

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

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

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

Обґрунтування технологічних параметрів побудови вугільної шахти в заданих гірничо-геологічних умовах з детальною розробкою основного питання: «Розробка заходів щодо поліпшення якості вугілля, що видобувається»

Виконала студент групи ГІР-18дм Бруєв Є.П.
(підпис)

Керівник Діденко М.О.
(підпис)

Завідувач кафедри Фесенко Е.В.
(підпис)

Рецензент _____
(підпис)

Сєвєродонецьк 2020

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: магістр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри

«_____» _____ 2019 р.

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

Бруєву Євгенію Петровичу

1. Тема роботи: Обґрунтування технологічних параметрів побудови вугільної шахти в заданих гірничо-геологічних умовах з детальною розробкою основного питання: «Розробка ефективних заходів щодо протидії здиманню порід підосви підготовчої виробки»

Керівник роботи: Діденко М.О., к.т.н., доцент кафедри,
затверджено наказом закладу вищої освіти від 03.10.19 р. № 133/15-29

2. Строк подання студентом роботи: 10.01.20 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. Геологічний розтин родовища.
2. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
3. Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею у лаві.
4. Паспорт проведення та кріплення підготовчої виробки.
5. Схема провітрювання шахти.
- 6, 7. Основна частина проекту.
8. Економічна частина проекту.

6. Консультанти розділів:

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

7. Дата видачі завдання 07.10.19

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Геологія родовища, підрахунок запасів	11.10.19	
2	Графічна частина. Лист 1	18.10.19	
3	Обґрунтування системи розробки, способу підготовки, схеми розкриття	25.10.19	
4	Графічна частина. Лист 2	01.11.19	
5	Паспорт виїмкової ділянки	08.11.19	
6	Графічна частина. Лист 3	15.11.19	
7	Паспорт проведення виробки	22.11.19	
8	Графічна частина. Лист 4	29.11.19	
9	Вентиляція, інші розділи технологічної частини	06.12.19	
10	Графічна частина. Лист 5	13.12.19	
11	Основна частина.	20.12.19	
12	Графічна частина. Листи 6-7	20.12.19	
13	Економічна частина	27.12.19	
14	Графічна частина. Лист 8	27.12.19	

Студент

Бруєв Є.П.

Керівник проекту

Діденко М.О.

Анотація

Дипломний проект: 158 стор., 38 табл., 16 рис., 22 джерела.

Об'єкт проектування: вугільна шахта, що проектується в гірничо-геологічних умовах центрального Донбасу.

Мета розробки проекту: вибір способу підготовки та технологічної схеми ведення очисних робіт по пл. k_5^H , вибір і обґрунтування способів охорони і підтримки підготовчих виробок, розробка заходів щодо боротьби поліпшення якості вугілля, що видобувається, розрахунок показників економічної ефективності виробництва.

Методи проектування та пошуку нових технологічних рішень: методи, регламентовані нормативними документами, що діють у галузі на 2019 р., програмне й методичне забезпечення, що рекомендується для дипломного проектування кафедрою Гірництва СНУ імені Володимира Даля.

В проекті подано прогноз гірничо-геологічних умов розробки пл. k_5^H . Описані межі шахтного поля, підраховані промислові запаси вугілля, визначена проектна виробнича потужність шахти та планові навантаження на розроблювані пласти. Детально розглянуті такі питання: технологічна схема розробки пласту, вибір та обґрунтування параметрів вентиляції шахти, розроблені й обґрунтовані заходи щодо поліпшення якості видобувного вугілля, розроблено заходи з охорони праці та довколишнього середовища, цивільної оборони, спроектовано транспорт вугілля від вибоїв, електропостачання виїмкових ділянок, подано перевірочний розрахунок стаціонарних установок, визначено собівартість видобутку вугілля та сумарний прибуток від реалізації проектних рішень, тривалість періоду окупності інвестицій.

ГЕОЛОГІЯ, ПОЛОЖИСТІ ПЛАСТИ, РОЗКРИТТЯ ШАХТНОГО ПОЛЯ, ПІДГОТОВКА, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ ОЧИСНИХ І ПІДГОТОВЧИХ РОБІТ, ОХОРОНА ВИРОБОК, ЕЛЕКТРОПОСТАЧАННЯ, ПІДЗЕМНИЙ ТРАНСПОРТ, ОХОРОНА ПРАЦІ І НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА, СОБІВАРТІСТЬ ВУГІЛЛЯ, РЕНТАБЕЛЬНІСТЬ.

Зміст

Вступ	6
1. Геологічна частина проекту	8
1.1 Геологія родовища	8
1.2 Границі і запаси шахтного поля	12
2. Технологічна частина проекту	18
2.1 Розробка основних напрямків технічного переоснащення шахти	18
2.2 Технологічні схеми очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи	20
2.3 Розкриття, підготовка та системи розробки вугільних пластів	23
2.4 Паспорт виїмкової ділянки, проведення і кріплення підземних виробок	30
2.5 Магістральний транспорт	84
2.6 Провітрювання шахти	87
2.7 Стаціонарні установки	98
2.8 Технологічний комплекс поверхні шахти	112
2.9 Охорона праці	115
2.10 Охорона навколишнього середовища	121
2.11 Заходи цивільної оборони	128
3. Основна частина проекту. Підвищення якості вугілля, що видобувається	134
3.1 Основні показники якості вугілля	134
3.2 Фактори, що обумовлюють зольність вугільних пластів	135
3.3 Керування якістю вугілля, що видобувається	137
4. Економічна частина проекту	150
4.1 Підрахунок інвестиційних витрат	151
4.2 Основні техніко-економічні показники роботи шахти	152
4.3 Оцінка ефективності інноваційного проекту	154
Висновок	156
Список літератури	157

Вступ

Стабілізація роботи паливно-енергетичного комплексу України багато в чому залежить від вугільної галузі, оскільки вугілля є єдиною енергетичною сировиною, розвіданих запасів якої достатньо при необхідних обсягах видобутку для забезпечення енергетичних потреб країни. За останні роки з цілої низки причин з балансу галузі вибули виробничі потужності у розмірі 81,6 млн. тонн, що привело до суттєвого зниження обсягу видобутку вугілля, який в 2003 році склав 79,3 млн. тонн, що на 1,6 млн. тонн менше, ніж в 2002 році.

Визнання України самостійною суверенною державою докорінно змінило погляди на її паливно-енергетичні проблеми. Тепер головним є принцип енергетичного самозабезпечення, що в свою чергу тісно пов'язане зі станом розвитку вугледобувної галузі, насамперед Донецького басейну, на долю якого випадає 83 % річного видобутку вугілля України. Стабільність видобутку вугілля протягом достатньо тривалого відрізка часу може бути досягнута лише шляхом інтенсифікації процесу оновлення основних фондів вугільної промисловості з одночасним удосконаленням всієї інфраструктури, соціальними та економічними перетвореннями.

Основними особливостями видобувної промисловості є пересувний характер робочих місць основних виробничих процесів (розкриття, підготовка до виїмки і видобуток корисної копалини), пов'язаний з постійною виїмкою запасів, а також значна мінливість гірничо-геологічних умов по площі розробки родовищ або їх ділянок. Це викликає необхідність постійного аналізу стану видобувного підприємства з метою вибору рішень щодо ефективної відробки запасів, упровадження передових науково-технічних досягнень, що забезпечують з одного боку зниження питомих капіталовкладень, з іншої — значне підвищення продуктивності праці. До того ж ставляться завдання в значній мірі нейтралізувати негативні тенденції, що викликані переходом на розробку родовищ з більш складними умовами і гіршою якістю корисної копалини.

Важлива роль у вирішенні цих завдань належить проектуванню – сполучній ланці науки та виробництва.

До числа основних напрямків удосконалення проектування шахт, що сформувалися на сучасному етапі, відносяться:

1. Удосконалення технологічних та конструктивних проектних рішень.
2. Підвищення в проектах рівня індустріалізації будівництва, використання прогресивних матеріалів та виробів.
3. Підвищення обґрунтованості та вірогідності вихідної бази проектування.
4. Оптимізація проектних рішень і автоматизація проектування за допомогою САПР та інформаційних банків ЕОМ.
5. Удосконалення технології та організації проектних робіт.

Дотепер створено доволіно методичних, математичних, програмних та інформаційних засобів, що дозволяють захистити практику будівництва та розвитку гірничих підприємств від ненадійних, непрогресивних, економічно неефективних варіантів рішень. Однією з причин того, що ці засоби не завжди успішно «працюють» в проектних організаціях, є академічність методичних публікацій, недостатня теоретична компетентність проектувальників.

Розробка цього дипломного проекту виконана з метою набуття практичних навичок в пошуку та виборі проектних рішень, закріплення теоретичних знань, засвоєних протягом навчання, опанування сучасних методів проектування видобувних підприємств.

1. Геологічна частина проекту

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про родовище

По адміністративному поділу шахта знаходитиметься на території Луганської області України.

Ділянкою шахтного поля пролягає залізнична магістраль Харків-Волгоград, а також велика кількість асфальтованих доріг і залізничних колій місцевого значення.

Забезпечення електроенергією здійснюватиметься від мережі ліній електропередач. Джерелом електропостачання шахти є електромережі ТОВ «Луганське енергетичне об'єднання».

Джерелом господарчо-питного водопостачання центрального промислового майданчика є водогін, що відгалужується від Папаснянського магістрального водопроводу з фільтрувальної станції, по якому вода подається в кільцеву господарчо-протипожежну мережу водопроводу.

Вугілля пласту k_5^H гумусове, за марочним складом відноситься до жирних (марка Ж). Збагачення вугілля здійснюватиметься на груповій збагачувальній фабриці. Після збагачення вугілля використовуватиметься в теплоенергетиці та в коксохімічній промисловості.

1.1.2 Геологічна будова родовища

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові ділянки беруть участь продуктивні поклади свит C_2^5 і C_2^6 середнього відділу карбону, що перекриті товщею верхньокрейдяних, палеогенових, неогенових та антропогенових покладів загальною потужністю до 270 м.

Літологічний склад покладів – шари пісковиків, вапняків, пластів вугілля. Вони різноманітні за речовинним і гранулометричним складом, різні за структурно-текстурними ознаками і умовами накопичення. Нижче подані відомості про відклади свит середнього карбону.

Таблиця 1.1 – Характеристика свит середнього карбону

Свита	Потужність свити, м	Літологічний склад, м (%)					Робочі вугільні пласти	Маркуючі горизонти
		Пісковики	Піщані сланці	Глинясті сланці	Вапняки	Вугілля		
C_2^5	570	<u>197</u> 34,7	<u>235</u> 41,2	<u>113</u> 19,8	<u>10,3</u> 1,8	<u>14,7</u> 2,5	k_5^H k_7^{1B}	$K_1, K_1^1, K_4, K_5, K_6, K_6^1, K_6^2, K_8, K_9, K_9^1$
C_2^6	320	<u>51</u> 15,9	<u>123</u> 38,5	<u>112</u> 35,0	<u>29,2</u> 9,1	<u>4,8</u> 1,5	l_3^B l_2^1	$L_1, L_2, L_4^1, L_5^1, L_6, L_7, L_7^1, L_7^2, L_7^3$

1.1.2.2 Тектоніка

В тектонічному відношенні площа ділянки охоплює південне крило Західної половини синкліналі. Синкліналь є найбільш крупним плікативним порушенням і представляє собою асиметричну складку з більш крутим північним і похилим південним крилом.

Залягання порід в межах родовища ускладнено наявністю крупних диз'юнктивних порушень, тобто насувами. Перший насув розриває пласт на всьому протязі шахтного поля на дві частини. Максимальне значення страти-

графічної амплітуди насува спостерігається на сході ділянки, де вона досягає 200 м. На заході відбувається поступове зменшення амплітуди до 50 м.

В південній частині поля наявний ще один насув, який, подібно до першого насува, має кілька відгалужень. Простягання насува широтне співпадає з простяганням порід.

Крім описаних вище крупних диз'юнктивних порушень, на ділянці є також проявлення розривної мілкоамплітудної тектоніки.

За класифікацією родовищ твердих корисних копалин поле шахти по ступеню складності геологічних умов відноситься до І групи.

1.1.2.3 Вугленосність

Вугленосність родовища приурочена до відкладень світ C_2^5 і C_2^6 . Характеристика вугільних пластів приведена у табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика вугільних пластів

Індекс пласту	Потужність пласту, м		Будова	Витриманість
	геологічна	корисна		
k_5^H	$\frac{0,79-2,1}{1,4}$	$\frac{0,79-2,1}{1,4}$	проста	витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Характеристику якості вугілля подано в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 – Якість вугілля пластів, що розробляються

Індекс пласту	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність A_t^{daf} , %	Вологість W_t^r , %	Сірчаність S_t^{oc} , %	Вихід летючих речовин V^{daf} , %	Вища теплота згоряння Q_S^{daf} , ккал/кг	
k_5^H	$\frac{5,0-30,2}{14,7}$	2,3	2,11	33,1	8376	Ж

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Визначальним чинником обводнення гірничих виробок по шахті є належність шахтного поля до області дрібної складчастості закритого карбону. Інтенсивна тріщинуватість і пов'язана з нею водоносність порід спостерігається до глибини 400 м. Із збільшенням глибини кількість відкритих тріщин зменшується, що призводить до значного зменшення водоносності окремих горизонтів.

Під час розробки запасів пл. k_5^H у висячому крилі середній очікуваний приток води становитиме 45-55 м³/год, а максимальний – 86 м³/год. Під час переходу в лежаче крило в технічних межах шахтного поля загальношахтний приток води належить очікувати: нормальний – 85 м³/год; максимальний – 135 м³/год.

Шахтні води відносяться до змішаного типу, з мінералізацією до 3 г/л (з глибиною належить очікувати збільшення мінералізації до 4,5-5 г/л), агресивні по вмісту сульфатів, непридатні до зрошування. Потрібна очистка води.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

По даним гірничих робіт в безпосередній покрівлі пласта k_5^H розвинуті алевроліти середньостійкі, місцями нестійкі (міцність на одновісьовий стиск $\sigma_{ст}=23,6$ МПа). Безпосередня покрівля обвалюється вслід за посуванням кріплення на висоту 2-6 м.

Основна покрівля пласта складена середньообвальними алевролітами ($\sigma_{ст}=53,8$ МПа) і пісковиками ($\sigma_{ст}=106,4$ МПа), слабкотріщинуватими.

В безпосередньому ґрунті залягають дрібнозерністі алевроліти, грудкуватої текстури, середньої міцності ($\sigma_{ст}=46,0$ МПа), при зволоженні схильні до здимання.

Вугільний пласт k_5^H з відмітки мінус 429,0 м є викидонебезпечним. Природна метаноносність пласта в межах оцінюваної площі становить

15,6-27,2 м³/т с.б.м. Вугільний пил небезпечний по вибухам. Пласт не схильний до самозаймання.

Геотермічний градієнт з відмітки плюс 100 м до відмітки мінус 500 м коливається в межах від 1,4° до 2,1°. З відмітки мінус 500 м до відмітки 1000 м геотермічний градієнт збільшується до 2,0-2,6°.

Температура порід в гірничих виробках на діючому горизонті (мінус 430 м) коливається в межах 23,2-23,4°. Біля нижньої технічної границі шахтного поля температура порід становитиме 27,5°. Тобто під час ведення гірничих робіт потрібні додаткові заходи щодо охолодження і кондиціювання повітря на робочих місцях.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Границями шахтного поля ш. ім. Баракова є:

- по повстанню: межа з сусідньою шахтою по ізогіпсі «– 628 м»;
- по простяганню: а) на сході: межа з сусідньою шахтою на відстані від головного стволу 2500 м; б) на заході: межа з сусідньою шахтою на відстані від головного стволу 2000 м;
- по падінню: межа з сусідньою шахтою по насуву.

Розміри шахтного поля: по простяганню – 4,5 км; по падінню – 1,4 км.

Умови залягання пласту k_5^H вивчені мережею свердловин з відстанями між ними 250×400 м. Запаси категорії А становлять 14,2%, В – 33,7%, C_1 – 42,1%, що свідчить про високу визначеність умов розробки родовища.

Оскільки кут падіння прийнятого до розробки пласту k_5^H в межах описаної ділянки змінюється незначно і становить 8°, підрахуємо запаси, прийняті цим проектом до розробки, способом середнього арифметичного.

Запаси по пласту визначаємо по формулі:

$$Q_{\text{ср.ар.}} = S_{\Gamma} / \cos \alpha \cdot m_{\text{ср.н.}} \cdot \gamma_{\text{ср.}}, \text{ Т} \quad (1.1)$$

- де S_{Γ} – горизонтальна проекція пласта, м²;
 α – кут падіння пласта, градус;
 $m_{\text{ср.н.}}$ – середня нормальна корисна потужність пласта, м;
 $\gamma_{\text{ср.}}$ – середнє значення об'ємної маси вугілля, т/м³.

Таблиця 1.4 – Розрахунок запасів шахтного поля

Індекс пласта	$m_{\text{ср.н.}}$, м	S_{Γ} , м ²	α , градус	$\gamma_{\text{ср.}}$, т/м ³	$Q_{\text{ср.ар.}}$, тис.т
<i>Балансові запаси</i>					
k_5^H	1,4	4500·1400	8	1,35	12 024
<i>Забалансові запаси (по зольності: $A_i^{\text{daf}} > 40\%$)</i>					
k_5^H	1,2	4500·190	8	1,35	1 392
<i>Геологічні запаси</i>					13 416

Визначаємо проектні втрати вугілля по формулі:

$$\Sigma P_{\text{пр}} = P_1 + P_2 + P_3 + P_4, \quad (1.2)$$

- де P_1 – проектні втрати вугілля під промисловий майданчик шахти, т;
 P_2 – втрати у бар'єрних ціликах, т;
 P_3 – втрати за гірничо-геологічною ознакою, т;
 P_4 – експлуатаційні втрати, т

Проектні втрати під промисловий майданчик шахти визначаються під час побудови запобіжного цілика способом вертикальних розтинів:

$$P_1 = S_{\text{ц}} \cdot m_{\text{ср.н.}} \cdot \gamma_{\text{ср.}}, \text{ Т} \quad (1.3)$$

- де $S_{\text{ц}}$ – проекція цілика в площині пласта, що обчислюється на підставі визначення меж цілика, м²;
 $m_{\text{ср.н.}}$ – середня нормальна корисна потужність пласта, м;
 $\gamma_{\text{ср.}}$ – середнє значення об'ємної маси вугілля, т/м³.

Оскільки вертикальні стволи, якими розкрито шахтне поле розташовані на відпрацьованій частині шахтного поля проектні втрати під промисловий майданчик шахти не підраховуємо. Отже, приймаємо $P_1 = 0$.

Втрати у бар'єрних ціликах, що закладаються лише поздовж технічної границі шахти по простяганню, визначаються по формулі:

$$P_2 = l \cdot d \cdot m_{\text{ср.н.}} \cdot \gamma_{\text{ср.}}, \text{ Т} \quad (1.4)$$

де l – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, що обчислюється по формулі:

$$d = 5 \cdot m_{\text{ср.н.}} + 0,05 \cdot H + 0,002 \cdot L, \text{ м} \quad (1.5)$$

де L – довжина ходу маркшейдерської зйомки від ствола до цілика, м;

H – глибина цілика від земної поверхні, м.

Таблиця 1.5 – Розрахунок втрат у бар'єрних ціликах

Індекс пласта	$m_{\text{ср.н.}}, \text{ м}$	$H, \text{ м}$	$L, \text{ м}$	$d, \text{ м}$	$l, \text{ м}$	$\gamma_{\text{ср.}}, \text{ т/м}^3$	$P_2, \text{ Т}$
k_5^H	1,4	764	2500	50	1400	1,35	132 300
	1,4	764	2500	50	1400	1,35	132 300
Разом							264 600

Втрати вугілля за гірничо-геологічною ознакою:

$$P_3 = l_{\text{н}} \cdot d_{\text{н}} \cdot m_{\text{ср.н.}} \cdot \gamma_{\text{ср.}}, \text{ Т} \quad (1.6)$$

де $l_{\text{н}}$ – довжина тектонічного порушення, м;

$d_{\text{н}}$ – ширина зони розлому або підвищеної тріщинуватості та наводненості поздовж тектонічного порушення, м.

$$P_3 = 4500 \cdot 75 \cdot 1,4 \cdot 1,35 = 637\,875 \text{ Т}$$

Проектні експлуатаційні втрати визначаються по формулі:

$$P_4 = [Q_{\text{бал}} - \Sigma(P_1 + P_2 + P_3)] \cdot c, \text{ тис. т} \quad (1.7)$$

де $Q_{\text{бал}}$ – сумарні балансові запаси шахти, тис. т;

P_1, P_2, P_3 – сумарні розраховані раніше проектні втрати, тис. т;

c – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$P_4 = [12\,024 - (0 + 264,6 + 637,9)] \cdot 0,04 = 444,9 \text{ тис. т}$$

Загальні проектні втрати дорівнюватимуть:

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

$$\Sigma P_{\text{пр}} = 0 + 264,6 + 637,9 + 444,9 = 1\,347,4 \text{ тис. т}$$

Визначимо сумарний процент проектних втрат:

$$\Sigma\Pi = \Sigma\Pi_{\text{пр}}/Q_{\text{бал}} \cdot 100\%, \quad (1.9)$$

$$\Sigma\Pi = 1347,4/12024 \cdot 100\% = 11,2\%$$

Розрахуємо промислові запаси по формулі:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma\Pi_{\text{пр}}, \text{ тис. т} \quad (1.10)$$

$$Q_{\text{пр}} = 12\,024 - 1347,4 = 10\,677 \text{ тис. т}$$

Строк служби шахти при річній виробничій потужності 600 тис.т/рік:

$$10\,677 / 600 = 17,8 \text{ років}$$

З урахуванням зменшення виробничої потужності шахти в період згор-
тання гірничих робіт строк служби шахти становитиме 20 років.

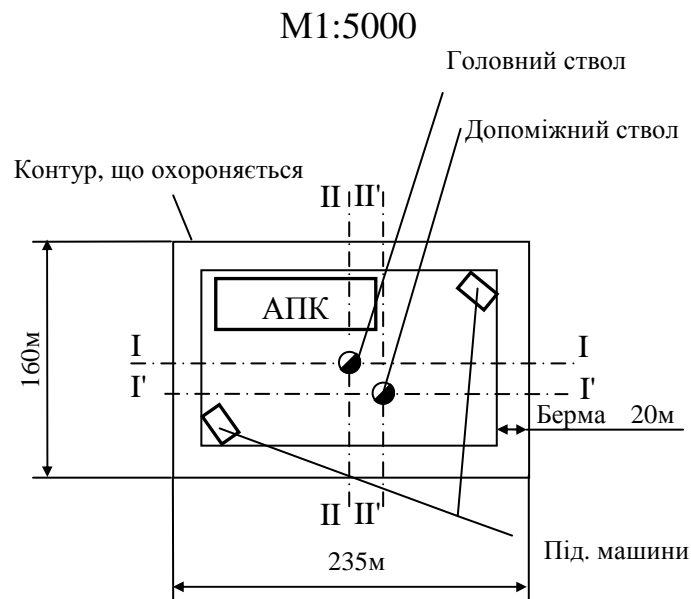


Рисунок 1.1 – Схема побудови контуру, що охороняється, під промис-
ловий майданчик шахти

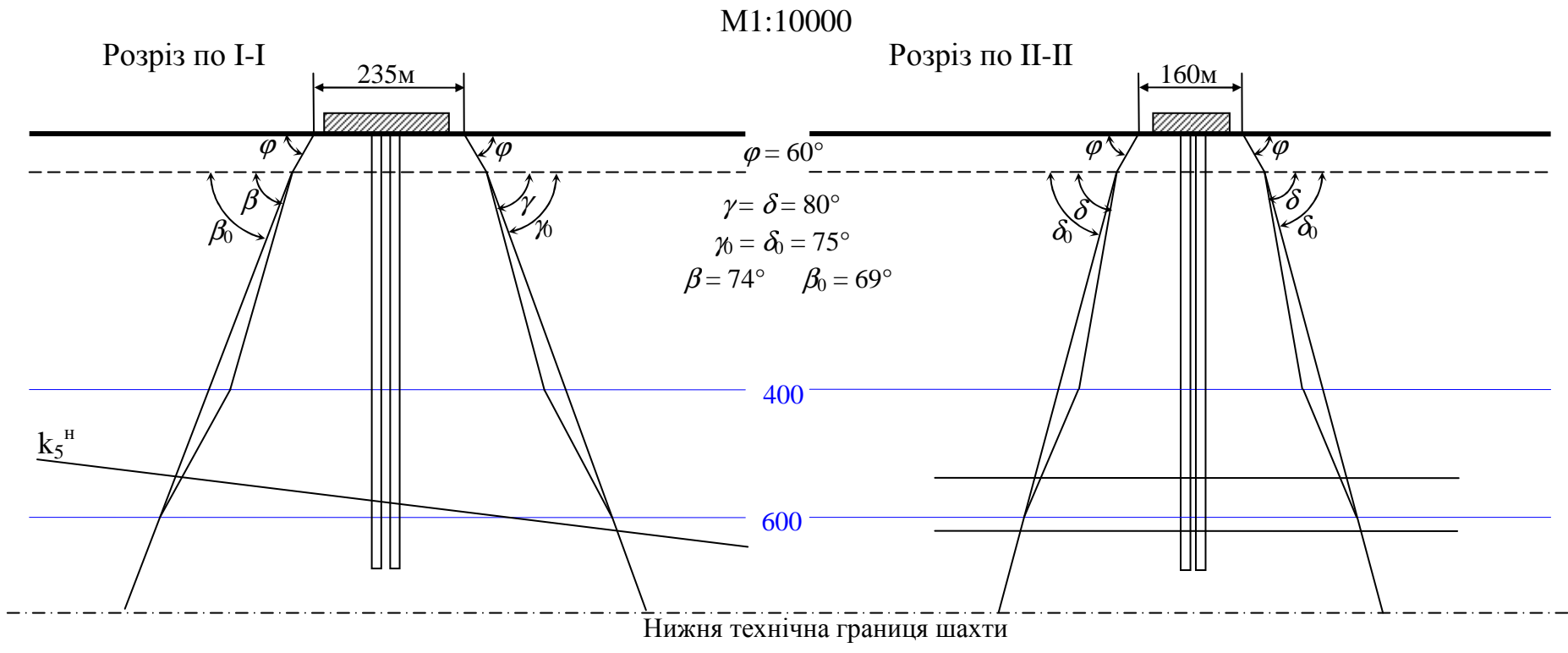
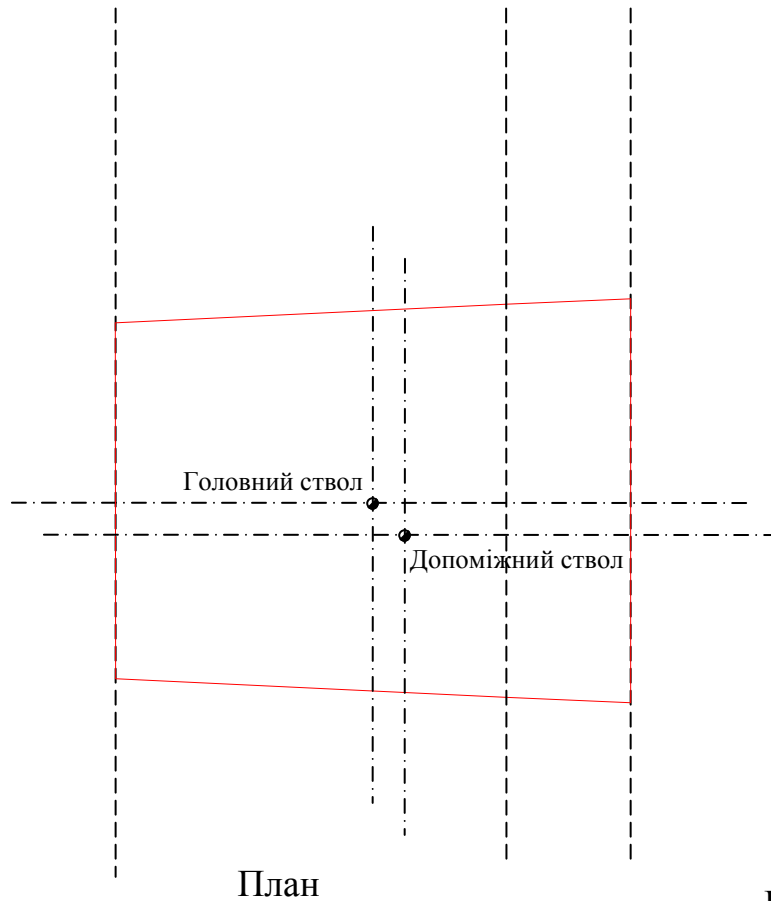


Рисунок 1.2 – Побудова запобіжного цілика для охорони промислового майданчика шахти



Розрахунок площі цілика під промисловий майданчик

Символ пласта	$S_{ц}, м^2$
k_5^H	$526 \cdot (471+520)/2 + 167 \cdot (520+534)/2 = 348\ 642$

Рисунок 1.2 – Побудова запобіжного цілика для охорони промислового майданчика шахти

2. Технологічна частина проекту

2.1 Розробка основних напрямків технічного переоснащення шахти

Усереднені техніко-економічні показники, що характеризують роботу сусідніх шахт протягом останніх п'яти років подані в таблиці 2.1

Таблиця 2.1 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти

Назва показника	Показники за 5 років роботи шахти				
	2015	2016	2017	2018	2019
Річний видобуток, тис.т	630	635	660	660	710
Середня діюча кількість очисних вибоїв, лав	3,3	3,4	3,2	3,1	3,4
Середньодобовий видобуток, т	2100	2117	2200	2200	2367
Навантаження на очисний вибій, т	636	623	688	710	696
Посування очисного вибою, м/міс	45,8	45,9	47,6	47,6	52,4
Річний обсяг проведення гірничих виробок, м	6301	6379	7145	6730	7628
у тому числі розкривних та підготовчих	604	706	645	673	762
Кількість прохідницьких бригад	4	5	5	4	5
Швидкість проведення виробок, м/міс	63,5	64,8	69,1	66,7	67,5
Чисельність ПВП, чол.	4261	4213	4208	4222	4268
у тому числі робочих	3827	3791	3786	3781	3830
з них ГРОВ	632	598	602	635	645
прохідників	523	501	512	503	513
кріпильників	496	499	477	474	481
електрослюсарів	560	582	583	589	595
інших підземних	952	971	974	927	931
робочих на поверхні	664	640	638	653	665
Продуктивність праці, т/міс	12,3	12,6	13,1	13,0	13,9

По таблиці 2.1 видно, що протягом 2015 – 2019 років постійно збільшувався річний обсяг видобутку: з 630 тис. т в 2015 р. до 710 тис. т в 2019 р. Продуктивність праці робочих протягом звітної періоду збільшилася (12,3 т/міс у 2001 р. і 13,9 т/міс в 2005 р.). При цьому чисельність персоналу збільшилася незначно. Збільшилося середньодобове навантаження на очисний вибій у 1,1 рази.

Для подальшого розвитку виробничої потужності необхідно додатково ввести у експлуатацію на шахті, що будується, механізований очисний вибій, прохідницьку бригаду, здійснити технічне переоснащення шахти.

Під час розробки запасів шахти набуло поширення застосування механізованого кріплення типу Д80 (2 типорозмір) сумісно з комбайном 2ГШ-68Б та конвеєром СП250. Таке компонування очисного устаткування має ряд недоліків. Комбайн працює з рами конвеєра, при цьому відбита гірнична маса пропускається під корпусом комбайна, що обмежує завантаження конвеєра, отже і продуктивність комбайна; корпус комбайна 2ГШ-68Б має значну довжину (6700 мм по осям шнеків), що ускладнює пристосування комбайну до гіпсометрії пласта; до числа недоліків комбайну слід додати його значну ремонтну складність, оскільки комбайн має вбудовану систему подачі, й недостатньо високу енергоозброєність, що не відповідає технічному рівню сьогодення. Механізоване кріплення Д80 також морально застаріле. До числа його недоліків слід віднести недостатню поперечну стійкість секцій кріплення, значний тиск на підшву пласта. Кріплення Д80 не забезпечує зусилля притиску консолі перекриття до покрівлі пласту, достатнього для попередження вивалів з нестійкої безпосередньої покрівлі.

Усунення цих недоліків дозволить значно збільшити рівень добового видобутку з очисного вибою, поліпшити умови та зменшити трудомісткість виїмки вугілля, знизити його собівартість.

Для виїмки вугілля передбачаємо застосування автоматизованого комплексу ЗМКД90. Комплекс призначений для механізації виїмки вугілля, його доставки, кріплення при вибійного простору і управління покрівлею на пластах потужністю 1,35-2,0 м з кутами падіння до 35° по простяганню і до 10° при відробленні запасів виїмкової ділянки по падінню або повстанню. Комплекс може застосовуватися на пластах з боковими породами до нестійких включно. Основна технічна і експлуатаційна особливість кріплення ЗКД90, що входить до складу комплексу: підвищена надійність і ресурс, що забезпечуються конструктивними параметрами секції та використанням високоміц-

них матеріалів; підвищена продуктивність і зручність ведіння робіт за рахунок таких факторів: наявність подвійного проходу між конвеєром та стійками кріплення в початковому положенні; зменшений тиск на підошву пласту в зоні носка основи для роботи в умовах слабких підошов; використання для кріплення елементів секцій швидкокорозбійних з'єднань чекового типу замість болтових з'єднань; відкритий доступ до елементів гідросистеми з робочого простору; поліпшена взаємодія кріплення з боковими породами по ряду факторів: скорочення вивалоутворення в безпосередній покрівлі внаслідок створення перекриттями секцій горизонтально-стискаючих зусиль, направлених до вибою; покращення умов підтримання покрівлі за рахунок використання коротких консолей з високим зусиллям притиску, що забезпечується механізмом передавання зусилля від гідростійок; забезпечення поперечної стійкості секцій і маневреності перекриття за рахунок використання основи типу «катамаран» і роздільного управління гідростійками. Комбайн РКУ13, що входить до складу комплексу має підвищену продуктивність (8,0 т/хв) й більшу встановлену потужність приводу (400 кВт) порівняно з комбайном 2ГШ68Б (5,0 т/хв, $2 \times 160 = 320$ кВт). Також до складу комплексу входять конвеєр типу СПЦ273, система автоматизованого управління комплексом, механізоване кріплення сполучення КСД, насосна станція СНТ40. Комплекс ЗМКД90 може застосовуватись в умовах нестійкої покрівлі.

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

Приймаємо за гірничо-геологічними умовами відробки запасів типову технологічну схему очисних робіт №3.

Визначимо добове навантаження на очисний вибій по опору вугілля до різання, організаційному та газовому факторах.

Навантаження на лаву по опору вугілля до різання визначається по формулі:

$$A_c = 60 \cdot Q_m \cdot k_m \cdot T' \cdot 0,8 \quad (2.1)$$

де Q_m – теоретична продуктивність комбайну, т/хв.;
 k_m – коефіцієнт машинного часу, приймаємо $k_m = 0,55$;
 T' – прийнятий час роботи лави по видобутку вугілля, година;
 $0,8$ – коефіцієнт, що враховує зниження сталої роботи комбайна.

$$Q_m = v_m \cdot m \cdot r \cdot \gamma \quad (2.2)$$

де v_m – технічно можлива швидкість комбайна, м/хв.; при опорі вугілля до різання 240 кН/м швидкість посування комбайну РКУ13 становитиме 5 м/хв.;
 γ – об'ємна маса вугілля, т/м³;
 r – ширина захвату комбайна, м.

$$Q_m = 5 \cdot 1,4 \cdot 0,63 \cdot 1,35 = 5,95 \text{ т/хв.};$$

$$A_c = 60 \cdot 5,95 \cdot 0,55 \cdot 12 \cdot 0,8 = 1885 \text{ т/добу.}$$

Максимально припустиме навантаження на очисний вибій розрахуємо по формулі:

$$A_{max} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \cdot \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_0)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу} \quad (2.3)$$

де I_p – середня абсолютна метанообільність очисної виробки, або виїмкової ділянки, м³/хв; приймається залежно від схеми провітрювання виїмкової ділянки за таблицею 7.1 [10];

Q_p – максимальна витрата повітря в очисній виробці, або на виїмковій ділянці, м³/хв, яка може бути використана для розбавлення концентрації метану до припустимих Правилами безпеки норм; приймається залежно від схеми провітрювання виїмкової ділянки за таблицею 7.1 [10].

Для схеми провітрювання виїмкової ділянки типу 3-В:

$$Q_p = Q_{очmax} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.4)$$

$$I_p = I_{оч}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.5)$$

де $Q_{очmax}$ – максимальна витрата повітря, що може бути подана до привібійного простору очисної виробки для розбавлення метану, м³/хв; розраховується по формулі:

$$Q_{очmax} = 60 \cdot S_{оч} \cdot v_{max}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.6)$$

де $S_{оч}$ – площа поперечного перерізу очисної виробки у просвіті, м²; при механізованому кріпленні визначається за таблицею 6.5 [10].

Для механізованого комплексу ЗМКД90 при потужності пласту 1,4 м $S_{оч}=2,93$ м².

$k_{оз}$ – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині відробленого простору, яка безпосередньо прилягає до привібійного простору; приймаємо за таблицею 6.4 [10];

C – припустима за Правилами безпеки концентрація метану у вихідному з очисної виробки струмені повітря, %;

C_0 – концентрація метану у струмені повітря, що надходить до виробки, %; для проектних виробок приймається рівною 0,05 %.

Отже, розрахуємо максимально припустиме навантаження на очисний вибій пл. k_5^H :

$$Q_p = Q_{оч_{max}} \cdot k_{оз} = 60 \cdot 2,93 \cdot 4,0 \cdot 1,25 = 879 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_p = I_{оч} = 4,4 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$A_{max} = 1500 \cdot 4,4^{-1,67} \cdot \left[\frac{879 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 2113 \text{ т/добу}.$$

Тобто навантаження на очисні вибої не обмежені по газовому фактору.

Проектна кількість робочих днів у році – 300. Кількість робочих днів у місяці – 25. Тривалість виробничої зміни – 6 годин. Тривалість робочого дня для робочих на поверхні – 8 годин. Добовий режим роботи шахти — дві робочі зміни, одна – ремонтно-підготовча, одна – профілактична по проведенню заходів щодо попередження раптових викидів.

Проектна виробнича потужність шахти 900 т/рік може бути забезпечена роботою двох очисних вибоїв з добовим навантаженням 1500 т кожний.

2.3 Розкриття, підготовка та системи розробки вугільних пластів

2.3.1 Підготовка шахтного поля та обґрунтування системи розробки

Підготовку шахтного поля приймаємо погоризонтну, з розташуванням та відробкою стовпів по повстанню пласта.

Визначаємо основні параметри підготовки.

Довжину діючої лінії очисних вибоїв визначимо по формулі:

$$h_{\partial} = \frac{A_p \cdot k_{oc} \cdot k_{\partial}}{v_{\partial} \cdot p' \cdot c} \quad (2.7)$$

де A_p – річна виробнича потужність шахти, т;

k_{oc} – коефіцієнт, що враховує видобуток з очисних вибоїв;

k_{∂} – коефіцієнт видобутку вугілля з діючих очисних вибоїв в загальному видобутку;

v_{∂} – річне посування діючої лінії очисних вибоїв по шахті;

p' – середня продуктивність одночасно розроблюваних пластів, т/м²;

c – коефіцієнт видобутку вугілля з очисного вибою.

