

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

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

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

В заданих гірничо-геологічних умовах розробити технологію розробки пласту l_1 на виїмковій ділянці з детальною розробкою питання щодо поліпшення якості вугілля, що видобувається

Виконала студент групи ГІР-17зс	Буряк Я.С. (підпис)
Керівник	Діденко М.О. (підпис)
Завідувач кафедри	Фесенко Е.В. (підпис)
Рецензент	_____ (підпис)

Севєродонецьк, 2020

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: магістр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

**ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри**

_____ доц. Фесенко Е.В.

«_____» _____ 2020 р.

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

Буряк Яні Сергіївні

1. Тема роботи: В заданих гірничо-геологічних умовах розробити технологію розробки пласту l_1 на виїмковій ділянці з детальною розробкою питання щодо поліпшення якості вугілля, що видобувається.

Керівник роботи: Діденко М.О., к.т.н., доцент кафедри,
затверджено наказом закладу вищої освіти від _____ 2020 р. № _____

2. Строк подання студентом роботи: 19.06.20 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. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
2. Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею у лаві.
3. Паспорт проведення та кріплення підготовчої виробки.
4. Спеціальна частина проекту.

6. Консультанти розділів:

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

7. Дата видачі завдання 19.05.20

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Геологічна частина	20.05.2020	
2	Розкриття, підготовка і система розробки вугільного пласту	20.05.2020	
3	Графічна частина: Схема розкриття	25.05.2020	
4	Технологія очисних робіт	29.05.2020	
5	Графічна частина: Паспорт виїмкової ділянки	01.05.2020	
6	Технологія прохідницьких робіт	05.06.2020	
7	Графічна частина: Паспорт проведення та кріплення виробки	12.06.2020	
8	Розробка заходів щодо поліпшення якості вугілля	15.06.2020	
9	Графічна частина: Заходи щодо поліпшення якості вугілля, що видобувається	19.06.2020	

Студент

Буряк Я.С.

Керівник проекту

Діденко М.О.

РЕФЕРАТ

Дипломний проект: 72 стор., 26 табл., 7 рис., 22 джерела.

Об'єкт проектування: вугільна шахта.

Мета розробки проекту: технічне переоснащення шахти, розробка заходів щодо поліпшення якості видобувного вугілля, розрахунок показників економічної ефективності виробництва.

Методи проектування та пошуку нових технологічних рішень: метод техніко-економічного порівняння варіантів.

В проекті подано прогноз гірничо-геологічних умов розробки пл.І₁. 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 дільниць, подано перевірочний розрахунок стаціонарних установок, визначено собівартість видобутку вугілля та сумарний прибуток від реалізації проектних рішень, тривалість періоду окупності інвестицій.

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, ПІДГОТОВКА, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, ТРАНСПОРТ, СТАЦІОНАРНІ УСТАНОВКИ, ЕНЕРГОПОСТАЧАННЯ, ВЕНТИЛЯЦІЯ, РОЗУПРОЧНІННЯ ПОКРІВЛІ, СОБІВАРТІСТЬ ВУГІЛЛЯ.

Зміст

Вступ	3
1. Геологічна частина проекту	4
1.1 Геологія родовища	4
1.2 Границі і запаси шахтного поля	7
2. Технологічна частина проекту	9
2.1 Розробка основних напрямків технічного переоснащення шахти	9
2.2 Технологічні схеми очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи	11
2.3 Розкриття, підготовка та системи розробки вугільних пластів	12
2.4 Паспорт виїмкової ділянки, проведення і кріплення підземних виробок	18
2.5 Охорона праці	56
3. Спеціальна частина проекту	61
3.1 Основні показники якості вугілля	61
3.2 Фактори, що обумовлюють зольність вугільних пластів	62
3.3 Керування якістю вугілля, що видобувається	63
Висновок	71
Список літератури	71

ВСТУП

Стабілізація роботи паливно-енергетичного комплексу України багато в чому залежить від вугільної галузі, оскільки вугілля є єдиною енергетичною сировиною, р озвіданих 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 знизження обсягу видобутку вугілля.

