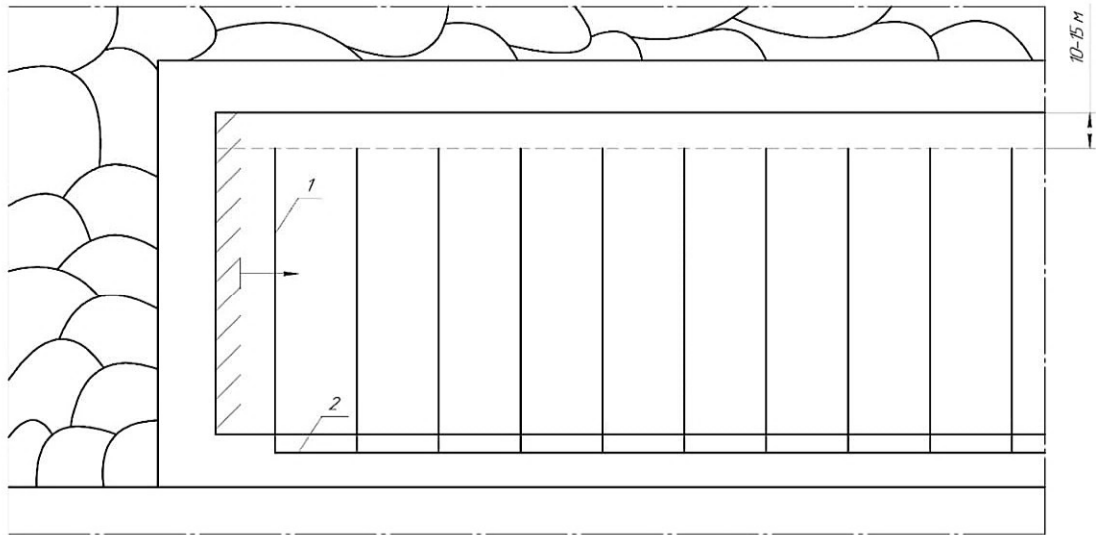
#### **2.6.1.1 Попередня пластова дегазація**

При проведенні пластових підготовчих виробок для зниження багатогазовості та підтримки високих швидкостей підготовчих робіт застосовується

попередня дегазація пластів або поточна дегазація вугільного масиву поблизу виробки. Необхідність виконання робіт по дегазації виникає зазвичай при зростанні метанообільності виробки понад  $3 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

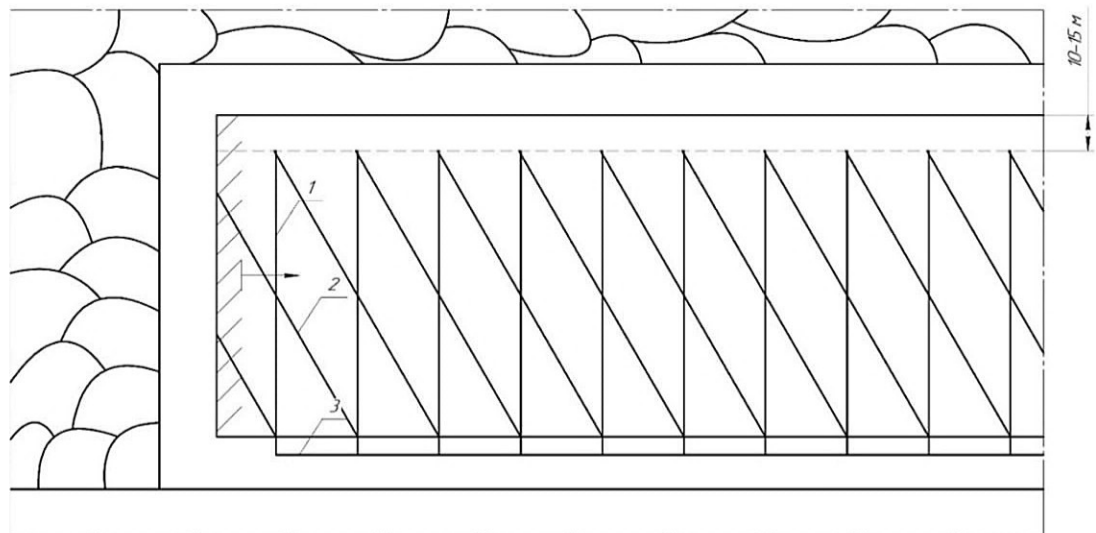
Попередня дегазація вугільного пласта проводиться до початку прохідницьких робіт за схемами, наведеними на рисунках 2.9 і 2.10. Термін каптажу газу становить не менше 6 і 12 місяців відповідно для тих, що повстають (горизонтальних) і низхідних свердловин, бурим за контур майбутніх підготовчих виробок.

Можлива ефективність способів дегазації повстанців і спадними свердловинами при проведенні виробок по вугільних пластах приведена в таблиці 2.11.



1-бар'єрні свердловини; 2-дегазаційний трубопровід.

Рисунок 2.9 – Попередня дегазація пласта паралельними свердловинами



1-свердловини, паралельні забою; 2-свердловини орієнтовані на забій; 3-дегазаційний трубопровід.

Рисунок 2.10 – Попередня дегазація 2-а типами свердловин

Таблиця 2.11 - Ефективність дегазації вугільних пластів повстанців і спадними свердловинами

Дегазація вугільного масиву за схемою	Коефіцієнт дегазації	Мінімальна величина розрідження	
		кПа	мм рт. ст.
Висхідними перехресними свердловинами	0,3-0,4	6,7	50
Висхідними паралельними і бар'єрними свердловинами	0,2-0,3		
Низхідними свердловинами	0,2-0,25	13,3	100

На пластах з високою газоносністю, коли однією схемою дегазації не вдається знизити газовість виробки, застосовується поєднання (комбінація) декількох схем дегазації. У тих випадках, коли здійснювати попередню дегазацію вугільних пластів з яких-небудь причин не доцільно для зниження газорясності підготовчих виробок, проводиться дегазація вугільного масиву поблизу виробки за допомогою бар'єрних або огорожувальних свердловин. Критерієм необхідності здійснення бар'єрної дегазації крім перевищення інтенсивності метановиділення при проходці є проведення виробок по викидонебезпечних ділянок пласта. При бар'єрної дегазації, як правило, застосовується парна схема розташування дегазаційних свердловин, що буряться із спеціальних камер під кутом 3-5 ° до осі виробки. Довжина свердловин приймається до 100-150 м, при відстані між камерами на 15-20 м менше довжини свердловин. Устя свердловин розташовуються на відстані 2-2,5 м від стінки виробки. Концентрація метану в витягнутій цими свердловинами газі становить 2-10%, що і визначає низьку ефективність даного способу. Для підвищення концентрації метану в каптової суміші і, як наслідок, підвищення ефективності даного виду дегазації доцільно бурити перехреснюються свердловини, як показано на малюнку 3, а. У міру посування вироблення бар'єрні перехреснюються свердловини, пробурені в напрямку проходки, відключаються від дегазаційного трубопроводу, а під вакуумом залишаються тільки короткі перекривають їх свердловини.