Річне посування лінії очисних вибоїв обчислюється по формулі:

$$v_{\partial} = v_c \cdot N \cdot k \quad (2.8)$$

де v_c – добове посування очисного вибою, м/добу;

N – число робочих днів на рік;

k – коефіцієнт, що враховує вплив гірничо-геологічних умов на ритмічність роботи лави.

$$v_{\partial} = 4,8 \cdot 300 \cdot 0,95 = 1368 \text{ м}$$

Довжина діючої лінії очисних вибоїв дорівнює

$$h_{\partial} = \frac{900000 \cdot 1 \cdot 1}{1368 \cdot 1,89 \cdot 0,95} = 360 \text{ м}$$

Загальна кількість діючих лав по шахті при середній довжині лави $l = 180$ м становитиме

$$\sum n_{л.д.} = h_{\partial} / l = 360 / 180 = 2$$

Приймаємо 2 діючих лави. Згідно з Правилами технічної експлуатації приймаємо одну резервно-діючу лаву. Загальне число лав становитиме 3, а довжина загальної лінії очисних вибоїв дорівнюватиме

$$\sum h_{\text{обц}} = h_{\text{д}} + h_{\text{рез}} = 2 \cdot 180 + 1 \cdot 180 = 540 \text{ м}$$

Коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти по очисних роботах становитиме

$$k_{\text{рез}} = \sum h_{\text{обц}} / h_{\text{д}} = 540 / 360 = 1,5$$

Планове середньорічне посування загальної лінії очисних вибоїв дорівнює

$$v_{\text{н.д.р}} = v_{\text{д}} \cdot n / k_{\text{рез}} = 1368 \cdot 3 / 1,5 = 2736 \text{ м}$$

Під час розробки запасів шахтного поля набула поширення система розробки з відробкою стовпів по падінню та охороною виробки, що використовується повторно, за допомогою бутокострів. Застосування органного кріплення для її підтримання відкриває можливість зменшити витрати на охорону дільничних підготовчих виробок. Економічне порівняння варіантів системи розробки з різними способами охорони виробки, що повторно використовується, проведено на ЕОМ по програмі, що розроблена на кафедрі РРКК ДонГТУ. Результати розрахунку подано у додатку. За результатами розрахунку найбільш економічними є варіанти охорони за допомогою литих смуг та за допомогою органного кріплення. Оскільки різниця в матеріальних витратах на реалізацію цих варіантів не перевищує 1%, приймаємо спосіб охорони за допомогою органного кріплення, що не потребує додаткового устаткування й простіший в реалізації.

ПРОГНОЗ ОБРУШАЕМОСТИ ПОРОД ОСНОВНОЙ КРОВЛИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 29.03.06

N СОЧЕТАН.ФАКТОРОВ:	X93:	X74:	X71:	X11:
1	16.70	8.20	43.00	1.40

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТАЫ ПРОГНОЗА

N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	НАИМЕНОВАНИЕ ЛАВЫ, ПЛАСТА	КАТЕГОРИЯ ОБРУШАЕМОСТИ ПОРОД ОСНОВНОЙ КРОВЛИ
1	лава пл.к5н	НЕТРУДНООБРУШАЕМАЯ, X87=2 ИЛИ X87=3

ПРОГНОЗ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ КРОВЛИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 29.03.06

1	X77= 3.00	X78= 43.00	X79= 1.50	X13= 764.00
	X80В= 4.80	X15= 180.00	X81= 5.00	X11= 1.40
	X82= 4.00	X83= 2.00	X84= 7.30	X64= 1.00

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	НАИМЕНОВАНИЕ ЛАВЫ, ПЛАСТА	КАТЕГОРИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ КРОВЛИ
1	лава пл.к5н	СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ, X16=2

ПРОГНОЗ ОБРАЗОВАНИЯ ЛОЖНОЙ КРОВЛИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 29.03.06

1	X86=	.6000	X78=	43.0000	X85=	1.0000
	X87=	2.0000	X21=	8.0000	X81=	5.0000
	X13=	764.0000	X83=	2.0000		

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	НАИМЕНОВАНИЕ ЛАВЫ, ПЛАСТА	НАЛИЧИЕ ЛОЖНОЙ КРОВЛИ
1	лава пл.к5н	ОБРАЗУЕТСЯ, X94 = 1

ПРОГНОЗ УСТОЙЧИВОСТИ И СТЕПЕНИ ПУЧЕНИЯ ПОРОД ПОЧВЫ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 29.03.06

N X88=	1 3.0000	X76=	1.0000	X89=	2.1100	X13=	764.0000
		X87=	2.0000	X21=	8.0000	X81=	5.0000

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	НАИМЕНОВАНИЕ ЛАВЫ, ПЛАСТА	КАТЕГОРИ УСТОЙЧИВОСТИ (ПУЧЕ- НИЯ) ПОРОД ПОЧВЫ
1	лава пл.к5н	СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ (СЛАБОПУЧАЩАЯ), X19 = 2

ПРОГНОЗ ОБВОДНЕННОСТИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 29.03.06

1	X77=	3.00	X95=	1.00	X13=	764.00	X81=	5.00
	X80В=	4.80	X15=	180.00	X90=	1.00	X11=	1.40
	X91=	1.00	X92=	1.00	X21=	8.00	X71=	43.00

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	НАИМЕНОВАНИЕ ЛАВЫ, ПЛАСТА	ВОДОПРИТОК, М ³ /ЧАС
1	лава пл.к5н	< 1

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

МОЩНОСТЬ 1-го СЛОЯ КРОВЛИ (Н1)м 8.2
 МОЩНОСТЬ 2-го СЛОЯ КРОВЛИ (Н2)м 14.3
 МОЩНОСТЬ 3-го СЛОЯ КРОВЛИ (Н3)м 11.9
 ПРЕДЕЛЬНАЯ ПРОЧНОСТЬ НА СЖАТИЕ 1-го СЛОЯ КРОВЛИ (G1)мПа 43
 ПРЕДЕЛЬНАЯ ПРОЧНОСТЬ НА СЖАТИЕ 2-го СЛОЯ КРОВЛИ (G2)мПа 76
 ПРЕДЕЛЬНАЯ ПРОЧНОСТЬ НА СЖАТИЕ 3-го СЛОЯ КРОВЛИ (G3)мПа 52
 МОЩНОСТЬ 1-го СЛОЯ ПОЧВЫ (Н4)м 7.3
 МОЩНОСТЬ 2-го СЛОЯ ПОЧВЫ (Н5)м 6.1
 МОЩНОСТЬ 3-го СЛОЯ ПОЧВЫ (Н6)м 19.5
 ПРЕДЕЛЬНАЯ ПРОЧНОСТЬ НА СЖАТИЕ 1-го СЛОЯ ПОЧВЫ (G4)мПа 46
 ПРЕДЕЛЬНАЯ ПРОЧНОСТЬ НА СЖАТИЕ 2-го СЛОЯ ПОЧВЫ (G5)мПа 58
 ПРЕДЕЛЬНАЯ ПРОЧНОСТЬ НА СЖАТИЕ 3-го СЛОЯ ПОЧВЫ (G6)мПа 53
 КОЭФФИЦИЕНТ УЧИТЫВАЮЩИЙ СПОСОБ ПРОВЕДЕНИЕ ВЫРАБОТОК (K1) 2
 ГЛУБИНА ВЕДЕНИЯ РАБОТ (Н0)м 764
 ВРЕМЯ ПОДДЕРЖАНИЯ ВЫРАБОТКИ ВНЕ ЗОНЫ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНОГО ЗАВОЯ (Т0)мес 7
 СЕЧЕНИЕ ВЫРАБОТКИ В СВЕТУ (F0)м.кв 9.7
 ВРЕМЯ ПОДДЕРЖАНИЯ ВЫРАБОТКИ В ЗОНЕ ОСТАТОЧНОГО ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ (Т1)мес. 8
 МОЩНОСТЬ ПЛАСТА (M1)м 1.4
 ДЛИНА ЛАВЫ (L0)м 180
 ДЛИНА ВЫРАБОТКИ (L1)м 1500
 СКОРОСТЬ ПОД ВИГАНИЯ ЛАВЫ (V1)м/год 2736
 УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА (АВ)град 8

СРАВНЕНИЕ ВАРИАНТОВ %

В5= 200 В7= 124 В8= 110
 В6= 105 В17= 100 В18= 101 В19= 142

НОМЕР		СМЕЩЕНИЕ.мм				УТОЧН- ЕНОЕ	СТОИМОСТЬ ЗАТРАТ.руб/м					
СПО- СОБА ОХР- АНЫ.	ВАРИ- АНТА ОХР- АНЫ.	КРОВЛИ	ПОЧВЫ.	ОБЩЕЕ.	РАСЧЕ- ТНОЕ	СЕЧЕ- НИЕ м.кв	НА ПРОВЕ- ДЕНИЕ	НА РЖА- НИЕ	ПОДДЕ- ЖАНИЕ	НА ОХРАНУ	СУМАРНАЯ	
											ПО СПО- СОБУ	ПО ВА- РИАНТУ
1		309	355	664	309	11.00	23893	11640		0	35533	
	1											95367
3		202	231	433	202	9.70	21500	38334		0	59834	
	2л.п	574	810	1384	574	11.80	25366	20092		2058	47516	47516
	2ж.б	623	810	1433	623	11.80	25366	20092		4625	50083	50083
2	2о.к	672	810	1482	672	11.80	25366	21767		869	48002	48002
	2кб.	867	810	1677	867	12.70	27025	40494		402	67921	67921
4	3	420	318	738	420	11.20	18031	11660		0	29691	59382
5	4	341	391	732	341	11.20	24261	1906		0	26167	52334

СРАВНЕНИЕ ВАРИАНТОВ

НОМЕР ВАРИАНТА ОХРАНЫ	1	2				3	4
		лит.п	ж.б	орг.к	к.бут		
СРАВНЕНИЕ ВАРИАНТОВ ОХРАНЫ. %	200	100	105	101	142	124	110

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Поле шахти розкрите двома центрально-здвоєними стволами (головним та допоміжним), які пройдені до гор. 780 м та капітальними квершлагами на гор. 780 м та 530 м.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стволи

Допоміжний ствол діаметром 8,0 м та площею перерізу у просвіті 28,3 м² закріплений бетоном, призначені для подавання вентиляційного струменя повітря. Ствол обладнано двохклітьовим підйомом з двоповерховими клітьями 2УКН-4. Та додатково одноклітьовим підйомом з одноповерховою кліттю. Розташування провідників – двостороннє. Шаг армування – 4,168 м. В стволі розташовані трубопроводи шахтного водовідливу, стисненого повітря та кабелі силові, сигнальні та телефонні.

Головний ствол проведений діаметром 7,0 м, закріплений бетоном і призначений для видавання вугілля з шахти. Ствол обладнано скіповим підйомом з двома скіпами 2НРМ-319 місткістю 9 т для видавання вугілля та скіповим підйомом з одним скіпом 2НРМ-316 місткістю 5,6 т для породи. Розташування провідників двостороннє. Шаг армування – 3,125 м.

2.3.3.2 Навколоствольний двір і головні розкривні виробки

Навколоствольний двір горизонту 780 м кругового типу. В межах навколоствольного двору розташовані камера здоров'я та насосна камера з водозбірниками. Виробки навколоствольного двору однопутьові, закріплені металевим арочним кріпленням з шахтного спецпрофілю СВІ. Камери та сполучення виробок закріплені бетоном та металобетоном.

Навколоствольний двір горизонту 650 м кругового типу призначений для видавання вугілля, породи, прийому довгомірів, спуску та підймання людей. В межах навколоствольного двору розташовуються:

- насосна камера головного водовідливу з водозбірниками;
- камера ЦПП;
- склад ВМ;
- комплекс виробок та камер по завантаженню скіпів вугіллям та породю;
- комплекс виробок для чистки зумпфа головного стволу.

Матеріал кріплення виробок і камер – бетон, металобетон, арочне кріплення з профілю СВП.

Навколоствольний двір горизонту 530 м кругового типу призначений для видавання вугілля, породи, прийому довгомірів, спуску та підймання людей.

Розташування виробок навколоствольних дворів передбачено вхрест простягання порід. Устаткування навколоствольних дворів дозволяє видавати породу у вагонетках ВДК-2,5 та ВГ-3,3, спускати та підіймати крупногабаритне устаткування. Обмін вагонеток в кожній кліті виконується агрегатом типу АПГ. На кожній вхідній вітці встановлений путьовий стопор типу СП400-9Э. Подавання вагонеток здійснюється канатним штовхачем ТКО16-18.

Зумпфова частина стволів обладнана механізмом для чистки, що складається з завантажувального пристрою з затвором, що приводиться в дію приводом ПЧКМ.

2.4 Паспорт виїмкової ділянки, проведення і кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виїмки вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Уточнення умов відпрацювання запасів виїмкової ділянки: стійкості порід покрівлі, схильності порід підшоши до випирання, притока води в лаву та інших факторів виконано на ЕОМ за допомогою програмних модулів, розроблених на кафедрі РРКК ДонДТУ. Результати розрахунків приведені в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Прогнозні дані по умовам відробки запасів ділянки

Назва фактора	Прогнозні дані
Категорія обвалення порід основної покрівлі	неважкообвалювана
Категорія стійкості порід безпосередньої покрівлі	середньої стійкості
Наявність ложної покрівлі	утворюється
Категорія стійкості порід підшоши	середньої стійкості
Приток води в лаву	1 м ³ /год

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

Подані вище результати розрахунків, показують, що гірничо-геологічні умови благоприємні для застосування комплексної механізації розробки вугільних пластів.

Для механізації очисних робіт проектом передбачено застосування механізованого комплексу типу ЗМКД90. Управління покрівлею при роботі

комплексу – повне обвалювання. Перевіряємо механізоване кріплення ЗКД90 по реакції стійок кріплення. Визначаємо реакцію стійок першого ряду по формулі:

$$R_1 = \frac{\gamma_n \cdot h_1 \cdot (b_1 + l_{ш})^2 \cdot (b_1 - b) \cdot a_2}{2 \cdot (b_1^2 + (b_1 - b)^2)}, \text{ тс} \quad (2.9)$$

де γ_n – об'ємна маса породи, т/м³;

h_1 – потужність безпосередньої покрівлі, м;

b_1 – максимальна ширина при вибійного простору, м;

b – ширина привибійного простору до виїмки вугілля, м;

$l_{ш}$ – шаг обвалювання безпосередньої покрівлі, м;

a_2 – відстань між осями стійок секцій.

$$R_1 = \frac{2,5 \cdot 8,2 \cdot (5,17 + 4)^2 \cdot (5,17 - 4,37) \cdot 1,0}{2 \cdot (5,17^2 + (5,17 - 4,37)^2)} = 25,2 \text{ тс.}$$

Реакцію задньої стійки визначимо по формулі:

$$R_2 = \frac{\gamma_n \cdot h_1 \cdot (b_1 + l_{ш})^2 \cdot b_1 \cdot a_2}{2 \cdot (b_1^2 + (b_1 - b)^2)}, \text{ тс} \quad (2.10)$$

$$R_2 = \frac{2,5 \cdot 8,2 \cdot (5,17 + 4)^2 \cdot 5,17 \cdot 1,0}{2 \cdot (5,17^2 + (5,17 - 4,37)^2)} = 162,8 \text{ тс.}$$

Відповідно до технічних характеристик механізоване кріплення ЗКД90 має робочий опір 280 тс на одну секцію, тобто воно відповідає гірничо-геологічним умовам виїмкової ділянки.

Визначимо максимальне опускання покрівлі по формулі:

$$h = \alpha \cdot m \cdot l_3, \text{ м} \quad (2.11)$$

де α – коефіцієнт, що враховує клас покрівлі;

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

$$h = 0,025 \cdot 1,4 \cdot 3,63 = 0,127 \text{ м}$$

Конструктивна висота кріплення має відповідати умовам

$$\begin{aligned} H_{\min} &\leq m_{\min} - b - t - h \\ H_{\max} &\geq m_{\max} \end{aligned} \quad (2.12)$$

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

b – запас розсунення кріплення, м;

t – товщина породної подушки під основою та на перекритті, м;

h – максимальне опускання покрівлі.

$$1,0 < 1,4 - 0,05 - 0,03 - 0,127 = 1,193$$

$$2,0 > 1,4$$

Отже механізоване кріплення ЗКД90 відповідає гірничо-геологічним умовам виїмкової ділянки.

Виїмка вугілля в очисному вибої здійснюється по човниковій схемі. Комбайн РКУ13 зарубується в пласт фронтальним насуванням на вибій, що дозволяє відмовитися від виїмки ніш за умови винесення приводних головок вибійного конвеєра на прилеглі підготовчі виробки. Винесенні головки конвеєра розташовуються на столах кріплень сполучень.

Пересування вибійного конвеєра здійснюється хвильовим способом. Відбите вугілля транспортується вибійним конвеєром СПЦ273 до хідника, де перевантажується за допомогою скребкового пересувного перевантажувача типу ПТК1 на стрічковий конвеєр 1Л80.

Охорона хідника для повторного використання здійснюється за допомогою штучних споруд (2 ряди органного кріплення). Підтримання штреку здійснюється відповідно до типового паспорту №10 [15]. Використаний повторно хідник ліквідується позаду лави і тимчасово підтримується одним рядом органного кріплення (по типовому паспорту №3 [15]).

Брівка лави закріплюється рамним кріпленням, що складається з дерев'яного бруса розмірами $2,0 \times 0,14 \times 0,04$ під який встановлюються дерев'яні стійки діаметром 15 см.

2.4.1.3 Технологія монтажу секцій кріплення ЗМКД90 із застосуванням лебідок

Доставка секцій механізованого кріплення по хіднику монтажної камери здійснюється консоллю вперед. Засоби механізації монтажу секцій кріплення представлені в таблиці.

Таблиця 2.3 – Засоби механізації монтажу

Назва	Тип устаткування	Кількість
1. Лебідка	ЛПК-13	1
2. Лебідка	ЛМ-25	1
3. Лебідка	ЛПТ-55	3
4. Платформа	ПТК, ПТД	30
5. Лебідка ручна	ЛРЦ	1
6. Полок монтажний		1
7. Дорога монтажна	МД	1
8. Апаратура сигналізації і зв'язку	ПСК	1
9. Блок обвідний		1
10. Відбійник направляючий		2
11. Комплект гідродомкратів, інструмента и пристосувань		1

Для підтягування навантажених платформ до монтажного полка додатково застосовується лебідка ЛВД-25. Для механізації обміну навантажених і порожніх платформ на транспортній виробці застосовується перекотна платформа ППР. В залежності від напрямку доставки и монтажу устаткування, монтаж одного з приводів скребкового конвеєра виконується після монтажу секцій кріплення і комбайна.

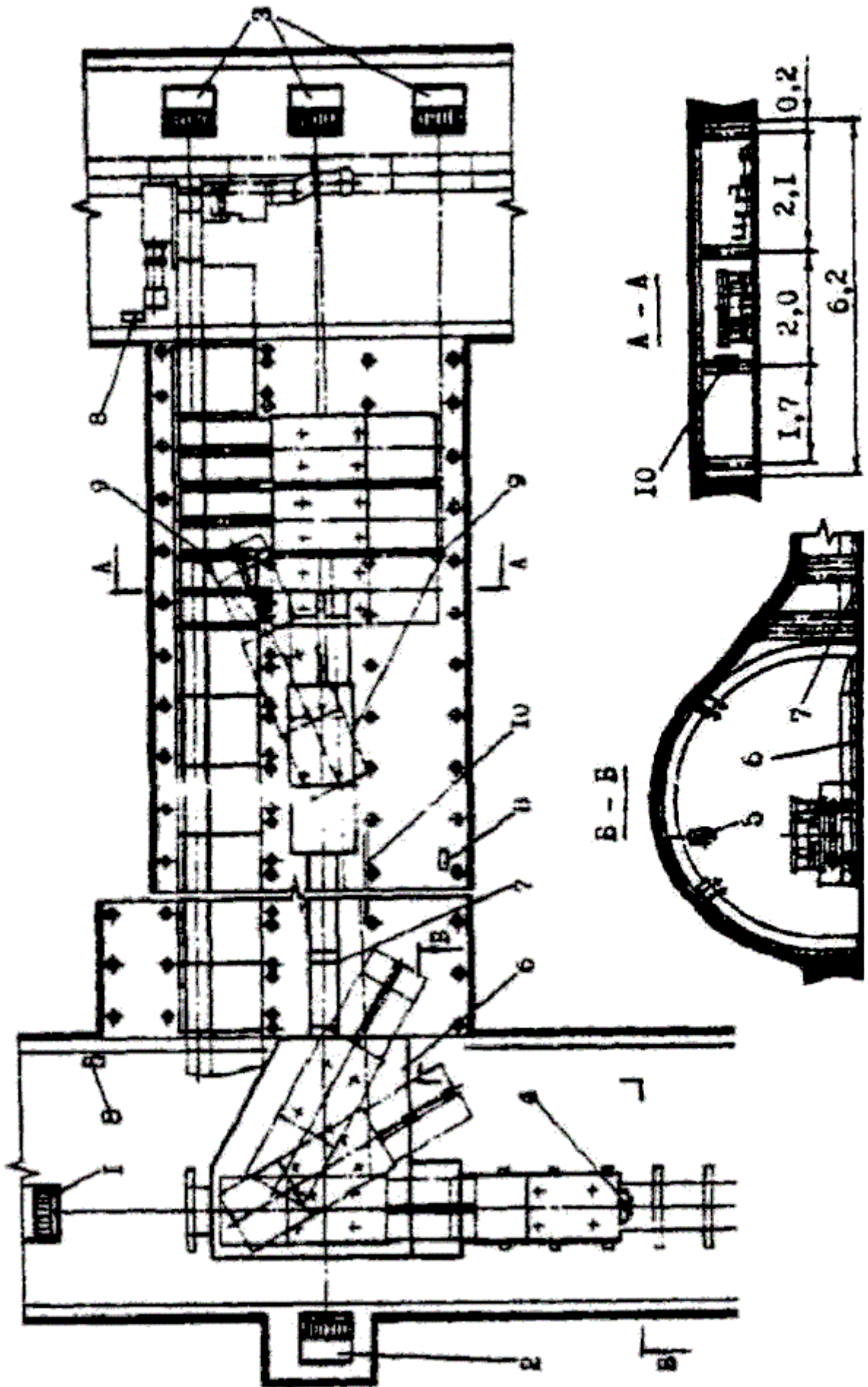


Рисунок 2.1 – Технологічна схема монтажу механізованого комплексу 3МКД90

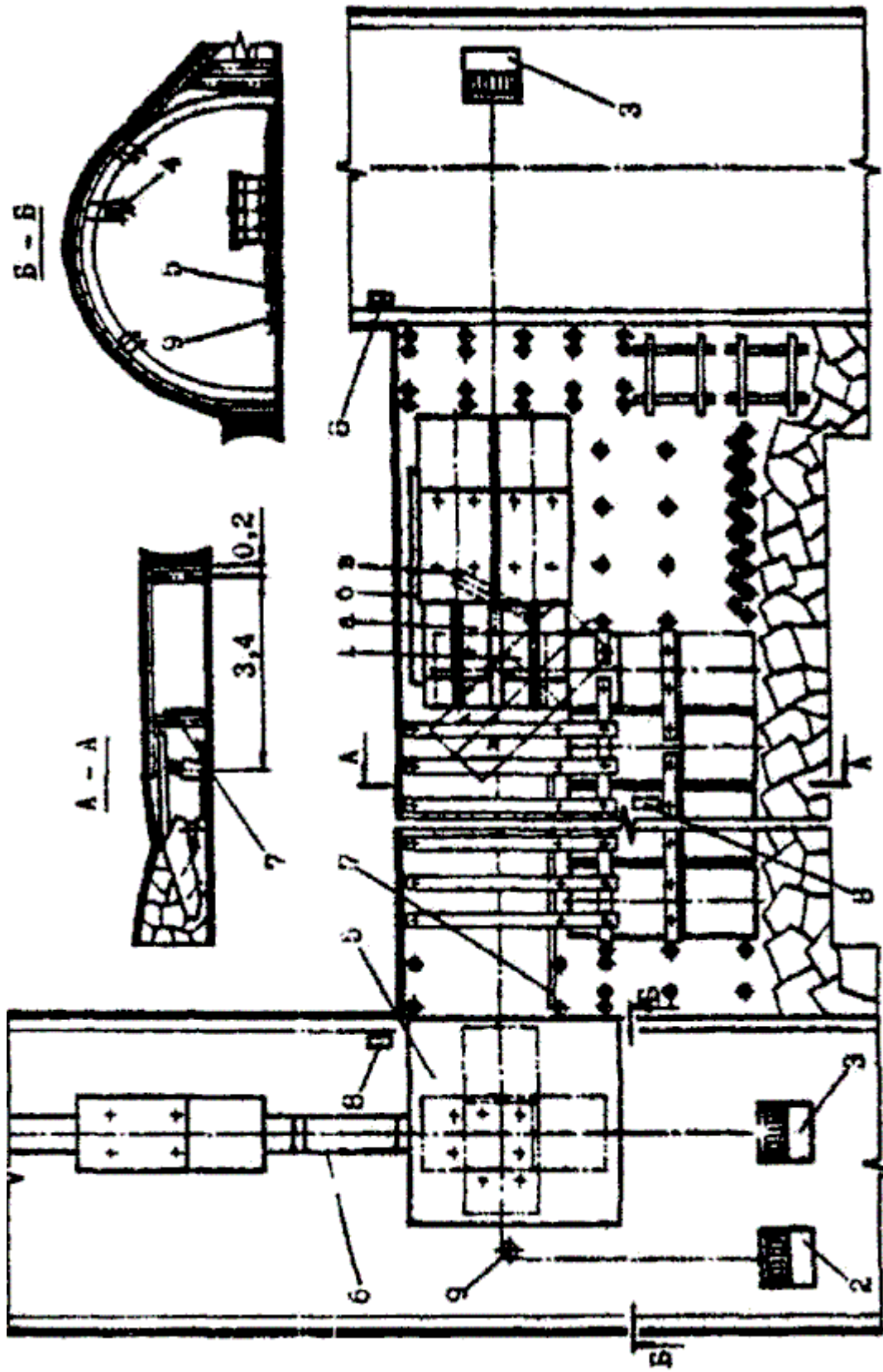


Рисунок 2.2 – Технологічна схема демонтажу механізованого комплексу 3МКД90

Засоби механізації демонтажу механізованого комплексу приведені в таблиці.

Таблиця 2.4 – Засоби механізації демонтажу

Назва	Тип устаткування	Кількість
1. Лебідка	ЛПК-13	2
2. Лебідка	ЛМ-25	2
3. Полок монтажний		3
4. Апаратура сигналізації і зв'язку	ПСК	1
5. Блок обвідний		1
6. Відбійник направляючий		1
7. Комплект гідродомкратів, інструмента и застосувань		1

Для транспортування демонтованого устаткування по рейкових коліях застосовуються платформи ПТК. Для зняття консолі з перекриття секції кріплення застосовуються гідродомкрати ручні з приводом ДГ-5, стійки тимчасового кріплення ВК-8, ручні лебідки ЛРЦ. Для розвороту, витаскування на демонтажний хідник і доставки секцій по лаві застосовуються лебідки.

2.4.1.3 Управління станом масиву гірських порід

За прогнозом гірничо-геологічних умов розробки вугільного пласту, виконаному за допомогою програмних засобів, що розроблені на кафедрі розробки пластових родовищ корисних копалин, основна покрівля не потребує заходів до зниження міцності порід, що її складають, а також в застосуванні додаткових заходів до первинної посадки покрівлі.

Застосування механізованого кріплення типу ЗМКД90 нового технічного рівня значно знижує вірогідність утворення вивалів навіть при наявності нестійкого нижнього шару безпосередньої покрівлі. Проте на випадок утворення вивалу проектом передбачається застосування випереджаючого штангового кріплення і викладка в пустотах над секціями кріплення дерев'яних

кострів з бруса та стійок. Якщо висота вивалу перевищує 0,8 м, встановлюється тимчасове кріплення.

В місцях геологічних порушень виїмка вугілля проводиться за спеціальними заходами ланкою ГРОВ, що складається з 3-4 чоловік. До місця виїмки вугілля доставляють гідростійки, лісоматеріали, анкери, хімічні ампули.

Двоє робочих пневматичним свердлом СР-3 (або СЭР-19) і штангою довжиною не менше 2,2 м бурять шпури в місцях можливих обвалень покрівлі. Шпури бурять під кутами $5-7^\circ$ і $45-60^\circ$. Довжина анкерів 2,2 і 1,5 м. Інші два робочих готують анкери і ампули для подачі їх в шпур. Після підготовки шпуру необхідної довжини в нього вставляють ампули і анкер і, повертаючи його за допомогою свердла, подають до кінця шпуру.

Після установки анкерного кріплення двоє робочих починають виїмку вугілля за допомогою ОМ. Секції механізованого кріплення мають бути при-сунені до вибою. Виїмка виконується заходками не більше 1,0 м. Встановлюється тимчасове кріплення, що складається з відрізків бруса довжиною 1,0 м і 2-х гідравлічних стійок. Далі виймається наступна заходка і встановлюється рама постійного індивідуального кріплення. Інші два робочих подають необхідні матеріали, допомагають встановлювати рамки кріплення, зачищають підшву. Рамка індивідуального кріплення складається з дерев'яного бруса і 3-х гідравлічних стійок. Рамки встановлюються через 0,8 м.

Роботи по встановленню індивідуального кріплення і викладці кострів ведуться при зупиненому конвеєрі. Під час перегону комбайну через зону ручної виїмки секція механізованого кріплення пересувається трохи вперед з таким розрахунком, щоб консоль верхнього перекриття підхопила кінці дерев'яних брусів рамок кріплення. Після чого знімається одна стійка в рамці для пропуску комбайну, подальшої засуви секції і пересування конвеєра до вибою на 0,63 м. Після зняття смуги вугілля комбайном і перегону комбайну через зону ручної виїмки виймають чергову заходку за допомогою ОМ і т.д. до кінця зони геологічного порушення.

2.4.1.4 Організація очисних робіт та основні техніко-економічні показники

Видобуток вугілля (комбайном) з одного циклу:

$$D_u = D_k = L_l \cdot m \cdot r \cdot \gamma, \text{ т} \quad (2.13)$$

де L_l - довжина лави, м;
 m - потужність пласту, м;
 r - ширина захвату комбайну, м;
 γ - густина вугілля, т/м³.

$$D_u = D_k = 180 \cdot 1,4 \cdot 0,63 \cdot 1,35 = 214 \text{ т.}$$

Обсяг робіт з кріплення кінцевих ділянок лави гідравлічними стійками під металеві верхняки (одна стійка під верхняк) – по одному комплекту з обох кінців лави, загалом 2 комплекти:

Обсяг робіт з кріплення брівки лави під спарений шпальний брус:

$$V_{шб} = 2 \cdot r / l_{бр}, \text{ комплект} \quad (2.14)$$

де $l_{бр}$ - довжина шпального бруса, м.

$$V_{шб} = 2 \cdot 0,63 / 2,0 = 0,63 \text{ комплекту.}$$

Загальний обсяг робіт на кріплення брівок лави з обох її кінців становитиме $2 \times 0,63 = 1,26$ комплекту.

Обсяг робіт із встановлення одного ряду органного кріплення біля вентиляційного хідника:

$$V_{орг} = r / d_{ст}, \text{ стійка} \quad (2.15)$$

де $d_{ст}$ – діаметр стійки, м.

$$V_k = 0,63 / 0,16 = 4 \text{ стійок.}$$

Обсяг робіт з установа двох рядів органного кріплення біля конвеєрного хідника:

$$V_{орг} = 2 \cdot r / d_{ст}, \text{ стійка} \quad (2.16)$$

$$V_k = 2 \cdot 0,63 / 0,16 = 8 \text{ стійок.}$$

Обсяг робіт з доставляння дерев'яних стійок для встановлення їх під шпальний брус: ліва брівка: 2 ст., права брівка: 2 ст.; загалом 4 ст.

Обсяг робіт з доставляння шпального бруса: 1,26 бруса.

Обсяг робіт з доставляння дерев'яних стійок органного кріплення: ліва брівка: 4 стійок, права брівка: 8 стійок, загалом 12 стійок.

Коефіцієнт циклічності:

$$K_{\text{ц}} = \frac{H_{\text{усм}}}{D_{\text{к}}} \quad (2.17)$$

де $H_{\text{усм}}$ – установлена норма виробки на виїмку вугілля комплексом з урахуванням поправочних коефіцієнтів; розраховується по формулі:

$$H_{\text{усм}} = H_{\text{м}} \cdot k_1, \text{ т} \quad (2.18)$$

де $H_{\text{м}}$ – таблична норма виробки (таблиця 3 п.20е [25]), т;

k_1 – поправочний коефіцієнт при значній хвилястості підшви пласту;

$$H_{\text{усм}} = 651 \cdot 0,9 = 586 \text{ т.}$$

$$K_{\text{ц}} = \frac{586}{214} = 2,738.$$

Нормативна трудомісткість, зведена до одного циклу:

$$Tr_{\text{ц}} = \frac{Tr_{\text{м}}}{K_{\text{ц}}}, \text{ чол.}\cdot\text{зм} \quad (2.19)$$

де $Tr_{\text{м}}$ – таблична трудомісткість (норма обслуговування комплексу, таблиця 6 п.20 [25]).

$$Tr_{\text{ц}} = \frac{8,672}{2,738} = 3,167 \text{ чол.}\cdot\text{зм.}$$

Трудомісткість з обслуговування комбайну машиністом гірничих виїмкових машин:

$$Tr_{\text{МГВМ}} = \frac{1}{K_{\text{ц}}}, \text{ чол.}\cdot\text{зм.} \quad (2.20)$$

$$Tr_{\text{МГВМ}} = \frac{1}{2,738} = 0,365 \text{ чол.}\cdot\text{зм.}$$

Трудомісткість з обслуговування комплексу гірничо-робочими очисного вибою:

$$Tr_{\text{ГРОВ}} = 3,167 - 0,365 = 2,802 \text{ чол.}\cdot\text{зм.}$$

Розрахунок трудомісткості робочих процесів зведено в таблицю 2.5.

Таблиця 2.5 – Розрахунок сумарної трудомісткості та заробітної плати на цикл виїмки вугілля

Вид робіт	Од.вим.	Норма виробки			Обсяг роботи на цикл	Потрібна кількість чол.зм.	Тарифна ставка, грн.	Сума зарплати на цикл, грн.	Підстава до встановлення норми виробки
		таблична	коєф-ти	уст-на					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Виїмка вугілля комплексом	т	651	0,9	586	214	3,167			ЄНВ98 т.3/20е
МГВМ	т					0,365	49,560	18,09	
ГРОВ	т					2,802	42,660	119,53	
Кріплення брівок під шпальний брус	кт.	39,6	0,85	39,6	1,26	0,032	42,660	1,37	ЄНВ93 т.63/4Г
Возведення дерев'яного органного кріплення	ст.	73		5,69	12	2,109	42,660	89,97	ЄНВ93 т.72/8а
Доставляння стійок для установки під шпальний брус	ст.	370	1,5·0,9	615	4	0,007	42,660	0,30	ЄОНВ87 т.20/10б
Доставляння стійок для органного кріплення	ст.	370	1,5·0,9	615	12	0,020	42,660	0,85	ЄОНВ87 т.20/10б
Доставляння шпального бруса	шт.	255	1,5·0,9	382,5	1,26	0,003	42,660	0,13	ЄОНВ87 т.20/12б
Всього						5,338		230,24	

Комплексна норма виробки:

$$H_{в.к.} = \frac{D_c}{\sum T_p}, \text{ т/чол.}\cdot\text{зм.} \quad (2.21)$$

де $\sum T_p$ - сумарна необхідна кількість чол.зм. на цикл за нормою.

$$H_{в.к.} = \frac{214}{5,338} = 40,09 \text{ т/чол.}\cdot\text{зм.}$$

Комплексна розцінка:

$$P_{к.} = \frac{\sum Z_n}{D_c}, \text{ грн./т} \quad (2.22)$$

де $\sum Z_n$ - сумарна заробітна плата на цикл, грн.

$$P_{к.} = \frac{230,24}{214} = 9,59 \text{ грн./т.}$$

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з щодобового технічного обслуговування та ремонту устаткування машиністом очисних виїмкових машин та гірничо-робочими очисного вибою в ремонтно-підготовчу зміну. Розрахунок зведено в таблицю 2.6.

Таблиця 2.6 – Розрахунок нормативної трудомісткості робіт з щодобового технічного обслуговування комплексу в ремонтно-підготовчу зміну

Умови та фактори	Характеристика факторів	Таблична норма часу, чол·год	Поправочні коефіцієнти до табличної норми часу	Норма часу з урахуванням поправочних коефіцієнтів, чол·год	Підстава для встановлення норми та поправочних коефіцієнтів
Назва комплексу	ЗМКД90	51,9			табл.1/1д ЄНВ_ТО
Планове добове навантаження на лаву, т	1500 т				
Довжина лави, м	180		1,96 чол·год на 10 м	$51,9 - (190 - 180)/10 \cdot 1,96 = 49,94$	
Стійкість бокових порід	середньої стійкості		0,85	$49,94 \cdot 0,85 = 42,45$	п.7 до табл.1 ЄНВ_ТО

Трудомісткість робіт, що виконуються машиністом гірничо-виїмкових машин, становить згідно з приміткою до §1 [27] 6 чол·год або $6 / 6 = 1$ чол/зміну. Трудомісткість робіт, що виконуються гірничо-робочими очисного вибою, становить $42,45 - 6,0 = 36,45$ чол·год або $36,45 / 6 = 6,075$ чол·зм. Розрахунок сумарної трудомісткості та зарплати з урахуванням технічного обслуговування наданий в таблиці 2.7.

Таблиця 2.7 – Розрахунок сумарної трудомісткості та зарплати з урахуванням технічного обслуговування виїмкового комплексу в ремонтно-підготовчу зміну

Назва показників	Норма виробки	Видобуток з циклу, т	Кількість чол·змін	Тарифна ставка, грн.	Зарплата, грн.
За технологічним паспортом	40,09	214	5,338		230,24
Техобслуговування:					
МГВМ	$1500/1=1500$		0,143	49,56	7,09
ГРОВ	$1500/6,075=246,91$		0,867	42,66	36,99
Разом			6,348		274,32

Сумарна трудомісткість з урахуванням технічного обслуговування:

$$\sum Tr_{m.o.} = \sum Tr_{tex} + Tr_{MГВМ} + Tr_{ГРОВ}, \text{ чол.}\cdot\text{зм.} \quad (2.23)$$

де $\sum Tr_{tex}$ - сумарна технологічна трудомісткість робіт на цикл за діючим паспортом, чол.·зм.;

$Tr_{MГВМ}$ - трудомісткість робіт, що виконуються МГВМ по техобслуговуванню, чол.·зм.;

$Tr_{ГРОВ}$ - трудомісткість робіт, що виконуються ГРОВ по техобслуговуванню, чол.·зм.

Трудомісткість робіт з техобслуговування, що виконуються МГВМ, зведена до одного виїмкового циклу:

$$Tr_{MГВМ} = N \cdot \frac{D_u}{D_{cym}}, \text{ чол.}\cdot\text{зм.} \quad (2.24)$$

де N - необхідна кількість МГВМ у ремонтно-підготовчу зміну, чол.;

D_{cym} - плановий видобуток вугілля за добу (планове навантаження), т.

$$Tr_{MГВМ} = 1 \cdot \frac{214}{1500} = 0,143 \text{ чол.}\cdot\text{зм.}$$

Трудомісткість робіт з техобслуговування, що виконуються ГРОВ, зведена до одного виїмкового циклу:

$$Tr_{ГРОВ} = N \cdot \frac{D_u}{D_{cym}}, \text{ чол.}\cdot\text{зм.} \quad (2.25)$$

де N - необхідна кількість ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну, чол.

$$Tr_{ГРОВ} = 6,075 \cdot \frac{214}{1500} = 0,867 \text{ чол.}\cdot\text{зм.}$$

$$\sum Tr_{m.o.} = 5,338 + 0,143 + 0,867 = 6,348 \text{ чол.}\cdot\text{зм.}$$

Комплексна норма виробки з урахуванням техобслуговування:

$$H_{в.к.т.о.} = \frac{D_u}{\sum Tr_{m.o.}}, \text{ т/чол.}\cdot\text{зм.} \quad (2.26)$$

$$H_{в.к.т.о.} = \frac{214}{6,348} = 33,71 \text{ т/чол.}\cdot\text{зм.}$$

Сумарна заробітна плата з урахуванням технічного обслуговування:

$$\sum ЗП_{м.о.} = \sum ЗП_{тех} + ЗП_{МГВМ} + ЗП_{ГРОВ}, \text{ грн.} \quad (2.27)$$

де $\sum ЗП_{тех}$ - сумарна технологічна зарплата на цикл за діючим паспортом, грн.;

$ЗП_{МГВМ}$ - зарплата МГВМ по техобслуговуванню, грн.;

$ЗП_{ГРОВ}$ - зарплата ГРОВ по техобслуговуванню, грн.