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.

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 доволно 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, засвоєння 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 знаходиться на території Луганської області України.

Ділянкою шахтного поля пролягає залізнична магістраль Харків-Волгоград, а також велика кількість асфальтованих доріг і залізничних колій місцевого значення. Джерелом електропостачання шахти є електромережі ТОВ «Луганське енергетичне об'єднання».

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

Вугілля пласту l_1 гумусове, за марочним складом відноситься до жирних (марка Ж). Збагачення вугілля здійснюється на груповій збагачувальній фабриці. Після збагачення вугілля використовується 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

Світа	Потужність свити, м	Літологічний склад, м (%)					Робочі вугільні пласти	Маркувальні зони
		Пісковики	Піщані сланці	Глинясті сланці	Вапняки	Вугілля		
C_2^5	570	$\frac{197}{34,7}$	$\frac{235}{41,2}$	$\frac{113}{19,8}$	$\frac{10,3}{1,8}$	$\frac{14,7}{2,5}$	k_6 k_7^2	$K_1, K_1^1, K_4, K_5, K_6, K_6^1, K_6^2, K_8, K_9, K_9^1$
C_2^6	320	$\frac{51}{15,9}$	$\frac{123}{38,5}$	$\frac{112}{35,0}$	$\frac{29,2}{9,1}$	$\frac{4,8}{1,5}$	l_4 l_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, та західну частину антикліналі. Синкліналь є найбільш крупним плікативним порушенням і представляє собою асиметричну складку з більш крутим північним і похилим південним крилом.

Залягання порід в межах родовища ускладнене наявністю крупних диз'юнктивних порушень, а саме насувами. Максимальне значення стратиграфічної ампліуди насуву спостерігається на сході ділянки, де вона досягає 200 м. На заході відбувається поступове зменшення ампліуди до 50 м.

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

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

За класифікацією родовищ твердих корисних копалин поле шахти по ступеню складності геологічних умов відноситься до I 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		
l_1	$\frac{0,79-2,1}{1,4}$	$\frac{0,79-2,1}{1,4}$	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	
l_1	$\frac{5,0-30,2}{14,7}$	2,3	2,11	33,1	8376	Ж

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Визначальним чинником обводнення гірничих виробок по шахті є приналежність 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_1 у всячому 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 загально-шахтний 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 l_1 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.

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

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

Вугільний пласт l_1 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 кондиціонування повітря на робочих місцях.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Границями шахтного поля є:

- по повстанню: ізогіпса –628 м;
- по простяганню: а) на сході: лінія по свердловинам №4829 та Б486 на відстані від головного стволу 2500 м; б) на заході: лінія по свердловинам №1253 т №4255 на відстані від головного стволу 2000 м;
- по падінню: межа по насуву.

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

Умови залягання пласту l_1 вивчені мережею свердловин з відстанями між ними 250×400 м. Запаси категорії А становлять 14,2%, В – 33,7%, С₁ – 42,1%, що свідчать про високу визначеність умов розробки родовища.

Оскільки кут падіння прийнятого до розробки пласту l_1 в межах описаної ділянки змінюється незначно і становить 8°, підраховуємо 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>					
l_1	1,4	4500·1400	8	1,35	12 024
<i>Забалансові запаси (по зольності: $A_t^{\text{daf}} > 40\%$)</i>					
l_1	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	$m_{\text{ср.н.}}, \text{ м}$	$H, \text{ м}$	$L, \text{ м}$	$d, \text{ м}$	$l, \text{ м}$	$\gamma_{\text{ср.}}, \text{ Т/м}^3$	$P_2, \text{ Т}$
l_1	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:

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

де l_n – довжина тектонічного порушення, м;

d_n – 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:

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

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

Розрахуємо промислові запаси по формулі:

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

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

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 згортання гірничих робіт строк служби шахти становитиме 20 років.