При наявності сучасної бурової техніки і технології буріння, що дає можливість бурити наддовгі спрямовані свердловини (понад 500 м), доцільно проводити дегазацію пласта довгими огорожувальними свердловинами, пробурених в напрямку руху забою зважаючи більшої ефективності і меншою трудомісткості даного методу.

### 2.6.1.2 Попередня пластова дегазація з гідророзривом

Також для інтенсифікації газоотдачі вугільного масиву доцільно застосувати технологію впливу на вугільний масив з метою його розвантаження від гірського тиску і попередньої дегазації, що отримала назву спрямованого гідравлічного розчленування пласта (НГРП). Суть полягає в створенні в вугільному масиві орієнтованої до системи дегазації свердловині порожнини, за



рахунок спрямованої програми енергії до пласту, шляхом нагнітання робочого агента через свердловини з темпом, що перевищує його природну приємність мінімум в 2 рази і забезпечує розкриття, розширення і з'єднання в єдину мережу природних пластових тріщин. При гідророзчленуванні відбувається розкриття двох-трьох основних систем тріщин, орієнтованих переважно в одному напрямку, в залежності від гірничо-геологічних умов, фізико-механічних властивостей, структури та напруженого стану вугільного масиву. Збереження розкритих тріщин можливо за рахунок внесення спеціальних закріплюють матеріалів, наприклад, піску, а також, на пластах малої потужності до 2 м, за рахунок залишкових деформацій і усадки вугілля в процесі дренажу робочого агента і газу. Мінімальна потужність пласта, який може бути підвернута гідророзчленуванню становить 0,2 м.

Дегазація на основі гідророзчленування пластів застосовується на пластах з природною газоносністю більше  $10 \text{ м}^3/\text{т}$  і при їх залягання в водонепроникних породах не нижче середньої стійкості. Даний спосіб на шахтах Росії в повному обсягу не апробований, його параметри встановлені за результатами промислового впровадження на шахтах Карагандинського і Донецького басейнів.

Для дегазації масиву використовуються переобладнані відповідно до вимог методу гідророзчленування геологорозвідувальні або знову пробурені свердловини. Гідророзчленування послідовно піддаються всі пласти вугілля, починаючи з нижнього, а при високій газонасиченості і проникності, також вміщують породи. Всі раніше оброблені інтервали свердловини гідророзриву ізолюються за допомогою піщаної пробки або пакером. Перед розчленуванням інтервал обробки розкривається абразивної перфорацією. В якості робочих агентів використовують воду, водні розчини кислот, поверхнево-активних і хімічно активних речовин (ПАР і хав), загусники і повітря. Темп закачування становить від 0,08 до  $0,13 \text{ м}^3/\text{с}$ . Розчини ПАР застосовуються для забезпечення кращого проникнення робочої рідини в пори і тріщини. Як ПАР використовуються змочувателі ДБ, ДС-10, сульфенол і ін. Максимальна робоча концентрація ПАР - 0,01-0,025% за обсягом. Розчини хав (соляна кислота, комплекси і ін.), Впливаючи на мінеральну складову вугілля, розчиняють її, підвищуючи проникність і газовіддачу пласта. На пластах з вмістом карбонатів не менше 0,3% застосовуються 2-4% водні розчини соляної кислоти. Водні розчини комплексонів (типу НТФ і ІСБ-М) застосовуються на вугільних пластах з високим (більше 10%) вмістом в мінеральній частині вугілля з'єднань металів (Fe, Cu, Mg і ін.), Тобто піриту, халькопірита, сідерита і ін. робочі концентрації розчинів НТФ і ІСБ-М для вугілля марок «ОС», «Ж», «Т», «А» становлять 1-5% і 2-10% відповідно.

Гідророзчленування проводиться циклами з чергуванням в'язкої рідини і води. Робоча рідина витримується в пласті 3-12 місяців для заміщення метану в сорбційному обсязі вугілля. Експлуатація свердловин починається з промивання і видалення робочої рідини з тріщин фільтруючих пір відкачуванням або відтискуванням. Каптаж газу з вугільних пластів здійснюється в режимі самоствечії або шляхом підключення свердловини до вакуум-насосної установки.

Якщо не досягається проектний дебіт метану (або при його зниженні на 30% і більше), виконуються роботи по інтенсифікації газовіддачі пласта, наприклад, шляхом промивання свердловини, пневмовідтисненням, пневмодією, повторним розкриттям і розчленуванням пласта, циклічним пневмогідроімпульсним впливом або іншими способами.

Свердловини з кінцевим діаметром не менше 100 мм закладаються на відстані не менше 300 м від діючих пластових виробок і не більше радіуса їх впливу від тектонічних порушень з амплітудами, що перевищують потужність оброблюваного пласта. Буряться свердловини на 30-40 м нижче ґрунту останнього, найбільш віддаленого від земної поверхні, що обробляється пласта, обсаджувати, затрубний простір цементується. Конструкція свердловини визначається числом перетинаються інтервалів водопоглинання, кожен з яких перекивається проміжною колоною з цементациєю затрубного простору. Експлуатаційна колона цементується на всю глибину [25]. Час експлуатації свердловин - більше року. Через 1,5-2 роки експлуатації свердловину підключає до вакуум-насоса. Домагаються знімання газу через свердловини, щоб забезпечити зниження газорясності гірничих виробок на 50-60%.

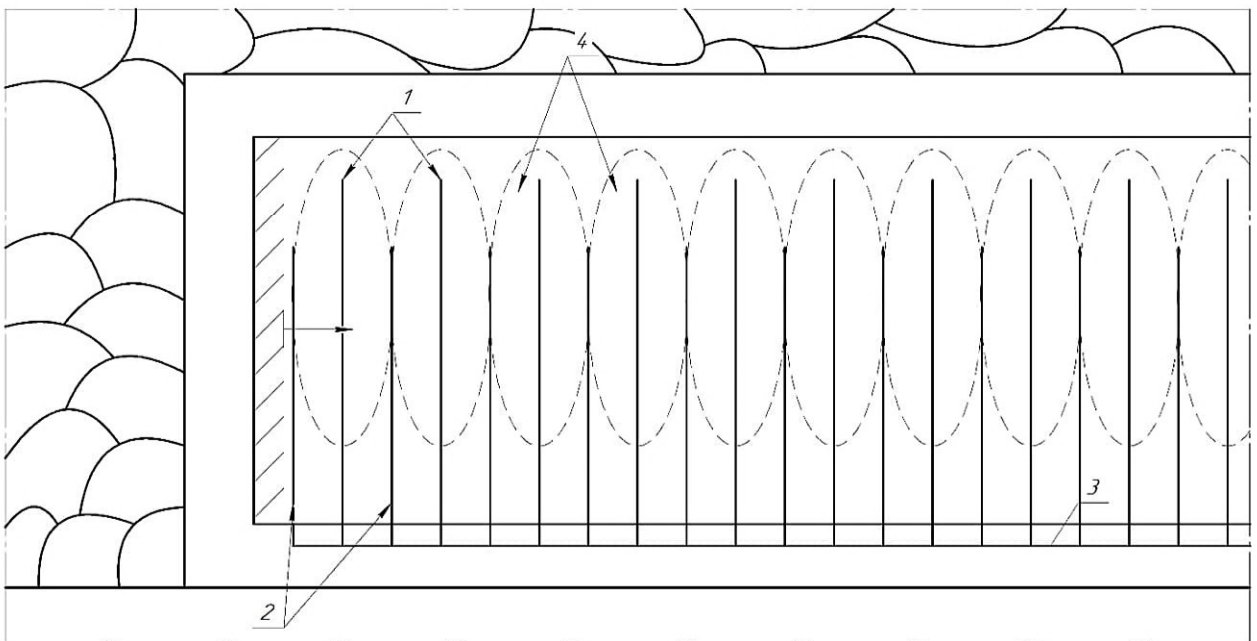
При гідророзчленуванні викидонебезпечних вугільних пластів, на яких повинна бути забезпечена розвантаження привибійної частини пласта, може проводитися додаткове вплив на вміщає породу основної покрівлі.