Зарплата МГВМ по техобслуговуванню:

$$ЗП_{МГВМ} = Tr_{МГВМ} \cdot T_{см}, \text{ грн.} \quad (2.28)$$

де $T_{см}$ - тарифна ставка, грн.

$$ЗП_{МГВМ} = 0,143 \cdot 49,56 = 7,09 \text{ грн.}$$

Зарплата ГРОВ по техобслуговуванню:

$$ЗП_{ГРОВ} = Tr_{ГРОВ} \cdot T_{см}, \text{ грн.} \quad (2.29)$$

$$ЗП_{ГРОВ} = 0,867 \cdot 42,66 = 36,99 \text{ грн.}$$

$$\sum ЗП_{м.о.} = 230,24 + 7,09 + 36,99 = 274,32 \text{ грн.}$$

Комплексна розцінка з урахуванням техобслуговування:

$$P_{к.т.о.} = \frac{\sum ЗП_{м.о.}}{D_{ц}}, \text{ грн./т} \quad (2.30)$$

$$P_{к.т.о.} = \frac{274,32}{214} = 1,28 \text{ грн./т.}$$

Визначаємо явочну чисельність робочих комплексної бригади:

$$Ч_{яв} = \frac{D_{сут}}{H_{в.к.т.о.}}, \text{ чол.} \quad (2.31)$$

$$Ч_{яв} = \frac{1500}{33,71} = 44 \text{ чол.}$$

Чисельність робочих комплексної видобувної бригади по списку:

$$Ч_{сн} = Ч_{яв} \cdot K_{сн}, \text{ чол.} \quad (2.32)$$

де $K_{сн}$ - коефіцієнт складу бригади по списку.

$$Ч_{сн} = 44 \cdot 1,81 = 80 \text{ чол.}$$

Розрахуємо нормативну чисельність електрослюсарів з технічного обслуговування та ремонту видобувної дільниці. Для визначення нормативу чисельності в якості основного фактору прийнята сумарна нормативна трудомісткість планового технічного обслуговування та ремонту устаткування, що знаходиться в роботі. Дольова участь електрослюсарів дільниці в обслуговуванні устаткування приймається рівною 60 %. Розрахунок сумарної трудомісткості планового техобслуговування надано в таблиці 2.8.

Сумарна нормативна трудомісткість обслуговування устаткування:

$$\sum T_{op} = 7034 + 12421 = 19455 \text{ чол.}\cdot\text{год.}$$

При середньодобовому навантаженні на лаву 1500 т враховуємо поправочний коефіцієнт:

$$19455 \cdot 1,1 = 21400 \text{ чол.}\cdot\text{год.}$$

Таблиця 2.8 – Розрахунок нормативної трудомісткості планового технічного обслуговування устаткування виїмкової дільниці

N п/п	Назва устаткування	Марка устаткування	Кількість одиниць устаткування, що знаходяться в роботі	Нормативна трудомісткість, чол.год	
				на одиницю	на все устаткування
Устаткування в лаві					
1	Виїмковий комбайн	РКУ13	1	2609	2609
2	Скребковий конвеєр	СПЦ273 з трьома приводами	1	1660	1660
3	Механізоване кріплення	ЗКД90	180	15,36	2765
	Всього по лаві				7034
Устаткування в інших виробках					
5	Скребковий перевантажувач	ПТК1	1	1183	1183
6	Кріплення сполучення	КСД	2	171	342
7	Стрічковий конвеєр (350м)	1Л80 з одним приводом	4	120 на кожні 100м	420
8	Привід стрічкового конвеєра	2Л80 з одним приводом	4	1953	7812
9	Лебідка	ЛВ25	2	186	372
10	Насосна станція	СНТ-40	1	1681	1681
11	Насос зрошування	НУМС200С	1	611	611
	Всього по інших виробках				12421

Нормативна чисельність електрослюсарів на роботі визначається по формулі:

$$H_{\text{ч}} = \frac{k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot \sum T_{\text{оп}}}{357 \cdot t_{\text{см}}}, \text{ чол.} \quad (2.33)$$

де k_1 - коефіцієнт, що враховує дольову участь дільничних електрослюсарів у технічному огляді та ремонті устаткування;

k_2 - коефіцієнт, що враховує технічне обслуговування та ремонт пускової та захисної апаратури, а також гнучких кабелів;

k_3 - коефіцієнт, що враховує непланові ремонти устаткування, що виконуються ремонтними та черговими електрослюсарями дільниці;

$t_{\text{см}}$ - тривалість робочої зміни на підземних роботах, година.

$$H_{\text{ч}} = \frac{0,6 \cdot 1,20 \cdot 1,30 \cdot 21400}{357 \cdot 6} = 10 \text{ чол.}$$

З них два чоловіки позмінно і вісім – в ремонтно-підготовчу зміну.

Чисельність електрослюсарів по списку:

$$Ч_{\text{ел.сп.}} = 10 \cdot 1,81 = 18 \text{ чол.}$$

Чисельність гірничо-робочих машиністів підземних установок визначаємо, виходячи з розстановки їх по робочих місцях (4 робочих місця · 2 робочі зміни = 8 чол.):

$$Ч_{\text{МПУ}} = 8 \cdot 1,81 = 14 \text{ чол.}$$

Чисельність гірничо-робочих з доставляння матеріалів:

$$Ч_{\text{ГРПдост}} = 4 \cdot 1,81 = 7 \text{ чол.}$$

Розрахунок місячного фонду заробітної плати виїмкової дільниці подано в таблиці 2.9.

Пряму заробітна плата бригади гірничо-робочих очисного вибою розрахована по формулі:

$$ЗП_{\text{пр.бр.}} = D_{\text{м}} \cdot P_{\text{к.т.о.}}, \text{ грн.} \quad (2.34)$$

де $D_{\text{м}}$ - видобуток вугілля з очисного вибою протягом місяця, т.

РАСЧЕТ ФОНДА ОПЛАТЫ ТРУДА

Прямая заработная плата

Профессия	Объем работ, т	Численность, чел	Расценка или тариф. ставка или оклад, грн.	Фонд оплаты, грн.
Очистные работы				
ГРОЗ	45000	38	1.280	57 600
Ремонтные работы и обслуживание машин/механизмов				
МГВМ 6 разряда		1	49.56	1 487
ГРОЗ 5 разряда		8	42.66	10 238
Деж. эл. сл. 5 р.		10	42.66	12 798
ГРП 3 разряда		4	36.70	4 404
Оплата непредвиденных работ:				693
Итого рабочих:		61		87 220
ИТР				
Начальник участка		1	1 109.00	1 109
Зам. нач. участка		1	990.00	990
Пом. нач. участка		1	945.00	945
Механик участка		1	1 035.00	1 035
Горный мастер		5	905.00	4 525
Итого ИТР		9		8 604
Всего по участку прямой заработной платы:				95 824

Доплата за работу в ночное время

Профессия	Доплата за час ночной работы, грн.	Кол-во рабочих, занятых в смене		Сумма доплат, грн.
		III	IV	
МГВМ 6 разряда	3.304	1	1	1 189
ГРОЗ 5 разряда	2.844	18	18	18 429
Деж. эл. сл. 5 р.	2.844	1	1	1 024
Горный мастер	2.74	1	1	987
Всего доплата за работу в ночное время:				21 630

Премия: Сдельщикам - 15 444 грн.
Повременщикам - 2 995 грн.
ИТР - 1 918 грн.
Итого - 20 357 грн.

Доплата за руководство бригадой: 4 397 грн.
Доплата за передвижение к месту работы и обратно: 9 603 грн.
Всего фонд оплаты по участку: 151 812 грн.

КАЛЬКУЛЯЦИЯ СЕБЕСТОИМОСТИ ДОВЫЧИ УГЛЯ

Материалы, нормируемые на 1000 тонн добычи

Материалы	Ед. измер.	Норма расхода	Цена за единицу, грн.	Сумма затрат, грн.
Лесные материалы	м куб	1.7	64.00	4 896
Зубки	шт	52.3	4.67	10 991

Материалы, выделяемые на месяц

Материалы	Ед. измер.	Потребность на месяц	Цена за единицу, грн.	Сумма затрат, грн.
Кабель	м	40.0	24.29	972
Смазочные материалы	т	0.9	1 340.00	1 206
Эмульсия	т	3.0	250.00	750
Цепь	п.м	18.0	236.30	4 253
Рештаки	шт	20.0	857.61	17 152

Итого:	40 220 грн.
Прочие расходы:	8 044 грн.
Всего затраты на материалы:	48 264 грн.

Амортизация

Наименование машин и механизмов	Кол-во по плану, шт.	Балансовая стоимость, грн.	Норма амортизации, %	Сумма амортизационных отчислений, грн.
Комбайн РКУ13	1	210 000	15	2 625
Скреб. конвейер СПЦ273	1	76 000	15	950
Перегружатель ПТК-1	1	26 000	15	325
Механизированная крепь	130	6 560	15	10 660
Маслостанция СНТ40	1	18 700	15	234
Подстанция КТПВ-630	1	12 600	15	158
Станция СУВ350	1	9 672	15	121
Всего амортизационные отчисления:				15 072

Калькуляция себестоимости по участку

Элементы затрат	Сумма затрат в гривнах на месяц	Себестоимость 1 тонны, грн.	Уд.вес эл-та, %
Заработная плата	151 812	3.37	56
Начисления на зарплату	56 170	1.25	21
Материалы	48 264	1.07	18
Амортизация	15 072	0.33	6
Итого	271 318	6.03	

Продуктивність робочого очисного вибою на вихід:

$$P_{вих} = \frac{D_{сут}}{Ч_{яв}}, \text{ т/вихід} \quad (2.35)$$

$$P_{вих} = \frac{1500}{44} = 34,1 \text{ т/вихід.}$$

Продуктивність робочого очисного вибою за місяць:

$$P_{.м} = \frac{D_{.м}}{Ч_{.сп}}, \text{ т/місяць} \quad (2.36)$$

$$P_{.м} = \frac{45000}{80} = 562,5 \text{ т/місяць.}$$

2.4.2 Паспорт проведення і кріплення підготовчої виробки

2.4.2.1 Обґрунтування технологічної схеми проведення виробки

Проектом передбачається проведення збірною конвеєрного штреку, призначеного для транспортування гірничої маси від виїмкових ділянок пласту k_5^H . В заданих гірничо-геологічних умовах згідно до прогресивних технологічних схем, а також з урахуванням виробничо-технічних факторів, доцільне проведення виробки вузьким ходом, що дозволить забезпечити мінімальну трудомісткість робіт, більш високу швидкість проведення та менші витрати на проведення.

Коефіцієнт міцності бокових порід становить 4 по шкалі проф. М.М. Протодяконова, тому форма виробки прийнята арочною із змішаною підриркою. Спосіб проведення виробки – комбайновий.

Проведення виробки здійснюється прохідницьким комбайном 4ПП2-М з транспортуванням гірничої маси скребковим конвеєром з перевантаженням на стрічковий конвеєр 1Л100. Доставка устаткування і допоміжних матеріалів здійснюється у вагонетках ВГ-3,3 за допомогою маневрових лебідок. Виробка обладнується рейковою колією з шириною колії 900 мм. Верхня будова колії збирається з рейок типу Р-24 і дерев'яних шпал. Виходячи з прийнятого календарного плану відпрацювання пласту k_5^H , прийнято місячне посування підготовчого вибою 185 м/мес. Кількість змін по проходці – 3, одна зміна ремонтно-підготовча. Швидкість проведення виробки за добу $185/25=7,4$ м/сут; за зміну – 2,4 м.

Розрахунок розмірів поперечного перерізу виконуємо згідно з розмірами пересувного состава и вимог ПБ по зазорам при експлуатації штреку.

Ширина штреку на висоті 1800 мм становитиме:

$$B = m + a + A + P + n, \text{ м} \quad (2.37)$$

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

a – ширина конвеєра, м;

A – ширина пересувного состава, м;

P – зазор між конвеєром и пересувним составом, м;

n – ширина вільного проходу для людей, м.

$$B = 0,25 + 1,45 + 1,32 + 0,4 + 0,7 = 4,12 \text{ м.}$$

Приймаємо типовий переріз для виробок з одним проходом, рейковою колією для електровозу і конвеєром. Площа перерізу в проясненні до осадки 13,2 м², після осадки 12,6 м², в проходці – 15,9 м². Ширина виробки в проходці 5120 мм, в проясненні до осадки 4750 мм, після осадки 4630 мм.

Розрахунок параметрів рамного піддатливого кріплення виконуємо згідно з галузевою інструкцією.

Зміщення порід покрівлі виробки протягом строку її служби:

$$U = k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k'_s \cdot k_B \cdot k_t \cdot U_T \quad (2.38)$$

де U_T – зміщення порід, прийняте за типове, яке визначається за графіком рис.2 [17] в залежності від розрахункового опору порід стиску R_c та розрахункової глибини розташування виробки H_p ;

k_{α} – коефіцієнт впливу куту залягання порід та напрямку проходки виробки відносно простягання порід;

k_{θ} – коефіцієнт напрямку зміщень порід (при визначенні вертикальних зміщень порід дорівнює 1, при визначенні бокових зміщень порід приймається по таблиці 2 [17]);

k'_s – коефіцієнт впливу розмірів виробки; визначається по формулі:

$$k'_s = 0,2 \cdot (b - 1) \quad (2.39)$$

де b – ширина виробки в проходці, м;

k_B – коефіцієнт впливу інших виробок; для самотинних виробок приймається рівним 1;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід.

Розрахункова глибина розташування в умовах Донбасу приймається рівною проектній. Тобто в умовах проекту $H_p=764$ м.

Розрахунковий опір порід в масиві з урахуванням його порушення:

$$R_c = R \cdot K_c, \text{ МПа} \quad (2.40)$$

де R – середній опір порід у зразку одноосному стиску, МПа;

K_c - коефіцієнт складчастості масиву порід (відповідно до таблиці 1 [17] приймаємо $K_c=0,9$).

Розрахунковий опір порід стиску по контуру поперечного перерізу виробки визначають з урахуванням усіх пластів порід, що вміщують виробку, потужністю більше ніж 0,5 м, що залягають на відстані від контуру перерізу виробки в покрівлі $1,5b$, в підошві $1b$, де b – ширина виробки, м; а в боках при пологому та похилому падінні по висоті виробки.

Для суміжних пластів порід середнє значення розрахункового опору порід стиску визначається по формулі:

$$R_c = \frac{R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + \dots + R_{cn} \cdot m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \text{ МПа} \quad (2.41)$$

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

m_1, \dots, m_n – потужність пластів порід, м.

Для виробок, проведених по нашаруванню в умовах пологих пластів середній розрахунковий опір порід стиску визначається окремо для покрівлі, для підошви та для боків виробки.

$$R_{c1} = 43,6 \cdot 0,9 = 39,0 \text{ МПа}; \quad R_{c2} = 12 \cdot 0,9 = 10,8 \text{ МПа};$$

$$R_{c3} = 46,0 \cdot 0,9 = 41,4 \text{ МПа}.$$

$$R_{c.кр.} = R_{c1} = 39,0 \text{ МПа}; \quad R_{c.пч.} = R_{c3} = 41,4 \text{ МПа};$$

$$R_{c.б.} = \frac{21,2 \cdot 1,12 + 10,8 \cdot 1,4 + 41,4 \cdot 0,6}{1,12 + 1,4 + 0,6} = 20,4 \text{ МПа}.$$

По таблиці 2 [17], $k_\alpha=1,0$, $k_\theta=0,35$; $k'_s = 0,2 \cdot (5,12 - 1) = 0,82$ (для покрівлі та підошви виробки); $k'_s = 0,2 \cdot (3,61 - 1) = 0,52$ (для боків виробки); по графіку рис. 3 [17] $k_t=1$; по графіку рис. 2 [17], $U_{Ткр}=270$ мм, $U_{Тпч}=250$ мм, $U_{Тб}=780$ мм.

Визначимо розрахункові зміщення порід протягом строку служби виробки (що розташована за межами зони впливу очисних робіт):

$$U_{кр} = 1,0 \cdot 1 \cdot 0,82 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 270 = 221 \text{ мм};$$

$$U_{пч} = 1,0 \cdot 1 \cdot 0,82 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 250 = 205 \text{ мм};$$

$$U_{б} = 1,0 \cdot 0,35 \cdot 0,52 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 780 = 142 \text{ мм}.$$

Розрахункове навантаження на основне кріплення з боку покрівлі:

$$P = P^H \cdot k_{\Pi} \cdot k_{\text{пр}} \cdot b, \quad (2.42)$$

де k_{Π} – коефіцієнт перевантаження, для підготовчих виробок $k_{\Pi}=1$;

$k_{\text{пр}}$ – коефіцієнт впливу способу проведення виробки;

b – ширина виробки в проходці, $b=5,12$ м.

$$P = 85 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 5,12 = 348 \text{ кН.}$$

Для кріплення виробки прийнята арочне кріплення із спецпрофіля СВП-27 с несучою здатністю 290 кН.

Щільність установки рам металевого піддатливого кріплення визначається по формулі:

$$n \geq P/N_s, \quad (2.43)$$

де N_s – опір однієї рами кріплення, $N_s=290$ кН.

$$n = 348/290 = 1,25 \text{ рам/м.}$$

Отже, приймаємо арочне металеве піддатливе кріплення КМП-А3 із спецпрофіля СВП-27 з кроком встановлення рам 0,8 м. Затяжка боків и покрівлі виробки здійснюється деревом, обробленим антисептичними розчинами. Тимчасове кріплення при проведенні виробки представляє собою передове кріплення на висувних трубах.

Перевіряємо кріплення по піддатливості:

$$\Delta \geq U_{\text{кр}} \cdot k_{\text{ос}} \cdot k_{\text{ус}} \cdot k_{\text{анк}}, \quad (2.44)$$

де Δ – конструктивна піддатливість кріплення, мм;

$U_{\text{кр}}$ – розрахункові зміщення порід покрівлі, мм.

$k_{\text{ос}}$, $k_{\text{ус}}$, $k_{\text{анк}}$ – коефіцієнти, що обираються в залежності від щільності установлення основного кріплення, засобів посилення і анкерного кріплення.

$$\Delta = 300 > 221 \cdot 1,0 \cdot 1 \cdot 1 = 221 \text{ мм.}$$

Умова виконується.

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

Організація праці и режим роботи вибою:

1. Для виробки – шестиденний робочий тиждень з загальним вихідним днем, тобто перервний робочий тиждень. Кількість робочих днів за рік – 300, за місяць – 25.

2. Для робочих – п'ятиденний робочий тиждень з одним загальним вихідним днем и наданням другого вихідного дня по гнучкому графіку.

Добовий режим роботи:

1. Для виробки і робочих передбачається безперервний добовий режим, тобто чотири зміни по шість годин (три зміни по проходці и одна ремонтно-підготовча).

2. Форма організації праці – добова комплексна бригада.

Тривалість циклу:

$$T_{\text{ц}} = \frac{T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{мес}} \cdot l_{\text{ц}}}{V_{\text{мес}}}, \quad (2.45)$$

где $T_{\text{см}}$ – тривалість зміни, хв;

$n_{\text{см}}$ – кількість змін по проходці за добу;

$n_{\text{мес}}$ – кількість робочих днів у місяці;

$l_{\text{ц}}$ – можливе посування вибою виробки за цикл, м;

$V_{\text{мес}}$ – планова швидкість проведення виробки, м/міс.

$$T_{\text{ц}} = \frac{360 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 2,1}{157,5} = 360 \text{ хв.}$$

Тривалість виконання кожної операції одним робітником:

$$t_i = \frac{N_i \cdot T_{\text{см}} \cdot k_{\text{пр}}}{k_{\text{н}}}, \quad (2.46)$$

де N_i – трудомісткість по заданому процесу, чол·зм;

$k_{\text{пр}}$ – коефіцієнт побудови графіка (при проведенні виробки комбайном $k_{\text{пр}} = 1$);

$k_{\text{н}}$ – коефіцієнт перевиконання норми.

Таблиця 2.9 – Тривалість виконання операцій

Процес	Обсяг робіт на зміну		Норматив часу на од. обсягу робіт, чол.-хв.	Кількість виконавців	Тривалість виконання, год	
	од. вим.	кількість			одним прохідником	по графіку
ПЗО						0,3
Керування комбайном	м	2,4	80,28	2	3,21	3,0
Кріплення	рама	3	158,8	2-5	7,95	1,2
Нарощування конвеєра	м	7,4	69,60	2	8,58	3,2
Наст. р/колії	м	7,4	46,99	1-3	5,80	4,7
Нарощ. в/труб.	м	7,4	3,54	2	0,44	0,2

Тривалість виконання операцій неврахованих єдиними нормами виробки приймаємо згідно з розстановкою робітників по робочих місцях.

Розрахунок паспорта норми виробки і розцінки представлений в таблиці 2.

Обсяг робіт по нормі на проведення виробки комбайном (ЕНВ92, т.1, п.4бв) з урахуванням поправочних коефіцієнтів (п.7, п.14):

$$2,15 \cdot 0,92 \cdot 0,975 = 1,93 \text{ м}$$

Змінний обсяг робіт на 1 чол. з урахуванням норми обслуговування:

$$1,93 : 4,62 = 0,418 \text{ м}$$

$$0,418 \cdot 0,92 \cdot 0,975 = 0,375 \text{ м}$$

Трудомісткість проведення виробки протягом зміни:

$$2,4 : 0,375 = 6,4 \text{ чел.см}$$

Трудомісткість проведення 1 м виробки:

$$6,4 : 2,4 = 2,667 \text{ чел.см}$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників, чол.·зм.:

а) машиніст гірничих виїмкових машин VІр.:

$$1 : 2,4 = 0,417$$

б) прохідник Vр.:

$$(6,4 - 1) : 2,4 = 2,25$$

Таблиця 2.10 – Розрахунок паспорту норми і розцінки

Вид роботи	Од. вим.	Обсяг робіт на змінну	Норма виробки			Норма обслуговування, чол.·зм	Трудомісткість на 1м, чол.·зм	Тарифна ставка, грн.	Зарплата за 1м, грн.	Підстава для встановлення норми виробки
			по збірнику	коефіцієнти	встановлена					
Проведення виробки комбайном	м	2,4	2,15	0,92 0,975	1,93	4,62	2,667	–	101,06	ЕНВ92, табл.1, п.46в
МГВМ Vр.		–	–	–	–	–	0,417	42,92	17,90	
Прохідник Vр.		–	–	–	–	–	2,250	36,96	83,16	

Комплексна норма виробки $1:2,667 = 0,375$ м, комплексна розцінка 101,06 грн.

Приймаємо явочний штат ланки прохідників 5 чоловік в прохідницьку зміну і 7 чоловік в ремонтно-підготовчу зміну, тобто 22 чоловіки за добу.

Штат прохідницької бригади по списку:

$$Q_{cn} = Q_{яв} \cdot K_{cn}, \text{ чол.} \quad (2.47)$$

де K_{cn} – коефіцієнт списочного складу бригади.

$$Q_{cn} = (5 \cdot 3 + 7) \cdot 1,81 = 40 \text{ чел.}$$

Продуктивність прохідника на вихід:

$$P_{вых} = \frac{L_{сут}}{Q_{яв}}, \text{ м/вихід} \quad (2.48)$$

$$P_{вых} = \frac{7,4}{(5 \cdot 3 + 7)} = 0,336 \text{ м/вихід.}$$

Продуктивність робітника прохідницького вибою за місяць:

$$P_{м} = \frac{L_{м}}{Q_{cn}}, \text{ м/місяць} \quad (2.49)$$

$$P_{м} = \frac{185}{40} = 4,625 \text{ м/місяць.}$$

Розрахунок кількості електрослюсарів ремонтної зміни виконуємо по ремонтній складності устаткування (табл. 2.11).

Таблиця 2.11 – Розрахунок ремонтної складності устаткування

Назва устаткування	Тип	Кількість одиниць, шт.	Ремонтна складність	
			на один.	на вибій
Комбайн	4ПП-2М	1	4230	4230
Скребковий конвеєр	СР-70	1	1135	1135
Стрічковий конвеєр	1Л100	1400 м	1,7	2425
Привід стрічк. конвеєра		1	71	
Лебідка	ЛВД-34	1	186	186
Вентилятор	ВМ-6	1	42	42
Всього				8018

С урахуванням поправочного коефіцієнта на виділення води $8018 \cdot 1,1 = 8820$.

Нормативна чисельність електрослюсарів визначається по формулі:

$$H_{\text{ч}} = \frac{k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot \sum T_{\text{оп}}}{357 \cdot t_{\text{см}}}, \text{ чол.} \quad (2.50)$$

де k_1 - коефіцієнт, що враховує дольову участь дільничних електрослюсарів у технічному огляді та ремонті устаткування;

k_2 - коефіцієнт, що враховує технічне обслуговування та ремонт пускової та захисної апаратури, а також гнучких кабелів;

k_3 - коефіцієнт, що враховує непланові ремонти устаткування, що виконуються ремонтними та черговими електрослюсарями дільниці;

$t_{\text{см}}$ - тривалість робочої зміни на підземних роботах, година.

$$H_{\text{ч}} = \frac{0,6 \cdot 1,20 \cdot 1,30 \cdot 8820}{357 \cdot 6} = 4 \text{ чол.}$$

Штат електрослюсарів по списку:

$$Ч_{\text{сн}} = 4 \cdot 1,81 = 7 \text{ чол.}$$

Таблиця 2.12 – Розрахунок доплат за роботу у нічний час

Професія	Кількість робочих в нічну зміну	Кількість годин роботи в нічний час	Змінна ставка, грн.	Доплата за 1 годину роботи в нічний час, грн.	Сума доплати за місяць, грн.	Премія, грн.
МГВМ	1	200	42,96	2,86	572,00	228,80
Прохідники	5	1000	36,96	2,46	2460,00	984,00
Електрослюсарі	1	200	36,96	2,46	492,00	196,80
Гірн. майстри	1	200	41,55	2,77	554,00	221,60
Всього					3586,00	1434,00

Доплата бригадиру и ланковим за керівництво бригадою:

$$0,15 \times (3 \times 25 \times 36,96 + 1 \times 25 \times 42,96) = 576,9 \text{ грн.}$$

Таблиця 2.13 – Розрахунок додаткової плати за нормативний час пересування до місця роботи

Професія	Кількість виходів за місяць	Доплата за пересування на вихід, грн.	Сума доплати, грн.
МГВМ	100	3,98	398,00
Прохідники	550	3,98	2189,00
Електрослюсарі	100	3,98	398,00
Гірн. майстри	100	3,98	398,00
Всього			3383,00

Таблиця 2.14 – Розрахунок місячного фонду заробітної плати по прохідницькій дільниці

Вид роботи; професія (посада)	Штат					Обсяг робіт за місяць, м	Компл. розц., грн/м	Тарифн. ставка (оклад), грн.	Місячний фонд зарплати, грн.					
	за добу	по змінам							по списку	прямої	доплати			Всього
		1	2	3	4						нічні	премія	інші	
Начальник дільниці						1		1109	1109	–	443,6	–	1552,6	
Зам. нач. дільниці						1		990	990	–	396	–	1386	
Пом. нач. дільниці						1		945	945	–	378	–	1323	
Механік ді- льниці						1		1035	1035	–	414	–	1449	
Гірничий майстер	4	1	1	1	1	5		935	4675	775,6	1870	398	7718,6	
Проведення виробки	22	7	5	5	5	40	185	101,06	18696,1	4244,8	7478,44	3163,9	33583,24	
Електрослю- сар	4	1	1	1	1	7		36,96	6468	688,8	2587,2	398	10142	
Всього						56							57154,44	

З урахуванням 1 % резерву місячний фонд зарплатні становитиме 57725,98 грн.

Збір на обов'язкове державне соціальне страхування в розмірі 4 % від суми нарахованої заробітної плати:

$$57725,98 \cdot 0,04 = 2309,04 \text{ грн.}$$

Збір на обов'язкове державне пенсійне страхування в розмірі 32 % від суми нарахованої заробітної плати:

$$57725,98 \cdot 0,32 = 18472,31 \text{ грн.}$$

Збір до Фонду для здійснення заходів щодо ліквідації наслідків Чорнобильської катастрофи та соціального захисту населення в розмірі 5 % від суми нарахованої заробітної плати:

$$57725,98 \cdot 0,05 = 2886,30 \text{ грн.}$$

Збір на обов'язкове соціальне страхування на випадок безробіття в розмірі 1,5 % від суми нарахованої заробітної плати:

$$57725,98 \cdot 0,015 = 865,89 \text{ грн.}$$

Всього обов'язкових відрахувань:

$$2309,04 + 18472,31 + 2886,30 + 865,89 = 24533,54 \text{ грн.}$$

Таблиця 2.15 – Розрахунок витрати матеріалів I групи

Назва матеріалів	Од. вим.	Норма витрати на 1 м виробки	Місячний обсяг робіт, м	Витрата матеріалів за місяць	Ціна одиниці, грн.	Вартість матеріалів, грн.
Труби метал.	т	0,015	185	2,775	1850,00	5133,75
Арка	КОМП.	1,25	185	231,25	695,00	160718,80
Різець РКС-1	шт.	4,2	185	777	28,00	21756,00
Труби вентил.	м	1	185	185	85,00	15725,00
Шпали (дер.)	м ³	0,17	185	31,45	200,00	6290,00
Затяжка	м ³	0,37	185	68,45	190,00	13005,50
Костиль	кг	1,5	185	277,5	2,60	721,50
Болт п'ютьовий	кг	0,5	185	370	2,70	249,75
П'ютьова підкладка	шт.	2,86	185	529,1	1,20	634,92
П'ютьова накладка	шт.	0,25	185	46,25	1,50	69,38
Масло ИТ-40	т	0,0028	185	0,518	1450,00	751,10
Рейка Р-38	кг	48	185	8880	1,50	13320,00
Всього						238375,60

Таблиця 2.16 – Розрахунок витрати матеріалів II групи

Назва матеріалів	Од. вим.	Необхідність по паспорту	Ціна за одиницю, грн.	Вартість матеріалів, грн.	Строк повернення вартості, міс	Планова сума витрат за місяць
Канат сталевий	т	0,045	1500	67,5	10	6,75
Кабель гнучкий	м	1400	56,4	78960	24	3290,00
Шланг гумовий	м	20	25	500	12	41,67
Всього						3338,42

З урахуванням 15% неврахованих матеріалів:

$$1,15 \times (238375,60 + 3338,42) = 277971,12 \text{ грн.}$$

Таблиця 2.17 – Розрахунок вартості устаткування і амортизаційних відрахувань

Устаткування	Кількість	Ціна по прейскуранту, грн.	Загальна вартість, грн.	Витрати на монтаж, грн.	Накладні витрати, грн.	Балансова вартість, грн.	Норма амортизації в місяць, %	Сума амортизаційних відрахувань в місяць, грн.
Комбайн 4ПП2-М	1	1920000	1920000	134400	153600	2208000	1,25	27600,00
КТПВ-400	1	35926	35926	2515	2874	41315	1,25	516,44
Вентилятор ВМ-6	1	11664	11664	816	933	13414	1,25	167,68
Лебідка ЛВД-34	1	9600	9600	672	768	11040	1,25	138,00
Конвеєр 1Л100	3	257400	772200	54054	61776	888030	1,25	11100,38
Конвеєр СР-70	1	269040	269040	18833	21523	309396	1,25	3867,45
Пускателі	5	8058	56406	3948	4512	64867	1,25	810,84
Всього						3536062,00		44200,78

Таблиця 2.18 – Калькуляція собівартості проведення 1 м виробки

Елементи витрат	Сума витрат, грн.	Обсяг роботи на місяць, м	Собівартість, грн. / м	У % до собівартості
Заробітна плата	57726	185	312,03	14,27
Нарахування на зарплату	24534	185	132,61	6,07
Матеріали	277971	185	1502,55	68,73
Амортизація	44201	185	238,92	10,93
Всього			2186,12	100,00

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

Видобувна дільниця оснащена механізованим комплексом ЗМКД90, до складу якого входить скребковий конвеєр СПЦ273. Цим конвеєром вугілля від комбайну транспортується до дільничного конвеєрного хідника. Кут нахилу конвеєра поздовж лінії очисного вибою становить 0° . Довжина лави – 180 м.

Маса вантажу, що припадає на 1 м жолобу конвеєра:

$$q_r = \frac{Q_p}{3,6 \cdot v_0}, \text{ кг/м}, \quad (2.51)$$

де v_0 – відносна швидкість робочого органа, що відповідає найбільшій величині q_r ;

$$v_0 = v_k - v_m \quad (2.52)$$

де v_k – швидкість робочого органа конвеєра по технічній характеристиці, м/с;

v_m – робоча швидкість подачі комбайна, м/с;

Q_p – розрахунковий вантажопотік на конвеєрі, т/год.

$$Q_p = \frac{Q_{cm} \cdot k_n}{t_{cm} \cdot k_m}, \text{ т/ГОД}, \quad (2.53)$$

де k_n – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку;

k_m – коефіцієнт машинного часу;

t_{cm} – тривалість зміни, ч.

$$Q_p = \frac{750 \cdot 2,0}{6 \cdot 0,7} = 357 \text{ т/ГОД}$$

$$q_r = \frac{357}{3,6 \cdot (1 - 0,046)} = 104 \text{ кг/м}$$

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

$$F_{1-2} = q_0 \cdot l \cdot g \cdot (w_0 \cdot \cos \beta + \sin \beta), \text{ Н} \quad (2.54)$$

$$F_{3-4} = q_0 \cdot l \cdot g \cdot (w_0 \cdot \cos \beta - \sin \beta) + q_r \cdot l \cdot g \cdot (w_r \cdot \cos \beta - \sin \beta), \text{ Н} \quad (2.55)$$

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

l – довжина конвеєра, м;

w_0, w_Γ – коефіцієнт опору руху робочого органа и вантажу по рибтикам, при хвилястому профілі става конвеєра $w_0 = 0,5$; $w_\Gamma = 0,35$;

β – кут нахилу конвеєра, градус;

g – прискорення вільного падіння, м/с.

$$F_{1-2} = 15 \cdot 180 \cdot 9,81 \cdot (0,5 \cdot \cos 0^\circ + \sin 0^\circ) = 14651 \text{ Н}$$

$$F_{3-4} = 15 \cdot 180 \cdot 9,81 \cdot (0,5 \cdot \cos 0^\circ - \sin 0^\circ) + 104 \cdot 180 \cdot 9,81 \cdot (0,35 \cdot \cos 0^\circ - \sin 0^\circ) = 22872 \text{ Н}$$

Сила тяги необхідна для пересування обох гілок конвеєра:

$$F_{\text{н-с}} = F_{1-2} + F_{3-4} = 14651 + 22872 = 37523 \text{ Н}$$

Необхідна потужність приводу:

$$N = \frac{F_{\text{н-с}} \cdot v_k \cdot k_{\text{реж}}}{1000 \cdot \eta}, \text{ кВт} \quad (2.56)$$

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

η – повний к.п.д. приводної головки конвеєра.

$$N = \frac{37523 \cdot 1 \cdot 0,96}{1000 \cdot 0,85} = 318 \text{ кВт.}$$

Потужність одного двигуна ЭДКОФ110, що встановлюється на приводі конвеєра СПЦ273, становить 110 кВт. Виходячи з розрахованого значення необхідної потужності, до встановлення прийнято три електродвигуни типу ЭДКОФ110 с сумарною потужністю 330 кВт.

Вугілля з лави перевантажується за допомогою перевантажувача ПТК-1, що має довжину 53 м, на стрічковий конвеєр 1Л80, розташований на конвеєрному хіднику.

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

$$Q_p \leq Q_m \quad (2.57)$$

де Q_m – теоретична продуктивність стрічкового конвеєра:

$$Q_m = 60 \cdot Q_{\text{пр}} \cdot \gamma, \text{ т/год} \quad (2.58)$$

де $Q_{\text{пр}}$ – приймальна здатність стрічкового конвеєра 1Л80, м³/хв;

γ – насипна густина вантажу (для вугілля $\gamma = 0,8 \text{ т/м}^3$).

$$Q_m = 60 \cdot 10,3 \cdot 0,8 = 494,4 \text{ т/ГОД}$$

$$Q_p = 357 < Q_m = 494,4 \text{ (умова виконується)}$$

Допустима довжина транспортування конвеєра 1Л80 в даних умовах (при $\alpha = 8^\circ$, $Q_p = 357$ т/год) визначається по графікам застосування і становить $l_{\text{доп}} = 430$ м. При довжині хідника 1400 м проектом передбачена експлуатація чотирьох послідовно встановлених конвеєрів 1Л80 довжиною по 350 м.

Для доставки устаткування і матеріалів застосовується канатна дорога ДКНЛ-1.

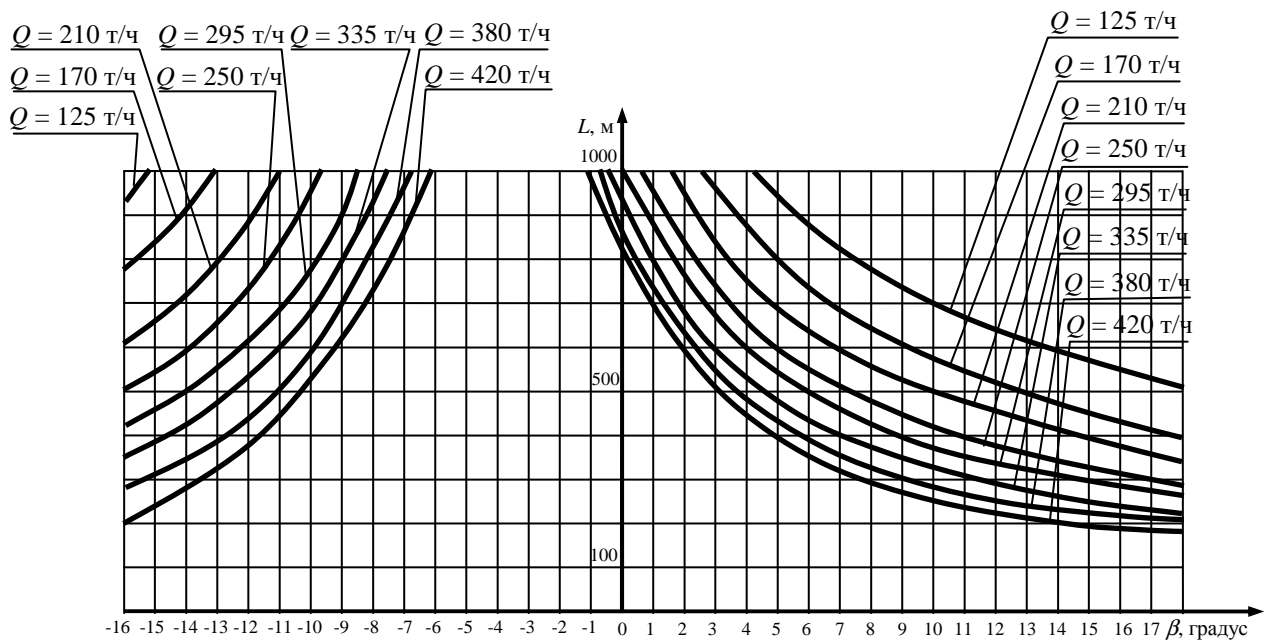


Рисунок 2.3 – Розрахункова область застосування конвеєра 1Л80.