2. Технологічна частина проекту

2.1 Розробка основних напрямків технічного переоснащення шахти

Основні техніко-економічні показники, що характеризують роботу шахти 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 шахта протягом п'яти останніх років постійно збільшувала річний обсяг видобутку: з 630 тис. т до 710 тис. т. Продуктивність праці робочих протягом звітного періоду збільшилася (з 12,3 т/міс до 13,9 т/міс). При цьому чисельність персоналу збільшилася незначно. Збільшилося середньодобове навантаження на очисний вибій у 1,1 рази.

На теперішній час проектна потужність шахти освоєна на 78,9%. Для подальшого розвитку виробничої потужності необхідно додатково ввести у експлуатацію 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; к

орпус 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 при тиску 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 в виїмкової ділянки по падінню або повстанню. Комплекс може застосовуватися на пластах з боковими породами до нестійких включно. Основна технічна і експлуатаційна особливість кріплення ЗМКД90, що входить до складу комплексу: підвищена надійність і ресурс, що забезпечуються конструктивними параметрами секції та використанням високоміцних 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 підшву пласту в зоні носка основи для роботи в умовах слабких підшв; використання для кріплення елементів секцій швидкозбірних 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 вивалювань з безпосередньої покрівлі внаслідок створення перекриттями секцій горизонтально-стикаючих 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 ш ім. Баракова типову технологічну схему очисних робіт №3.

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

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 Правил 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 привібіяного 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 ЗМК Д90 при потужності пласту 1,4 м $S_{оч}=2,93 \text{ м}^2$.

k_{oz} – 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 :

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

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

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

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 тис. 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 відбійкою стовпів по падінню пласта.

Визначаємо основні параметри підготовки.

Довжину діючої лінії очисних вибоїв визначимо по формулі:

$$h_o = \frac{A_p \cdot k_{оч} \cdot k_o}{v_o \cdot p' \cdot c} \quad (2.7)$$

де A_p – річна виробнича потужність шахти, т;

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

k_o – коефіцієнт видобутку вугілля з діючих очисних вибоїв в загальному видобутку;

v_o – 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:

$$v_o = v_c \cdot N \cdot k \quad (2.8)$$

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.

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

Довжина діючої лінії очисних вибоїв дорівнює

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

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

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

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

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

Коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти по очисних роботах становитиме

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

Планове середньорічне посування загальної лінії очисних вибоїв дорівнює

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

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 «Гірництво». 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.

Буряк Я.С.

ПРОГНОЗ ОБРУШАЕМОСТИ ПОРОД ОСНОВНОЙ КРОВЛИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 01.06.20

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.Л1	НЕТРУДНООБРУШАЕМАЯ, X87=2 ИЛИ X87=3

Буряк Я.С.

ПРОГНОЗ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ КРОВЛИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 01.06.20

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.Л1	СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ, X16=2

Буряк Я.С.

ПРОГНОЗ ОБРАЗОВАНИЯ ЛОЖНОЙ КРОВЛИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 01.06.20

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.L1	ОБРАЗУЕТСЯ, X94 = 1
---	------------	---------------------

Буряк Я.С.

ПРОГНОЗ УСТОЙЧИВОСТИ И СТЕПЕНИ ПУЧЕНИЯ ПОРОД ПОЧВЫ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 01.06.20

N	1	X76=	1.0000	X89=	2.1100	X13=	764.0000
X88=	3.0000	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.L1	СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ (СЛАБОПУЧАЩАЯ), X19 = 2
---	------------	---

Буряк Я.С.

ПРОГНОЗ ОБВОДНЕННОСТИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 01.06.20

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.L1	< 1
---	------------	-----

Ф.И.О. студента Буряк Я.С.
Группа
Ф.И.О.руководителя Диденко М.А.