Після підробітку свердловин гідророзчленування очисними роботами вони підключаються до вакуум-насосної установки і використовуються для дегазації виробленого простору. При цьому свердловина може бути додатково проперфорірована в необхідних інтервалах її довжини.

Завчасна дегазація здійснюється при терміні вилучення метану з вугільного пласта понад 3 років, а попередня дегазація в поєднанні з підземними пластовими свердловинами - при терміні функціонування свердловин ГРП до 3 років. У разі падіння тиску, зазначеного при постійному темпі нагнітання і свідчить про гідравлічної збійки з порожниною, закачування робочої рідини припиняється і проводиться тампонаж гідропровимості каналів тирсою або високов'язкими рідинами. Тампонаж гідропровимості тріщин проводиться до тих пір, поки тиск нагнітання не досягає проектних величин. При завчасної дегазації вугільних пластів для підвищення рівномірності їх обробки на етапі гідродинамічного впливу можуть бути використані порохові генератори тиску, а на етапі освоєння свердловини застосовано циклічне пневмогіддії. При попередньої дегазації вугільних пластів, що здійснюється в поєднанні з пластовими підземними свердловинами, для інтенсифікації процесу освоєння свердловини ГРП застосовується пневмовідтиснення робочої рідини.

Застосування гідророзриву вугільного пласта з підземних гірничих виробок, також сприяє підвищенню ефективності пластової дегазації і призводить до скорочення термінів її проведення (до 4 місяців для тих, що повстають або горизонтальних і до 8 місяців для низхідних свердловин). Підземні свердловини гідророзриву буряться за двома основними схемами: з польових виробок - при польовій підготовці, щодо розроблюваного пласту - при пластової

підготовки (рис. 2.11). При цьому свердловини для гідророзриву можна бурити повстають, що сходять або горизонтальними. Для гідророзриву використовується вода з шахтного водопроводу, що нагнітається під тиском, що перевищує 15 МПа і темпом закачування більше 30 м<sup>3</sup> / год. Свердловини герметизуються на глибину перевищує половину відстані між ними. Обсадних труб герметизують до ґрунту оброблюваного пласта. Після закачування в пласт заданого об'єму рідини або при появі води в сусідніх свердловинах, прилеглих виробках, а також при різкому падінні тиску рідини на насосі гідророзрив припиняють. Параметри гідророзриву пласта через свердловини, пробурені з гірських виробок, визначаються дослідним шляхом або за формулами з подальшим коректуванням. Свердловини гідророзриву з польових виробок буряться таким чином, щоб їх забої знаходилися в середній частині дегазуючого ділянки, вважаючи за довжиною лави.



1-технологічні свердловини; 2-дегазаційні свердловини; 3-дегазаційний трубопровід; 4-зони гідророзриву.

Рисунок 2.11 – Попередня дегазація з застосування гідророзриву пласта

При бурінні свердловин по пласту їх довжина на 30-40 м менше довжини лави, якщо дегазація здійснюється тільки для очисних виробок, і на 10-20 м менше довжини лави, якщо дегазація здійснюється як для очисних, так і для підготовчих виробок. Після припинення рясного виділення води свердловини гідророзриву підключаються до вакуумної мережі. Ефективність гідророзриву пласта визначають шляхом вимірювання дебіту метану. Для підвищення ефективності даного методу проводять імпульсний або інтервальний гідророзрив. Після завершення робіт по гідравлічному розчленування пласта починають буритися пластові дегазаційні свердловини.



Таблиця 2.12 – Ефективність дегазації вугільних пластів повстанців і спадними свердловинами

Схема розташування свердловин	Коефіцієнт дегазації	Мінімальна величина розрідження	
		кПа	мм рт. ст.
Висхідними або горизонтальними паралельно-поодинокими свердловинами	0,3-0,4	6,7	50
Нисхідними паралельно-поодинокими свердловинами	0,2-0,3	13,3	100
Перехресними свердловинами	0,4-0,5	6,7	50

### 2.6.1.2 Дегазація свердловинами, які пробурених з гірничих виробок

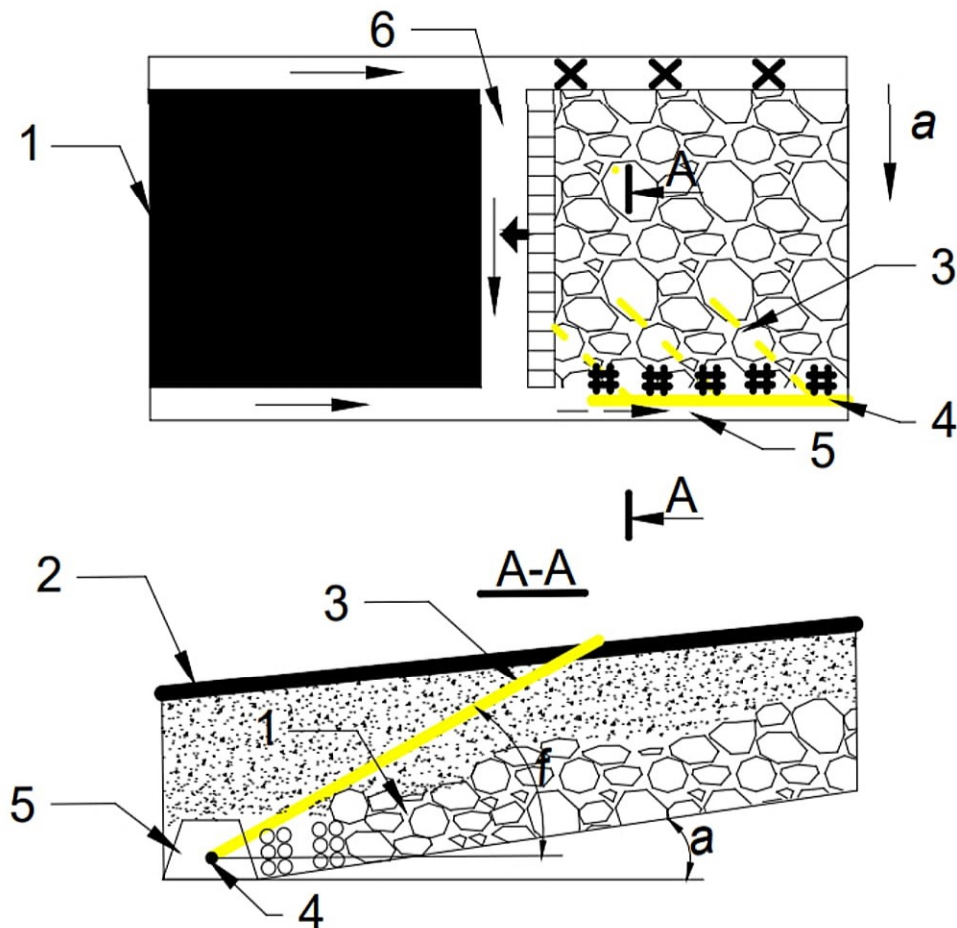
Основними джерелами метановиділення при розробці світи вугільних пластів на виїмкових ділянках є зближені підробляються і надроблюємих пласти, газonosні породи. У міру посування очисних робіт, зближені пласти переходять в зону розвантаження від гірського тиску, внаслідок чого, починають активно вивільняти знаходився в них метан у вироблений простір, що приликає до очисному забою. В таких умовах для підтримки нормативної по газовому фактору обстановки на виїмковій ділянці і для забезпечення високопродуктивного, безперебійного виробничого процесу необхідно застосовувати дегазацію зближених пластів свердловинами, пробурених з гірських виробок. Дегазація зближених підроблюваних пластів вугілля може також здійснюватися з використанням свердловин, пробурених з земної поверхні. Технологія поверхневої дегазації описана в наступному розділі.