2.4.4 Провітрювання виїмкової ділянки

Враховуючи вимоги до схем провітрювання виїмкових ділянок, область їх застосування, прийняту схему транспорту виїмкової ділянки, обираємо схему провітрювання з повністю відокремленим розбавленням шкідливостей по джерелам виділення З-В-Н-г-пт.

Природну метаноносність пласту k_5^H визначимо по формулі:

$$x = x_2 \cdot k_{WA3}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.59)$$

де x_2 – природна метаноносність вугілля, $\text{м}^3/\text{т}$ с.б.м;

k_{WA3} – коефіцієнт перерахування металоносності:

$$k_{WA3} = \frac{100 - W - A_3}{100} \quad (2.60)$$

де W, A_3 – відповідно пластова вологість та зольність вугілля, %.

$$k_{WA3} = \frac{100 - 2,3 - 14,7}{100} = 0,83; \quad x = 22 \cdot 0,83 = 18,3 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Остаточна метаноносність пласту розраховується по формулі:

$$x_o = x_{o,yz} \cdot k_{WA3}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.61)$$

де $x_{o,yz}$ – остаточна метаноносність вугілля, $\text{м}^3/\text{т}$ с.б.м:

$$x_{o,yz} = 18,3 \cdot (V^{daf})^{-0,6}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.62)$$

Остаточна метаноносність пласту:

$$x_{o,yz} = 18,3 \cdot (33,1)^{-0,6} = 2,2 \text{ м}^3/\text{т}; \quad x_o = 2,2 \cdot 0,83 = 1,8 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Очікуване метановиділення в очисну виробку ($q_{оч}$) та виїмкову ділянку ($q_{yч}$) розраховуємо по формулах:

$$q_{оч} = (q_{он} + q'_{oy}) \cdot (1 - k_{д.пл.}) + k_{вн} \cdot q'_{вн}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.63)$$

$$q_{yч} = (q_{он} + q_{oy}) \cdot (1 - k_{д.пл.}) + q'_{вн}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.64)$$

де $q_{он}$ – відносне метановиділення в очисну виробку з вибою, $\text{м}^3/\text{т}$;

q_{oy} – відносне метановиділення з відбитого вугілля, $\text{м}^3/\text{т}$;

q_{oy}' – відносне метановиділення з відбитого вугілля в лаві, $\text{м}^3/\text{т}$;

q_{oy}'' – відносне метановиділення з відбитого вугілля в конвеєрній виробці, м³/т;

$k_{д.пл.}$ – коефіцієнт дегазації вугільного пласту;

$k_{ен}$ – коефіцієнт, що враховує метановиділення з відробленого простору до очисного вибою;

$q_{ен}'$ – очікуване метановиділення з відробленого простору на виїмковій ділянці, м³/т.

Відносне метановиділення до очисної виробки з вибою:

$$q_{он} = 0,85 \cdot x \cdot k_{нл} \cdot \exp(-n), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.65)$$

де $k_{нл}$ – коефіцієнт, що враховує вплив системи розробки на метановиділення з пласту; для стовпової системи розробки:

$$k_{нл} = \frac{l_{оч} - 2 \cdot b_{зд}}{l_{оч}} \quad (2.67)$$

де $l_{оч}$ – довжина очисного вибою, м;

$b_{зд} = 14,0$ м при $V^{daf} = 26-35\%$ (табл.3.5 [10]).

$$k_{нл} = \frac{180 - 2 \cdot 14}{180} = 0,85.$$

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

$$n = a_1 \cdot v_{оч} \cdot \exp(-0,001 \cdot H + b_1 \cdot V^{daf}) \quad (2.66)$$

де a_1, b_1 – коефіцієнти, що дорівнюють 0,152 та 0,051 при $V^{daf} > 22\%$.

$$n = 0,152 \cdot 4,8 \cdot \exp(-0,001 \cdot 764 + 0,051 \cdot 33,1) = 1,9.$$

$$q_{он} = 0,85 \cdot 18,3 \cdot 0,85 \cdot \exp(-1,9) = 2,0 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Метановиділення з відбитого вугілля в лаві та конвеєрній виробці:

$$q'_{oy} = x \cdot k_{нл} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] \cdot (b_2 \cdot k_{my} + b_3 \cdot k'_{my}), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.67)$$

$$q''_{oy} = x \cdot k_{нл} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] \cdot b_2 \cdot k''_{my}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.68)$$

де b_2, b_3 – коефіцієнти, що враховують долю відбитого вугілля, розташованого на конвеєрі та того, що залишається на підшві в лаві; при човниковій виїмці $b_2 = 1, b_3 = 0$;

$k_{my}, k'_{my}, k''_{my}$ – коефіцієнти, що враховують ступінь дегазації відбитого від масиву вугілля, розташованому відповідно в очисній виробці на конвеєрі, на підшві та в конвеєрній виробці.

$$k_{my} = a \cdot T_{ml}^b \quad (2.69)$$

$$k'_{my} = a \cdot T_{mll}^b \quad (2.70)$$

$$k''_{my} = a \cdot T_{mk}^b - a \cdot T_{ml}^b \quad (2.71)$$

де T_{ml}, T_{mll}, T_{mk} – відповідно час знаходження вугілля на конвеєрі в лаві, на підшві в лаві та в конвеєрній виробці в межах виїмкової ділянки, хв;

a, b – коефіцієнти, що відповідно дорівнюють при $T \leq 6$ хв 0,052 та 0,71, а при $T > 6$ хв — 0,118 та 0,25.

$$T_{ml} = \frac{l_{oc}}{60 \cdot v_{кл}}, \text{ хв} \quad (2.72)$$

$$\sum_{i=1}^{n_l} T_{mk} = \frac{l_{m_i}}{60 \cdot v_{m_i}}, \text{ хв} \quad (2.73)$$

де l_{mi} – довжина виробки з i -м видом транспорту, м;

$v_{кл}$ – швидкість транспортування вугілля конвеєром по лаві, м/с;

v_{mi} – швидкість транспортування вугілля на ділянці l_{mi} , м/с.

Отже:

$$T_{ml} = \frac{180}{60 \cdot 1,0} = 3 \text{ хв}; \quad \sum_{i=1}^{n_l} T_{mk} = \frac{1400}{60 \cdot 1,2} = 19,5 \text{ хв.}$$

$$k_{my} = 0,052 \cdot 3^{0,71} = 0,11; \quad k''_{my} = 0,118 \cdot 19,5^{0,25} - 0,052 \cdot 3^{0,71} = 0,16$$

$$q'_{oy} = 18,3 \cdot 0,85 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,9)] \cdot (1 \cdot 0,11 + 0) = 1,5, \text{ м}^3/\text{Т}$$

$$q''_{oy} = 18,3 \cdot 0,85 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,9)] \cdot 1 \cdot 0,16 = 2,2, \text{ м}^3/\text{Т}$$

$$q_{oy} = q'_{oy} + q''_{oy} = 1,5 + 2,2 = 3,7, \text{ м}^3/\text{Т} \quad (2.74)$$

Очікуване метановиділення з відробленого простору на виїмковій ділянці:

$$q'_{en} = [k_{en}(x - x_o)(1 - k_{д.пл.}) + (\sum q_{cn.i} + q_{пор})(1 - k_{д.сн.}) + \sum q_{cn.i} \cdot (1 - k_{д.сн.})](1 - k'_{д.ен.})(1 - k_{д.во.}), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.75)$$

де k_{en} – коефіцієнт, що враховує експлуатаційні втрати вугілля в межах виїмкової ділянки;

x_o – остаточна метаносність вугілля, що залишається у відробленому просторі. $\text{м}^3/\text{т}$;

$k_{д.сн.}$ – коефіцієнт, що враховує ефективність дегазації підроблюваних зближених пластів і порід;

$k_{д.сн.}$ – коефіцієнт, що враховує ефективність дегазації надроблюваних зближених пластів і порід;

$k_{д.ен.}'$ – коефіцієнт, що враховує ефективність дегазації відробленого простору;

$k_{д.во.}$ – коефіцієнт, що враховує ефективність ізолюваного відводу метану.

Відносне метановиділення з пласту-супутнику:

$$q_{cni} = 1,14 \cdot v_{оч}^{-0,4} \cdot \frac{m_{cni}}{m_g} \cdot (x_{cni} - x_{oi}) \cdot (1 - \frac{M_{cni}}{M_p}), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.76)$$

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

x_{cni} – природна метаносність i -го супутника, $\text{м}^3/\text{т}$;

x_{oi} – остаточна метаносність i -го супутника, $\text{м}^3/\text{т}$;

m_g – корисна потужність розроблюваного пласту, що виймається, м ;

M_{cni} – відстань по нормалі між розроблюваним та зближеним пластом, м ;

M_p – відстань по нормалі між розроблюваним та зближеним пластом, при якому метановиділення з останнього практично дорівнює нулю, м .

Величина M_p при надробці пологих та похилих пластів приймається рівною 60 м, а при підробці – визначається по формулі:

$$M_p = 1,3 \cdot l_{oc} \cdot k_{ук} \cdot k_{л} \cdot \sqrt{m_{в.пр.}} \cdot (\cos \alpha_{пл} + 0,05 \cdot k_{л}), \text{ м} \quad (2.77)$$

де $m_{в.пр.}$ – потужність пласту з урахуванням породних прошарків, що виймається, м;

$k_{ук}$ – коефіцієнт, що враховує спосіб управління покрівлею (при повному обвалюванні покрівлі похилого пласту $k_{ук}=1,0$);

$\alpha_{пл}$ – кут падіння пласту, градус;

$k_{л}$ – коефіцієнт, що враховує вплив ступеню метаморфізму вугілля на величину зводу розвантаження, визначається по формулі:

$$k_{л} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot V^{daf}) \quad (2.78)$$

Отже,

$$k_{л} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot 33,1) = 1,1$$

$$M_p = 1,3 \cdot 180 \cdot 1,0 \cdot 1,1 \cdot \sqrt{1,4} \cdot (\cos 8^\circ + 0,05 \cdot 1,1) = 318 \text{ м}$$

Метановиділення в очисну виробку з пласту k_5^B

$$q_{cn} = 1,14 \cdot 4,8^{-0,4} \cdot \frac{0,15}{1,4} \cdot (18,3 - 1,8) \cdot \left(1 - \frac{8}{318}\right) = 1,0 \text{ м}^3/\text{Т}$$

Метановиділення в очисну виробку з пласту k_6

$$q_{cn} = 1,14 \cdot 4,8^{-0,4} \cdot \frac{0,3}{1,4} \cdot (18,3 - 1,8) \cdot \left(1 - \frac{40}{318}\right) = 1,9 \text{ м}^3/\text{Т}$$

Метановиділення в очисну виробку з пласту k_7^H

$$q_{cn} = 1,14 \cdot 4,8^{-0,4} \cdot \frac{0,1}{1,4} \cdot (18,3 - 1,8) \cdot \left(1 - \frac{75}{318}\right) = 0,5 \text{ м}^3/\text{Т}$$

Метановиділення в очисну виробку з пласту k_7^{1B}

$$q_{cn} = 1,14 \cdot 4,8^{-0,4} \cdot \frac{0,87}{1,4} \cdot (18,3 - 1,8) \cdot \left(1 - \frac{120}{318}\right) = 3,9 \text{ м}^3/\text{Т}$$

Метановиділення з бокових порід розраховуємо по формулі:

$$q_{\text{пор}} = 1,14 \cdot v_{\text{оч}}^{-0,4} \cdot (x - x_o) \cdot k_{\text{с.п.}} \cdot (H - H_0), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.79)$$

де $k_{\text{сн}}$ – коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею (при повному обвалюванні покрівлі дорівнює 0,00106;

H_0 – глибина верхньої границі зони метанового вивітрювання, м;

H – глибина розробки, м.

$$q_{\text{пор}} = 1,14 \cdot 4,8^{-0,4} \cdot (18,3 - 1,8) \cdot 0,00106 \cdot (764 - 160) = 6,3 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Отже, метановиділення з відробленого простору виїмкової ділянки:

$$q'_{\text{ен}} = [0,02(18,3 - 1,8)(1 - 0) + (7,3 + 6,3)(1 - 0) + 0 \cdot (1 - 0)](1 - 0)(1 - 0) = 13,9 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Для схем провітрювання з примиканням вихідного струменю повітря в межах виїмкової ділянки до відробленого простору та підтримання вентиляційної виробки за допомогою органного кріплення $k_{\text{ен}}=0$.

Метанообільність очисної виробки та виїмкової ділянки пл. k_5^H :

$$q_{\text{оч}} = (2,0 + 1,5) \cdot (1 - 0) + 0 \cdot 13,9 = 3,5, \text{ м}^3/\text{т}$$

$$q_{\text{уч}} = (2,0 + 3,7) \cdot (1 - 0) + 13,9 = 19,6, \text{ м}^3/\text{т}$$

Очікуване абсолютне метановиділення в очисну виробку та у виробки виїмкової ділянки визначаємо по формулі:

$$\bar{I} = \frac{A \cdot q}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.80)$$

де A – проектне навантаження на очисний вибій, т/добу.

Абсолютна метанообільність очисної виробки та виїмкової ділянки:

$$\bar{I}_{\text{оч}} = \frac{1500 \cdot 3,5}{1440} = 3,6 \text{ м}^3/\text{хв}; \quad \bar{I}_{\text{уч}} = \frac{1500 \cdot 19,6}{1440} = 20,4 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрата повітря для провітрювання очисної виробки (лави) по виділенню метану визначається по формулі:

$$Q_{\text{оч}} = \frac{100 \cdot \bar{I}_{\text{оч}} \cdot k_n}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.81)$$

де k_n – коефіцієнт нерівномірності виділення метану; розраховується по формулі:

$$k_n = 1,94 \cdot \bar{I}^{-0,14} \quad (2.82)$$

$$k_n = 1,94 \cdot 3,5^{-0,14} = 1,6; \quad Q_{оч} = \frac{100 \cdot 3,5 \cdot 1,6}{1 - 0,05} = 589 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрата повітря за кількістю людей розраховується по формулі:

$$Q_{оч} = 6 \cdot n_{чел} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.83)$$

де $n_{чел}$ – найбільша кількість людей, що водночас працюють в очисній виробці, чол;

$k_{оз}$ – коефіцієнт, що враховує рух струменю повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного.

$$Q_{оч} = 6 \cdot 18 \cdot 1,25 = 135 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Вибухові роботи в лаві не передбачені. Тупикові виробки, що провітрюються послідовно з лавою відсутні.

Приймаємо для провітрювання очисного вибою $589 \text{ м}^3/\text{хв}$ (по метану).

Перевірка витрати повітря по мінімальній припустимій швидкості:

$$Q_{оч} \geq 60 \cdot S_{оч} \cdot v_{\min} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.84)$$

$$589 > 60 \cdot 2,93 \cdot 0,25 \cdot 1,25 = 55 \text{ м}^3/\text{хв};$$

Перевірка витрати повітря по максимальній припустимій швидкості:

$$Q_{оч} \leq 60 \cdot S_{оч} \cdot v_{\max} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.85)$$

$$589 < 60 \cdot 2,93 \cdot 4 \cdot 1,25 = 879 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Розрахунок витрати повітря для провітрювання виїмкової ділянки по газовому фактору при схемі провітрювання 3-В здійснюється по формулі:

$$Q_{уч} = \frac{100 \cdot \bar{I}_{уч} \cdot k_n}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.86)$$

$$k_n = 1,94 \cdot 19,6^{-0,14} = 1,3; \quad Q_{уч} = \frac{100 \cdot 19,6 \cdot 1,3}{1 - 0,05} = 2682 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрата повітря для провітрювання виїмкової ділянки, розрахована за кількістю людей:

$$Q_{уч} = 6 \cdot n_{чел}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.87)$$

де $n_{чел}$ – максимальна кількість людей, що одночасно працюють на виїмковій ділянці, чол.

$$Q_{уч} = 6 \cdot 19 = 114 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Приймаємо для провітрювання виїмкової ділянці, розташованої на пл. k_5^H витрату повітря, що дорівнює $2682 \text{ м}^3/\text{хв}$ (по метану).

Витрата повітря на підсвіження:

$$Q_{дон} = Q_{уч} - Q_{оч} \cdot \frac{k_{ум.в.}}{k_{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.88)$$

де $k_{ум.в.}$ – коефіцієнт, що враховує витікання повітря крізь відроблений простір в межах виїмкової ділянці, визначається по номограмі 6.12 [10].

$$Q_{дон} = 2682 - 589 \cdot \frac{1,85}{1,25} = 1810 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Перевірка прийнятої витрати повітря для провітрювання виїмкової ділянці по мінімальній припустимій швидкості в підготовчий виробці, по якій подається підсвіжуючий струмінь:

$$Q_{дон} \geq 60 \cdot S \cdot v_{min}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.89)$$

де S – площа поперечного перерізу у проясненні виробки, якою подається відсвіжуючий струмінь повітря, м^2 ;

v_{min} – мінімальна припустима швидкість руху повітря у цій виробці, $\text{м}/\text{с}$; за вимогами Правил безпеки приймаємо $v_{min}=0,15 \text{ м}/\text{с}$.

$$1810 > 60 \cdot 10,3 \cdot 0,15 = 93 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.4.1 Провітрювання 10 південного хідника

Визначимо абсолютне метановиділення в тупикову виробку:

$$I_n = I_{nos} + I_{оyn}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.90)$$

де I_{nos} – метановиділення з нерухомих відкритих поверхонь пласту, $\text{м}^3/\text{хв}$;

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

Метановиділення з нерухомих відкритих поверхонь пласту:

$$I_{nos} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_n \cdot v_n \cdot (x - x_o) \cdot k_m, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.91)$$

де m_n – повна потужність вугільних пачок пласту, м;

v_n – проектна швидкість посування вибою тупикової виробки, м/добу;

k_m – коефіцієнт, який враховує залежність метановиділення від часу T_{np} .

При проектній швидкості $v_n=7,2$ м/добу $T_{np}=1580/7,2=220$ діб, $k_m=1,0$.

Метановиділення у виробку пл. k_5^H з нерухомих поверхонь пласту:

$$I_{nos} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,4 \cdot 7,2 \cdot (18,3 - 1,8) \cdot 1,0 = 3,8 \text{ м}^3/\text{хв};$$

При проведенні виробки комбайновим способом:

$$I_{оyn} = j \cdot k_{my} \cdot (x - x_o), \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.92)$$

де j – технічна продуктивність комбайну, т/хв;

k_{my} – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації відбитого вугілля;

$$k_{my} = a \cdot T_y^b \quad (2.93)$$

де T_y – час дегазації вугілля, хв.;

a, b – коефіцієнти, що характеризують газовіддачу з відбитого вугілля; приймаються при тривалості дегазації вугілля $T_y \leq 6$ хв такими, що дорівнюють 0,052 і 0,71, а при $T_y \geq 6$ хв $a = 0,118, b = 0,25$.

$$k_{my} = 0,118 \cdot 10^{0,25} = 0,21;$$

$$I_{оyn} = 0,7 \cdot 0,21 \cdot (18,3 - 1,8) = 2,4 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Виділення метану у виробку пл. k_5^H :

$$I_n = 3,8 + 2,4 = 6,2 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Визначимо виділення метану у привибійний простір. При нагнітальному способі провітрювання довжина привибійного простору приймається рівною 20 м.

Отже, $T_{np}=20/7,2=3$ доби, $k_m=0,15$.

$$I_{нов} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,4 \cdot 7,2 \cdot (18,3 - 1,8) \cdot 0,15 = 0,6 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

$$k_{my} = 0,052 \cdot 1^{0,71} = 0,052;$$

$$I_{оун} = 0,7 \cdot 0,052 \cdot (18,3 - 1,8) = 0,6 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

$$I_{зн} = 0,6 + 0,6 = 1,2 \text{ м}^3/\text{ХВ}$$

Витрату повітря для провітрювання привибійного простору виробки по виділенню метану визначимо по формулі:

$$Q_{зн} = \frac{100 \cdot I_{зн}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{ХВ} \quad (2.94)$$

де $I_{зн}$ – виділення метану у привибійний простір, $\text{м}^3/\text{ХВ}$;

C_{\max} – припустима максимальна концентрація метану у вихідному струмені повітря, %.

C_0 – концентрація метану в струмені повітря, що поступає в тупикову виробку, %.

$$Q_{зн} = \frac{100 \cdot 1,2}{1 - 0,05} = 126 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

Витрата повітря по кількості людей визначається по формулі:

$$Q_{зн} = 6 \cdot n_{\text{чел.зн.}}, \text{ м}^3/\text{ХВ} \quad (2.95)$$

де $n_{\text{чел.зн.}}$ – найбільша кількість людей, що водночас працюють у привибійному просторі, чол.

$$Q_{зн} = 6 \cdot 3 = 18 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

Витрату повітря по мінімальній середній швидкості руху повітря розраховуємо по формулі:

$$Q_{зн} = 60 \cdot v_{n_{\min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{ХВ} \quad (2.96)$$

де S – площа поперечного перерізу виробки у просвіті, м^2 ;

$v_{n. min}$ – мінімальна припустима швидкість руху повітря у підготовчій виробці згідно до вимог ПБ.

$$Q_{zn} = 60 \cdot 0,25 \cdot 10,3 = 155 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрату повітря по мінімальній швидкості його руху в привибійному просторі в залежності від температури визначимо по формулі:

$$Q_{zn} = 20 \cdot v_{z,min} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.97)$$

За вимогами п.8.2.2 Правил безпеки [9] при вологості повітря 80 % та температурі 25°C мінімальна швидкість руху повітря у привибійному просторі має становити не менше ніж 0,51 м/с.

$$Q_{zn} = 20 \cdot 0,51 \cdot 10,3 = 105 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Приймаємо для провітрювання привибійного простору виробки 155 м³/хв (по мінімальній припустимій швидкості руху повітря).

Витрату повітря для провітрювання усієї виробки по виділенню метану визначимо по формулі:

$$Q_n = \frac{100 \cdot I_n \cdot k_{н.н.}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.98)$$

де $k_{н.н.}$ – коефіцієнт нерівномірності метановиділення в тупиковій виробці (для умов Донбасу дорівнює 1,0).

$$Q_n = \frac{100 \cdot 6,2 \cdot 1,0}{1 - 0,05} = 653 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрата повітря по кількості людей визначається по формулі:

$$Q_n = 6 \cdot n_{чел.}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.99)$$

де $n_{чел.}$ – кількість людей, що водночас працюють у виробці, чел.

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

Приймаємо для провітрювання виробки, що проводиться 653 м³/хв (по метановиділенню).

Необхідну подачу ВМП розраховуємо по формулі:

$$Q_s = Q_{з.п.} \cdot k_{ум.пр.}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.100)$$

де $k_{ум.мп.}$ – коефіцієнт витікань повітря з вентиляційного трубопроводу.

$$Q_в = 155 \cdot 3,27 = 507 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Тиск вентилятора, що працює на гнучкий вентиляційний трубопровід (депресія трубопроводу) розраховується по формулі:

$$h_в = Q_в^2 \cdot R_{мп.з.} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{ум.мп.}} + 0,41 \right)^2 \quad (2.101)$$

де $R_{мп.з.}$ – аеродинамічний опір гнучкого комбінованого вентиляційного трубопроводу без витікань повітря, $к\mu$; визначається по формулі:

$$R_{мп.з.} = r_{мп} \cdot (l_{мп} + 20 \cdot d_{мп} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{мп} \cdot n_2), \text{ к}\mu \quad (2.102)$$

де $r_{мп}$ – питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витікань повітря, $к\mu$;

$l_{мп}$ – довжина трубопроводу, м;

$d_{мп}$ – діаметр трубопроводу, м;

n_1, n_2 – кількість поворотів трубопроводу відповідно на 90° та 45° .

$$R_{мп.з.} = 0,0161 \cdot (1580 + 20 \cdot 0,8 \cdot 2 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 26,0 \text{ к}\mu;$$

$$h_в = 8,45^2 \cdot 26,0 \cdot \left(\frac{0,59}{3,27} + 0,41 \right)^2 = 647 \text{ даПа.}$$

Задаючись значеннями $Q_{зн}$ в $\text{м}^3/\text{с}$, для кожного з них визначаємо $k_{ум.мп.}$, витрату повітря на початку трубопроводу (подачу ВМП) $Q_в$ та депресію трубопроводу $h_в$, по розрахованих значеннях укладаємо аеродинамічну характеристику трубопроводу.

$Q_{зн}, \text{ м}^3/\text{мин}$	25	50	100	125	155	200	225
$Q_{зн}, \text{ м}^3/\text{с}$	0,42	0,83	1,67	2,08	2,58	3,33	3,75
$k_{ум.мп.}$	2,30	2,47	2,88	3,18	3,27	4,04	4,41
$Q_в, \text{ м}^3/\text{с}$	0,96	2,06	4,80	6,63	8,45	13,47	16,54
$h_в, \text{ даПа}$	11	46	226	405	647	1458	2103

По аеродинамічних характеристиках шахтних ВМП визначаємо, що для провітрювання виробки може бути прийнятий вентилятор типу ВЦ-9.

Робоча точка вентилятора: $Q_{вр}=10,9 \text{ м}^3/\text{с}=654 \text{ м}^3/\text{хв}$ та $h_{вр}=990 \text{ даПа}$.

Витрату повітря біля вибою розрахуємо по формулі:

$$Q_{зп.п.} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{сп}}{R_{мп.г.}}} - 0,69 \cdot Q_{сп}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.103)$$

$$Q_{зп.п.} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{990}{26}} - 0,69 \cdot 10,9 = 2,91 \text{ м}^3/\text{с} = 175 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

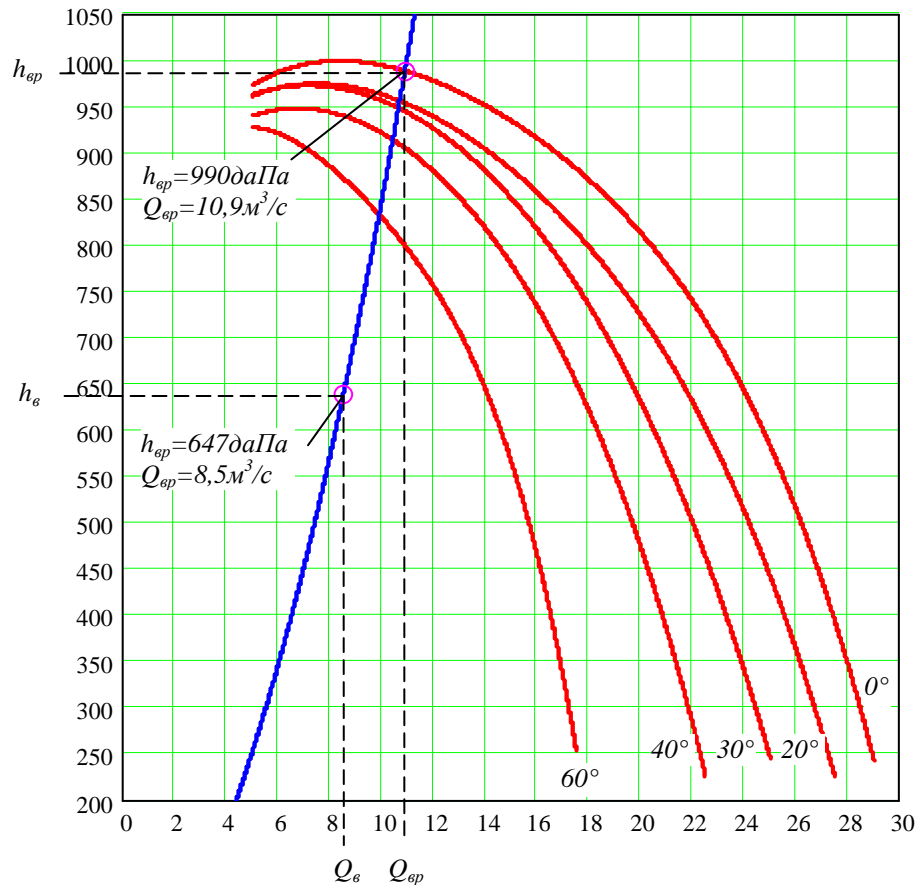


Рисунок 2.4 – Аеродинамічна характеристика вентилятору типу ВЦ-9

Перевірка витрати повітря біля устя тупикової виробки:

$$Q_{н.п.} = \frac{Q_{с.п.}}{k'_{ум.мп.}} \geq Q_n, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.104)$$

де $k'_{ум.мп.}$ – коефіцієнт витічок повітря з трубопроводу на ділянці від ВМП до устя тупикової виробки; для гнучких вентиляційних труб:

$$k'_{ум.мп.} = \frac{k_{ум.мп.}}{k_{ум.мп.м}} \quad (2.105)$$

де $k_{ум.пр.м}$ – коефіцієнт витічок повітря з трубопроводу на ділянці від устя тупикової виробки до вибою.

$$k'_{ум.пр.м} = \frac{3,74}{3,74} = 1; \quad Q_{н.р.} = \frac{654}{1} = 654 > 653 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Витрата повітря в місці встановлення ВМП має відповідати умові:

$$Q_{вс} \geq 1,43 \cdot Q_{\epsilon} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.106)$$

де k_p – коефіцієнт, що дорівнює 1,1 для ВМП, з регулюванням подачі.

$$Q_{вс} \geq 1,43 \cdot 654 \cdot 1,1 = 1029 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.5 Енергопостачання виїмкової дільниці

Для роботи електроустаткування передбачені такі електричні напруги:

– 6000 В для живлення шахтної пересувної електропідстанції;

– 660 В для живлення механізмів, транспорту, устаткування очисного вибою;

– 127 В для живлення ручного електроінструмента і мережі освітлення.

Характеристики усіх електроспоживачів дільниці подано у таблиці 2.18. Схеми електропостачання дільниці подано на рисунку 2.6.

Розрахунок потужності пересувної електропідстанції виконано на ЕОМ по програмі, розробленій на кафедрі «Енергопостачання і устаткування». Згідно з розрахунком для живлення низьковольтних електроспоживачів приймаємо трансформаторну підстанцію типу КТПВ 630/6.

Таблиця 2.19 – Характеристика устаткування виїмкової дільниці

Устаткування	Тип електродвигуна	Р, кВт	К-ть, шт.	$\Sigma P_{\text{уст}}$, А	I_n , А	ΣI_n , А	$\cos \phi$	кз
Кобайн РКУ13	ЭКВ5	400	1	400	200	200	0,81	0,8
Конвеєр СПЦ273	ЭДКОФ110	110	3	330	55	165	0,88	0,8
Перевантажувач ПТК-1	ЭДКОФ55	55	1	55	30	30	0,85	0,85
Насосна станція СНТ40	ЭДКОФ55	55	1	55	30	30	0,85	0,9
	ВР100	15	1	15	10	10	0,88	
Насос зрошення НУМС200С	ВАО32-4	4	1	4	5	5	0,86	0,8
Лєбїдка ЛВД25	ВАО52-8	5,5	1	5,5	5	5	0,91	0,8

Згідно до Правил безпеки [9] в підземних виробках шахти обладнана загальна мережа заземлення, з якою з'єднуються усі установки, що належать заземленню. Головні заземлювачі (розташовані у водозбірнику водовідливної установки гор. 764 м) за допомогою сталюого тросу перерізом не менше 100 мм² поєднуються з контуром заземлення центральної підземної підстанції, який виконується зі сталюї стрічки перерізом 100 мм².

Місцеві заземлювачі на виїмковій дільниці встановлюються біля кожного стаціонарного або пересувного розподільного пункту, за винятком пунктів, встановлених на платформи, що щодобово пересуваються по рейках; у кожного індивідуально встановленого вимикача, або розподільчого пристрою; біля кожної окремо встановленої машини, біля кожної кабельної муф-

ти. При установленні одного заземлителя на групу об'єктів, що заземлюються застосовуються збірні провідники або шини, що виконуються зі сталі перерізом 50 мм^2 . Ці збірні шини поєднуються з місцевим заземлювачем за допомогою сталюого тросу перерізом 50 мм^2 . Пристрої зв'язку підключаються до заземлювачів сталюим проводом перерізом 12 мм^2 .

Заземлення виконується так, щоб при відключенні окремих апаратів і машин від заземлення не порушувалось заземлення іншого устаткування. Послідовне підключення об'єктів, що заземлюються, за винятком кабельних муфт і світильників в мережі стаціонарного освітлення, забороняється. Для мережі стаціонарного освітлення місцеве заземлення виконується через кожні 100 м кабельної мережі.

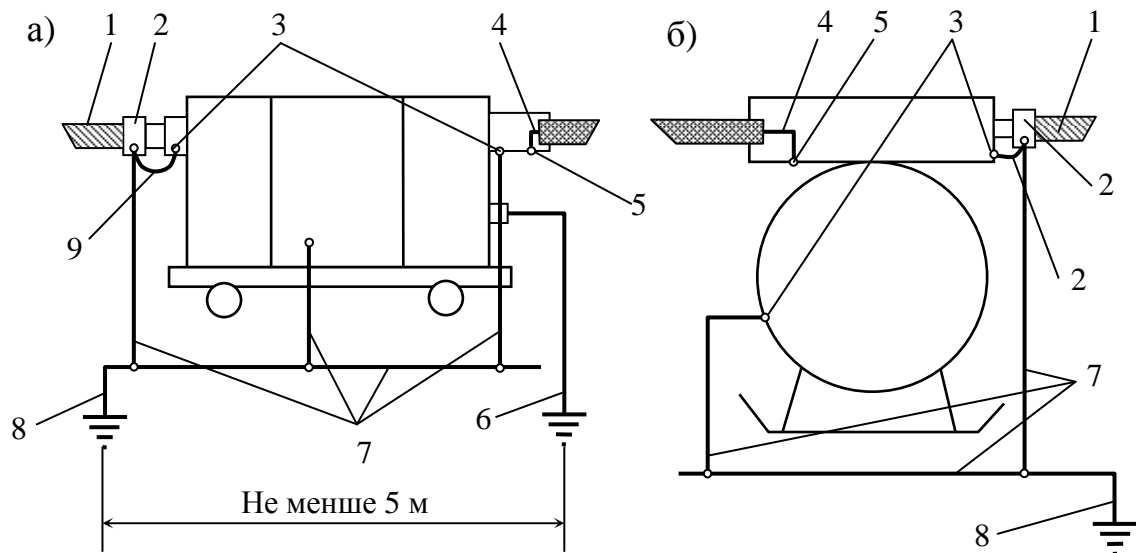


Рисунок 2.5 – Схема заземлення пересувної підстанції (а) і окремо встановлених апаратів (б):

1 – броня кабелю, 2 – хомут, 3 – зовнішні затискачі заземлення, 4 – жила заземлення гнучкого кабелю, 5 – внутрішній затискач заземлення, 6 – додатковий заземлювач реле витікання, 7 – провідники заземлення, 8 – місцевий заземлювач, 9 – перемичка

В якості провідників, що зв'язують місцеві і головні заземлювачі, використовуються сталюна броня і свинцева оболонка броньованих кабелів або жили заземлення гнучких кабелів. Крім місцевого заземлення всі електричні

машини та апарати, муфти та інша кабельна арматура обладнуються перемичками зі сталі (50 мм²) або міді (25 мм²), через які здійснюється безперервна мережа заземлення.

Заземлення пересувного та переносного електроустаткування виконується поєднанням його корпусів з шахтною мережею заземлення жилами заземлення кабелів. Жили заземлення кабелів підключаються до внутрішніх зажимів заземлення кабельних вводів в цьому електроустаткуванні та у відповідній пусковій апаратурі. Для пересувних машин і вибійних конвеєрів забезпечується безперервний автоматичний контроль заземлення шляхом використання жили заземлення в схемі управління.

Загальний опір мережі заземлення, виміряний біля будь якого заземлювача, має не перевищувати 2 Ом.

Для ввімкнення РПП дільниці та іншого електроустаткування, розташованого у виробках з вихідним струменем повітря, мають застосовуватися комутаційні апарати (підстанція КТПВ-630) з блокувальним реле витікань (БРУ), що забезпечує захисне вимкнення і автоматичний контроль безпечної величини опору мережі заземлення.

Схема заземлення електроустаткування виїмкової дільниці подана на рис. 2.

В межах виїмкової дільниці належать освітленню від мережі з напругою 127 В такі пункти:

- пункти навантаження та перевантаження вугілля;
- енергопоїзд лави;
- конвеєрна лінія у хіднику;
- вибійний простір лави і таке інше.

Телефонні апарати мають бути встановлені з боків лави, а також в місцях перевантаження вугілля. Поздовж лави та транспортного хідника обладнується гучномовний зв'язок.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЕТНОЙ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ НАГРУЗКИ УЧАСТКА,
МОЩНОСТИ ТРАНСФОРМАТОРА И ВЫБОР ТИПА ПОДСТАНЦИИ.