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 ЗАБОЯ (Т0)мес 7
СРЕДНЕЕ ВРЕМЯ 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 %

B5= 200 B7= 124 B8= 110
B6= 105 B17= 100 B18= 101 B19= 142

НОМЕР		СМЕЩЕНИЕ.мм				УТОЧН-ЕНОЕ		СТОИМОСТЬ ЗАТРАТ.руб/м				
СПО-СОБА	ВАРИАНТА	КРОВЛИ	ПОЧВЫ.	ОБЩЕЕ.	РАСЧЕ-ТНОЕ	СЕЧЕ-НИЕ	НА ПРОВЕДЕНИЕ	ПОДДЕ-РЖА-НИЕ	НА ОХРАНУ	СУМАРНАЯ	ПО СПО-СОБУ	ПО ВА-РИАНТУ
1	1	309	355	664	309	11.00	23893	11640	0	35533		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	2				3	4	
ВАРИАНТА	1	лит.п ж.б		орг.к к.бут			
СРАВНЕНИЕ							
ВАРИАНТОВ	200	100	105	101	142	124	110
ОХРАНЫ.%							

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Поле шахти розкрите двома центрально-здвоєними стволами (головним та допоміжним), які пройдені до гор. 664 м, та повітряподавальним стволом, пройденим до горизонту 764 м та капітальними квершлагами на гор. 664 м та 764 м.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стволи

Допоміжний ствол діаметром 6,0 м та площею перерізу у проясненні 28,3 м² закріплений бетоном, призначений для подавання вентиляційного струменя повітря. Ствол обладнано двохклітьовим підйомом з двоповерховими клітьями 2УКН-4. 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 764 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 СВП. Камери та сполучення виробок закріплені бетоном та металобетоном.

Навколоствольний двір горизонту 664 м кругового типу призначений для видавання вугілля, породи, прийому довгомірів, спуску та підймання людей. В межах навколоствольного двору розташовані:

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

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

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 ТК016-18.

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 по кривлі, схильності порід підшви 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 хибної покрівлі	утворюється
Категорія стійкості порід підшви	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:

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

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_w – 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:

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

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

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 виймкової ділянки.

Виїмка вугілля в очисному вибої здійснюється по човниковій схемі. Комбайн РКУ13 зарубується в пласт фронтальним насунанням 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 2,0×0,14×0,04 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 і 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 і монтажу устаткування, монтаж одного з приводів скребкового конвеєра виконується після монтажу секцій кріплення і комбайна.