При підробці, свердловини буряться таким чином, що перетинають в зоні розвантаження найбільш потужний з підроблюваних пластів, але розташований на відстані (М), що не перевищує 60 м по нормалі від розроблюваного пласта. Якщо ж в цьому інтервалі підроблюваних вугільних пластів немає, то свердловини буряться на найближчий підробляють пласт або до контакту з міцним породним шаром, розташованим не далі 60 м. Дегазація надроблюємих пластів здійснюється на відстанях до 45 м по нормалі з обов'язковим перебудування всіх пластів, що залягають в тридцяти метровій зоні. Дегазація зближених підроблюваних і надроблюємих вугільних пластів і газонасичених порід, застосовується на виїмкових ділянках з використанням наведених в цьому розділі схем, які відповідно до [25] є основними, але крім них можуть застосовуватися і інші схеми або їх варіації.

Представлений на рисунку 2.12 спосіб дегазації застосовується при суцільній системі розробки, свердловини буряться з вентиляційної і (або) відкатних виробках на зближений пласт позаду очисного забою, орієнтовані в напрямку його руху. Даний спосіб широко використовується на шахтах Воркути в комплексі з іншими методами дегазації при високій метанообільності виїмкових ділянок, провітрюваних за прямоочною схемою з підсвіженням що виходить із лави струменя повітря. Але не знаходить застосування на шахтах

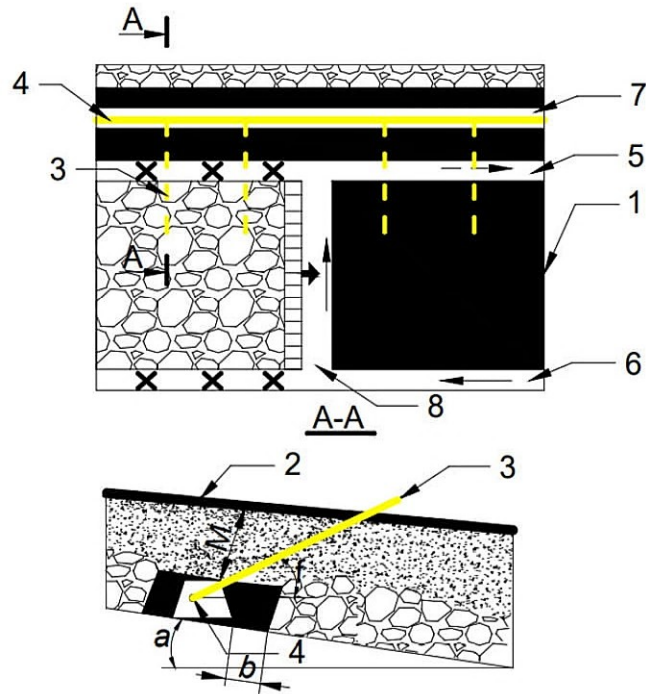
Кузбасу, через повсюдного переходу на підготовку виїмкових дільниць парними штреками з залишенням ціликів у виробленому просторі. При такій системі підготовки застосовуються прямоточная, або комбінована з ізолюваним відведенням метано-повітряної суміші з частково підтримуваної за лавою виробленні схема провітрювання виїмкових дільниць. Дана підготовка дозволяє значно підвищити навантаження на очисні вибої та сприяє забезпеченню нормативних і безпечних за газовим фактором умов праці шахтарів. Крім того, через що залишається цілик доцільніше і ефективніше бурити дегазаційні свердловини в купола обвалення супутників):

- а) свердловини пробурені з підтримуваної за лавою вироблення (рис. 2.12);
- б) свердловини пробурені з вироблення, через цілик вугілля (рис. 2.13);
- в) свердловини пробурені з вироблення, яка погашається за лавою (рис. 2.14).



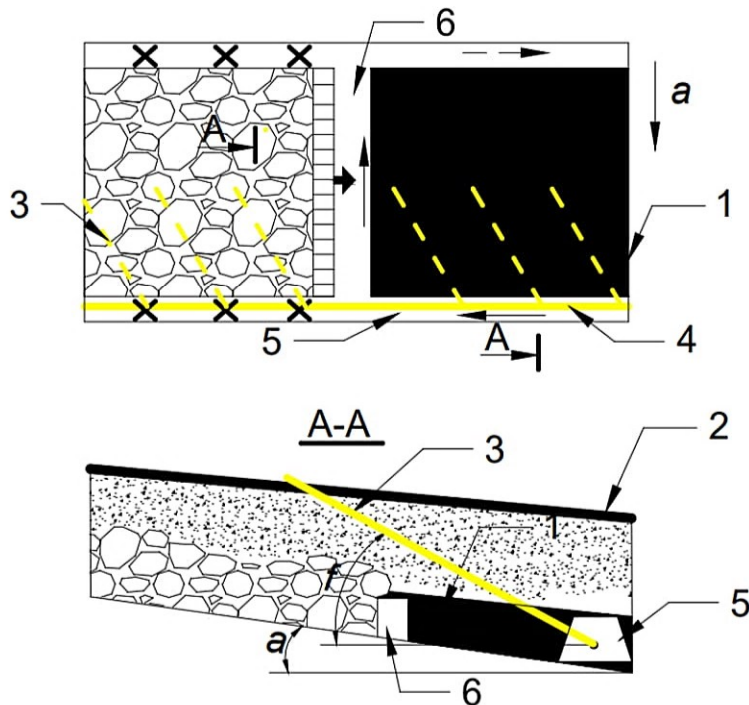
1 - розроблюємий пласт; 2 - підробляємий пласт; 3 - дегазаційна свердловина; 4 - газопровід; 5 - вироблення, підтримувана за лавою; 6 - очисний вибій; а - кут падіння пласта; f - кут піднесення свердловини;

Рисунок 2.12 - Схема дегазації свердловинами, пробурених з підтримуваної за лавою вироблення