Входные данные

Вид участка	Номер :ника	Номинальная мощность :ника, кВт	Номинальный коэффициент мощности :ника	Коэффициент загрузки :ника	Номинальное напряжение, В	Залегание :та	Кол-во пуско-агрегатов
1					660	1	1
	1	400	.81	.8			
	2	330	.88	.8			
	3	55	.85	.85			
	4	55	.85	.9			
	5	15	.88	.9			
	6	4	.86	.8			
	7	5.5	.91	.8			

Выходные данные

Наименование	Значение
Установленная мощность наиболее мощного токоприемника, кВт	400
Установленная мощность всех токоприёмников участка, кВт	864.5
Коэффициент спроса	0.678
Средневзвешенный коэффициент мощности участка	0.824
Расчетная мощность трансформатора подстанции, кВА	714.74
Номинальная мощность трансформатора подстанции(расчетная), кВА	571.79
Фактический коэффициент мощности I-го токоприемника	0.789 0.861 0.829 0.833 0.865 0.837 0.900
К УСТАНОВКЕ ПРИНЯТЬ ТСВП 630 /6-0.69 Rт= .0057 Ом X= .0258 Ом	

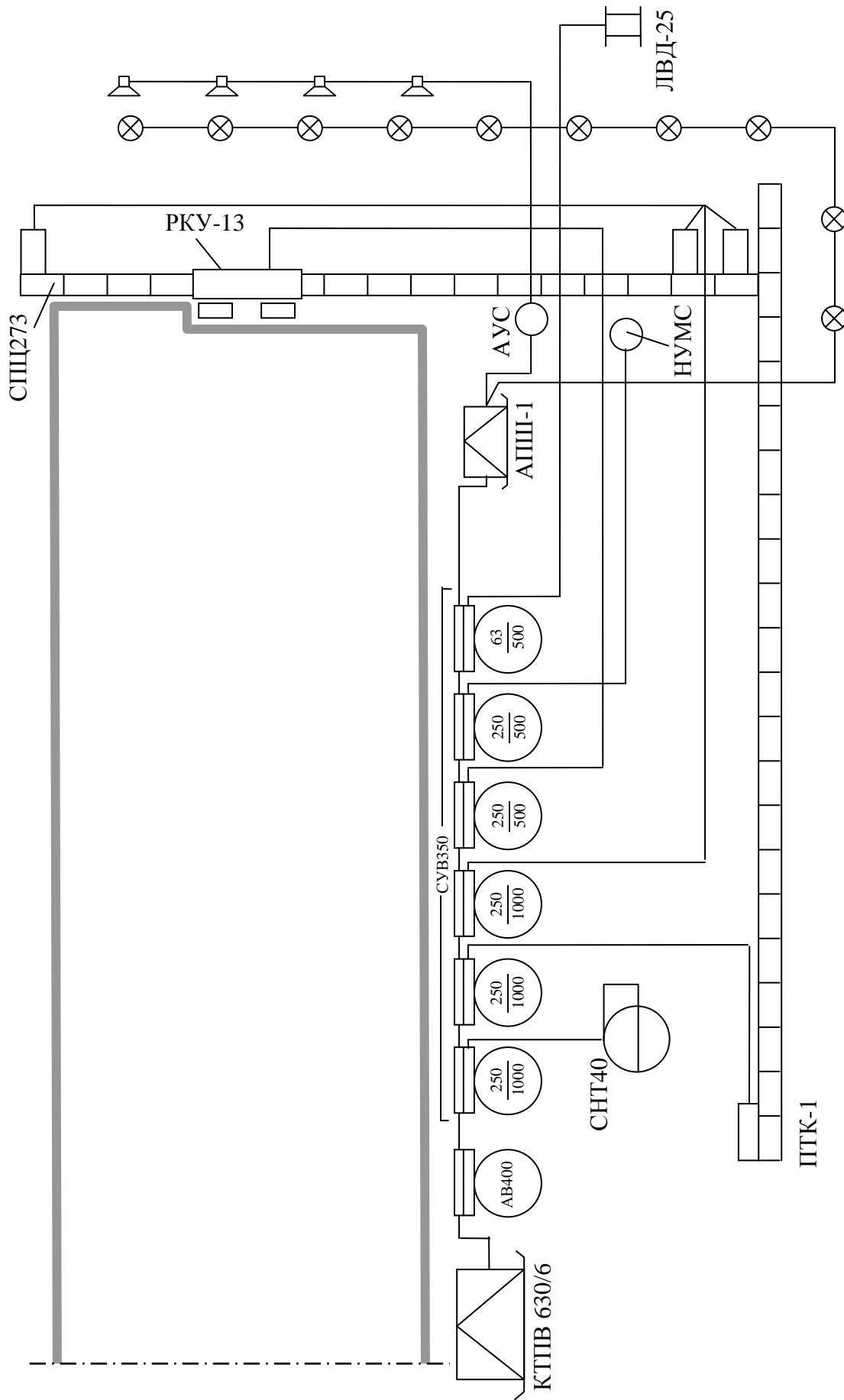


Рисунок 2.6 – Схема електропостачання виїмкової ділянки

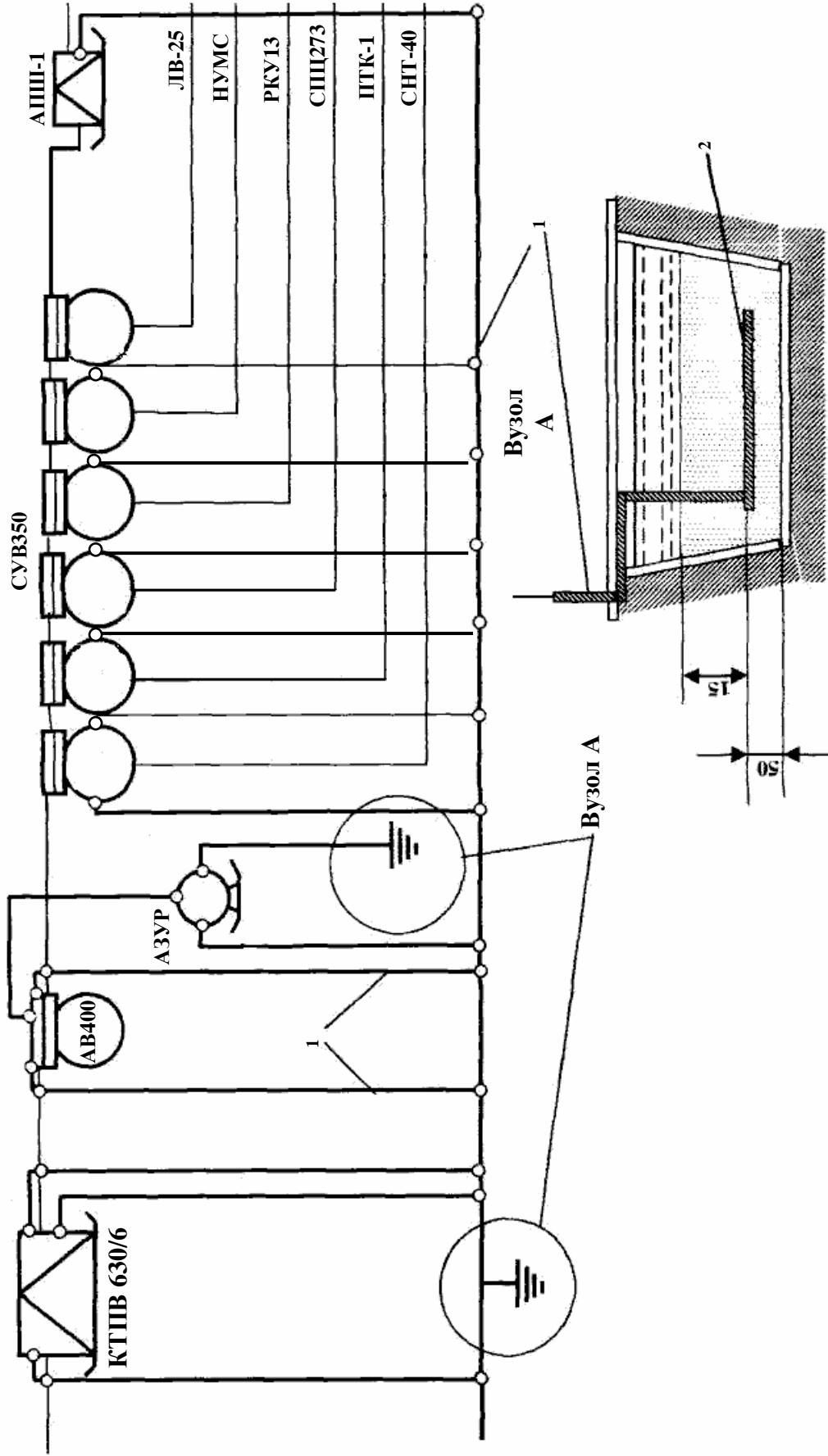


Рисунок 2.7 – Схема заземлення електроустановки виймовної ділянки:

1 – заземлюючий провідник, 2 – сталевий смужка площею $0,6 \text{ м}^2$ (розміри $2 \times 0,3 \text{ м}$)

2.5 Магістральний транспорт

2.5.1 Конвеєрний транспорт

Проектом передбачена повна конвеєризація підземного транспорту вугілля. По вантажопотоку и куту нахилу дільничних хідників для транспортування в межах виїмкової дільниці прийняті конвеєри типу 2Л80. Для транспортування вугілля за межами виїмкових дільниць проектом передбачене застосування конвеєрів 1Л100.

Прийомна здатність конвеєра розраховується по формулі:

$$Q_m = 60 \cdot Q_{пр} \cdot \gamma, \text{ т/Г} \quad (2.107)$$

де $Q_{пр}$ – прийомна здатність конвеєра, м³/Г;

γ – насипна густина вантажу.

$$Q_m = 60 \cdot 10,3 \cdot 0,8 = 494,4 \text{ т/Г}$$

Максимальний вантажопотік при роботі двох лав становить $137 \times 2 = 274 < 494,4$ т/ч. Умова виконується.

Перелік виробок, що обладнаються конвеєрним транспортом, і проектне устаткування представлено в таблиці.

Таблиця 2.20 – Необхідна кількість і типи конвеєрів

Виробка			Конвеєр				
Назва	Кут нахилу, градус	Довжина, м	Вантажопотік, т/см	Тип	Розрахункова довжина, м	Кількість	Потужність приводу, кВт
8 півд. хідник	8	1400	750	2Л80	350	4	150
3 півд. хідник	8	1400	750	2Л80	350	4	150
Магістральний конв. штрек	0	2400	750	1Л100К	1200	2	330
Центральний конв. хідник	2	1250	1250	1Л100У-01	1250	1	330

Отже, проектом передбачена така схема транспорту: вугілля з лав прямує на дільничний скребковий перевантажувач типу ПТК-1, далі по конвеєрному хіднику чотирма послідовно встановленими стрічковими конвеєрами

типа 2Л80 загальною довжиною 1400 м вугілля транспортується на магістральний конвеєрний штрек. По штреку – стрічковими конвеєрами 1Л100К довжиною по 1200 м на центральний конвеєрний хідник. З двох напрямків вугілля перевантажується на стрічковий конвеєр 1Л100У (2 шт.), встановлений в центральному конвеєрному хіднику. Далі по центральному конвеєрному хіднику до головного стволу і у скіпах підіймається на поверхню.

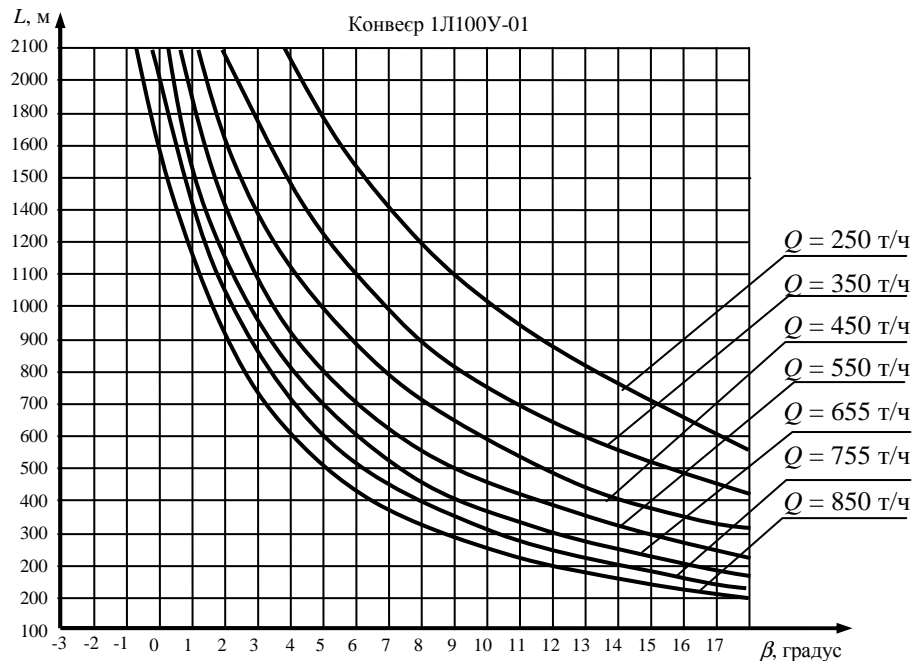


Рисунок 2.8 – Графік області застосування стрічкового конвеєра 1Л100У-01 при потужності приводу 330 кВт, швидкості руху стрічки 2,5 м/с

2.5.2 Транспорт матеріалів, устаткування і людей

На шахті ім. М.П. Баракова застосовується колія шириною 900 мм. Матеріали, устаткування доставляється по горизонтальним виробкам, вантажним хідникам у вагонетках типу ВГ-3,3. Транспортування людей по магістральним виробкам здійснюється в людських вагонетках типа ВП-18. Застосовуються акумуляторні електровози 2АМ8Д і 5АРВ. Транспорт матеріалів на виїмкових ділянках здійснюється за допомогою канатних доріжок ДКНЛ.

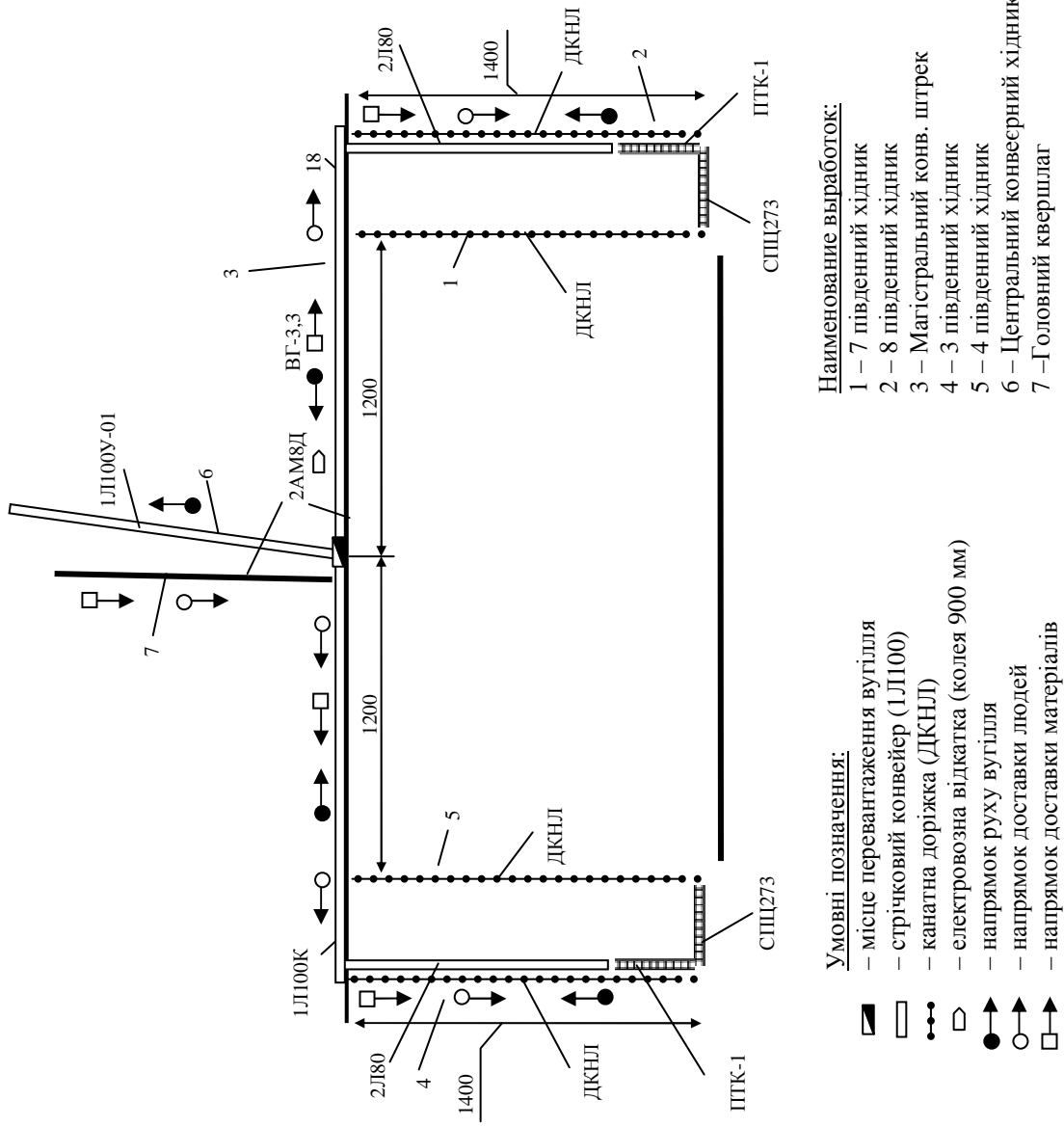


Рисунок 2.9 – Схема магістрального транспорту

2.6 Провітрювання шахти

Витрата повітря для провітрювання шахти визначається по формулі:

$$Q_{ш} = 1,1 \cdot (\sum Q_{уч} + \sum Q_{т.в.} + \sum Q_{ноз.в.} + \sum Q_{под.в.} + \sum Q_{к} + \sum Q_{ум}), \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.108)$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує нерівномірність розподілу повітря в мережі гірничих виробок;

$\sum Q_{уч}$ – витрата повітря для провітрювання виїмкових діляниць $\text{м}^3/\text{хв}$;

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

$\sum Q_{ноз.в.}$ – витрата повітря для відокремленого провітрювання гірничих виробок, що погашаються, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\sum Q_{под.в.}$ – витрата повітря для відокремленого провітрювання гірничих виробок, що підтримуються, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\sum Q_{к}$ – витрата повітря для відокремленого провітрювання камер, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\sum Q_{ум}$ – витікання повітря через вентиляційні споруди за межами виїмкових діляниць, $\text{м}^3/\text{хв}$.

Витрата повітря для провітрювання виїмкових діляниць:

$$\sum Q_{уч} = 2 \times 2682 = 5364 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Відокремлено провітрюваними тупиковими виробками є 1 південний хідник і 10 південний хідник.

$$\text{Отже, } \sum Q_{т.в.} = 2 \times 1029 = 2058 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Відокремлено провітрювані виробки, що погашаються, відсутні.

Витрату повітря для відокремленого провітрювання гірничих виробок, що підтримуються, визначаємо по формулі:

$$Q_{под.в.} \geq 60 \cdot S \cdot v_{min}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.109)$$

де $Q_{под.в.}$ – витрата повітря, що подається у виробку, яка підтримується, $\text{м}^3/\text{хв}$;

S – площа поперечного перерізу виробки у просвіті, м^2 ;

v_{min} – мінімальна припустима швидкість руху повітря у гірничих виробках, що підтримуються, $\text{м}/\text{с}$.

Гірничими виробками, що підтримується і провітрюється відокремлено є головний квершлаг горизонту 664 м і хідник для чистки зумпфу.

Головний квершлаг: $Q_{nod.e.} = 60 \cdot 14,8 \cdot 0,15 = 133 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Хідник чистки зумпфу: $Q_{nod.e.} = 60 \cdot 12,7 \cdot 0,15 = 114 \text{ м}^3/\text{хв.}$

$$\sum Q_{nod.e.} = 133 + 114 = 247 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрата повітря для провітрювання складу ВМ :

$$Q_k = 0,07 \cdot v_k, \quad (2.110)$$

де v_k – сумарний об'єм виробок складу ВМ, м^3 .

$$Q_k = 0,07 \cdot 1740 = 122 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрата повітря для провітрювання камер для машин та електроустановування:

$$Q_k = \frac{16,7 \sum_{i=1}^{n_y} N_{y_i} \cdot (1 - \eta_i) \cdot k_{z_i} + 0,8 \sum_{i=1}^{n_m} N_{m_i}}{26 - t_{ex}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.111)$$

де N_{y_i} – потужність електроустановки в камері, кВт;

η_i – коефіцієнт корисної дії електроустановки;

k_{z_i} – коефіцієнт, що враховує тривалість роботи електроустановки протягом доби; для установок з тривалістю безперервної роботи 1 година та більше приймається рівним 1; для установок з меншою тривалістю безперервної роботи розраховується по формулі:

$$k_{z_i} = \frac{T_\pi}{24} \quad (2.112)$$

де T_π – сумарна тривалість роботи установки протягом доби, година;

N_{m_i} – потужність трансформатора, встановленого в камері, кВт·А;

n_y – кількість електроустановок, що працюють одночасно;

n_m – кількість трансформаторів, що працюють одночасно;

t_{ex} – температура повітря перед камерою в найбільш теплий місяць року, °С.

Витрата повітря для провітрювання Центральної підземної підстанції:

$$Q_{\kappa} = \frac{0 + 0,8 \cdot (2 \times 400)}{26 - 24} = 320 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Витрата повітря для провітрювання Центральної насосної камери (не є окремо провітрюваною):

$$Q_{\kappa} = \frac{16,7 \cdot 350 \cdot (1 - 0,91) \cdot 1 + 0}{26 - 24} = 263 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрата повітря для провітрювання гараж-зарядної:

$$Q_{\kappa} = \frac{31 \cdot 10^{-4} \sum_{i=1}^{n_b} E_i \cdot n_{ai}}{26 - t_{\text{ex}}} = \frac{31 \cdot 10^{-4} \cdot 350 \cdot 112 \cdot 5}{26 - 24} = 304 \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (2.113)$$

де E_i – ємність акумулятору, А·год;

n_{ai} – кількість акумуляторів у батареї;

n_b – кількість акумуляторних батарей, що заряджаються водночас.

Приймаємо, що водночас заряджаються п'ять батарей 112ТЖН-350.

Розрахована витрата повітря має відповідати умові:

$$Q_{\kappa} \geq \sum_{i=1}^{n_b} 30 \cdot n_{oi} \cdot k_{\varepsilon i} \quad (2.114)$$

де $k_{\varepsilon i}$ – коефіцієнт, що враховує тип батареї, яка заряджається.

$$Q_{\kappa} \geq 30 \cdot 5 \cdot 1,2 = 180 \text{ м}^3/\text{хв}; \quad 304 > 180 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Всього для відокремленого провітрювання камер:

$$\sum Q_{\kappa} = 122 + 320 + 304 = 746 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Обсяг витікань повітря крізь вентиляційні споруди, встановлені в гірничих виробках за межами виїмкових ділянок, розраховується по формулі:

$$Q_{\text{ут.ш.}} = \sum Q_{\text{ут.г.}} + \sum Q_{\text{ут.шл.}} + \sum Q_{\text{ут.кр.}} + \sum Q_{\text{ут.заг.}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.115)$$

де $\sum Q_{\text{ут.г.}}$ – витікання повітря в межах шахти крізь глухі вентиляційні перемички, м³/хв;

$\sum Q_{\text{ут.шл.}}$ – витікання повітря крізь вентиляційні шлюзи, м³/хв;

$\sum Q_{\text{ут.кр.}}$ – витікання повітря крізь кросинги, м³/хв;

$\sum Q_{\text{ут.заг.}}$ – витікання повітря крізь вантажні пристрої, м³/хв.

Норми витікань крізь глухі вентиляційні перемички визначаємо по таблиці 8.2 [10]. Для перемичок, виготовлених з бетону, площею 10 м^2 , що встановлені в шостому і п'ятому південних хідниках, норма витікань становить $22 \text{ м}^3/\text{хв}$. $\sum Q_{\text{вт.г.}} = 2 \times 22 = 44 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Витікання крізь шлюзи, встановлені в головному квершлагу гор. 650 м і в хіднику чистки зумпфу, використовуються для провітрювання цих виробок і враховані при визначенні витрати повітря для відокремленого провітрювання виробок, що підтримуються. Кросинги у вентиляційній мережі шахти відсутні. Завантажувальні пристрої знаходяться у виробках з вихідним струменем повітря. Отже, $Q_{\text{вт.ш.}} = \sum Q_{\text{вт.г.}} = 44 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Витрата повітря, необхідна для провітрювання шахти:

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot (5364 + 2058 + 247 + 746 + 44) = 1,1 \cdot 8459 = 9305 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрата повітря, прийнята для провітрювання шахти при проектуванні має бути не меншою, ніж розрахована по формулі:

$$Q_{\text{ш}} = 133,3 \cdot (\sum \bar{I}_{\text{уч}} + \sum \bar{I}_{\text{м.в.}} + \sum \bar{I}_{\text{ст}} + \sum \bar{I}_{\text{о.в.}}), \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.116)$$

де $\sum I_{\text{уч}}$ – абсолютне середнє газовиділення на виїмкових дільницях, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\sum I_{\text{м.в.}}$ – абсолютне середнє газовиділення у відокремлено провітрювані тупикові виробки, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\sum I_{\text{ст}}$ – абсолютне середнє газовиділення із старих відроблених просторів, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\sum I_{\text{о.в.}}$ – абсолютне середнє газовиділення із гірничих виробок, що ліквідуються та підтримуються, $\text{м}^3/\text{хв}$.

$$Q_{\text{ш}} = 133,3 \cdot (2 \times 20,4 + 2 \times 6,2 + 0 + 0) = 7092 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Приймаємо для провітрювання шахти витрату повітря, що дорівнює $9305 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Подачу вентиляційної установки визначимо по формулі:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{ш}} + \sum Q_{\text{вт.вн.}} \quad (2.117)$$

де $Q_{\text{ш}}$ – витрата повітря, що надходить з шахти до вентилятора, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{ут.вн.}}$ – витікання повітря крізь надшахтну будівлю і вентиляційний канал, м³/хв; (приймаємо за таблицями 8.5 та 8.6 [10]).

$$Q_e = 9305 + (950 + 500) = 9305 + 1450 = 10755 \text{ м}^3/\text{хв}$$

За депресію шахти (статичний тиск вентиляційної установки $h_{\text{в.р.}}$ приймається максимальне значення серед депресій усіх напрямків вентиляційної мережі, що проходять через очисні виробки.

Депресія напрямку визначається по формулі:

$$h_n = h_{\text{к.в.}} + h_{\text{н.в.}} + h_{\text{к}} + h_{\text{к.к.}}, \text{ даПа} \quad (2.118)$$

де $h_{\text{к.в.}}$ – депресія каналу вентиляційної установки, даПа; за рекомендаціями [10] приймаємо рівною $0,11 \cdot h_{\text{н.в.}}$;

$h_{\text{н.в.}}$ – депресія підземних виробок напрямку, даПа; розраховується як сума депресій послідовно з'єднаних вентиляційних віток, що входять до напрямку, від устя повітряподавального стволу до входу до каналу вентиляційної установки.

Депресія підземних виробок напрямку:

$$h_{\text{н.в.}} = 1,1 \cdot (h_1 + h_2 + \dots + h_n), \text{ даПа} \quad (2.119)$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує вплив місцевих опорів;

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

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

За рекомендаціями [10] депресії повітрянагрівачів та каналу повітрянагрівальної установки при вентиляторних повітрянагрівальних установках не враховується.

Депресії підземних гірничих виробок розраховуються по формулі:

$$h = R \cdot Q_p^2 \cdot k_{\text{н.р.в.}}, \text{ даПа} \quad (2.120)$$

де R – аеродинамічний опір виробки, кμ;

Q_p – розрахункова витрата повітря у виробці, м³/с;

$k_{\text{н.р.в.}}$ – коефіцієнт, що враховує нерівномірність розподілу повітря в мережі гірничих виробок, резерв вентиляційної мережі та резерв вентиляційної

установки; для загальношахтних виробок приймається рівним 1,563, для інших виробок – 1.

Аеродинамічний опір виробки розраховується по формулі:

$$R = \frac{\alpha \cdot P_e \cdot l_e}{S^3}, \text{ к}\mu \quad (2.121)$$

де α – коефіцієнт аеродинамічного опору, даПа·с²·м²; приймається за таблицями додатку 7 [10];

P_e – периметр виробки, м;

l_e – довжина виробки, м;

S – площа поперечного перерізу виробки у просвіті, м².

Аеродинамічний опір лав, що обладнані механізованими кріпленнями:

$$R = 0,01 \cdot r_{100} \cdot l_{oc} + \frac{0,0612 \cdot (\xi_{ex} + \xi_{вых})}{S_{oc}^2}, \text{ к}\mu \quad (2.122)$$

де r_{100} – питомий аеродинамічний опір (при довжині 100 м) лави з механізованим кріпленням, кμ;

$\xi_{ex}, \xi_{вых}$ – коефіцієнти місцевого опору входу та виходу лави;

$$R = 0,01 \cdot 0,06 \cdot 180 + \frac{0,0612 \cdot (10 + 1,5)}{2,93^2} = 0,19 \text{ к}\mu.$$

Розрахункова витрата повітря в очисних виробках (в лавах):

$$Q_p = Q_{oc}, \text{ м}^3/\text{с}$$

Розрахункова витрата повітря у виробці виїмкової ділянки, що подає свіжий струмінь повітря до лави:

$$Q_p = k_{yt.v.} \cdot Q_{oc}, \text{ м}^3/\text{с}$$

Розрахункова витрата повітря у виробці виїмкової ділянки, що подає підсвіжаючий струмінь повітря:

$$Q_p = Q_{дон}, \text{ м}^3/\text{с}$$

Розрахункова витрата повітря у виробці виїмкової ділянки, що відводить вихідний струмінь повітря від лави:

$$Q_p = k_{yt.v.} \cdot Q_{oc} + Q_{дон}, \text{ м}^3/\text{с}$$

Розрахункова витрата повітря в усіх загальношахтних виробках приймається рівною загальній витраті повітря, що необхідна для провітрювання об'єктів, для яких виробка є повітряподавальною або повітрявідвідною.

Таблиця 2.21 – Розрахунок депресії критичного напрямку

Назва виробки	l , м	S , м ²	Q_p , м ³ /хв	Q_p , м ³ /с	α , даПа·с ² м ²	k_ϕ	$k_{н.р.в.}$	R , кмюрг	h , даПа
Південна вент. свердловина	764	12,6	7466	124,4	0,00031	3,54	1	0,00149	23,04
Півд. дренажний штрек	1200	15,6	3733	62,2	0,0021	3,8	1	0,00996	38,56
7 південний хідник	700	9,7	872	14,5	0,0021	3,8	1	0,01906	4,03
8 південна лава	180		589	9,8			1	0,19000	18,31
8 південний хідник	700	10,3	2682	44,7	0,0021	3,8	1	0,01641	32,78
Магістральний конв. штрек	1200	15,6	3733	62,2	0,0021	3,8	1	0,00996	38,56
Центральний конв. хідник	1250	18,5	8223	137,1	0,0021	3,8	1	0,00678	127,27
Скіповий ствол	641	38,5	7585	126,4	0,0029	3,54	1,563	0,00072	17,87
Всього									300,43

Отже, $h_{н.в.} = 1,1 \cdot 300,43 = 330,5$ даПа;

$$h_{в.р.} = 0,11 \cdot 330,5 + 330,5 = 367 \text{ даПа,}$$

що в припустимих межах для шахт небезпечних по раптовим викидам.

Для розрахунку депресії природної тяги визначимо середню температуру вхідного і вихідного з шахти повітря.

Температура повітря в верхній частині повітряподавального стволу до рівнює температурі повітря на поверхні в літній період (для умов Донбасу середня температура липня становить 29 °С), або температурі, що утворюється роботою калорифера, в зимний період (приймаємо 2 °С).

Температуру в околоствольному дворі біля повітряподавального стволу визначимо по формулі А.Н. Щербаня:

$$t = -19,6 + \sqrt{k_{в.г.} + H/3,42}, \text{ } ^\circ\text{C} \quad (2.123)$$

де $k_{в.г.}$ – коефіцієнт, що залежить від пори року;

H – глибина ствола, м.

В умовах Донбасу $k_{в.г.}$ становить для січня 432, для липня – 1470.

$$t_{\text{січ}} = -19,6 + \sqrt{432 + 664/3,42} = 5,4 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$t_{\text{лип}} = -19,6 + \sqrt{1470 + 664/3,42} = 21,2 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Середня температура вхідного повітря становитиме в січні $(2+5,4)/2 = 3,7 \text{ } ^\circ\text{C} = 276,9 \text{ К}$, в липні – $(29+21,2)/2 = 25,1 \text{ } ^\circ\text{C} = 298,3 \text{ К}$.

Температура в околоствольному дворі біля повітрявідвідного ствола:

$$t = t_{\text{п}} + \frac{H - H_0}{H_{\text{г}}} - t_0, \text{ } ^\circ\text{C} \quad (2.124)$$

де H_0 – глибина зони постійної температури; для Донбасу 25-30 м

$H_{\text{г}}$ – геотермічний градієнт; для Донбасу 26-53 м;

$t_{\text{п}}$ – температура порід на глибині зони постійної температури; для Донбасу 8-10 $^\circ\text{C}$;

t_0 – різниця між температурою повітря і температурою порід; влітку 2-5 $^\circ\text{C}$, взимку 5-10 $^\circ\text{C}$.

$$t_{\text{січ}} = 10 + \frac{664 - 25}{30} - 5 = 26,3 \text{ } ^\circ\text{C}$$

$$t_{\text{лип}} = 10 + \frac{664 - 25}{30} - 2 = 29,3 \text{ } ^\circ\text{C}$$

Температура в верхній частині повітрявідвідного ствола:

$$t = t_{\text{н}} + 0,5 \cdot \frac{H}{100}, \text{ } ^\circ\text{C} \quad (2.125)$$

де $t_{\text{н}}$ – температура в нижній частині ствола, $^\circ\text{C}$.

$$t_{\text{січ}} = 26,3 + 0,5 \cdot \frac{664}{100} = 29,6 \text{ } ^\circ\text{C}$$

$$t_{\text{июл}} = 29,3 + 0,5 \cdot \frac{664}{100} = 32,6 \text{ } ^\circ\text{C}$$

Середня температура вихідного повітря в повітрявідвідному стволі в січні $(26,3+29,6)/2 = 28,0 \text{ } ^\circ\text{C} = 301,2 \text{ К}$, в липні – $(29,3+32,6)/2 = 31,0 \text{ } ^\circ\text{C} = 304,2 \text{ К}$.

Депресію природної тяги визначимо по формулі:

$$h_e = g \cdot p_0 \cdot H \cdot \left(\frac{1}{R_{\text{г}} T_{\text{сп1}}} - \frac{1}{R_{\text{г}} T_{\text{сп2}}} \right), \text{ Па} \quad (2.126)$$

де g – прискорення вільного падіння, м/с^2 ;
 p_0 – величина атмосферного тиску, Па;
 R_r – газова стала, що дорівнює для сухого повітря $287 \text{ Дж}/(\text{кг}\cdot\text{К})$
 T_1, T_2 – абсолютна температура відповідно у повітряподавальному и повітрявідвідному стволах, К.

$$h_{\text{е.ф.зим.}} = 9,81 \cdot 101250 \cdot 664 \cdot \left(\frac{1}{287 \cdot 276,9} - \frac{1}{287 \cdot 298,3} \right) = 595 \text{ Па} = 59,5 \text{ даПа}$$

$$h_{\text{е.ф.літ.}} = 9,81 \cdot 101250 \cdot 290 \cdot \left(\frac{1}{287 \cdot 301,2} - \frac{1}{287 \cdot 304,2} \right) = 75 \text{ Па} = 7,5 \text{ даПа}$$

З урахуванням природної тяги середньомісячний статичний тиск вентиляційної установки становитиме: $367 - (59,5 + 7,5) / 2 = 333,5 \text{ даПа}$.

Аеродинамічний опір вентиляційної мережі визначимо по формулі:

$$R = \frac{H}{Q^2} = \frac{333,5}{179,25^2} = 0,01038 \text{ км} \quad (2.127)$$

Побудову аеродинамічної характеристики вентиляційної мережі здійснюємо по формулі:

$$H = R \cdot Q^2 \text{ Па} \quad (2.128)$$

Таблиця 2.22 – Розрахункові дані для побудови аеродинамічної характеристики вентиляційної мережі

$Q_B, \text{ м}^3/\text{с}$	100	150	200	250
$H_B, \text{ даПа}$	103,8	233,55	415,2	648,75

Згідно з технічними характеристиками і областю промислового використання для провітрювання шахти може бути використаний вентилятор ВРЦД-4,5 з частотою обертання 375 об/хв .

При установці лопаток направляючого апарата під кутом 50° подача вентилятора становитиме $200 \text{ м}^3/\text{с} = 12000 \text{ м}^3/\text{хв}$, статичний тиск 385 даПа . При цьому к.п.д. становитиме не нижче $0,75$.

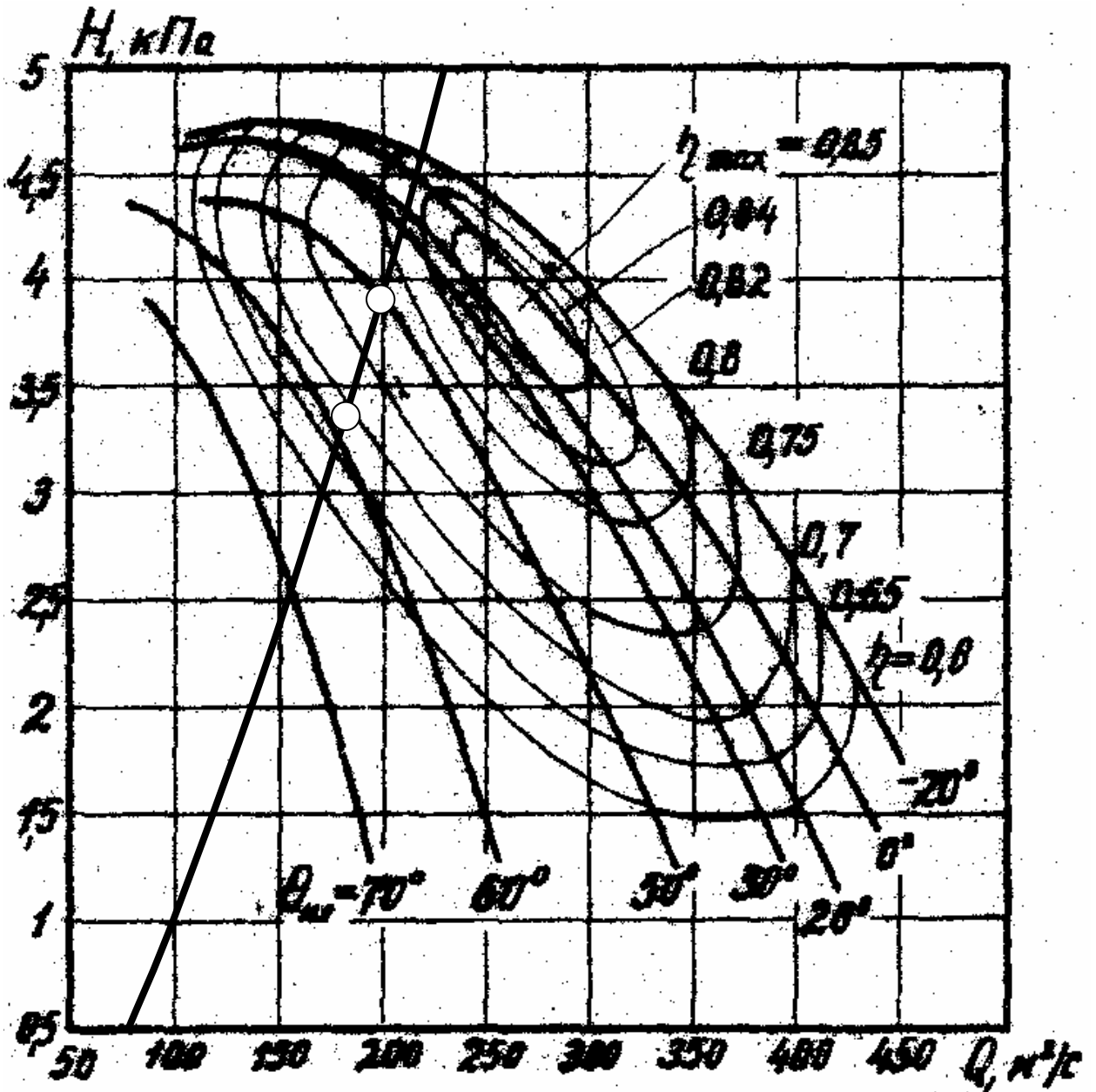


Рисунок 2.10 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВРЦД-4,5 з накладеною на неї аеродинамічною характеристикою вентиляційної мережі

Метанообільність шахти визначаємо по формулі:

$$q_{um} = \frac{\sum_{i=1}^{n_{um}} q_{umi} \cdot A_{umi} \cdot (100 - A_{zi})}{\sum_{i=1}^{n_{um}} A_{umi} \cdot (100 - A_{zi})} \quad (2.129)$$

де q_{umi} – відносна метанообільність виробок i -го шахтопласта, м³/т;

A_{zi} – зольність вугілля i -го пласта, %;

A_{z2i} – зольність гірничої маси при розробці i -го пласта, %.

Відносна метанообільність виробок i -го шахтопласта:

$$q_{umi} = \frac{\sum_{i=1}^{n_{yчi}} (q_{yчi} \cdot A_{yчi} + k_{cm} \cdot q_{yчi}) + 1440 \cdot [\sum I_n \cdot (1 + k_{cm}) + \sum I_{noz} + \sum I_{мон}]}{A_{um}} + \sum q_{nod} \quad (2.130)$$

де $n_{yч}$ – число одночасно діючих дільниць в межах шахтопласта;

$q_{yчi}$ – відносна метанообільність i -ї виїмкової дільниці, м³/т;

$A_{yчi}$ – середньодобовий видобуток з i -ї виїмкової дільниці, т;

k_{cm} – коефіцієнт, що враховує виділення метану з відробленого простору раніше відроблених горизонтів;

ΣI_n – виділення метану з тупикових виробок, що проводяться за межами виїмкових дільниць, м³/хв;

ΣI_{noz} – виділення метану з дільниць, що одночасно погашаються, м³/хв;

$\Sigma I_{мон}$ – виділення метану з монтажних виробок, м³/мин;

Σq_{nod} – виділення метану у транспортні виробки за межами виїмкових дільниць, м³/т.

Виділення метану у транспортні виробки з відбитого вугілля за межами виїмкових дільниць визначимо по формулі 3.41 [10], прийнявши тривалість знаходження вугілля в цих виробках таким, що дорівнює 40 хв.

$$k_{my}'' = 0,118 \cdot 40^{0,25} - 0,118 \cdot 14,7^{0,25} = 0,065; \quad (2.131)$$

$$\sum q_{nod} = 18,3 \cdot 0,85 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,9)] \cdot 1 \cdot 0,065 = 0,9 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Метанообільність шахти:

$$q_{um} = \frac{2 \times (20,4 \cdot 1500 + 0,35 \cdot 20,4) + 1440 \cdot [2 \times 6,2 \cdot (1 + 0,35)]}{3000} + 0,9 = 29,3 \text{ м}^3/\text{т}.$$

2.7 Стационарні установки

2.7.1 Головна підйомна установка

Головний ствол обладнано двоскиповим вугільним та односкиповим породним підйомами.

Двоскиповий підйом оснащено скипами 2СН7-1 і підйомною машиною 2Ц-5×2,8 з електродвигуном потужністю по 630 кВт, на напругу 6 кВ, з частотою обертання валу 290 об/хв.

Перевірочний розрахунок підйомної установки:

Годинна продуктивність установки:

$$A_z = \frac{A_p}{n_d \cdot n_c} = \frac{900000}{300 \cdot 18} = 167 \text{ т/год}, \quad (2.132)$$

де A_p – річна продуктивність підйомної установки, т/рік;

n_d – кількість робочих днів на рік;

n_c – кількість годин роботи установки на добу по транспортуванню вугілля.

Оптимальна вантажопідйомність скипа:

$$Q_{opt} = A_z \cdot \frac{4\sqrt{H} + t_n}{3,6} = 167 \cdot \frac{4\sqrt{630} + 10}{3,6} = 5121 \text{ кг}, \quad (2.133)$$

де t_n – тривалість паузи під час завантаження (розвантаження) скипів, с;

H – висота підйому, м.

Отже, скипи типу 2СН7-1 з секторним затвором і вантажопідйомністю $Q_n = 5,6$ т обрані правильно. Власна маса скипа $Q_c = 7,54$ т. Висота скипа $h_c = 1,85$ м; шлях скипа під час руху в розвантажувальних кривих $h_p = 2,17$ м.

Кількість підйомних операцій за годину:

$$n_{n.ч.} = \frac{1000 A_z}{Q_n} = \frac{1000 \cdot 167}{5600} = 30. \quad (2.134)$$

Тривалість підйомної операції і руху підйомних судів:

$$T_{pn} = \frac{3600}{n_{n.ч.}} = \frac{3600}{30} = 120 \text{ с}, \quad (2.135)$$

$$T_p = T_{pn} - t_n = 120 - 10 = 110 \text{ с}. \quad (2.136)$$

Середня та орієнтовна максимальна швидкості підйому:

$$v_{cp} = \frac{H}{T_p} = \frac{630}{110} = 5,7 \text{ м/с}, \quad (2.137)$$

$$v_{\max} = \alpha_{cp} \cdot v_{cp} = 1,3 \cdot 5,7 = 7,4 \text{ м/с}. \quad (2.138)$$

Запас міцності каната типу ЛК-РО 6×36 діаметром $d_k=46,5$ мм та погонною масою $p = 8,37$ кг/м:

$$z = \frac{Q_p}{g(Q_n + Q_c + p \cdot H_k)} = \frac{1355000}{9,81 \cdot (5600 + 7540 + 8,37 \cdot 660)} = 7,4, \quad (2.139)$$

де H_k – відстань від нижньої приймальної площадки до вісі верхнього шківа, м;

g – прискорення вільного падіння, м/с.

Для вантажного підйому z має бути не менше 6,5, тобто канати обрані правильно.

Діаметр одинарного циліндричного розрізного барабана:

$$D_{\sigma} = 79 \cdot d_k = 79 \cdot 46,5 = 3674 \text{ мм}. \quad (2.140)$$

Ширина барабана підйомної машини:

$$\begin{aligned} B_k &= \left(\frac{H + 2l_u}{\pi \cdot D_{\sigma}} + 2n_{\text{в.т.}} + n_{\text{в.з.}} \right) (d_k + b_z) = \\ &= \left(\frac{630 + 2 \cdot 30}{3,14 \cdot 5} + 2 \cdot 5 + 2 \right) (46,5 + 3) = 2768 \text{ мм}. \end{aligned} \quad (2.141)$$

де l_u – довжина вимірювального відрізка каната, м;

$n_{\text{в.т.}}$ – кількість витків тертя для ослаблення натягу каната в місці його закріплення;

$n_{\text{в.з.}}$ – кількість витків у зазорі між канатами, що навивається та звивається;

b_z – зазор між суміжними витками, мм.

Отже, згідно до розрахунків, машина 2Ц-5×2,8 обрана правильно.

Перевіримо барабан машини на статичні навантаження:

Максимальний статичний натяг каната:

$$T_{\text{ст.макс}} = (Q_n + Q_c + p \cdot H_k) \cdot g = (5600 + 7540 + 8,37 \cdot 660) \cdot 9,81 = 183096 \text{ Н}. \quad (2.142)$$

Максимальна різниця статичних натягів канатів:

$$F_{cm. \max} = (Q_n + p \cdot H) \cdot g = (5600 + 8,37 \cdot 630) \cdot 9,81 = 106670 \text{ Н.} \quad (2.143)$$

$T_{cm. \max}$ і $F_{cm. \max}$ менше припустимих значень для машини 2Ц-5×2,8.

Підйом працює по п'ятиперіодичній діаграмі швидкості, прискорення $a_1 = 1 \text{ м/с}^2$, уповільнення $a_3 = 0,75 \text{ м/с}^2$, швидкості $v' = v'' = 1,1 \text{ м/с}$.

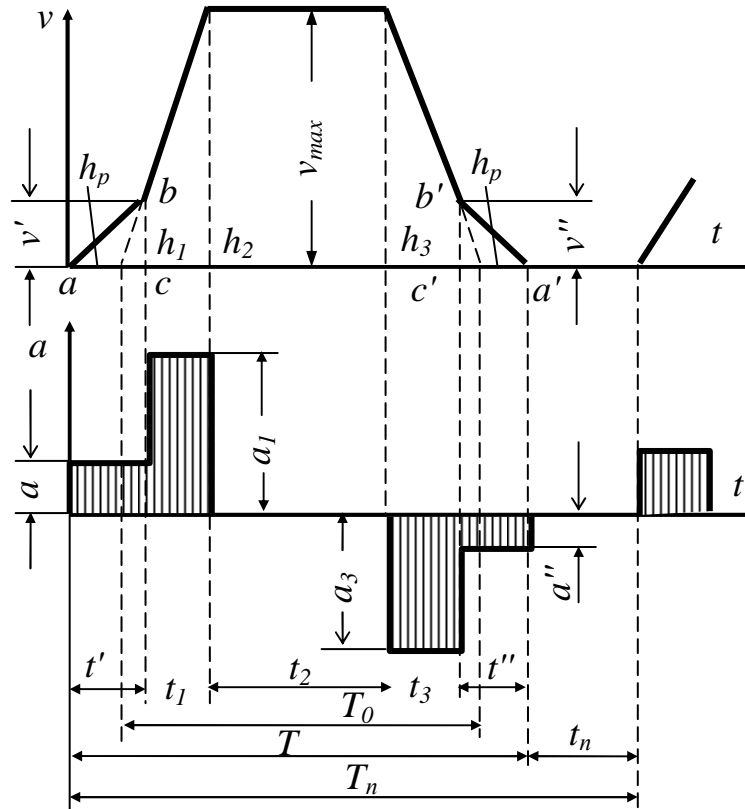


Рис. 2.11 – П'ятиперіодичні діаграми швидкості та прискорення

Визначимо максимальну швидкість руху скипів:

$$a_m = \frac{a_1 \cdot a_3}{a_1 + a_3} = \frac{1 \cdot 0,75}{1 + 0,75} = 0,429 \text{ м/с.} \quad (2.144)$$

$$T_0 = T_p - \frac{2h_p}{v'} - \frac{2h_p}{v''} + \frac{v'}{a_1} + \frac{v''}{a_3} = 110 - \frac{2 \cdot 2,17}{1,1} - \frac{2 \cdot 2,17}{1,1} + \frac{1,1}{1} + \frac{1,1}{0,75} = 105 \text{ с.} \quad (2.145)$$

$$H_0 = H - 2h_p + \frac{v'^2}{2a_1} + \frac{v''^2}{2a_3} = 630 - 2 \cdot 2,17 + \frac{1,1^2}{2 \cdot 1} + \frac{1,1^2}{2 \cdot 0,75} = 627 \text{ м.} \quad (2.146)$$

$$\begin{aligned} v_{p.m.} &= a_m \cdot T_0 - \sqrt{(a_m \cdot T_0)^2 - 2a_m \cdot H_0} = \\ &= 0,429 \cdot 105 - \sqrt{(0,429 \cdot 105)^2 - 2 \cdot 0,429 \cdot 627} = 6,43 \text{ м/с.} \end{aligned} \quad (2.147)$$

Частота обертання барабана машини $n=290$ об/хв., передавальне число редуктора $i=10,5$.

Фактична максимальна швидкість:

$$v_{\max} = \frac{\pi \cdot D_6 \cdot n}{60 \cdot i} = \frac{3,14 \cdot 5 \cdot 290}{60 \cdot 10,5} = 7,23 \text{ м/с.} \quad (2.148)$$

Прискорення та уповільнення в розвантажувальних кривих та тривалість руху в них:

$$a' = a'' = \frac{v'^2}{2 \cdot h_p} = \frac{1,1^2}{2 \cdot 2,17} = 0,279 \text{ м/с.} \quad (2.149)$$

$$t' = t'' = \frac{v'}{a'} = \frac{1,1}{0,279} = 3,94 \text{ с.} \quad (2.150)$$

Тривалість і шлях скипа з прискоренням a_1 :

$$t_1 = \frac{v_{\max} - v'}{a_1} = \frac{7,23 - 1,1}{1} = 6,13 \text{ с.} \quad (2.151)$$

$$h_1 = \frac{v' + v_{\max}}{2} \cdot t_1 = \frac{1,1 + 7,23}{2} \cdot 6,13 = 25,53 \text{ м.} \quad (2.152)$$

Тривалість і шлях скипа з уповільненням a_3 :

$$t_3 = \frac{v_{\max} - v''}{a_3} = \frac{7,23 - 1,1}{0,75} = 8,17 \text{ с.} \quad (2.153)$$

$$h_3 = \frac{v'' + v_{\max}}{2} \cdot t_3 = \frac{7,23 + 1,1}{2} \cdot 8,17 = 34,03 \text{ м.} \quad (2.154)$$

Шлях і тривалість рівномірного руху:

$$h_2 = H - 2h_p - h_1 - h_3 = 630 - 2 \cdot 2,17 - 25,53 - 34,03 = 566,1 \text{ м.} \quad (2.155)$$

$$t_2 = \frac{h_2}{v_{\max}} = \frac{566,1}{7,23} = 78,3 \text{ с.} \quad (2.156)$$

Тривалість руху підйомних судів:

$$T = t' + t_1 + t_2 + t_3 + t'' = 3,94 + 6,13 + 78,3 + 8,17 + 3,94 = 100,48 \text{ с.} \quad (2.157)$$

Фактичний коефіцієнт резерву продуктивності установки:

$$C_\phi = 1,5 \frac{T_p + t_n}{T + t_n} = 1,5 \frac{110 + 10}{100,48 + 10} = 1,63. \quad (2.158)$$

Орієнтовна потужність двигуна:

$$N_{op} = k \frac{Q_n \cdot H \cdot 9,81}{1000 \cdot T \cdot \eta_n} = 1,15 \frac{5600 \cdot 630 \cdot 9,81}{1000 \cdot 100,48 \cdot 0,93} = 426 \text{ кВт}, \quad (2.159)$$

де k – коефіцієнт опору руху скипа;

η_n – к.к.д. підйомної установки.

Установку обладнано двигуном АКН-16-41-20 потужністю 630 кВт;
 $n=290$ об/хв.; $\eta_D=0,92$; $\lambda_n=M_{\max}/M_{ном}=2$; $(GD^2)_p=29000 \text{ Н} \cdot \text{м}^2$.

Обертаючий момент на тихохідному валу редуктора:

$$M = \left[\frac{8300 \cdot N \cdot \eta_n}{n} \cdot \lambda_n - 0,25 \cdot \frac{(GD^2)}{9,8R} \cdot i \right] \cdot i = \quad (2.160)$$

$$= \left[\frac{8300 \cdot 630 \cdot 0,93}{290} \cdot 2 - 0,25 \cdot \frac{29000}{9,8 \cdot 2,5} \cdot 10,5 \right] \cdot 10,5 = 319521 \text{ Н}.$$

Установка обладнана редуктором 2ЦО-22, спроможним передавати обертаючий момент 570 кН·м.

Приведена до окружності навивки маса рухомих частин підйомної установки:

$$m_n = Q_n + 2Q_c + 2L_{n.к.} \cdot p + 2m'_{н.ш.} + m'_o + m'_{з.н.} + m'_p \quad (2.161)$$

Маса підйомного каната:

$$2L_{n.к.} \cdot p = 2 \left(H' + h_{\kappa} + \frac{\pi D_{нш}}{2} + L_c + n_{\text{в.м.}} \cdot \pi D_o + l_u \right) p = \quad (2.162)$$

$$= 2 \cdot \left(590 + 45 + \frac{3,14 \cdot 5}{2} + 64 + 5 \cdot 3,14 \cdot 5 + 30 \right) \cdot 8,37 = 13650 \text{ кг}$$

Приведена маса кожного з елементів визначимо по формулі:

$$m' = \frac{GD^2}{gD_o^2} \quad (2.163)$$

приведена маса направляючого шківів:

$$m'_{н.ш.} = \frac{345000}{9,81 \cdot 5^2} = 1380 \text{ кг}$$

приведена маса барабана:

$$m'_o = \frac{6800000}{9,81 \cdot 5^2} = 27200 \text{ кг}$$

приведена маса редуктора: $m'_{3.n.} = \frac{2500000}{9,81 \cdot 5^2} = 10000 \text{ кг}$

приведена маса ротора електродвигуна:

$$m'_p = \frac{29000}{9,81 \cdot 5^2} \cdot i^2 = \frac{29000}{9,81 \cdot 5^2} \cdot 10,5^2 = 13040 \text{ кг}$$

Отже: $m_n = 5600 + 2 \cdot 7540 + 13650 + 2 \cdot 1380 + 27200 + 10000 + 13040 = 87330 \text{ кг}$

Рушійні зусилля визначимо по формулі:

$$\begin{aligned} F &= [kQ_n + (H - 2h_x)p]g \pm m_n a = \\ &= [1,15 \cdot 5600 + (630 - 2h_x)8,37]9,81 \pm 87330a = \\ &= 114906 - 164,2 \cdot h_x \pm 87330a \end{aligned} \quad (2.164)$$

$$F_1 = 114906 - 164,2 \cdot 0 + 87330 \cdot 0,279 = 94705 \text{ Н}$$

$$F_2 = 114906 - 164,2 \cdot 2,17 + 87330 \cdot 0,279 = 94462 \text{ Н}$$

$$F_3 = 114906 - 164,2 \cdot 2,17 + 87330 \cdot 1 = 136602 \text{ Н}$$

$$F_4 = 114906 - 164,2 \cdot (2,17 + 25,53) + 87330 \cdot 1 = 134428 \text{ Н}$$

$$F_5 = 114906 - 164,2 \cdot (2,17 + 25,53) = 75043 \text{ Н}$$

$$F_6 = 114906 - 164,2 \cdot (2,17 + 25,53 + 566,1) = 11835 \text{ Н}$$

$$F_7 = 114906 - 164,2 \cdot (2,17 + 25,53 + 566,1) - 87330 \cdot 0,75 = -32703 \text{ Н}$$

$$F_8 = 114906 - 164,2 \cdot (2,17 + 25,53 + 566,1 + 34,03) - 87330 \cdot 0,75 = -36504 \text{ Н}$$

$$F_9 = 114906 - 164,2 \cdot (2,17 + 25,53 + 566,1 + 34,03) - 87330 \cdot 0,279 = -8534 \text{ Н}$$

$$F_{10} = 114906 - 164,2 \cdot (2,17 + 25,53 + 566,1 + 34,03 + 2,17) - 87330 \cdot 0,279 = -8776 \text{ Н}$$

Еквівалентне зусилля:

$$\begin{aligned} F_{екв} &= \sqrt{\frac{(F_1^2 + F_2^2) \cdot \frac{t'}{2} + (F_3^2 + F_4^2) \cdot \frac{t_1}{2} + (F_5^2 + F_5 \cdot F_6 + F_6^2) \cdot \frac{t_2}{3}}{0,5 \cdot (t' + t_1) + t_2 + 0,25t_n}} = \\ &= 10^4 \sqrt{\frac{(9,47^2 + 9,45^2) \frac{3,94}{2} + (13,66^2 + 1344^2) \frac{6,13}{2} + (7,5^2 + 7,5 \cdot 1,18 + 1,18^2) \frac{78,3}{3}}{0,5 \cdot (3,94 + 6,13) + 78,3 + 0,25 \cdot 10}} = \\ &= 75892 \text{ Н.} \end{aligned} \quad (2.165)$$

Коефіцієнт перевантаження двигуна під час підйому:

$$k_{под} = \frac{F_{max}}{F_{екв}} = \frac{136602}{75892} = 1,8 \quad (2.166)$$

що припустимо.

Еквівалентна потужність підйомного двигуна:

$$N_{екв} = \frac{F_{екв} \cdot v_{max}}{1000 \cdot \eta_n} = \frac{75892 \cdot 7,23}{1000 \cdot 0,93} = 590 \text{кВт} \quad (2.167)$$

Запас потужності двигуна:

$$k_o = \frac{N}{N_{екв}} = \frac{630}{590} = 1,07 \quad (2.168)$$

що припустимо.

Потужності на валу, та ті що споживаються з електричної мережі:

$$N = \frac{F \cdot v}{1000 \cdot \eta_n}; \quad N' = \frac{F \cdot v_{max}}{1000 \cdot \eta_n} \quad (2.169)$$

$$N_1 = \frac{94705 \cdot 0}{1000 \cdot 0,93} = 0 \text{кВт}, \quad N_2 = \frac{94462 \cdot 1,1}{1000 \cdot 0,93} = 112 \text{кВт}, \quad N_3 = \frac{136602 \cdot 1,1}{1000 \cdot 0,93} = 162 \text{кВт},$$

$$N_4 = \frac{134428 \cdot 7,23}{1000 \cdot 0,93} = 1045 \text{кВт}, \quad N_5 = \frac{75043 \cdot 7,23}{1000 \cdot 0,93} = 583 \text{кВт}, \quad N_6 = \frac{11835 \cdot 7,23}{1000 \cdot 0,93} = 92 \text{кВт},$$

$$N_7 = \frac{-32703 \cdot 7,23}{1000 \cdot 0,93} = -254 \text{кВт}, \quad N_8 = \frac{-36504 \cdot 1,1}{1000 \cdot 0,93} = -43 \text{кВт}, \quad N_9 = \frac{-8534 \cdot 1,1}{1000 \cdot 0,93} = -10 \text{кВт},$$

$$N_{10} = \frac{-8776 \cdot 0}{1000 \cdot 0,93} = 0 \text{кВт}.$$

$$N'_1 = \frac{94705 \cdot 7,23}{1000 \cdot 0,93} = 736 \text{кВт}, \quad N'_2 = \frac{94462 \cdot 7,23}{1000 \cdot 0,93} = 734 \text{кВт}, \quad N'_3 = \frac{136602 \cdot 7,23}{1000 \cdot 0,93} = 1062 \text{кВт},$$

$$N'_4 = \frac{134428 \cdot 7,23}{1000 \cdot 0,93} = 1045 \text{кВт}, \quad N'_5 = \frac{75043 \cdot 7,23}{1000 \cdot 0,93} = 583 \text{кВт}, \quad N'_6 = \frac{11835 \cdot 7,23}{1000 \cdot 0,93} = 92 \text{кВт}.$$

Витрата енергії на одну підйомну операцію:

$$\begin{aligned} W &= \frac{N'_1 + N'_2}{2} \cdot t' + \frac{N'_3 + N'_4}{2} \cdot t_1 + \frac{N_5 + N_6}{2} \cdot t_2 = \\ &= \frac{736 + 734}{2} \cdot 3,94 + \frac{1062 + 1045}{2} \cdot 6,13 + \frac{583 + 92}{2} \cdot 78,3 = 35780 \text{кВт} \cdot \text{с} \end{aligned} \quad (2.170)$$

Витрата енергії на 1 т вантажу:

$$W_m = \frac{k_{м.т.} \cdot W}{3,6 \cdot \eta_d \cdot \eta_c \cdot Q_n} = \frac{1,03 \cdot 35780}{3,6 \cdot 0,92 \cdot 0,95 \cdot 5600} = 2,09 \text{кВт} \cdot \text{год/т} \quad (2.171)$$

Корисна витрата енергії на 1 т вантажу, що піднімається:

$$W_n = 0,00272 \cdot H = 0,00272 \cdot 630 = 1,714 \text{кВт} \cdot \text{год/т} \quad (2.172)$$

К.к.д. установки та підйомної машини:

$$\eta_y = \frac{W_n}{W_m \cdot \eta_c} = \frac{1,714}{2,09 \cdot 0,95} = 0,863; \quad \eta_{маш} = k \cdot \eta_y = 1,15 \cdot 0,863 = 0,992 \quad (2.173)$$

Річна витрата електроенергії установкою:

$$W_z = A_z \cdot W_m = 900000 \cdot 2,09 = 1881000 \text{кВт} \cdot \text{год} \quad (2.174)$$

2.7.2 Головна водовідливна установка

Головна водовідливна установка шахти розташована в рудниковому дворі горизонту 764 м поблизу допоміжного ствола і обладнана трьома насосами типу ЦНС-180/900 з паспортною частотою обертання валу 2950 хв^{-1} . Насоси обладнані електродвигунами типу 2АЗМВ1-800/6000. Головний водовідлив автоматизований апаратурою ВАВ.

Очікується, що приток води до водозбірника головної водовідливної установки при розвитку гірничих робіт становитиме: нормальний — $86 \text{ м}^3/\text{год}$, максимальний — $135 \text{ м}^3/\text{год}$.

Перевірочний розрахунок водовідливної установки подано нижче.

Потрібна розрахункова подача насосу:

$$Q_p = \frac{24 \cdot Q_{м.п.}}{20}, \text{ м}^3/\text{год} \quad (2.175)$$

де $Q_{м.п.}$ - максимальний приток води, $\text{м}^3/\text{год}$.

$$Q_p = \frac{24 \cdot 135}{20} = 162 \text{ м}^3/\text{год}$$

Напір насосу при нульовій подачі:

$$H_0 = Z_k \cdot H_{к.о.}, \text{ м} \quad (2.176)$$

де Z_k - кількість робочих колес;

$H_{к.о.}$ - напір робочого колеса при нульовій подачі, м.

$$H_0 = 9 \cdot 100 = 900 \text{ м.}$$

Перевірка по умові стійкої роботи:

$$H_z \leq 0,95 \cdot H_0, \text{ м} \quad (2.177)$$

$$H_z = 764 < 0,95 \cdot 900 = 855 \text{ м.}$$

Схема трубопроводів насосної установки подано на рисунку 2.

Довжина трубопроводу 1, що підводить воду до насосної установки $l_n=8$ м, в його арматуру входять: прийомна сітка з клапаном і два коліна.

Довжина напірного трубопроводу $l_n=845$ м (довжина ділянки трубопроводу 2-3 в камері — 30 м, в колекторі та в трубному хіднику 3-4 — 35 м, у стволі та на поверхні – 780 м). Його арматура: одна засувка, один зворотній клапан, дев'ять колін і один трійник.

Оптимальний діаметр напірного трубопроводу:

$$d_{opt} = k \cdot 0,0131 \cdot Q^{0,476}, \text{ м} \quad (2.178)$$

де k - коефіцієнт, що залежить від числа напірних трубопроводів (при двох трубопроводах $k=1$).

$$d_{opt} = 1 \cdot 0,0131 \cdot 162^{0,476} = 0,148 \text{ м.}$$

Приймаємо труби із зовнішнім діаметром 152 мм.

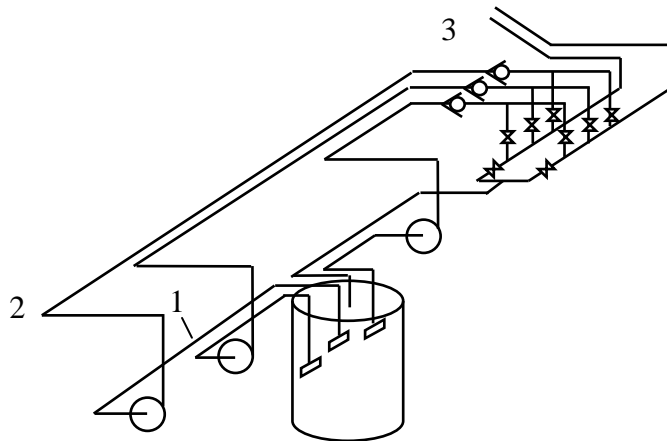


Рисунок 2.12 – Розрахункова схема трубопроводу

Товщину стінки трубопроводу обчислюємо по формулі:

$$\delta = \frac{100 \cdot [k_1 \cdot D \cdot p + (\alpha_1 + \alpha_2) \cdot T]}{100 - k_c}, \text{ мм} \quad (2.179)$$

де k_1 - коефіцієнт, що залежить від матеріалу труб;

D - зовнішній діаметр трубопроводу, м;

p - тиск у нижній частині колони труб, МПа;

α_1 - швидкість корозійного зносу зовнішньої поверхні труб, мм/рік;

α_2 - швидкість корозійного зносу внутрішньої поверхні труб, мм/рік;

T - строк служби трубопроводу, рік;

k_c - коефіцієнт, що враховує мінусовий допуск товщини стінки, %.

Приймаємо строк служби трубопроводу 10 років, матеріал труб — сталь 20, труби звичайної точності виготовлення, тиск у нижній частині трубопроводу 8,5 МПа. За умови проведення в шахті вибухових робіт $\alpha_1=0,25$ мм/рік. При $pH>7$ $\alpha_2=0,1$ мм/рік.

$$\delta = \frac{100 \cdot [2,27 \cdot 0,152 \cdot 8,5 + (0,25 + 0,1) \cdot 10]}{100 - 15} = 7,56 \text{ мм.}$$

Приймаємо для напірного трубопроводу труби безшовні гарячедеформовані (ГОСТ 8732-78) з зовнішнім діаметром $d_n=152$ мм і товщиною стінки $\delta=8$ мм (внутрішній діаметр 136 мм).

Для трубопроводу, що підводить воду до насосу, приймаємо труби із зовнішнім діаметром 273 мм і внутрішнім діаметром $d_n=259$ мм.

Швидкість води в трубопроводі, що підводить воду:

$$v_n = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_n^2}, \text{ м/с} \quad (2.180)$$

$$v_n = \frac{4 \cdot 162}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,259^2} = 0,855 \text{ м/с.}$$

В напірному трубопроводі:

$$v_n = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_n^2}, \text{ м/с} \quad (2.181)$$

$$v_n = \frac{4 \cdot 162}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,136^2} = 3,1 \text{ м/с.}$$

Коефіцієнт гідравлічного тертя в трубопроводі, що підводить воду:

$$\lambda_n = \frac{0,021}{d_n^{0,3}} \quad (2.182)$$

$$\lambda_n = \frac{0,021}{0,259^{0,3}} = 0,0314$$

В напірному трубопроводі

$$\lambda_n = \frac{0,021}{d_n^{0,3}} \quad (2.183)$$

$$\lambda_n = \frac{0,021}{0,136^{0,3}} = 0,0382$$

Сумарні втрати напору в трубопроводі, що підводить воду:

$$\sum h_n = \left(\lambda_n \frac{l_n}{d_n} + \sum \xi \right) \frac{v_n^2}{2g}, \text{ м} \quad (2.184)$$

де $\sum \xi$ - сума коефіцієнтів місцевих опорів, що залежать від виду арматури трубопроводу.

$$\sum h_n = \left(0,032 \frac{8}{0,259} + 3,7 + 0,6 \cdot 2 \right) \frac{0,855^2}{2 \cdot 9,81} = 0,22 \text{ м.}$$

В напірному трубопроводі

$$\sum h_n = \left(\lambda_n \frac{l_n}{d_n} + \sum \xi \right) \frac{v_n^2}{2g}, \text{ м} \quad (2.185)$$

$$\sum h_n = \left(0,0382 \frac{845}{0,136} + 0,26 + 10 + 0,6 \cdot 9 + 1,5 \right) \frac{3,1^2}{2 \cdot 9,81} = 124,68 \text{ м.}$$

Сумарні утрати напору в трубопроводі:

$$\sum h = \sum h_n + \sum h_n, \text{ м} \quad (2.186)$$

$$\sum h = 0,22 + 124,68 = 124,9 \approx 125 \text{ м.}$$

Напір насосу:

$$H = H_z + \sum h, \text{ м} \quad (2.187)$$

$$H = 764 + 125 = 889 \text{ м}$$

Характеристику трубопроводу укладаємо по формулі:

$$H = H_z + R \cdot Q^2, \text{ м} \quad (2.188)$$

Звідки

$$R = \frac{H - H_z}{Q^2} = \frac{\sum h}{Q^2}, \text{ год}^2/\text{м}^5 \quad (2.189)$$

$$R = \frac{125}{162^2} = 0,004763 \text{ год}^2/\text{м}^5.$$

$$\text{Отже, } H = 764 + 0,004763 \cdot Q^2, \text{ м} \quad (2.190)$$

Таблиця 2.23 – Характеристика трубопроводу

	0	1/4Q	1/2Q	3/4Q	Q	5/4Q
$Q, \text{ м}^3/\text{год}$	0	41	81	122	162	203
$H, \text{ м}$	764	772	795	834	889	959

На рис. 2. подана характеристика насоса ЦНС-180/900 і характеристика трубопроводу, укладена по розрахованих даних. По точці перетину цих характеристик визначаємо робочий режим насосу: $Q=168 \text{ м}^3/\text{год}$, $H=890 \text{ м}$, $\eta=0,65$, $H_e^{\text{дон}}=4,2 \text{ м}$. Режим знаходиться на робочій частині характеристики.

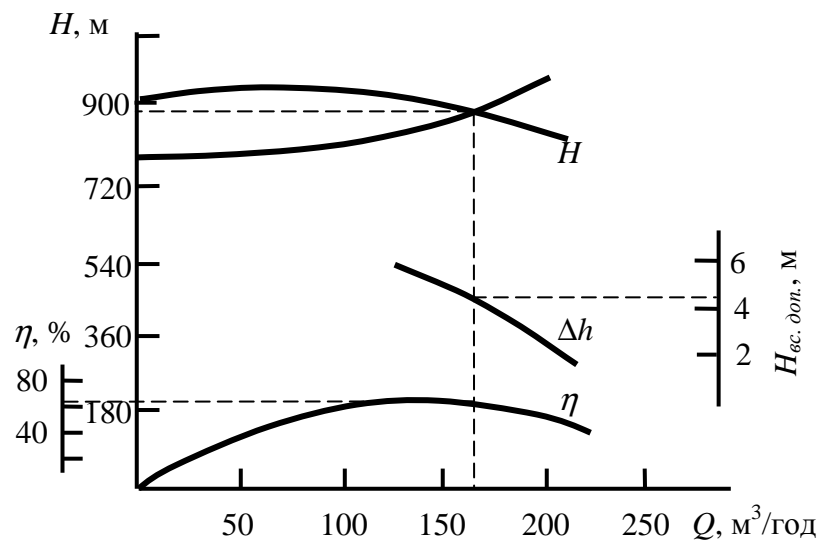


Рисунок 2.13 – Характеристики насоса ЦНС180/900.

Коефіцієнт корисної дії трубопроводу:

$$\eta_m = \frac{H_z}{H} \quad (2.191)$$

$$\eta_m = \frac{764}{890} = 0,86$$

Геометрична висота всмоктування становить 2,5 м.

Дійсна вакуумметрична висота всмоктування:

$$H_g = 2,5 + \sum h_n, \text{ м} \quad (2.192)$$

$$H_g = 2,5 + 0,22 = 2,72 \text{ м,}$$

тобто умова $H_g \leq H_g^{don}$ виконується.

Розрахункова потужність двигуна:

$$N_p = \frac{Q \cdot \rho \cdot g \cdot H}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta}, \text{ кВт} \quad (2.193)$$

де ρ - густина води, кг/м³;

g - прискорення вільного падіння, м/с²;

Q - подача насосу, м³/год;

H - напір насосу, м;

η - коефіцієнт корисної дії насосу в робочому режимі.

$$N_p = \frac{168 \cdot 1000 \cdot 9,81 \cdot 890}{3600 \cdot 1000 \cdot 0,65} = 627 \text{ кВт.}$$

Коефіцієнт запасу потужності двигуна типу 2А3МВ1-800/6000 ($N=800$ кВт, $n=2950$ хв⁻¹, $\eta_0=0,953$):

$$k_o = \frac{N}{N_p} = \frac{800}{627} = 1,25, \quad (2.194)$$

що в припустимих межах.

Тривалість роботи насосу протягом доби при нормальному притоку:

$$n_{z.n.} = \frac{24 \cdot Q_{н.н.}}{Q} = \frac{24 \cdot 86}{168} = 12,3 \text{ год.} \quad (2.195)$$

Те саме при максимальному притоку:

$$n_{z.m.} = \frac{24 \cdot Q_{m.n.}}{Q} = \frac{24 \cdot 135}{168} = 19,3 \text{ год.} \quad (2.196)$$

Річна витрата електроенергії:

$$E = \frac{Q \cdot \rho \cdot g \cdot H}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta \cdot \eta_\delta \cdot \eta_m} \cdot (n_{z.n.} \cdot n_{\delta.n.} + n_{z.m.} \cdot n_{\delta.m.}), \text{ кВт} \cdot \text{год/рік} \quad (2.197)$$

де $\eta, \eta_\delta, \eta_m$ - відповідно коефіцієнти корисної дії насосу в робочому режимі, двигуна та електричної мережі;

$n_{\delta.n.}$ - кількість днів з нормальним припливом протягом року;

$n_{\delta.m.}$ - кількість днів з максимальним припливом протягом року.

$$E = \frac{168 \cdot 1000 \cdot 9,81 \cdot 890}{3600 \cdot 1000 \cdot 0,65 \cdot 0,953 \cdot 0,95} \cdot (12,3 \cdot 305 + 19,3 \cdot 60) = 3399172 \text{ кВт} \cdot \text{год/рік.}$$

Річний приток води:

$$Q_g = 24 \cdot (Q_{n.n.} \cdot n_{\delta.n.} + Q_{m.n.} \cdot n_{\delta.m.}) = 24 \cdot (86 \cdot 305 + 135 \cdot 60) = 823920 \text{ м}^3 \quad (2.198)$$

Питома витрата електроенергії:

$$e = \frac{E}{Q_g} = \frac{3399172}{823920} = 4,13 \text{ кВт} \cdot \text{год/м}^3 \quad (2.199)$$

Коефіцієнт корисної дії водовідливної установки:

$$\eta_y = \eta \cdot \eta_\delta \cdot \eta_m = 0,65 \cdot 0,953 \cdot 0,95 = 0,6 \quad (2.200)$$

Потрібна місткість водозбірника:

$$V_g = 4 \cdot Q_{n.n.} = 4 \cdot 135 = 540 \text{ м}^3 \quad (2.201)$$

Водозбірник головної водовідливної установки має місткість 650 м³.

2.8 Технологічний комплекс поверхні шахти

Проектом будівництва шахти передбачена видача вугілля через головний ствол з передачею його у вигляді гірничої маси на збагачувальну фабрику. Схемою технологічного комплексу передбачена вибірка з гірничої маси дерева, металу і великогабаритної породи. Контроль якості вугілля здійснюється в спеціальній пробороздільній, розташованій на тракті подачі вугілля від ствола шахти до збагачувальної фабрики.

Вугілля (гірнича маса) розвантажується через приймальний та розподільні пристрої в два приймальні бункера місткістю 150 т кожний. Із бункерів по трубах герметизації вугілля подається живильником у дві однакові технологічні лінії. У зв'язку з відсутністю розходжень між лініями нижче описана одна з них.

Вугілля з живильника надходить до гуркоту ГИТ51 з отворами сита розміром 100×100 мм. Надситовий продукт гуркоту (клас +100 мм) надходить на стрічковий конвеєр, де здійснюється ручна вибірка дерева і великогабаритної породи, що подаються до двох систем бункерів і потім вивозяться автомашинами. Для видалення металевих сторонніх предметів над конвеєром установлений саморозвантажний електромагнітний сепаратор типу ЕПР120. Для полегшення знімання великогабаритної породи над конвеєром установлений пневматичний навантажувач КС-3. З конвеєра матеріал надходить на контрольні колосники зі щілиною 100 мм, надситовий продукт з яких надходить до дробарки ДДЗ-6, де дробиться до класу 0-25 мм. Дроблений продукт і підситовий продукт колосників з обох технологічних ліній надходить на стрічковий конвеєр, що йде до бункерів збагачувальної фабрики. На останній конвеєр також надходить підситовий продукт з гуркотів обох технологічних ліній.

Видача породи здійснюється через головний ствол. Порода доставляється у плаский відвал. Порода надходить у герметичний розвантажувальний пристрій, з якого вивантажується в приймальний бункер місткістю 200 т. З

бункера порода видається двома живильниками. З одного живильника порода надходить безпосередньо в один із трьох навантажувальних бункерів. З іншого живильника за допомогою розподільного пристрою порода подається по черзі в інші два бункери. Загальна місткість навантажувальних бункерів становить 750 т.

Об'єкти допоміжного призначення технологічного комплексу представлені ремонтними майстернями по видах робіт. Наявні склад устаткування, а також склад матеріалів.