1 - розроблюємий пласт; 2 - підробляємий пласт; 3 - дегазаційна свердловина; 4 - газопровід; 5 - вентиляційний штрек; 6 - конвеєрний штрек; 7 - вироблення, що охороняється цілком вугілля; 8 - очисний вибій; a - кут падіння пласта; f - кут піднесення свердловини; M - відстань по нормалі від розроблюваного пласта; b - ширина цілика (охоронна зона);

Рисунок 2.13 - Схема дегазації свердловинами, пробурених з охоронюваною цілком вугілля вироблення



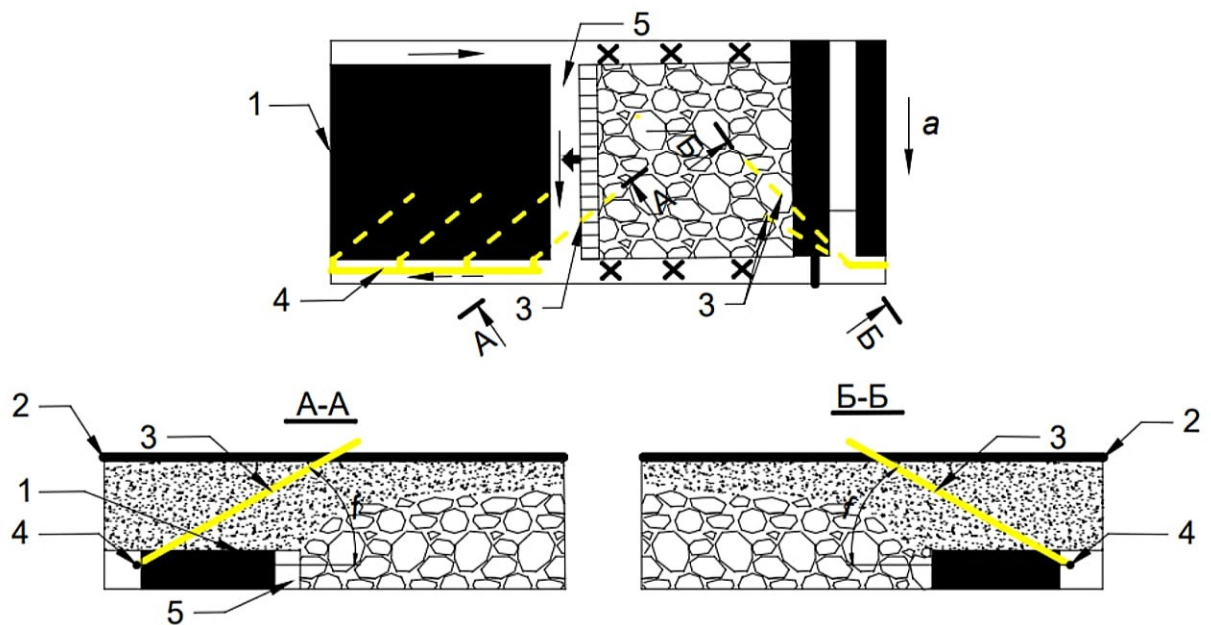
1 - розроблюємий пласт; 2 - підробляємий пласт; 3 - дегазаційна свердловина; 4 - газопровід; 5 - вентиляційний штрек; 6 - очисний вибій; a - кут падіння пласта; f - кут піднесення свердловини;

Рисунок 2.14 - Схема дегазації свердловинами, пробурених назустріч рухається очисному забою з погашається за лавою вироблення



В умовах сучасних шахт, з інтенсифікацією видобувних процесів, де швидкості посування очисних вибоїв значно перевищують величину 1,5 м / сут., Застосування даної схеми доцільно тільки за умови збереження в яку погашають за лавою виробленні газопроводу з підключеними до нього свердловинами і вжиття заходів з охорони усть свердловин і трубопроводу. Але в обох випадках ефективність представленого методу буде менше, ніж при бурінні свердловин з підтримуваною за лавою вироблення, для підвищення ефективності рекомендується зберігати трубопровід і свердловини в яку погашають виробленні при будь-яких швидкостях посування лави.

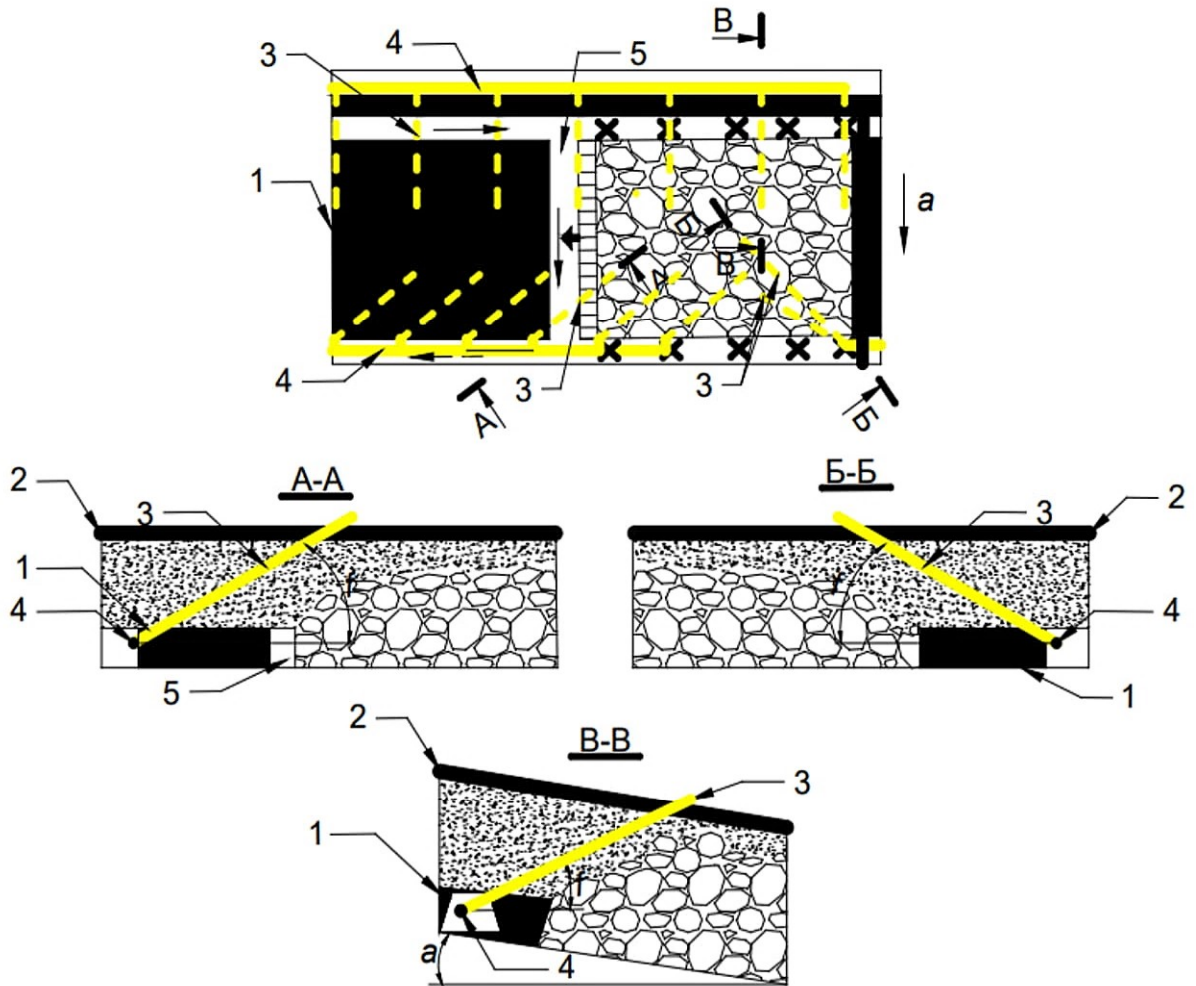
г) свердловини пробурені з двох виробок (рис. 2.15); Даний спосіб дегазації застосовується в період первинної посадки основної покрівлі, додатково до свердловин, показаним в попередньому прикладі, буряться флангові свердловини з ухилу або з підготовчої виробки, пройденої за монтажною камерою. Устя таких свердловин знаходяться на відстані не менше 5 м від монтажною камери.