Схема технологічного комплексу поверхні шахти представлена на рисунку 2. До його складу входять:

- 1 – блок головного ствола;
- 2 – блок допоміжного ствола;
- 3 – блок повітряподавального ствола;
- 4 – адміністративно-побутовий комбінат;
- 5 – будівля головної вентиляційної установки;
- 6 – огорожа;
- 7 – склад матеріалів;
- 8 – ремонтно-механічні майстерні
- 9 – головна поверхова підстанція;
- 10 – будівельний цех
- 11 – котельня
- 12 – медпункт
- 13 – стоянка автотранспорту
- 14 – відстійники
- 15 – хлораторна

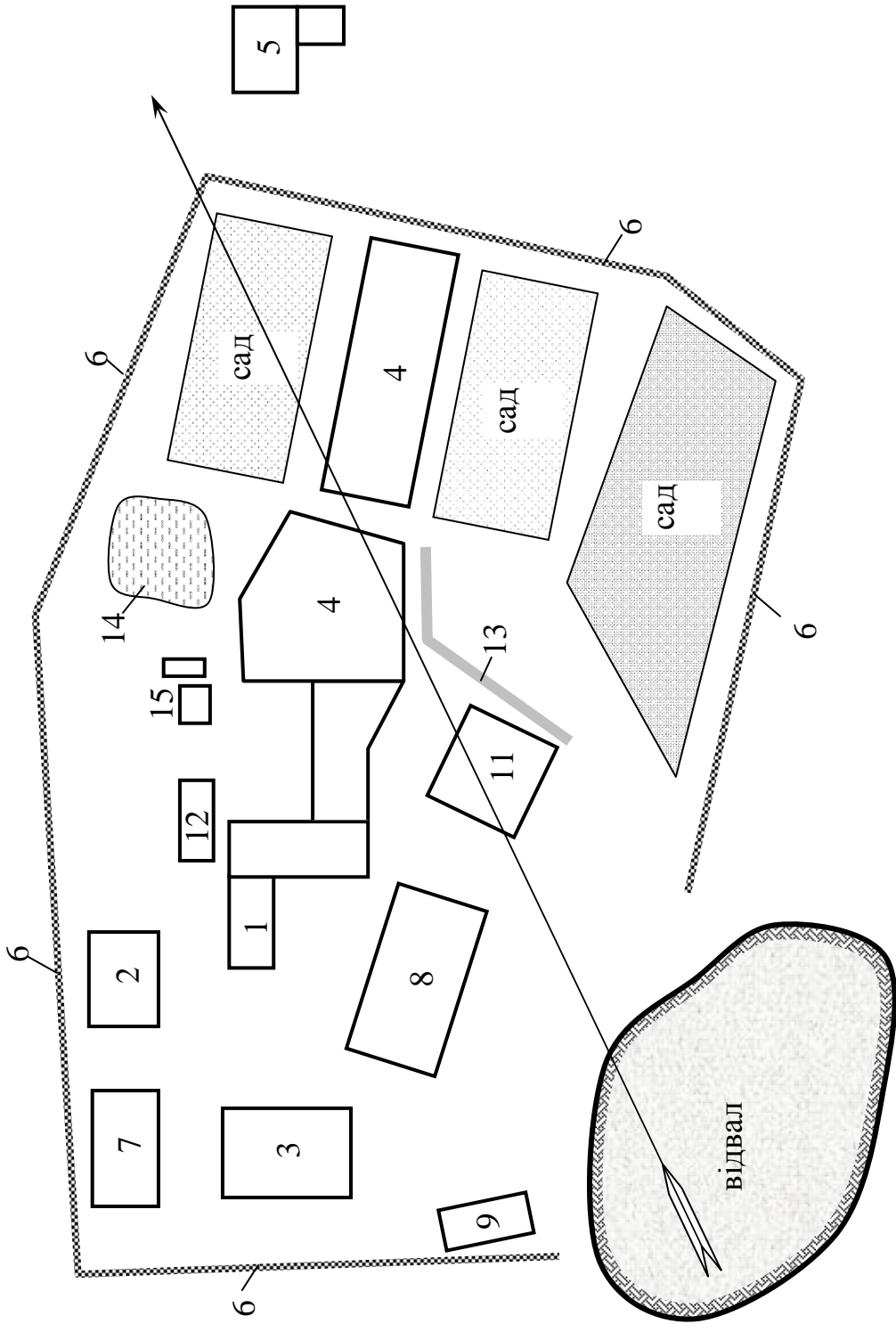


Рисунок 2.14 – Технологічний комплекс поверхні шахти

2.9 Охорона праці

2.9.1 План ліквідації аварій

План ліквідації аварій складається один раз на шість місяців і передбачає заходи, що забезпечують:

- рятування людей, що знаходяться в шахті під час аварії;
- ліквідацію аварії;
- попередження розвитку аварії.

Позиції оперативної частини плану ліквідації аварій (ПЛА) складаються на такі випадки:

- пожежа (вибух) — на всі гірничі виробки шахти, надшахтні будівлі і споруди, при пожежі в яких продукти горіння можуть потрапити до шахти, будівлі підйомів, компресорної, вакуумнасосної;
- прорив води — на всі виробки і зони, небезпечні по прориву води;
- обвалення покрівлі — на всі виробки шахти загальною позицією.

Плани ліквідації аварій з відповідними додатками мають знаходитися у гірничого диспетчера та в гірничорятувальному взводі, що обслуговує шахту. у начальників дільниць мають знаходитися правила поведінки робітників дільниці під час виникнення аварії. До екземпляру плану ліквідації аварій, що знаходиться у гірничого диспетчера, мають бути додані бланки спеціальних пропусків на спуск людей у шахту під час аварії. Список осіб та установ, що мають сповіщатися та викликатися у випадку аварії, має знаходитися на телефонній станції шахти.

Вивчення плану ліквідації аварій технічним наглядом шахти проводиться під керівництвом головного інженера до вводу плану в дію, при цьому інженерно-технічними робітниками вивчаються також „Обов’язки посадових осіб, що беруть участь в ліквідації аварій”. Ознайомлення робочих з правилами поведінки під час виникнення аварій та запасними виходами здійснює начальник дільниці при надходженні робочого на шахту і надалі один раз у півроку перед вводом плану ліквідації аварій в дію, а також при його коректуванні в частині, що стосується даної дільниці.

Таблиця 2.24 – Позиція плану ліквідації аварій, що стосується виїмкової ділянки

8-й південний конвеєрний хідник – пожежа			
Заходи щодо рятуванню людей та ліквідації аварії	Відповідальний за виконувannya виконавці	Шляхи і час виходу людей	Шляхи руху відділень ДВГРС та їх завдання
1. Викликати оперативний взвод ДВГРС Забезпечити прибуття до шахти відділень ДВГРС, автомобілів з технікою гасіння пожеж водою і піною	Гірничий диспетчер Телефоністка Командир взводу Черговий біля телефону ДВГРС	Люди, що знаходяться у 8-му південному конвеєрному хіднику позаду вогнища, прямують 8-им південним конвеєрним хідником, магістральним штреком, 4-м південним хідником, 31-м західним штреком, головним квершлагом гор. 664 м. Далі йдуть до клітьового стволу та підіймаються на поверхню. Час виходу людей в саморятувальниках – 40 хвилин.	Направити: 1-е відділення ДВГРС прямує по клітьовому стволу, головному квершлагоу гор. 664 м, 31-му західному штреку, 4-му південному хіднику, магістральному штреку, 8-му південному конвеєрному хіднику для обстеження аварійної ділянки по вихідному струменю повітря до вогнища та виводу людей на поверхню; 2-е відділення ДВГРС прямує по клітьовому стволу, західному польовому відкаточному штреку, західному відкаточному квершлагоу, західному допоміжному хіднику, 1-му південному вентиляційному хіднику, південному дренажному штреку, 8-му південному конвеєрному штреку до вогнища для його ліквідації.
2. Забезпечити нормальну роботу вентилятора головного провітрювання.	Головний механік Гірничий диспетчер, Черговий слосар ЕМС	Люди, що знаходяться у 8-му південному конвеєрному хіднику попереду вогнища (з боку свіжого струменя повітря), прямують 8-им південним конвеєрним хідником, південним дренажним штреком, 1-им південним вентиляційним штреком, західним допоміжним хідником, західним відкаточним квершлагом, західним польовим відкаточним штреком гор. 664 м. Далі йдуть до клітьового стволу та підіймаються на поверхню.	
3. Вимкнути електроенергію: ЦПП-2 ввід №1	Головний енергетик Черговий центральної підстанції		

8-й південний конверсний хідник – пожежа			
Заходи щодо рятуванню людей і ліквідації аварії	Відповідальний за виконування виконавці	Шляхи і час виходу людей	Шляхи руху відділень ДВГРС та їх завдання
4. Сповістити про аварію за допомогою телефонів і вивести людей з шахти	<u>Гірничий диспетчер</u> ІТР дільниці в зміні члени ДГК	Люди, що знаходяться у 8-й південній лаві, прямують по свіжому струменю повітря 8-ою південною лавою, 7-им південним вентиляційним хідником, південним дренажним штреком, 1-им південним вентиляційним штреком, західним допоміжним хідником, західним відкаточним квершлагом, західним польовим відкаточним штреком гор. 664 м. Далі йдуть до клітьового стволу та підіймаються на поверхню.	Наступні відділення ДВГРС на розсуд відповідального керівника робіт з ліквідації аварії направляються на рятування людей або гасіння пожежі відповідно до обставин.
5. Направити членів ДГК 8-ї південної лави і ШТ з респіраторами і засобами пожегегасіння із пунктів ШПС №8 і №9 для гасіння пожежі	<u>Гірничий диспетчер</u> Начальник ДГК Члени ДГК	Люди, що знаходяться у 7-му південному вентиляційному хіднику, прямують по свіжому струменю повітря 7-им південним вентиляційним хідником, південним дренажним штреком, 1-им південним вентиляційним штреком, західним допоміжним хідником, західним відкаточним квершлагом, західним польовим відкаточним штреком гор. 664 м. Далі йдуть до клітьового стволу та підіймаються на поверхню.	
6. Забезпечити подачу води по головному магістральному штреку і конверсному хіднику на аварійну дільницю	<u>Головний механік</u> Черговий слюсар		
7. Доставити пожежний поїзд на іагістральний штрек	<u>Начальник ШТ</u> Машиніст електровозу Члени ДГК дільниці ШТ		

2.9.2 Заходи щодо попередження утворення місцевих накопичень метану на виїмковій дільниці

Для підвищення безпеки робіт у вугільних шахтах і поліпшення умов праці робітників, зайнятих на очисних і підготовчих роботах, важливе значення мають заходи щодо попередження утворення місцевих накопичень метану.

Ізольований відвід метану з виробленого простору за межі виїмкової дільниці по трубопроводам і не підтримуваним виробкам за допомогою газовідсмокчуючих вентиляторів згідно до Настанов по проектуванню вентиляції вугільних шахт рекомендується застосовувати при метанообільності виробленого простору $4,0 \text{ м}^3/\text{хв}$ і більше. Метан, що відводиться за межі виїмкової дільниці, випускається у виробку з вихідним вентиляційним струменем після попереднього розбавлення його повітрям в змішувальній камері.

Відвід метану з виробленого простору при стовповій системі розробки за допомогою газовідсмокчуючої установки здійснюється по жорсткому трубопроводу діаметром 0,5-0,9 м. Тупик, що погашається, довжина якого не повинна перевищувати 6 м, відділяється від виробки дощатою перемичкою, що оббита матеріалом з вентиляційних труб. Перемичка переноситься кожні 2-3 м посування очисного вибою. До кінця всмоктуючого трубопроводу під'єднується гнучка гофрована труба, армована металевими кільцями, довжиною 7-10 м і діаметром, що дорівнює діаметру жорсткого трубопроводу. Труба закінчується патрубком, що має прилад для підвіски його у виробці. Вихідний отвір патрубка закривається металевою решіткою з розміром отворів $20 \times 20 \text{ мм}$. Всмоктуючий патрубок розміщується у верхній частині виробки, що погашається, біля стінки, протилежної до виходу з лави. Метан, що відсмоктується з виробленого простору, транспортується по трубопроводу до змішувальної камери, через яку випускається в загальний вихідний струмінь.

Трубопровід має бути зібраний з жорстких труб, виготовлених з матеріалів з поверхневим електричним опором не більше $3 \cdot 10^8 \text{ Ом}$. Стики мають

бути ретельно ущільнені. Повороти трубопроводу виконуються плавно, радіусом не менше ніж півтора діаметри трубопроводу.

На жорсткій частині трубопроводу навпроти вікна лави має бути зроблене вікно площею $0,2 \times 0,15 \text{ м}^2$, що закривається засувкою. Вікно с засувкою служить для регулювання концентрації метану в трубопроводі шляхом подачі в нього додаткового повітря з виробки. Концентрація метану в трубопроводі не повинна перевищувати 3,5%.

Перед вікном на відстані 1,0-1,5 м в сторону тупика встановлюється заслінка, що призначена для перекриття трубопроводу при зупинках газовідсмокчуючого вентилятора. Провітрювання трубопроводу після його перекриття здійснюється за рахунок загальношахтної депресії. Для контролю вмісту метану в трубопроводі в 3-5 м від вікна по ходу руху метано-повітряної суміші та у вентилятора на нагнітальній частині трубопроводу встановлюються штуцера.

Кінець трубопроводу, через який випускається метано-повітряна суміш, заводиться в змішувальну камеру і оснащується коліном, що забезпечує вихід метану з трубопроводу під кутом 45° до напрямку руху основного вентиляційного потоку. Змішувальна камера представляє собою частину виробки, відшиту суцільною поздовжньою перегородкою з негорючого матеріалу. Довжина змішувальної камери 5-6 м, ширина не менше 1,5 м. Вхід до камери і вихід з неї огорожується металевими решітками. Виробка в місці спорудження камери і на відстані 5 м в обидва боки від неї має бути закріплена негорючим кріпленням. Вентилятор газовідсмокчуючої установки повинен розміщуватися в камері, що провітрюється свіжим струменем повітря.

2.9.3 Додаткові вимоги правил безпеки при розробці небезпечних по раптовим викидам пластів вугілля

До роботи в очисних і підготовчих виробках на пластах, небезпечних по викидах, допускаються робочі, що мають стаж роботи в очисних і підготовчих вибоях не менше одного року. При цьому всі робочі мають пройти підготовку в учбово-курсному комбінаті по спеціальній програмі, узгодженій з держнаглядохоронпраці. Крім того, ці робочі під час проходження повторного інструктажу мають бути ознайомлені з попереджувальними признаками викидів, що характерні для даного пласта, та із заходами безпеки при веденні робіт.

До роботи на пластах, що повністю захищені подрібткою або надробіткою на повну висоту ярусу, робочі допускаються на загальних підставах для підземних робочих.

Інженерно-технічні робітники шахт, небезпечних по раптовим викидам вугілля, породи, газу допускаються до роботи після складання іспитів на знання «Інструкції по безпечному ведінню гірничих робіт на пластах, небезпечних по раптовим викидам вугілля, породи, газу».

При наявності ознак, що передують раптовим викидам, всі робочі мають бути негайно виведені з виробки. Подальше ведення робіт може бути поновлене з письмового дозволу головного інженера шахти після перевірки виконання способів попередження раптових викидів, а в необхідних випадках після їх перегляду і здійснення.

2.10 Охорона навколишнього середовища

Шахта є типовим вугледобувним підприємством. В процесі виїмки вугілля відбувається забруднення навколишнього середовища. Найбільш інтенсивно забруднюються атмосфера, гідросфера, літосфера.

На промисловому майданчику шахти розташовано 28 джерел викидів шкідливих речовин в атмосферу. Аналіз шахтно-екологічної документації показує, що найбільш суттєво забруднюється атмосфера під час викидів з котельної, що працює на вугіллі.

Виходячи з цього виконаємо розрахунок максимальної концентрації шкідливих речовин, що викидаються даним джерелом забруднення.

Похідні дані: $H = 30$ м, $D = 0,8$ м, $\omega = 3,7$ м/с, $T_2 = 95$ °С, $T_0 = 23$ °С, $\mathcal{E}_{oc} = 68\%$, $M_{CO} = 13,9$ г/с, $M_{SO_2} = 8,2$ г/с, $M_{NO_2} = 0,1$ г/с, $M_n = 3,6$ г/с.

Максимальна концентрація шкідливої речовини визначається з виразу:

$$C_M = \frac{A \cdot M \cdot F \cdot m \cdot n \cdot \eta}{H^2 \cdot \sqrt[3]{V_1 \cdot \Delta T}} \quad (2. \quad)$$

де A – коефіцієнт, що залежить від температурної стратифікації атмосфери; в Україні на південь від 50° північної широти $A = 200$ для джерел викидів висотою до 200 м;

M – маса шкідливої речовини, що викидається в атмосферу протягом одиниці часу, г/с;

F – безрозмірний коефіцієнт, що враховує швидкість осідання шкідливих речовин в атмосферному повітрі; для всіх газів $F = 1$, для пилу значення F обирається в залежності від ефективності пилоловлювання \mathcal{E}_{oc} . Якщо $\mathcal{E}_{oc} \geq 90\%$, то $F = 2$; якщо $75\% \leq \mathcal{E}_{oc} < 90\%$, то $F = 2,5$; якщо $\mathcal{E}_{oc} < 75\%$, або пилоловлювання відсутнє, $F = 3$.

m та n – коефіцієнти, що враховують умови виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду;

H – висота джерела викиду над рівнем землі, м;

η – безрозмірний коефіцієнт, що враховує вплив рельєфу місцевості, в разі рівної або слабко пересіченої місцевості з перепадом висот, що не перевершує 50 м на 1 км, $\eta = 1$;

ΔT – різниця між температурою газоповітряної суміші, що викидається, (T_2) і температурою атмосферного повітря (T_6), °С;

V_1 – витрата газоповітряної суміші, м³/с.

Значення коефіцієнтів m і n визначаються залежно від параметрів f , V_m , V_m^1 та fe :

$$V_1 = \frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot \omega_0 \quad (2.202)$$

$$f = 1000 \cdot \frac{\omega_0^2 \cdot D}{H^2 \cdot \Delta T} \quad (2.203)$$

$$V_m = 0,65 \cdot \sqrt[3]{\frac{V_1 \cdot \Delta T}{H}} \quad (2.204)$$

$$V_m^1 = 1,3 \cdot \frac{\omega_0 \cdot D}{H} \quad (2.205)$$

$$fe = 800 \cdot (V_m^1)^3 \quad (2.206)$$

де D – діаметр устя джерела викиду;

ω_0 – середня швидкість виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду, м/с;

$$\Delta T = 95 - 23 = 72^\circ \text{C};$$

$$V_1 = \frac{3,14 \cdot 0,8^2}{4} \cdot 3,7 = 1,86 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$f = 1000 \cdot \frac{3,7^2 \cdot 0,8}{30^2 \cdot 72} = 0,169;$$

$$V_m = 0,65 \cdot \sqrt[3]{\frac{1,86 \cdot 72}{30}} = 1,07;$$

$$V_m^1 = 1,3 \cdot \frac{3,7 \cdot 0,8}{30} = 0,128;$$

$$fe = 800 \cdot 0,128^3 = 1,678.$$

При $f < 100$ коефіцієнт m визначається по формулі:

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1 \cdot \sqrt{f} + 0,34 \cdot \sqrt[3]{f}} \quad (2.207)$$

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1 \cdot \sqrt{0,169} + 0,34 \cdot \sqrt[3]{0,169}} = 1,112.$$

При $0,5 \leq V_m < 2$ коефіцієнт n розраховується по формулі:

$$n = 0,532 \cdot V_m^2 - 2,13 \cdot V_m + 3,13 \quad (2.208)$$

$$n = 0,532 \cdot 1,07^2 - 2,13 \cdot 1,07 + 3,13 = 1,46.$$

$$C_{CO} = \frac{200 \cdot 13,9 \cdot 1 \cdot 1,112 \cdot 1,46 \cdot 1}{30^2 \cdot \sqrt[3]{1,86 \cdot 72}} = 0,98 \text{ мг/м}^3.$$

$$C_{SO_2} = \frac{200 \cdot 8,2 \cdot 1 \cdot 1,112 \cdot 1,46 \cdot 1}{30^2 \cdot \sqrt[3]{1,86 \cdot 72}} = 0,58 \text{ мг/м}^3.$$

$$C_{NO_2} = \frac{200 \cdot 0,1 \cdot 1 \cdot 1,112 \cdot 1,46 \cdot 1}{30^2 \cdot \sqrt[3]{1,86 \cdot 72}} = 0,01 \text{ мг/м}^3.$$

$$C_{\Pi} = \frac{200 \cdot 3,6 \cdot 3 \cdot 1,112 \cdot 1,46 \cdot 1}{30^2 \cdot \sqrt[3]{1,86 \cdot 72}} = 0,76 \text{ мг/м}^3.$$

Значення гранично припустимих концентрацій шкідливих речовин:

Окис вуглецю (CO)	3 мг/м ³
Двоокис сірки (SO ₂)	0,5 мг/м ³
Окисли азоту (NO+NO ₂)	0,085 мг/м ³
Пил	0,5 мг/м ³

Відстань від джерела викидів до точки, де фіксується максимальна концентрація шкідливої речовини (x_m) визначається з вразу:

$$x_m = \frac{5 - F}{4} \cdot H \cdot d, \text{ м} \quad (2.209)$$

де d – коефіцієнт, що враховує умови навколишнього природного середовища під час викидів шкідливої речовини в атмосферу.

Якщо $0,5 < V_m \leq 2$, то d визначається по формулі:

$$d = 4,95 \cdot V_m \cdot (0,28 + \sqrt[3]{f}), \text{ м} \quad (2.210)$$

$$d = 4,95 \cdot 1,07 \cdot (0,28 + \sqrt[3]{0,169}) = 4,4.$$

$$x_m^n = \frac{5-3}{4} \cdot 30 \cdot 4,4 = 66 \text{ м}$$

$$x_m^e = \frac{5-1}{4} \cdot 30 \cdot 4,4 = 132 \text{ м}$$

Визначимо розмір сплати в екологічний фонд за викиди шкідливих речовин в атмосферу.

Розмір сплати за викиди шкідливої речовини в атмосферу визначається з виразу:

$$П_A = \sum_{i=1}^n (M_{л_i} \cdot H_i^{\bar{o}} + M_{сл_i} \cdot H_i^{\bar{o}} \cdot K_{сл}) \cdot K_T, \text{ грн./рік} \quad (2.211)$$

де $M_{л_i}$ – маса лімітних викидів у атмосферу, т/рік;

Лімітні викиди шкідливих речовин у атмосферу – це такі викиди, що практично не завдають шкоди ні здоров'ю людини, ні навколишньому природному середовищу.

Якщо встановлено перевищення ПДК для шкідливої речовини:

$$M_{л_i} = 0,7 \cdot M_{зод}^i, \text{ м} \quad (2.212)$$

Якщо не встановлено перевищення ПДК для шкідливої речовини:

$$M_{л_i} = 0,9 \cdot M_{зод}^i, \text{ м} \quad (2.213)$$

де $M_{зод}^i = \frac{M_i \cdot 3600 \cdot 8760}{1000000}$ т/рік;

$H_i^{\bar{o}}$ – базовий норматив плати за викид 1 т шкідливої речовини в атмосферу, грн./т;

$M_{сл_i}$ – маса надлімітних викидів у атмосферу, т/рік;

Якщо встановлено перевищення ПДК для шкідливої речовини:

$$M_{сл_i} = 0,3 \cdot M_{зод}^i, \text{ м} \quad (2.214)$$

Якщо не встановлено перевищення ПДК для шкідливої речовини:

$$M_{сл_i} = 0,1 \cdot M_{зод}^i, \text{ м} \quad (2.215)$$

K_{cl} – коефіцієнт кратності плати за надлімітні викиди шкідливої речовини; K_{cl} для Луганської області дорівнює 5;

K_T – коефіцієнт, що враховує еколого-економічні особливості даного регіону. Для Луганської області кратності плати за надлімітні викиди шкідливої речовини; K_{cl} для Луганської області $K_T = 1$.

Значення базового нормативу плати за забруднення повітря:

Шкідлива речовина	Норматив сплати, грн./т
Окис вуглецю (CO)	2
Двоокис сірки (SO ₂)	53
Окисли азоту (NO+NO ₂)	53
Пил	13

$$M_{zod_{CO}} = \frac{13,9 \cdot 3600 \cdot 8760}{1000000} = 438,4 \text{ т/рік};$$

$$M_{zod_{SO_2}} = \frac{8,2 \cdot 3600 \cdot 8760}{1000000} = 258,6 \text{ т/рік};$$

$$M_{zod_{NO_2}} = \frac{0,1 \cdot 3600 \cdot 8760}{1000000} = 3,2 \text{ т/рік};$$

$$M_{zod_{\Pi}} = \frac{3,6 \cdot 3600 \cdot 8760}{1000000} = 113,5 \text{ т/рік};$$

$$M_{\text{л}}^{CO} = 0,7 \cdot 438,4 = 306,9 \text{ т/рік}; \quad M_{\text{cl}}^{CO} = 0,3 \cdot 438,4 = 131,5 \text{ т/рік};$$

$$M_{\text{л}}^{SO_2} = 0,7 \cdot 258,6 = 181,0 \text{ т/рік}; \quad M_{\text{cl}}^{SO_2} = 0,3 \cdot 258,6 = 77,6 \text{ т/рік};$$

$$M_{\text{л}}^{NO_2} = 0,9 \cdot 3,2 = 2,9 \text{ т/рік}; \quad M_{\text{cl}}^{NO_2} = 0,1 \cdot 3,2 = 0,3 \text{ т/рік};$$

$$M_{\text{л}}^{\Pi} = 0,7 \cdot 113,5 = 79,5 \text{ т/рік}; \quad M_{\text{cl}}^{\Pi} = 0,3 \cdot 113,5 = 34,1 \text{ т/рік}.$$

$$\begin{aligned} \Pi_A &= (2 \cdot (306,9 + 5 \cdot 131,5) + 53 \cdot (181,0 + 5 \cdot 7,6) + \\ &+ 53 \cdot (2,9 + 5 \cdot 0,3) + 13 \cdot (79,5 + 5 \cdot 34,1)) \cdot 1 = 17000 \text{ грн./рік}. \end{aligned}$$

Щорічно з шахти відкачуються 33100 м³ стічних вод, скид яких здійснюється в річку Велика Кам'янка. Ці води забруднені колоїдними речовинами і нафтопродуктами. На шахті здійснюється комплексна очистка шахтних стічних вод, що включає відстоювання вод у ставках-відстійниках та біологічну фільтрацію. Ефективність даного комплексу заходів по захисту гідросфери досягає 80-85%. Цим забезпечується достатня очистка шахтних стічних вод від усіх забруднюючих речовин окрім нафтопродуктів та колоїдних речовин. Через це шахта сплачує в екологічний фонд за скид у поверхневі водоймища шкідливих речовин.

Таблиця 2.25 – Хімічний склад зворотних вод до та після очистки

Показники складу стічних вод	Припустима концентрація, мг/л	Концентрація до очистки, мг/л	Концентрація після очистки, мг/л
1) Звішені речовини	15	73	11
2) Хлориди	116	605	92
3) Сульфати	315	1802	270
4) Нітрити	0,08	0,2	0,03
5) Нітрати	10	42,7	6,4
6) Фосфати	0,2	1,0	0,15
7) Нафтопродукти	0,05	0,53	0,08

Річний об'єм скидів звішених речовин $33100 \times 11 \cdot 10^{-3} = 364,1$ т/рік.

Річний об'єм скидів нафтопродуктів $33100 \times 0,08 \cdot 10^{-3} = 2,65$ т/рік.

Розмір сплати за скиди шкідливих речовин у відкриті водоймища визначається з виразу:

$$P_B = \sum_{i=1}^n (M_{л_i} \cdot H_i^{\beta} + M_{сл_i} \cdot H_i^{\beta} \cdot K_{сл}) \cdot K_T, \text{ грн./рік} \quad (2.216)$$

$$K_{сл} = 5; \quad K_T = 1.$$

$$M_{л}^{BB} = 0,7 \cdot 364,1 = 254,9 \text{ т/рік}; \quad M_{сл}^{BB} = 0,3 \cdot 364,1 = 109,2 \text{ т/рік};$$

$$M_{л}^{HP} = 0,8 \cdot 2,65 = 2,1 \text{ т/рік}; \quad M_{сл}^{HP} = 0,2 \cdot 2,65 = 0,5 \text{ т/рік}.$$

Базовий норматив плати за забруднення відкритих водоймищ:

Шкідлива речовина	Норматив сплати, грн./т
Колоїдні речовини	1
Нафтопродукти	20,6

$$P_B = (1 \cdot (254,9 + 5 \cdot 109,2) + 20,6 \cdot (2,1 + 5 \cdot 0,5)) \cdot 1 = 896 \text{ грн./рік.}$$

Складування виданої з шахти породи здійснюється у плоский відвал, що займає площу 71 100 м² і має висоту 61 м. Загальний об'єм породи, що складена у відвалі становить 1 224 100 м³.

З метою утилізації виданої з шахти породи проектом передбачається ліквідація відвалу по методиці, розробленій ВНЕОСвугілля, з використанням породи по таким напрямкам: баластування автомобільних доріг – 70%, виробництво цементу низьких марок (М50) – 10%, виробництво будівельних матеріалів (шлакоблоків, бетонітів і т.п.) – 15%, виробництво БЗБТ – 5%. Після ліквідації відвалу проектом передбачається рекультивация земель, за сільськогосподарським напрямком. Рекультивация здійснюється в два етапи:

Технічний етап складається в плануванні відвалу, улаштуванні дренажної мережі для попередження заболочування відновлюваної території; хімічної меліорації ґрунтів перед покриттям родючим шаром.

Біологічний етап рекультивации складається в застосуванні заходів по відновленню родючості земель, підготовлених технічною рекультивациєю (висів трав, внесення мінеральних добрив), здійснення сільськогосподарських робіт. Оскільки на технічному етапі не передбачається гумусового шару ґрунту, біологічний етап включає 6-10 річне вирощування бобових трав (люцерна, віка), що невибагливі до родючості земель. При цьому норму внесення мінеральних добрив на землях, що рекультивуються збільшують в 1,5-2 рази. При рекультивации земель під пашню передбачається улаштування полезахисних посадок, дерево-кущистої рослинності відповідно до зональних рекомендацій. Озеленіння здійснюється швидкозростаючими і невибагливими рослинами (акація, терен, жимолость), що забезпечують утворення продуктивного захисного лісонасадження.

2.11 Заходи цивільної оборони

З метою своєчасного проведення роботи, пов'язаної із запобіганням і реагуванням на надзвичайні ситуації на шахті організовано службу цивільної оборони, що функціонує згідно з постановою Кабінету міністрів України №1198 «Про єдину державну систему запобігання і реагування на надзвичайні ситуації техногенного та природного характеру».

Основними задачами служби цивільної оборони є:

- забезпечення реалізації заходів щодо запобігання виникнення надзвичайних ситуацій;
- навчання населення поведженню і діям у випадку виникнення надзвичайної ситуації;
- виконання цільових і науково-технічних програм, спрямованих на запобігання надзвичайних ситуацій;
- прогнозування і оцінка соціально-економічних наслідків надзвичайних ситуацій, визначення на основі прогнозу потреби в силах, засобах, матеріальних і фінансових ресурсах;
- створення, раціональне збереження і використання резервів матеріальних і фінансових ресурсів, необхідних для запобігання і реагування на надзвичайні ситуації;
- оповіщення населення про погрозу і виникнення надзвичайних ситуацій, своєчасне і достовірне його інформування про фактичну обстановку і вжиті заходи;
- захист населення у випадку виникнення надзвичайних ситуацій;
- проведення рятувальних і інших робіт з ліквідації надзвичайних ситуацій, організація життєзабезпечення постраждалого населення;
- зм'якшення можливих наслідків надзвичайних ситуацій у випадку їхнього виникнення;
- здійснення заходів щодо соціального захисту постраждалого населення, проведення гуманітарних акцій;

– реалізація визначених законодавством прав у сфері захисту населення від наслідків надзвичайних ситуацій, у тому числі осіб (чи їхніх родин), що брали безпосередню участь у ліквідації цих ситуацій.

Основними засобами забезпечення захисту громадян є:

- укриття у захисних спорудах;
- використання індивідуальних засобів захисту;
- евакуація громадян.

З метою захисту формувань ЦО, робітників, службовців і решти населення області від РР, ОР, СДОР штабом ЦО організується забезпечення їх засобами радіаційного та хімічного захисту (РХЗ).

Забезпечення засобами РХЗ здійснюється:

- для особового складу невоєнізованих формувань Цивільної оборони – згідно з положенням про НФ та нормами забезпечення;
- робітників та службовців – протигаз, респіратор, аптечка індивідуальна (АІ-2), індивідуальний протихімічний пакет (ІПП-7), індивідуальний перев'язочний пакет (ІПП);
- для населення – протигаз, ватно-марлева пов'язка.

Видача засобів радіаційного та хімічного захисту організується при можливій загрозі радіоактивного та хімічного зараження при розташуванні формувань, робітників, службовців і решти населення в місцях постійного мешкання, роботи. Для видачі засобів індивідуального захисту створюються пункти видачі ЗІЗ. Кількість пунктів визначається так, щоб здійснити видачу за 6-8 годин. Майно невоєнізованих формувань зберігається окремо, у будь-який час має бути готове для видачі без зупинки виробничої діяльності.

Використання засобів індивідуального захисту не виключається жодним з заходів, що проводиться з метою захисту населення від зброї масового знищення. Такі засоби захисту повинні бути постійно при людях і нерідко можуть бути використані ними навіть при знаходженні у сховищах і протирадіаційних укриттях.

Засоби індивідуального захисту призначені для захисту людини від радіоактивних отруйних речовин і бактеріальних засобів. За своїм призначенням вони поділяються на засоби захисту органів дихання і засоби захисту шкіри людини.

До засобів захисту органів дихання людини належать: протигази (фільтруючі і ізолюючі) і респіратори, що є засобами промислового виробництва, а також простіші засоби захисту – протипилові тканинні маски ПТМ-1 і ватно-марлеві пов'язки, що звичайно виготовляються силами населення. Справність засобів індивідуального захисту і збереження їх захисних властивостей у значній мірі залежать від правильного утримування і зберігання.

Засоби індивідуального захисту до надходження у використання зберігаються на складі. Вони зберігаються там при певних температурах і вологості повітря, що підтримуються у приміщеннях, захищених від дії прямих сонячних променів тощо. Такі умови забезпечують тривале підтримання захисних властивостей засобів захисту, постійну придатність їх до використання. При виникненні небезпеки засоби індивідуального захисту будуть видані на руки населенню. У цьому випадку збереження засобів захисту придатними до ефективного використання цілком буде залежати від правильності зберігання їх власником.

Фільтруючий протигаз необхідно зберігати у зібраному вигляді у сумці, підвішеним на лямці або поставленим на полиці дном до низу. При тривалому зберіганні протигазу отвір у дні фільтруючо-поглинальної коробки повинен бути закритий гумовою пробкою.

Зберігати протигаз треба у сухому приміщенні на відстані не менш як 3 метри від опалювальних пристроїв і приладів. Вогкість може призвести до іржавіння металевих деталей протигазу і до зниження поглинаючої здатності (у результаті зволоження фільтру і шихти) фільтруючо-поглинальної коробки. Під дією високої температури можливе надмірне висихання шихти.

Протигаз, що побував під дощем, або змок з іншої причини за першою ж можливістю треба витягти із сумки, ретельно протерти і просушити на по-

вітрі. У холодний час при внесенні протигазу у тепле приміщення протирати його деталі слід після того, як він відпотіє (через 10-15 хвилин). Укласти протигаз лише у гарно висушену сумку. Ні в якому разі не можна допускати потрапляння води у фільтруючо-поглинальну коробку протигазу.

Протигаз треба охороняти від ударів та інших механічних впливів, при яких можуть бути зім'яті металеві деталі, у тому числі фільтруючо-поглинальна коробка, ушкоджена шолом-маска (маска), розбите скло окулярного вузла тощо. Слід особливо обережно поводитися із клапанами видоходу і без необхідності не виймати їх із клапанної коробки. Якщо клапани засмітілись або злиплися, треба обережно продути їх.

При забрудненні шолома-маски (маски) необхідно промити її водою із милом, попередньо від'єднавши фільтруючо-поглинальну коробку. Після цього треба протерти шолом-маску (маску) сухою чистою ганчіркою і просушити. Особливу увагу необхідно звернути на видалення води (вологи) із клапанної коробки.

Не можна зберігати у сумці для протигазу ніякі сторонні предмети.

Респіратор постійно має зберігатися у поліетиленовому мішечку, що спеціально призначений для його зберігання, Мішечок має бути закритий за допомогою кільця. Інші правила зберігання респіратора ті ж самі, що й для протигазу. Засоби захисту шкіри при зберіганні треба охороняти від висихання і вогкості, від яких вони ушкоджуються: у результаті висихання стають ламкими, від вогкості вкриваються пліснявою і загнивають. Зберігати засоби захисту шкіри треба у сухих, гарно провітрюваних приміщеннях, не ближче, як за 1 метр від опалювальних пристроїв.

Не припустиме зберігання засобів захисту шкіри разом з горючими і легкозаймистими матеріалами, а також разом із кислотами, лугами та іншими агресивними речовинами.

Не рекомендується зберігати засоби захисту у розкладеному вигляді або розвішеними. їх краще зберігати обережно складеними і вкладеними у

мішечки, призначені для зберігання. Захисні плащі можна нетривалий час зберігати розвішеними на вішалках.

Захисний фільтрувальний одяг допускається зберігати як у просоченому, так і у непросоченому вигляді, разом із іншими засобами захисту. Просочені і непросочені частини потрібно зберігати окремо.

Простіші засоби захисту органів дихання, що виготовлені самим населенням, а також одяг і взуття, що підготовлені для застосування з метою захисту, зберігаються, як і будь-які інші предмети з тканини, шкіри і гуми. Просочені одяг і білизна гарячому прасуванню не підлягають.

Порядок дій населення на пунктах видачі ЗІЗ (засобів індивідуального захисту): Місце пункту видачі (ПВ) повинно мати 2-3 двері та декілька виходів і забезпечувати швидку видачу засобів індивідуального захисту (ЗІЗ). Повинен бути виданий наказ, де вказується місце пункту видачі, спосіб оповіщення, коли розвертають свою роботу пункти видачі, строки встановлювання гучномовців (гучномовного зв'язку), хто і коли обладнує намети окурювання для перевірки герметизації протигазів. Повинні бути передбачені засоби і порядок транспортування протигазів, майна та інші питання.

Повинні бути гарні під'їзні шляхи і передбачено зручне і швидке розвантажування (через вікно, засобами малої механізації). Робочі місця мають бути обладнані таким чином, щоб було зручно видавати засоби індивідуального захисту - столи тощо.

Для начальника і командирів виготовляються нарукавні пов'язки синього кольору (10х20) см із відповідними написами жовтою фарбою.

При зберіганні ЗІЗ по можливості мають бути наближені до місць роботи робітників і службовців, щоб у випадку раптового нападу або при загрозі надзвичайних ситуацій і нападу противника (ЗНП) засоби захисту можна було швидко видати робітникам і всьому населенню.

Швидка видача ЗІЗ населенню забезпечується завчасною підготовкою.

Для цього необхідно:

- зробити розрахунки на розподіл і видачу;
- підготувати документи на видачу;
- засоби захисту на складі розкладаються по цехам, бригадам, відділам, формуванням;
- визначити завантажувальні бригади і відповідальних отримувачів;
- намітити необхідну кількість транспорту;
- у цехах, відділах підготувати відомості про видачу засобів захисту і періодично проводити підгонку.

Видача засобів захисту на руки здійснюється при отриманні оповіщення:

- про загрозу виникнення надзвичайних ситуацій і нападу противника;
- при раптовому виникненні надзвичайних ситуацій і нападу противника;
- а також у випадку виробничих аварій, що пов'язані зі СДОР та РР.

Встановлюється наступна черговість видачі засобів захисту на об'єкті господарства:

- особовий склад НФ ЦО підвищеної готовності;
- особовий склад на об'єкті;
- робітники і службовці, що не входять у формування;
- члени сімей робітників і службовців.

Непрацююче населення, що не має зв'язку з ОНГ через членів своєї сім'ї, отримують засоби захисту через фонди місцевих виконкомів.

3. Основна частина проекту. Розробка заходів щодо поліпшення якості видобуваного вугілля.

3.1 Основні показники якості вугілля.

До числа основних показників споживчих якостей вугілля відносять зольність, вміст у ньому вологи, сірки і розмір кусків.

Зольність, що викликає найбільшу варіацію оптових цін, характеризується високою нестаціонарністю і тимчасовими змінами. Вона являє собою процентний вміст неспального залишку після спалювання навіски вугілля при стандартних умовах і є еквівалентним вираженням кількості наявних у ньому мінеральних домішок. Мінеральні домішки мають різне походження. Одні з них утворилися в процесі вуглеутворення і як би розчинені в органічних складових, інші утворилися в процесі виїмки пласту з прошарків породи, уламків покрівлі і ґрунту і разом з вугіллям утворюють легко поділювану механічну суміш.

Зміст пластової вологи у вугіллі, що добувається, обумовлені як природними (петрографічний склад і речовинний склад, ступінь метаморфізму), і гірничо-геологічними і технічними умовами видобутку (обводненість родовища, напрямок відпрацювання, інтенсивність зрошення для придрушення пилу, нагнітання в пласт води й ін.). Абсолютний зміст вологи в кам'яних вугіллях і антрацитах, що добуваються в Донбасі, склало за 25 років 1,5%, у той час як зольність збільшилася на 13%.