1 - розроблюєми пласт; 2 - підроблюєми пласт; 3 - свердловина; 4 - газопровід; 5 - очисний вибій; а - кут падіння пласта; f - кут піднесення свердловини;

Рисинок 2.15 - Схема дегазації в період первинної посадки основної покрівлі

Під час ведення гірничих робіт в умовах високої метанообільності і з переважною часткою підроблюваних пластів в газовому балансі виїмкової ділянки застосовуються схеми комплексної підземної дегазації. Приклад такої комплексної схеми дегазації показаний на малюнку 2.16.



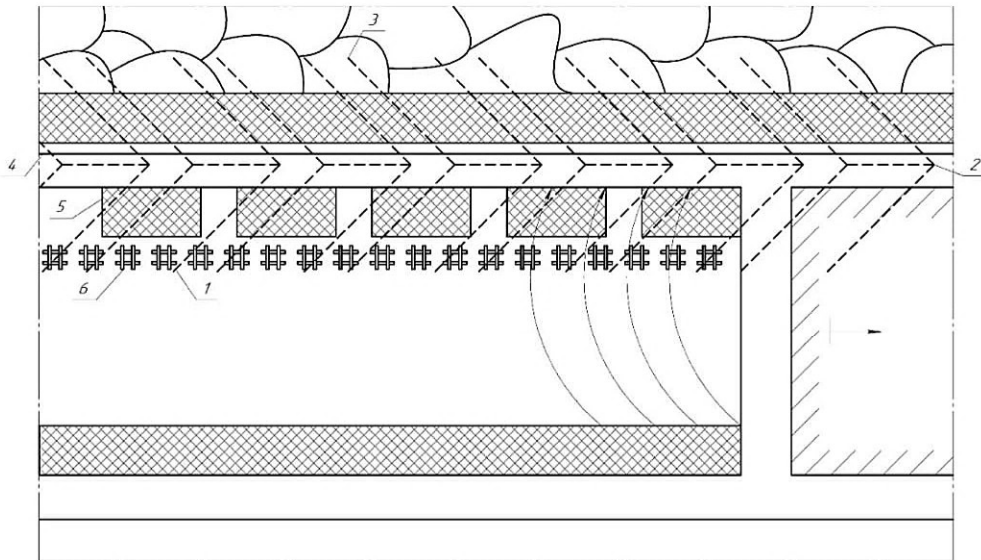
1 - розроблюєми пласт; 2 - підроблюєми пласт; 3 - свердловини; 4 - газопровід; 5 - очисний вибій; а - кут падіння пласта; f - кут піднесення свердловини;

Рисунок 2.16 - Схема комплексної дегазації зближеного пласта

### 2.6.1.2 Дегазація виробленого простору свердловинами, які пробурених з гірничих виробок

В сучасних гірничотехнічних умовах ведення робіт по інтенсивної виїмки вугілля широко застосовуються методи дегазації вироблених просторів свердловинами, пробурених з гірських виробок. Дегазація виробленого простору застосовується для зниження метанообільності чинного ділянки, запобігання надходження метану з виробленого простору в призабійний простір лави, а також для вилучення метану з сусідніх з ним вироблених просторів або зі старих раніше відпрацьованих виїмкових полів з метою його подальшого використання. Яку видобувають метаноповітряна суміш ізольовано по трубопроводах відводиться на поверхню або в вихідну струмінь виїмкової поля (крила, шахти). При проектуванні дегазаційних робіт перевагу слід віддавати схемам дегазації, що сприяє відведенню метану від очисного вибою. Дегазація виробленого простору чинного ділянки здійснюється за допомогою свердловин, пробурених над куполами обвалення з пластових (рис. 1) виробок. На великій глибині дегазація вироблених просторів здійснюється шляхом буріння

зустрічних дегазаційних свердловин з вентиляційного штреку в зону купола обвалення порід. Підземні дегазаційні свердловини буряться з вентиляційного штреку віялоподібно назустріч лаві під кутом  $10-15^\circ$  до лінії простягання пласта (поздовжньої осі штреку). Нахил свердловин до горизонту приймається рівним  $14-16^\circ$ . Забої знову бурим свердловин повинні перекривати гирла старих свердловин на 20-30 м. При дегазації виробленого простору діючої лави з використанням свердловин, пробурених над цілком вугілля, відстань між свердловинами приймається рівним 25-30 м. Дегазаційні свердловини і перфоровані труби закладаються поблизу виробок з вихідним вентиляційним струменем. Глибина герметизації свердловин складає мінімум 10 метрів (рис. 2.17).



1-група свердловин, спрямована в БІК діючої лави; 2-група свердловин спрямована по осі Вироблення; 3-група свердловин, спрямована в БІК відпрацьованої лави; 4-дегазаційній Трубопровід; 5-ізолююча смуга; 6-кліті.

Рисунок 2.17 - Схема дегазації 3-а групами свердловин

Для дегазації виробленого простору діючої лави і нормалізації газової обстановці на виїмковій ділянці при інтенсивній виїмці вугілля. Застосовується схема дегазації виробленого простору перфорованими трубами з використанням сбийних свердловин.

### 2.6.2 Прогноз метанообільності очисних вибоїв і виїмкових діляниць

Прогноз виконано у розділі 2.4.4.2.

### 2.6.3 Обґрунтування параметрів схеми раціональної дегазації

З розрахунку метанообільності виходить – найбільшим джерелом метановиділення у очисний вибій та виїмкову діляницю є розроблюємий вугільний пласт, чиє метановиділення склало приблизно  $6,8 \text{ м}^3/\text{т}$  – це більше половини



від усього метановиділення. Таким чином зменшення метановиділення у дільничні виробки можна досягти шляхом дегазації вугільного пласта, що розробляється.

Враховуючи приведені аналіз способів дегазації приймаємо попередню пластову дегазацію двома групами свердловин:

- свердловинами пробуреними паралельно вибою;
- свердловинами пробуреними назустріч очисному вибою під кутом розвороту  $60^\circ$  від осі виробки.

В таблиці 2.13 наведена залежність ефективності дегазації від щільності буріння свердловин згідно [25].

Таблиця 2.13 – Залежність ефективності дегазації від щільності буріння свердловин

	Ефективність дегазації, %	Відстань між свердловинами, м
1	36-45%	17-18 м
2	45-55%	8-12 м
3	55-60%	6-7 м

Приймаємо відстань між свердловинами 12 м, що дозволить досягти ефективності у 50%.

Визначимо довжину свердловин

Згідно рекомендацій [25] довжина свердловин пробурених паралельно вибою має бути менше довжини лави на 15 м, тоді:

$$L_{\text{св.п}} = L_{\text{л}} - 15 = 200 - 15 = 185 \text{ м} \quad (2.132)$$

Свердловини пробурені назустріч очисному вибою під кутом розвороту  $60^\circ$  від осі виробки, буряться до того ж рівня, що і свердловини пробурені паралельно вибою. Тобто їх довжина складатиме:

$$L_{\text{св.н}} = L_{\text{св.п}} / \sin 60^\circ = 185 / \sin 60^\circ = 213,6 \approx 214 \text{ м} \quad (2.133)$$

Розрахуємо максимально допустиме навантаження на очисний вибій за газовим чинником за формулою:

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I^{-1,67} \left[ \frac{Q_p(c-c_0)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/доб} \quad (2.134)$$

де  $Q_p$  – максимальні витрата повітря в очисній виробці, які можуть бути використані для розведення метану до допустимих по ПБ норм,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$$Q_p = 60S_{\text{min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{о.з}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.135)$$



де  $S_{\min}$  – мінімальна площа перерізу привибійного простору очисного вибою,  $\text{м}^2$ ; для комплексу 2КД90 по пласту  $l_2$ ,  $S_{\min} = 3,2 \text{ м}^2$ ,

$k_{0,3}$  – коефіцієнт, що враховує рух повітря за частиною виробленого простору, безпосередньо прилеглого до привибійному; приймається  $k_{0,3}=1.20$ ;

$$Q_{pl_2} = 60 \cdot 3,2 \cdot 4 \cdot 1.25 = 960 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$I$  – абсолютне метановиділення,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$$I = \frac{q \cdot A_p}{1440} \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.136)$$

$q$  – відносне метановиділення,  $\text{м}^3/\text{т}$ . Як визначено у пункті 3.2:  $q = 10,99 \text{ м}^3/\text{т}$ , але враховуючи прийнятту дегазації пласта, яка складає 40%, відносне метановиділення складе:

$$q = 10,99 \cdot (1 - 0,5) = 5,5 \text{ м}^3/\text{т}$$

$$I = \frac{5,5 \cdot 1878}{1440} = 7,17 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$A_{\text{max}k_2} = 1878 \cdot 7,17^{-1.67} \left[ \frac{960(1 - 0.05)}{194} \right]^{1.93} = 2387 \text{ т/доб}$$

Таким чином застосування передової пластової дегазації дозволить забезпечити добове навантаження на очисний вибій 1878 т/добу.

Буріння дегазаційних свердловин

Буріння дегазаційних свердловин здійснюється відповідно до паспорта, який складається працівниками технічної служби шахти і затверджується головним інженером шахти шахти. Для буріння свердловин приймається буровий станок ГУБС-1М

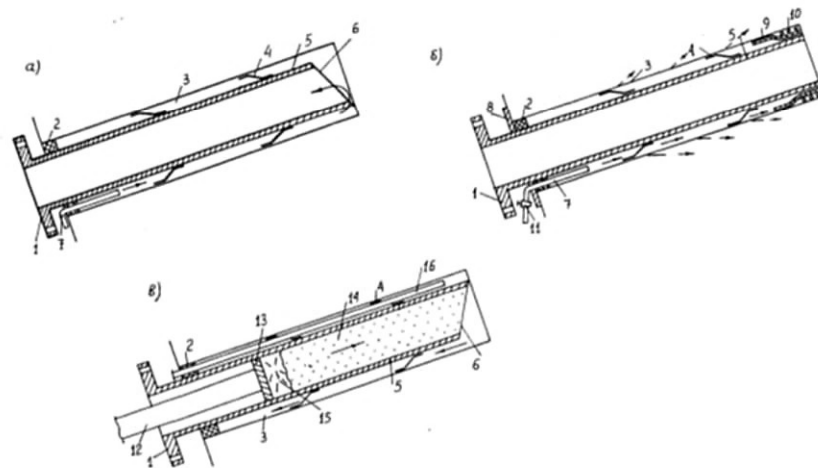
Паспорт буріння підземних дегазаційних свердловин повинен містити: викопіювання з плану гірничих виробок виїмкової ділянки (виробітку), структурну колонку пласта і порід покрівлі (грунту) з класифікацією порід за буримости, кріплення камер; схеми розташування обладнання, транспортних засобів в гірничій виробці, способи кріплення бурового верстата, геометричні параметри дегазаційних свердловин (кути розвороту  $\varphi$  і нахилу до горизонту  $\beta$ , довжину свердловин) і відстань між ними.

Дегазаційні свердловини бурять безпосередньо з виробок. При розкріплення верстата у виробленні необхідно враховувати його вібрацію при роботі. Під підставу бурового верстата слід установлювати дерев'яні бруси, а розкріплення його виробляти гідравлічними або гвинтовими домкратами, а на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля і метану, верстат повинен бути укріплений не менше ніж в чотирьох місцях по кутах рами.

При бурінні дегазаційних свердловин повинен здійснюватися безперервний контроль вмісту метану за допомогою автоматичного сигналізатора метану. У разі підвищення вмісту метану у виробці вище допустимого ( $> 1\%$ )

буріння припиняють і приєднують свердловину до газопроводу. Подальше буріння свердловини до проектної глибини здійснюють за умови відведення метану в газопровід за допомогою спеціального пристрою ГУБС. Пристрій ГУБС має встановлюватися на обсадній трубі також при бурінні дегазаційних свердловин в пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля і метану. При цьому пристрій ГУБС захищає робітників і бурову машину від викидів пульпи, вугілля і газу зі свердловини.

Основною причиною низької ефективності дегазації є підсосі повітря в свердловини, складові 70-75% від загальних підсосів повітря в дегазаційні системи, тому гирла свердловин герметизують. Застосовують різні способи герметизації простору між поверхнею свердловини і обсадної трубою. Найбільш поширені цементація і встановлення на обсадних труб ущільнюючих манжет, що мають діаметр, більший, ніж свердловина. Цементація свердловин забезпечується заповненням простору між обсадної трубою, що вставляється на глибину герметизації (10-15м), і стінками свердловини цементним розчином або фосфогипсом (рис. 2.18).