Загальний вміст у вугіллі сірки $S_{об}$ обумовлено наявністю в ньому органічної сірки ($S_{ор}$), хімічно зв'язаної з елементами вугільної речовини, піритної ($S_{п}$), представлені у виді лінз, прошарків чи дрібних часток Fe, а також сульфатної (S_c), що міститься в солях сірчаної кислоти $FeSO_4$, $CaSO_4$ і ін. У процесі видобутку практично не вдається керувати цим показником.

Класи крупності встановлені стандартами для розсортованого вугілля і антрацитів по розміру максимальних і мінімальних шматків. Сортове паливо відіграє важливу роль у формуванні ціни і вартості реалізації. В міру збільшення у вугіллі, що добувається, вмісту великих шматків скорочуються витрати на його збагачення, знижуються втрати у відходах і в процесі транспортування. Процесом руйнування вугілля тобто формування його гранулометричного складу, при відділенні від масиву і внутрishaхтних транспортно-навантажувальних операцій можна керувати.

Норми на одиничні показники споживчих якостей установлюються галузевими технічними умовами для кожного підприємства. Граничний вміст видимої породи (>25 мм) установлюють для рядового енергетичного вугілля; зміст штибу (<6 мм) встановлюється для рядового енергетичного вугілля. Граничний вміст кусків нижнього граничного розміру встановлюють для шахт, що мають сортування.

3.2. Фактори, що обумовлюють зольність вугільних пластів

3.2.1 Природна мінералізація вугільних пластів

Мінералізація органічної частини вугілля обумовлена надходженням вод, що несуть розчинені і зв'язані речовини. Цей процес в основному відбувається в перші два періоди утворення пласту (до метаморфізації), що визначають його геологічну і петрографічну будову.

Мінеральні речовини, що знаходяться у вугільному пласті, підрозділяють на тонко дисперсні, більш-менш рівномірно розподілені в його органічній частині, і локалізовані види великих включень і прошарків. Перші з них утворилися з неорганічних сполук, що містяться в рослинах, і головним чином з речовин, привнесених у поклад у період формування вугільного пласту (це сингенетичні мінеральні речовини). Другі, локалізовані, утво-

ряться в результаті перерви у накопичуванні вугілля. В умовах Донецького басейну (незначна потужність прошарків і пластів) здійснюється валова виїмка тобто виїмка всього пласту разом із прошарками породи чи вуглисто-го сланцю, що містилися в ньому. Про кількість сингенетичних мінеральних речовин у вугіллі судять насамперед по зольності вугільних пачок, оскільки кількість вільних мінеральних домішок обумовлено стійкістю порід і в значній мірі залежить від способу виїмки пласту.

3.2.2 Будова пластів

Будова пластів у ряді випадків обумовлює речовинний склад вугільних пачок, а поява в ньому прошарків часто супроводжується ростом вмісту мінеральних домішок у вугільній речовині. В міру наближення до місця розшарування пласту (породному прошарку) зольність вугільної пачки зростає. У зоні розташування прошарків зольність дещо знижується. Ширина зон підвищеної зольності пластів перед ускладненням їхньої будівлі коливається в межах 0,35-1,3 км. При цьому середній градієнт зміни зольності в напрямку, перпендикулярному до лінії появи породних прошарків, складає 0,3-1,0% на 100 м. При розщепленні пласту зольність вугільних пачок зростає в напрямку збільшення потужності породних прошарків.

У більшості випадків (75,6-71,8%) потужність прошарків не перевищує 0,1 м. Пайова участь очисних вибоїв по мірі збільшення сумарної потужності прошарків у розроблювальному пласту падає. Загальне число вибоїв, де сумарна потужність породних прошарків у пласту перевищує 0,1 м, відносно невелике (11%). Середні квадратичне відхилення пайової участі вибоїв у кожному діапазоні потужності породних прошарків не перевищує 1,62%.

3.2.3 Геологічні порушення

Перехідні геологічні порушення в межах шахтного поля обумовлюють значні коливання зольності вугілля, що добувається. При роботі в зоні геологічних порушень зольність вугілля зростає на 25%. Виходячи з характеру порушеності пластів і перехідності очисними роботами, їх умовно підрозділяють на чотири категорії: - неперехідні; - важкоперехідні; - середніх труднощів переходу; - легко перехідні.

3.3 Керування якістю вугілля, що видобувається

3.3.1 Існуючі заходи зниження зольності вугілля

Для зниження зольності вугілля, що добувається, у залежності від конкретних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов, можливе застосування наступних заходів:

- оптимізація структури видобутку вугілля різної зольності шляхом планування відповідного розвитку гірських робіт;
- поліпшення стану хитливих порід і хибної покрівлі, що підхоплюються частково, шляхом переходу на відпрацьовування виїмкових полів по повстанню (падінню);
- вибір раціональних схем, кроку пересувки механізованого кріплення і залишкового підпору і ширини захвата комбайна;
- запобігання порушень виконавчими органами комбайнів нижніх безпосередньої покрівлі при відпрацьовуванні пластів з дуже хитливими, хитливими і малостійкими, а також порушеними породами безпосередньої покрівлі;
- обхід геологічних порушень при веденні очисних робіт;

- залишення підпокрівельної пачки вугілля потужністю більш 0,1 м для утримання хибної і дуже хитливої покрівлі на пологих і похилих пластах;
- заміна виїмкової техніки в частині лав для ліквідації чи зменшення присікань бічних порід;
- зменшення ширини захвату виконавчих органів комбайнів для скорочення площі незакріпленого простору;
- застосування паспортів кріплення і керування покрівлею, що передбачають використання привибійного і спеціального кріплення з достатнім попереднім розпором і необхідною несучою здатністю;
- застосування засобів, що дозволяють запобігти чи зменшити вивалоутворення порід покрівлі в очисному вибої (хімічне зміцнення, анкерування, заповнення вивалів у місцях геологічних порушень пластмасами, що спінуються, затягування покрівлі, що випереджає кріплення, стійки зі збільшеною площею підстави й ін.);
- збільшення швидкості посування лави до 2-3 м (впровадження двокомбайнової виїмки, зменшення довжини лав до оптимальної, зниження опірності вугілля руйнуванню, застосування розміцнення важкообвальних порід, застосування фронтальної організації праці, впровадження самозарубуючихся комбайнів і т.п.);
- зниження максимальної ширини привибійного простору до проходу виконавчого органа комбайна до 2,2-2,5 м;
- оснащення широкозахватних комбайнів огорожувальними щитками, що перекривають простір між вантажником і виїмковим органом;
- прибирання у вироблений простір породи яка обрушається;
- удосконалення технології робіт і паспортів кріплення на ділянці сполучення лав зі штреками (заміна буровибухового способу виїмкою вугілля в нішах відбійними молотками; застосування спеціально пристосованих для виїмки ніш врубових машин і широкозахватних комбайнів, механізованих кріплень сполучення; пересувка секцій кріплення, що примикає до штреків з підпором; випереджальне хімічне анкерування);

- скорочення довжини ніш (розширення виробок, що оконтурюють лаву, і кріплення , анкерами, розміщення редуктора приводної голівки конвеєра з боку виробленого простору, зарубка комбайнів у пласт косими заїздами, а також орієнтації виконавчих органів комбайнів у бік вентиляційного штреку);

- організація роздільної виїмки і видачі вугілля і породи при проведенні підготовчих виробок;

- проведення підготовчих виробок трапецієподібної форми без підривки порід покрівлі;

- транспортування порід при ремонті підготовчих виробок, а також гірської маси від їхнього проведення строго за графіком для запобігання можливості змішання вантажопотоків.

3.3.1.2 Проектні заходи щодо зниження зольності вугілля

Для зменшення зольності вугілля передбачаємо такі заходи:

- збільшення швидкості посування очисних вибоїв до 122 м/мес;
- заміна виїмкової техніки більш досконалою (заміна комбайна 2ГШ68Б комбайном РКУ–13);
- застосування виїмки без ніш;
- виїмка вугільного пласту без присікання бокових порід;
- окреме транспортування вугілля з очисних і породи з підготовчих вибоїв.

Для встановлення технічної ефективності передбачених заходів визначимо експлуатаційну і середню зольності.

Експлуатаційна норма зольності вугілля для очисного вибою із стійкою покрівлею та без присікань бокових порід визначається по формулі:

$$A_3^d = \frac{m_{пл} \cdot d_{пл} \cdot A_{пл}^d + m_{бп} \cdot d_{бп} \cdot A_{бп}^d}{m_{пл} \cdot d_{пл} + m_{бп} \cdot d_{бп}} \quad (3.1)$$

де $A_{пл}^d, A_{бп}^d$ – відповідно пластова зольність вугілля і зольність порід, що беруть участь в засміченні вугілля, %;

$m_{пл}, m_{бп}$ – відповідно експлуатаційна потужність пласта, що виймається і потужність шару бокових порід, що беруть участь в засміченні вугілля, м;

$d_{пл}, d_{бп}$ – відповідно густина вугілля в межах потужності пласту, що виймається, і густина вугілля в межах потужності пласта, що виймається, т/м³.

Величина $m_{бп}$ розраховується в залежності від прийнятих засобів механізації очисних робіт, міцності порід покрівлі і підшви, а також потужності пласта, що виймається.

Для механізованого комплексу КД-80, що експлуатується з комбайном 2ГШ68Б (базовий варіант):

$$m_{бп} = (7,8 - 1,3 \cdot f_{кр} + \frac{3,26}{f_{п}} + m_{пл}) \cdot 10^{-2}, \text{ м} \quad (3.2)$$

де $f_{кр}, f_{п}$ – відповідно коефіцієнти міцності порід покрівлі і підшви по М.М. Протодьяконову.

$$m_{бп} = (7,8 - 1,3 \cdot 8 + \frac{3,26}{4} + 1,4) \cdot 10^{-2} = 0,045 \text{ м}$$

Для прийнятого по проекту варіанту виїмкової техніки (комплекс ЗМКД-90 з комбайном РКУ-13):

$$m_{бп} = (7,8 - 0,16 \cdot f_{кр}^2 - 0,4 \cdot f_{п} + (2,75 - 0,29 \cdot f_{кр}) \cdot m_{пл}) \cdot 10^{-2}, \text{ м} \quad (3.3)$$

$$m_{бп} = (7,8 - 0,16 \cdot 8^2 - 0,4 \cdot 4 + (2,75 - 0,29 \cdot 8) \cdot 1,4) \cdot 10^{-2} = 0,015 \text{ м}$$

Густина бокових порід розраховується по формулі:

$$d_{бп} = \frac{m_{кр} \cdot d_{кр} + m_{п} \cdot d_{п}}{m_{бп}}, \text{ т/м}^3 \quad (3.4)$$

де $m_{кр}, m_{п}$ – потужність порід покрівлі і підшви, що беруть участь в засміченні вугілля, м.

Величина $m_{кр}$ визначається по тим же формулам, що і величина $m_{бп}$, однак при підстановці значення міцності порід підошви, що дорівнює 6. Тоді величина $m_{п}$ дорівнюватиме:

$$m_{п} = m_{бп} - m_{кр}, \text{ М.} \quad (3.5)$$

Для базового варіанта:

$$m_{кр} = (7,8 - 1,3 \cdot 8 + \frac{3,26}{4} + 1,4) \cdot 10^{-2} = 0,032 \text{ М}$$

$$m_{п} = 0,045 - 0,032 = 0,013 \text{ М.}$$

$$d_{бп} = \frac{0,032 \cdot 2,7 + 0,013 \cdot 2,5}{0,045} = 2,64 \text{ Т/М}^3$$

Для варіанта, прийнятого по проекту:

$$m_{кр} = (7,8 - 0,16 \cdot 8^2 - 0,4 \cdot 6 + (2,75 - 0,29 \cdot 8) \cdot 1,0) \cdot 10^{-2} = 0,01 \text{ М}$$

$$m_{п} = 0,015 - 0,01 = 0,005 \text{ М.}$$

$$d_{бп} = \frac{0,01 \cdot 2,7 + 0,005 \cdot 2,5}{0,015} = 2,63 \text{ Т/М}^3$$

Зольність бокових порід, що беруть участь в засміченні вугілля визначається по формулі:

$$A_{бп}^d = \frac{m_{кр} \cdot d_{кр} \cdot A_{кр}^d + m_{п} \cdot d_{п} \cdot A_{п}^d}{m_{кр} \cdot d_{кр} + m_{п} \cdot d_{п}} \quad (3.6)$$

Для базового варіанта:

$$A_{бп}^d = \frac{0,032 \cdot 2,7 \cdot 92 + 0,005 \cdot 2,5 \cdot 56}{0,032 \cdot 2,7 + 0,005 \cdot 2,5} = 87,5 \%$$

Для варіанта, прийнятого по проекту:

$$A_{бп}^d = \frac{0,01 \cdot 2,7 \cdot 92 + 0,005 \cdot 2,5 \cdot 56}{0,01 \cdot 2,7 + 0,005 \cdot 2,5} = 80,6 \%$$

Отже, експлуатаційна зольність становитиме:

– для базового варіанта:

$$A_3^d = \frac{1,4 \cdot 1,35 \cdot 12,6 + 0,045 \cdot 2,64 \cdot 87,5}{1,4 \cdot 1,35 + 0,045 \cdot 2,64} = 46,1\%$$

– для варіанта, прийнятого по проекту:

$$A_3^d = \frac{1,4 \cdot 1,35 \cdot 12,6 + 0,015 \cdot 2,63 \cdot 80,6}{1,4 \cdot 1,35 + 0,015 \cdot 2,63} = 23,4\%$$

Для шахт, що мають породовибірки, середня норма зольності розраховується по формулі:

$$A_{cp}^d = \frac{(100 - B_{+25}^n) \cdot (100 \cdot A_3^d - M_{+25}^n \cdot A_M^d)}{100 \cdot (100 - M_{+25}^n)} + \frac{B_{+25}^n \cdot A_M^d}{100} \quad (3.7)$$

де B_{+25}^n , M_{+25}^n – відповідно допустиме и фактичне (приймається по даним ситового аналізу) вміст у вугіллі мінеральних домішок, %.

Для базового варіанта:

$$A_{cp}^d = \frac{(100 - 11) \cdot (100 \cdot 46,1 - 14 \cdot 97)}{100 \cdot (100 - 14)} + \frac{11 \cdot 97}{100} = 42,3\%$$

Для варіанта, прийнятого по проекту:

$$A_{cp}^d = \frac{(100 - 11) \cdot (100 \cdot 23,4 - 14 \cdot 97)}{100 \cdot (100 - 14)} + \frac{11 \cdot 97}{100} = 18,4\%$$

3.3.2 Заходи щодо зниження здрібнення вугілля

Для зниження у вугіллі вмісту штибу при розробці пластів вузькозахватною технікою ефективні такі заходи:

- зниження опірності вугілля різанню шляхом нагнітання води у пласт, попередньої підрубки пласту, буровибухових робіт і т.п.;
- збільшення швидкості подачі комбайнів;
- використання комбайнів з високомоментними електродвигунами при виїмці вугілля з високою опірністю різанню;
- збільшення площі перетину серповидного зрізу (застосування розріжених схем набору різців, зменшення швидкості різання шнеків і т.п.);
- застосування укорочених шнеків;
- застосування шнеків з різцями, що забезпечують великий відкол (тангенціальні різці ИТ25, РКС1 і т.п.);
- збільшення відносини зон відтискання вугілля до ширини захвату комбайна;
- робота по схемі з пересуванням комбайна на 8-12 м зі швидкістю 3-4 м/хв, зупинкою на час, необхідний для закріплення пройденої ділянки, а потім повторення цих операцій у тому ж порядку;
- зниження довжини транспортування (особливо самопливного і скребкових конвеєрів) і кількості пересипань вугілля:
- застосування стругових і скрепер-стругових установок на пластах;
- впровадження перевантажувальних тічок із днищем параболічної форми або з пристроєм для просіва вугілля;
- впровадження у навантажувальних і інших бункерах східчастих каскадних і гвинтових спусків;
- застосування на схилах гальмових конвеєрів.

При відпрацьовуванні пластів широкозахватними комбайнами поряд зі зниженням довжини транспортування і вмістом у вугіллі породи добрі результати дають зменшення кута сходження основного напрямку кліважу

пласта до лінії очисного вибою, висоти щілини зарубування, діаметра і числа дисків на відбійній штанзі, збільшення висоти навантажувачів і т.п.

3.2.3 Заходи по зниженню вологості вугілля

Існують такі заходи по зменшенню вологості вугілля:

- відвід води з пласта на стадії проведення підготовчих виробок;
- розробка пластів лавами по повстанню або з діагональним розташуванням вибоїв;
- проведення дренажних робіт за допомогою дренажних свердловин, зумпфів і водозбірників;
- відстій вугілля на поверхні;
- сушка вугілля на поверхні;
- зниження витрачання води для пилоподавлення зрошенням за рахунок застосування рециркуляційних систем пилоподавлення на вантажних і перевантажних пунктах, пиловловлювання, пилоподавлення піною і застосування тічок, які виключають падіння гірничої маси з висоти більше 1 м.

3.3.2.2 Розрахунок технічної ефективності заходів щодо зниження подрібнення вугілля

Для зменшення подрібнення вугілля, в даному проекті, передбачаємо такі заходи:

- втілення нової, прогресивної техніки (РКУ–13 замість 2ГШ68Б), котра зменшує утворення штибу;
- збільшення швидкості посування очисного комбайна;
- виїмка вугілля без ніш;
- зменшення висоти перепаду потоків вугілля;
- застосування ріжучого інструмента, що зменшує вихід штибу;
- повна конвеєризація шахтного транспорту.

Відсотковий вміст штибу у відбитому вугіллі для комбайна 2ГШ68Б (базовий варіант) становить 41,6%. Для комбайна РКУ–13 з раціональною схемою набору різців відсотковий вміст штибу у відбитому вугіллі становить 28,7%. За рахунок збільшення швидкості подачі комбайна с 1,5 до 2,7 м/хв вихід штибу буде зменшено приблизно на 1,6% і становитиме $28,7 - 1,6 = 27,1\%$.

Розрахунок технічної ефективності заходів по зниженню виходу штибу в процесі транспортування вугілля на поверхню здійснюємо по такій методиці.

Розраховується початковий середній медіанний діаметр сита:

$$d_0 = 0,5 \cdot (62 - \gamma_{-6}), \text{ мм}, \quad (3.8)$$

де γ_{-6} – вихід штибу після виїмкового комбайна з урахуванням ефективності заходів по зменшенню дрібнення вугілля в лаві.

Визначається параметр:

$$k_c = \frac{\lg \frac{100 - \gamma_{-6}}{\gamma_{-6}}}{\lg 6 - \lg d_0}. \quad (3.9)$$

Далі розраховується початкове значення індексу подрібнення вугілля:

$$g_u = 9,9 - 2,4 \cdot f_y - 0,02 \cdot \gamma_{-6} \cdot (4 - f_y) + 0,04 \cdot M_{+25}^n \quad (3.10)$$

де f_y – коефіцієнт міцності вугілля по М.М. Протодьяконову.

Після виконання обчислень проводиться розбивка транспортної ціпочки на ділянки, що впливають на дрібнення вугілля. Для кожного з них розраховується приріст $\Delta \lg d_0$ в залежності від факторів, що впливають на дрібнення.

Оскільки в процесі дрібнення вугілля при транспортуванні вміст штибу збільшується, значення індексу $g_{и}$ міняється. Тож після визначення на i -й ділянці схеми транспорту визначається нове значення середнього медіанного діаметра:

$$d'_0 = d_0 \cdot (1 - 1,34 \cdot \Delta \lg d_{oi}), \text{ мм}, \quad (3.11)$$

а потім визначається вміст штибу:

$$\gamma_{-6} = \frac{100}{1 + \left(\frac{6}{d'_0}\right)^{k_c}}, \% \quad (3.12)$$

Після визначення вмісту штибу γ_{-6} обчислюється нове значення індексу дрібнення вугілля $g_{и}$. При визначенні $\Delta \lg d_0$ на наступній ділянці схеми транспорту визначається вже нове значення $g_{и}$.

Розрахунок індексу дрібнення $g_{и}$ виконується по таким формулам:

– перевантаження вугілля на перепадах проміжного потоку (без вантажних пристроїв):

$$\Delta \lg d_0 = 0,0067 \cdot r \cdot g_{и} \cdot h \cdot \cos^2 \beta, \quad (3.13)$$

де r – коефіцієнт, що характеризує відбиваючу здатність поверхні, на котру падає потік вугілля; для скребкового конвеєра дорівнює 1, для стрічкового 0,7, а при падінні на шар рядового вугілля 0,8;

h – висота перепаду, м;

β – кут, що приймається рівним 30° при падінні потоку вугілля на шар рядового вугілля; $17-25^\circ$ – при скатуванні по сталевим листам; $11-13^\circ$ при скатуванні по емальованим риштакам; $35-38^\circ$ – при скатуванні по підшві;

– розвантаження вугілля з бункерів:

$$\Delta \lg d_0 = 1,23 \cdot 10^{-6} \cdot H_6 \cdot d_{nl} \cdot g_u \quad (3.14)$$

де H_6 – висота бункера, м;

– транспортування вугілля скребковими конвеєрами:

$$\Delta \lg d_0 = 0,1 \cdot g_u \cdot (1 - 0,9^{0,01 \cdot L_t}), \quad (3.15)$$

де L_t – довжина транспортування, м; в лаві довжина транспортування приймається рівною половині довжини лави.

– транспортування вугілля стрічковими конвеєрами:

$$\Delta \lg d_0 = 0,05 \cdot g_u \cdot (1 - 0,9^{0,001 \cdot L_t}). \quad (3.16)$$

Результати розрахунків дрібнення вугілля в процесі транспортування представлені в таблиці.

Таблиця 3.1 – Дрібнення вугілля під час його транспортування при базовому варіанті транспортної схеми

Ділянки транспортного ланцюжка	Модель транспорту і параметри ділянки транспортного ланцюжка	γ_6	d_0	g_u	$\Delta \lg d_0$
1. Транспортування скребковим конвеєром по лаві	СПЦ-163; $L_t=220$ м	41,6	10,2	3,836	0,042
2. Перевантаження без вантажних пристроїв	$h=0,5$ м	45,502	9,626	3,8	0,010
3. Транспортування скребковим конвеєром	СП250-1; $L_t=75$ м	42,703	9,503	3,792	0,021
4. Перевантаження без вантажних пристроїв	$h=0,5$ м	43,141	9,241	3,774	0,007
5. Транспортування стрічковим конвеєром по хіднику	1Л100; $L_t=700$ м	43,282	9,159	3,769	0,013
6. Перевантаження без вантажних пристроїв	$h=0,25$ м	43,566	8,994	3,757	0,003
7. Транспортування стрічковим конвеєром по хіднику	1Л100; $L_t=700$ м	43,636	8,954	3,755	0,013
8. Перевантаження без вантажних пристроїв	$h=0,5$ м	43,92	8,794	3,743	0,007
9. Транспортування стрічковим конвеєром по хіднику	1Л100; $L_t=450$ м	44,059	8,717	3,738	0,009
10. Перевантаження без вантажних пристроїв (у вагонетки)	$h=1,5$ м	44,496	8,479	3,72	0,022
11. Перевантаження без вантажних пристроїв (в бункер)	$h=5$ м	44,979	8,224	3,701	0,074
12. Розвантаження вугілля з бункера	$H_6=5,0$ м	46,645	7,808	3,634	0,053
13. Транспортування стрічковим конвеєром по хіднику	1Л100; $L_t=100$ м	51,219	7,657	3,627	0,074
15. Перевантаження без вантажних пристроїв (в приймальний бункер)	$h=2,5$ м	52,746	7,404	3,614	0,037
Підсумок		53,612	7,041	3,602	

Таблиця 3.2 – Дрібнення вугілля під час його транспортування по проектному варіанту транспортної схеми

Ділянки транспортного ланцюжка	Модель транспорту і параметри ділянки транспортного ланцюжка	γ_6	d_0	g_n	$\Delta l g d_0$
1. Транспортування скребковим конвеєром по лаві	СПЦ-273; $L_t=180$ м	27,1	17,45	4,416	0,048
2. Перевантаження без вантажних пристроїв	$h=0,5$ м	28,343	16,32	4,366	0,011
3. Транспортування скребковим перевантажувачем	ПТК-1; $L_t=53$ м	28,623	16,08	4,355	0,024
4. Перевантаження без вантажних пристроїв	$h=0,5$ м	29,237	15,57	4,331	0,008
5. Транспортування стрічковим конвеєром по хіднику	2Л80; $L_t=350$ м	29,434	15,412	4,323	0,015
6. Перевантаження без вантажних пристроїв	$h=0,25$ м	29,836	15,094	4,307	0,004
7. Транспортування стрічковим конвеєром по хіднику	2Л80; $L_t=350$ м	30,434	15,412	4,323	0,015
8. Перевантаження без вантажних пристроїв	$h=0,25$ м	30,836	15,094	4,307	0,004
9. Транспортування стрічковим конвеєром по хіднику	2Л80; $L_t=350$ м	31,434	15,412	4,323	0,015
10. Перевантаження без вантажних пристроїв	$h=0,25$ м	32,836	15,094	4,307	0,004
11. Транспортування стрічковим конвеєром по штреку	1Л100К; $L_t=1200$ м	34,935	15,018	4,303	0,015
12. Перевантаження без вантажних пристроїв	$h=0,5$ м	35,339	14,71	4,286	0,008
13. Транспортування стрічковим конвеєром по центральному похилу	1ЛУ100; $L_t=450$ м	37,538	14,561	4,278	0,01
14. Перевантаження без вантажних пристроїв (в приймальний бункер)	$h=1,5$ м	38,266	12,117	4,129	0,025
Підсумок		40,503	11,712	4,101	

Отже, за рахунок втілення заходів по зниженню дрібнення вугілля можна знизити вміст в ньому штибу з 53,6% до 40,5%.

3.3.3 Заходи щодо зниження вологості вугілля

Проектом передбачені такі заходи по зниженню вологості вугілля:

– відвід води з пласта при проведенні підготовчих виробок за рахунок попереднього оконтурювання виїмкового стовпа до початку ведіння очисних робіт;

– відстій і сушка вугілля на поверхні;

– зниження витрати води для пилоподавлення зрошенням за рахунок пилоподавлення піною (застосування ПАР), пиловловлювання і застосування тічок, що виключають падіння гірничої маси з висоти більше 1 м.

Остаточна вологість після відстою і сушки на поверхні визначається лабораторним способом. Результати лабораторних аналізів, що проводилися на сусідній шахті при втіленні аналогічних заходів, показують, що запропоновані заходи дозволяють знизити вологість товарного вугілля з 3,4% до 2,8%.

4. Економічна частина проекту

4.1 Підрахунок інвестиційних витрат

Проектом технічного переоснащення шахти передбачене придбання устаткування для комплектації двох видобувних ділень, двох конвеєрів типу 1Л100К і одного конвеєру типу 1Л100У-01 для оснащення транспортного ланцюжка горизонту 650 м.

Кошторисна вартість на устаткування визначається як сума витрат на придбання та доставку його на склад. Складовими кошторисної вартості устаткування з усередненими показниками (у відсотках) для визначення додаткових витрат до вартості устаткування є:

- відпускна ціна;
- вартість запасних частин – 1,0;
- вартість тари, упакування і реквізиту – 0,5;
- транспортні витрати – 0,3;
- витрати на комплектацію – 0,4;
- заготовчо-складські витрати – 0,9.

Підрахунок витрат на придбання устаткування однієї видобувної діленьці подано в таблиці 4.

Необхідні капітальні вкладення встановлюємо в сумі витрат на придбання устаткування видобувних діленьці за винятком поворотних сум, які дорівнюють остаточній вартості виїмкового устаткування, що вибуває:

$$2 \times 9026636 - 2 \times 1408155 = 18053272 - 2816310 = 15236962 \text{ грн.}$$

Вартість придбаних конвеєрів:

- два конвеєри типу 1Л100К (в магістральному конвеєрному штреку):

$$2 \times 1275560 = 2551120 \text{ грн.}$$

- один конвеєри типу 1Л100У-01 (в центральному конвеєрному хіднику):

$$1466894 \text{ грн.}$$

Сумарні інвестиційні витрати становитимуть:

$$15236962 + (2551120 + 1466894) = 19\,254\,976 \text{ грн.}$$

4.2 Основні техніко-економічні показники роботи шахти

Розраховуємо необхідні капітальні вкладення, вартість основних фондів, кількість трудящих та річні експлуатаційні витрати.

Розрахунок економічних показників здійснюємо укрупненим методом - коригуванням базових (звітних) даних по шахті на змінення показників по проекту.

Вартість основних промислово-виробничих фондів по шахті на момент здійснення проекту визначаємо у такий спосіб:

- приймаємо за звітними даними вартість діючих основних фондів на начало року;
- додаємо вартість основних фондів по проекту, що поступають на баланс шахти;
- виключаємо очікуване вибуття із складу діючих основних фондів на момент реалізації проекту.

Таблиця 4.2 – Розрахунок вартості основних виробничих фондів

Вартість діючих основних фондів на початок року складення проекту, тис.грн.	Вартість основних фондів, тис.грн.		Вартість основних фондів на момент реалізації проекту, тис.грн.
	таких, що вводяться за проектом	таких, що виводяться з числа діючих	
279569,8	19255,0	2816,3	296008,5

Фондовіддача:

$$\Phi_o = \frac{D_m}{O\Phi}, \text{ т/грн.} \quad (4.1)$$

де D_m – видобуток вугілля шахтою протягом місяця, т;

$O\Phi$ – вартість основних виробничих фондів шахти, грн.

$$\Phi_o = \frac{75000}{296008,5} = 0,25337 \text{ т/тис.грн.}$$

Фондомісткість:

$$\Phi_e = \frac{O\Phi}{D_m}, \text{ грн./т} \quad (4.2)$$

$$\Phi_e = \frac{296008,5}{75000} = 3,947 \text{ тис. грн./т.}$$

Розрахунок чисельності трудящих подано в табл. 4.

Таблиця 4.3 – Розрахунок штату трудящих

Категорії трудящих	Базова чисельність, чол.	Зміна чисельності, чол.		Численність по проекту, чол.
		додаткове введення	вибуття	
Робочі по видобутку в т.ч.	1681	332	225	1788
на очисних роботах	467	238	162	543
на підготовчих роботах	274	94	63	305
на підземному транспорті	362			362
на ремонті гірничих виробок	304			304
інші підземні	274			274
Поверхневі робочі	714			714
Всього трудящих	2395	332	225	2502

Продуктивність праці по проекту на вихід розраховуємо діленням обсягу видобутку на кількість запланованих виходів протягом місяця; продуктивність праці за місяць визначається діленням обсягу робіт за місяць на склад робочих за списком. Розрахунок подано в табл. 4.

Таблиця 4.4 – Розрахунок показників продуктивності праці

Категорії трудящих	Обсяг видобутку за місяць, т	Кіл-ть виходів робочих за місяць	Середній склад робочих по списку	Продуктивність праці	
				на вихід, т/вих.	за місяць, т/міс.
ГРОВ	75000	11946	543	6,3	138,1
Робочі по видобутку	75000	39336	1788	1,9	41,9
Трудящі по шахті	75000		2502		30,0

Розрахунок витрат на видобуток вугілля подано в табл. 4.5.

Таблиця 4.5 – Розрахунок місячних витрат коригуванням фактичних даних

Елементи витрат	Фактичні витрати по шахті, тис. грн.	Фактичні витрати по дільницям, що вибувають, тис.грн.		Витрати по дільницям, що вводяться проектом, тис.грн.		Витрати по шахті по проекту, тис.грн.
		очисні	підготовчі	очисні	підготовчі	
Допоміжні матеріали	1947,2	112,4	575,3	96,5	555,9	1911,9
Витрати на оплату	1026,5	297,7	105,3	303,3	115,5	1042,3
Відрахування на соц.заходи	436,3	126,5	44,8	128,9	49,1	443,0
Амортизація	742,8	329,2	56,4	301,4	88,4	747,0

Збірні дані по річних експлуатаційних витратах і собівартості видобутку 1 т вугілля з урахуванням як прямого так і непрямого впливу проектних рішень подані в табл. 4.6.

Таблиця 4.6 – Розрахунок собівартості вугілля

Елементи витрат	Річні експлуатаційні витрати, тис.грн.			По проекту	
	Базові, всього	Поправка до базових даних		Всього, тис. грн.	На 1 т, грн.
		у зв'язку зі змінням потужності шахти	у зв'язку з реалізацією проекту		
Допоміжні матеріали	23366,1	6308,8	-423,6	29251,3	32,5
Паливо	6461,3	1744,6		8205,9	9,1
Електроенергія	5592,3	1509,9		7102,2	7,9
Послуги виробничого характеру	7031,9			7031,9	7,8
Витрати на оплату	12318,0	3325,9	189,6	15833,5	17,6
Відрахування на соц. заходи	5236,0	1413,7	8,4	6658,1	7,4
Амортизація	8913,2	2406,6	50,4	11370,2	12,6
Інші витрати	11278,0	3045,1		14323,1	15,9
Виробнича собівартість	80196,8	19754,5	-175,2	99776,1	110,9
Адміністративні витрати	1331,6			1331,6	1,5
Витрати на збут	2259,4	610,0		2869,4	3,2
Повна собівартість	83787,8	20364,6	-175,2	103977,2	115,5

4.3 Оцінка ефективності інноваційного проекту

Сумарний прибуток визначається як різниця сукупних вартісних результатів і витрат, що викликані реалізацією проекту:

$$П = \sum_{t=0}^m (B_t - Z_t), \text{ тис. грн.} \quad (4.3)$$

де B_t – виручка від реалізації продукції по оптовим цінам, що отримує шахта протягом t -го інтервалу часу;

Z_t – витрати на видобуток вугілля протягом t -го інтервалу часу;

m – кількість інтервалів протягом життєвого циклу проекту.

Витрати на видобуток вугілля за п'ять років інвестиційного періоду становитимуть $5 \times 103977,2 = 519886$ тис. грн. Дохід від реалізації вугілля по оптовій ціні 126 грн./т за п'ятирічний період: $5 \times 900 \times 129 = 580500$ тис. грн.

Сумарний прибуток становитиме:

$$\Pi = 580500 - 519886 = 60614 \text{ тис. грн.}$$

Середньорічний прибуток визначимо по формулі:

$$\Pi_{\text{ср.р.}} = \frac{1}{T} \cdot \sum_{t=0}^m (B_t - Z_t), \text{ тис. грн.} \quad (4.4)$$

де T – тривалість інвестиційного періоду, рік.

$$\Pi_{\text{ср.р.}} = \frac{1}{5} \cdot (580500 - 519886) = 12122,8, \text{ тис. грн.}$$

Рівень рентабельності, що відображає потенційну дохідність шахти:

$$UP = \frac{\Pi}{B} \cdot 100\% \quad (4.5)$$

де B – виручка від реалізації продукції без ПДВ.

$$UP = \frac{60614}{580500} \cdot 100\% = 10,4\%$$

$$\text{Рентабельність інвестицій: } ROI = \frac{\Pi_{\text{ср.р.}}}{I} = \frac{12122,8}{19255} = 0,63 \quad (4.6)$$

$$\text{Період окупності інвестицій: } T_{\text{ок}} = \frac{1}{ROI} = \frac{1}{0,63} = 1,6 \text{ роки} \quad (4.7)$$

Висновок

Розв'язана задача побудови нової шахти. Для втілення проектних рішень необхідні інвестиції в сумі 19 254 976 грн.. Внаслідок втілення проектних рішень виробнича потужність шахти може бути доведена до рівня 900 тис. т на рік. Місячна продуктивність праці трудящого при цьому зросте становитиме 30,0 т, виробничу собівартість видобутку вугілля становитиме 110,9 грн./т, повна собівартість становитиме 115,5 грн./т.

Сумарний прибуток внаслідок втілення проектних рішень становитиме 60 614 тис. грн. Період окупності інвестиційних витрат після реалізації проектних рішень становитиме 1,6 роки. Рівень рентабельності інвестицій по проекту дорівнюватиме 10,4%.

В основній частині проекту розроблені заходи по покращенню якісних показників товарного вугілля, а саме по зниженню зольності и зменшенню ступеня подрібнення. Поставлена задача вирішується шляхом заміни видобувного устаткування виїмкових ділянок більш досконалою технікою, що дозволяє усунути випадкові присікання порід покрівлі и підшви пласта за рахунок автоматизації управління положенням виконавчого органа комбайна, а також випадінє порід нестійкої покрівлі за рахунок більшого перекриття покрівлі механізованим кріпленням. Зниження ступеня подрібнення вугілля досягнуто, в основному, за рахунок повної конвеєризації шахтного транспорту, що дозволило звести до мінімуму кількість пунктів перевантажень вугілля.

Покращення показників якості товарного вугілля дозволяє здійснити його продаж по більш високій оптовій ціні, що в свою чергу відбивається на середньорічному прибутку і рівні рентабельності шахти.

Список літератури

1. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. – М.: МУП СССР, 1986. – 104 с.
2. Бурчаков А.С., Жежелевский Ю.А., Ярунин С.А. «Технология и механизация подземной разработки пластовых месторождений» – М.: Недра, 1989. – 431 с.
3. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР / Сост. К.А.Ардашев, Н.П.Бажин, Ю.М.Басинский и др. – Ленинград: ВНИМИ, 1986 – 222 с.
4. Методичні вказівки до виконання практичних занять з дисципліни «Проектування шахт, САПР-вугілля» для студентів спеціальності 7.090300 / Укл. Павлов В.І. – Алчевськ: ДГМІ, 2000 – 17 с.
5. Технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах Украины. КД12.01.201-98 Минуглепром Украины.
6. Стоимостные параметры на горные работы. / Сост. Фрумкин Р.А., Коробко В.И., Литвинов Г.Н., Болдырев Н.П. – Коммунарск: КГМИ, 1987 – 31 с.
7. Инструкция пользователя пакетом программ «Прогноз» /Сост. Павлов В.И. — Алчевск: ДГМИ, 1999. — 27 с.
8. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт – М.: Недра, 1985. – 400 с.
9. Правила безпеки у вугільних шахтах /Ред.кол. С.П.Ткачов (гол.ред.) та інші – Київ: «Основа», 1996. – 421 с.
10. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / Ред.кол. С.В.Янко, С.П.Ткачук, Л.Ф.Баженов и др. – К.: «Основа», 1994. – 311 с.
11. Руководство по борьбе с пылью в угольных шахтах. – 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1979. – 319 с.

12. Типовой проект «Сечения горных выработок, закрепленных металлической арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного спецпрофиля (крепь АП)» / Разработан проектным институтом «Южгипрошахт», введен в действие 12.12.1977. – Харьков: Южгипрошахт, 1978.

13. Руководство (типовые паспорта) по управлению кровлей и креплению очистных забоев с индивидуальной крепью на пластах с углом падения до 35° / Министерство угольной промышленности СССР – Донецк, 1991.

14. Рекомендации по управлению кровлей и креплению в лавах со сложными горно-геологическими условиями. – Донецк, 1983.

15. Прогрессивные паспорта крепления, охраны и поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой технологии отработки угольных пластов. – Ленинград: ВНИМИ, 1984.

16. Временное руководство и типовые схемы извлечения металлической крепи из погашаемых выработок. – М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1983.

17. Инструкция по выбору рамной металлической податливой крепи горных выработок. – Ленинград: ВНИМИ, 1986.

18. Основные положения по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт / разработаны ИГД им. А.А.Скочинского совместно с Центрогипрошахтом, Южгипрошахтом, ДонУГИ, КНИУИ, КузНИУИ, ВНПО „Улемеханизация” и МакНИИ. — М., 1977.

19. Хаджиков Р.Н., Бутаков С.А. Горная механика: Учебник для техникумов. – 6-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1982, – 407 с.

20. Попов В.М. Водоотливные установки: Справочное пособие. – М.: Недра, 1990. – 254 с.: ил.

21. Килячков А.П. Технология горного производства: Учеб. для вузов. – 4-е изд., прераб. и доп. – М.: Недра, 1992. 415 с.: ил.

22. Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород: учеб. для вузов. М.: Недра, 1995. – 395 с.: ил.