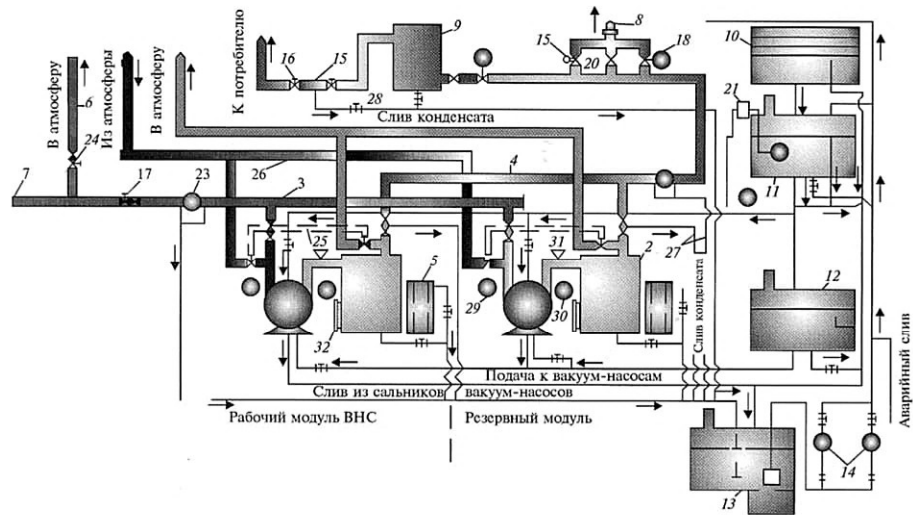


а, б - від гирла до вибою; в - від забою до гирла; 1 - з'єднувальний фланець; 2 - пробка; 3 - свердловина; 4 - центруючі прутки; 5 - обсадна труба (кондуктор); 6 - зрізаний кінець труби; 7 - трубка для нагнітання цементу; 8 - зав'язаний фланець; 9 - гумова манжета; 10 - кріплення манжети; 11 - вентиль; 12 - бурильна труба; 13 - диск; 14 - цемент; 15 - пиж; 16 - контрольна трубка подають під напором цементний розчин, закривши при цьому вільний простір гирла пробкою - 2; в - від забою до гирла для цементування свердловини розчин подають за допомогою диска (поршня)

Рисунок 2.18 -Цементування гирла дегазаційних свердловин

#### Устаткування вакуум-насосних станцій

Вакуум-насосних станції з електродвигунами, вентилятори, водяні насоси, запірні та регулююча арматура, пускова апаратура управління, контролю і захисту об'єднані в єдину технологічну схему вакуум-насосної станції. Технологічна схема ВНС з водокільцевими насосами приведена на рисунку 2.19.



1 - вакуум-насос; 2 - бак водовідділювача; 3 - всмоктуючий колектор; 4 - нагнітальний колектор; 5 - гідравлічний замок; 6,8 - свічки; 7 - газопроводи з шахти; 9 - краплевіддільник; 10 - градирня; 11 - напірний бак; 12 - проміжний (зрівняльний бак); 13 - зливний колодязь; 14 - перекачувальних насоси; 15 - вогнеперепинювач; 16 - ручна засувка; 17 - клапан-відсікач; 18 - засувка з електроприводом; 19 - регулятор тиску; 20 - запобіжний скидний клапан; 21 - регулятор рівня; 22 - нормальна діафрагма; 23 - діафрагма з модулем понад 0,8; 24 - зворотний клапан; 25 - імпульсна трубка; 26 - трубопроводи для продувки ВН чистим повітрям; 27 - трубопроводи системи водопостачання; 28 - вентиль; 29 - вакуумметр; 30 - манометр; 31 - термометр для контролю температури газової суміші; 32 - водомірне скло.

Рисунок 2.19 - Технологічна схема ВНС з водокільцевими насосами

## ВИСНОВКИ

У розділі розглянуті питання дегазації розроблююмого пласта  $l_2'$ . Були розглянуті способи дегазації виїмкових ділянок, визначено відносна метанобільність виїмкової ділянки, в результаті чого було встановлено, що основним джерелом метановиділення на виїмковій ділянці є метановиділення з розроблююмого пласта. Тому було прийняте рішення прийняти дегазацію розроблююмого пласта  $l_2'$ , для чого був прийнятий спосіб дегазації пласта двома групами сверловин: висхідними свердловинами та свердловинами орієнтованими на очисний вибій. Прийнятий спосіб дозволить знизити метановиділення на виїмковій ділянці, дозволить зняти обмеження на навантаження у очисному вибої та досягти навантаження у 1878 т/добу.

## ВИСНОВКИ

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розрахована кількість запасів вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання вибору системи розробки - в якості системи розробки прийнята стовпова система розробки з відробкою виймального стовпа по повстанню з охороною транспортної виробки для повторного використання в якості вентиляційної і погашенням вентиляційної виробки вслід за проходженням лави. Вирішені питання механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс 2МКД90 з комбайном РКУ 10 і добовим навантаженням 1878 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пл.  $I_2'$ . Для механізації проведення виробок прийнятий комбайн 1ГКПС. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання виїмкової ділянки та дільничного транспорту.

В основній частині вирішені питання, пов'язані з вибором раціонального способу дегазації розроблююмого пласта  $I_2'$ . Був прийнятий спосіб дегазації пласта двома групами сверловин: висхідними свердловинами та свердловинами орієнтованими на очисний вибій. Прийнятий спосіб дозволить знизити метановиділення на виїмковій ділянці, дозволить зняти обмеження на навантаження у очисному вибої та досягти навантаження у 1878 т/добу.

## ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Аман, И.П. Системы разработки: курс лекций/ И.П. Аман.- Перм: Изд-во Перм. гос. техн. ун-та, 2008.-202с.
2. Державний магіївський науково-дослідний інститут з безпеки робіт у гірничій промисловості (МАКНДІ) інструкція із запобігання самозапалюванню, гасіння та розбирання породних відвалів (доопрацьована остаточна редакція проекту НПАОП) 2011.
3. Единые нормы выработки на выемку угля очистными механизированными комплексами и проведение выработок комбайнами, нарезными комплексами на угольных шахтах. – Донецк, 1998.
4. Единые нормы выработки на очистные работы для шахт Донецкого и Львовско-волинского угольных бассейнов 1993г. ред. Пипко. Тираж 1000 экз.
5. Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волинского угольных бассейнов. – М.: Недра, 1982.
6. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Киев 2002р.
7. Заплавский Г. А., Лесных В. А. Технология подготовительных и очистных работ. – М.: Недра, 1989.
8. Инструкция по выбору рамной металлической податливой крепи горных выработок. – Л.: 1986.-50с. (М-во угольной пром-сти СССР.)
9. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник / Под ред. Хорина В. Н. – М.: Недра, 1987.
10. Машины и оборудования для шахт и рудников: Справочник/ С.Х. Клорикья и др. – 6-е изд. Стереотип. – М.:Издатеобство Московского государственного горного университета, 2000.-471 с.
11. Міністерство палива та енергетики України «Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт» Київ 2004.
12. Нормативы нагрузки на очистные забои и скорости проведения подготовительных выработок на шахте» 2007 г. Тираж 200 экз. (Донуги)
13. Способы вскрытия,подготовки и системы разработки шахтных полей. Под. ред..Брадченко. – М.: Недра, 1985-494 с.
14. Сапицкий К.Ф. задачник по подземной разработки угольных месторождений.
15. Правила безопасности угольных шахт. – Киев, 1996.
16. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт Киев 1994.
17. «Руководством по Управлению кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35<sup>0</sup>» «ДонУГИ», 2001г (КД 12.01.01.503-2001).
- 18.Типовые сечения горных выработок том 6. Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу .Формат 60x92 Уч.-изд. Л. Тираж 4500 экз. переплёт 1961 г.
19. СОУ 10.1.00174088.001-2004. Дегазація вугільних шахт. Вимоги до способів та схем дегазації. Мінпаливенерго України.-Київ:2005.-163с.