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 і застосувань		1

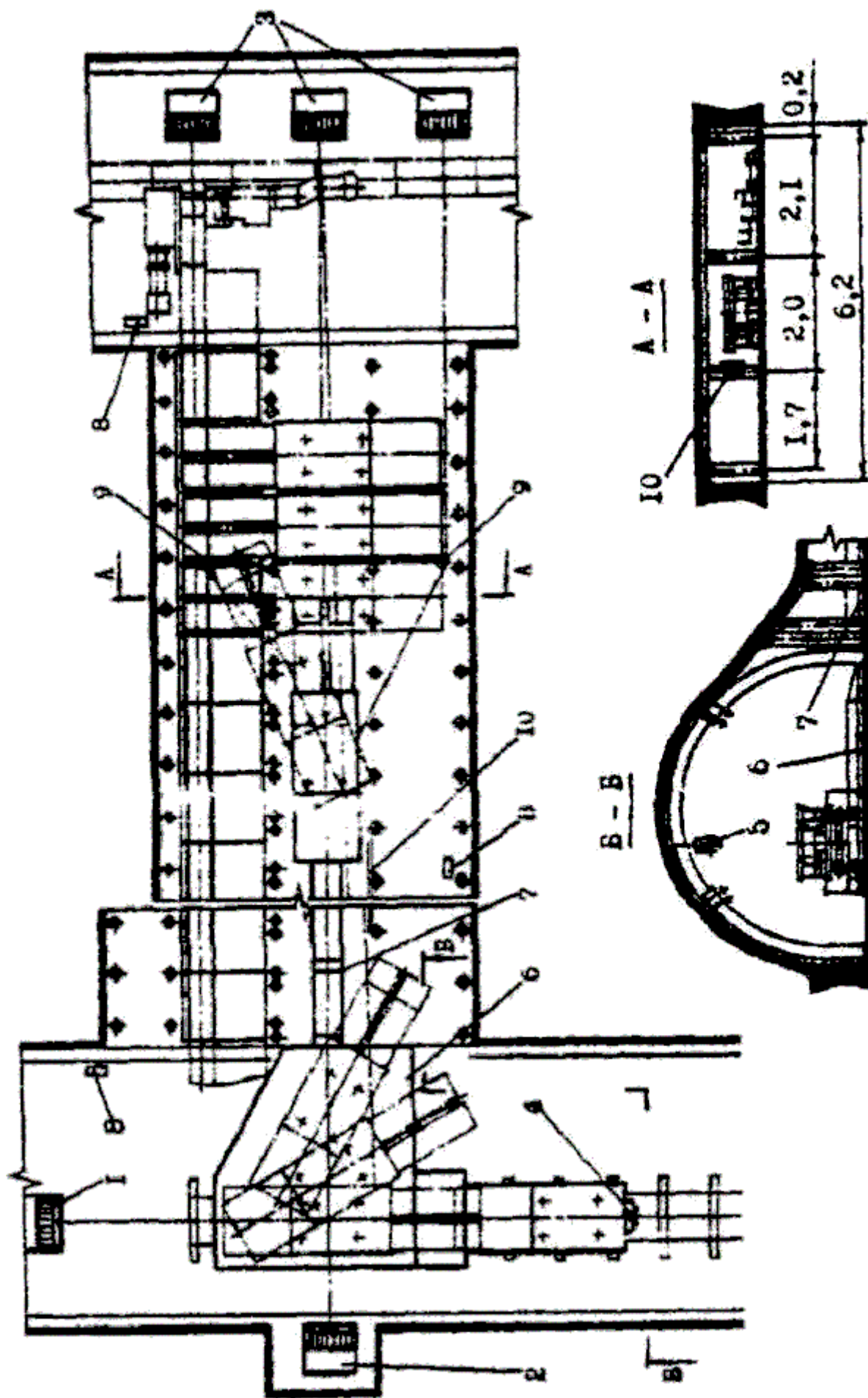


Рисунок 2.1 – Технологічна схема монтажу механізованого комплексу ЗМКД90

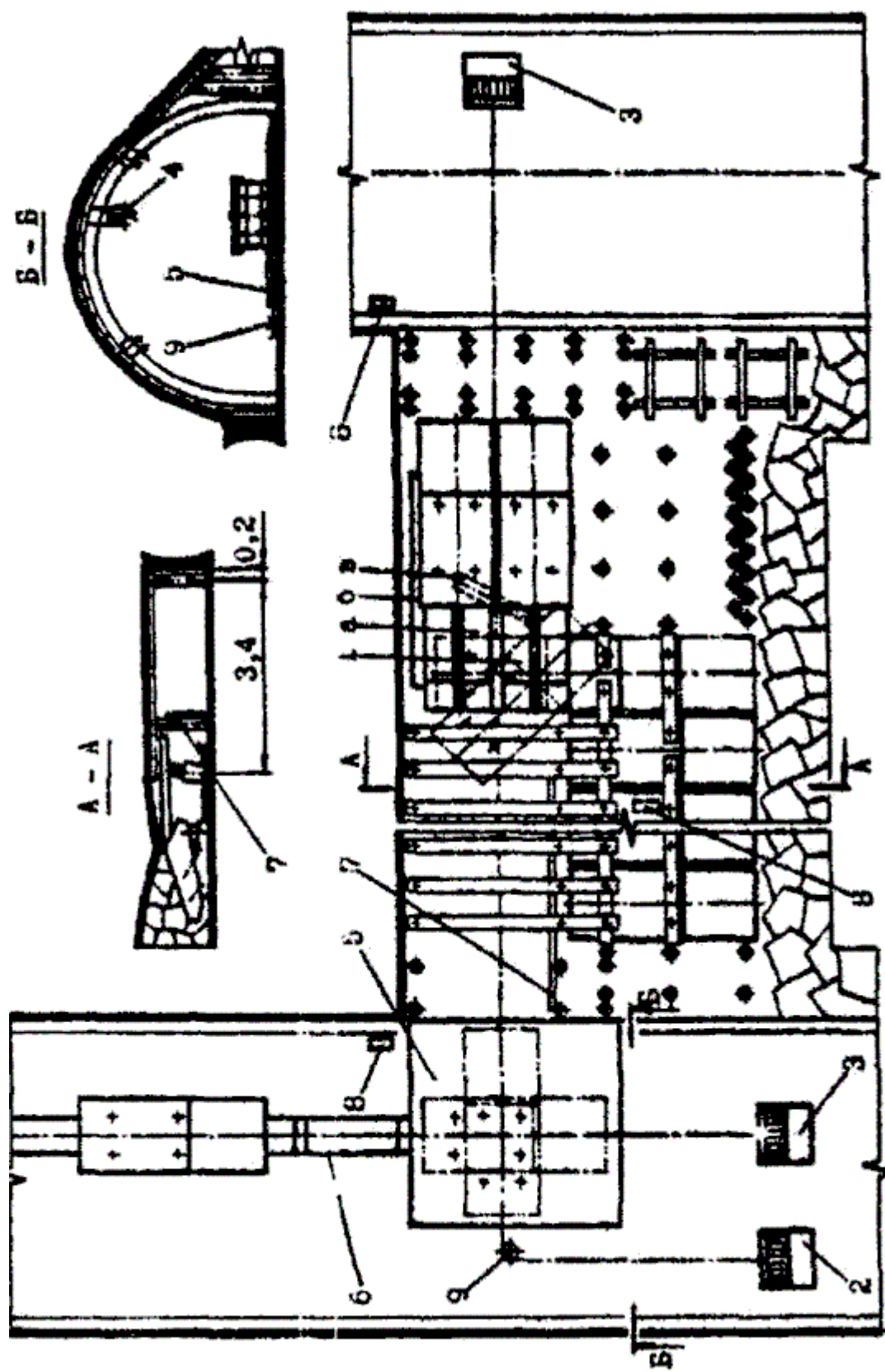


Рисунок 2.2 – Технологічна схема демонтажу механізованого комплексу 3МКД90

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 пластів 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° і 45-60°. Довжина анкерів 2,2 і 1,5 м. Інші два робочі 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 присунені 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 робочі подають необхідні матеріали, допомагають встановлювати рамки кріплення, зачищають підосхву. 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:

$$D_{\text{ц}} = D_{\text{к}} = L_{\text{л}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma, \text{ т} \quad (2.13)$$

де $L_{\text{л}}$ - довжина лави, м;
 m - потужність пласту, м;
 r - ширина захвату комбайну, м;
 γ - густина вугілля, т/м³.

$$D_{\text{ц}} = D_{\text{к}} = 180 \cdot 1,4 \cdot 0,63 \cdot 1,35 = 214 \text{ т.}$$

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:

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

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

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

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:

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

де $d_{\text{ст}}$ – діаметр стійки, м.

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

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

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

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

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:

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

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

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

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

k_1 - поправочний коефіцієнт при значній хвилястості підшви пласту;

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

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

Нормативна трудомісткість, зведена до одного циклу:

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

де Tr_m - 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 вст ановлення норми виробки
		таблична	коэфф-ти	уст-на					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Виїмка вугілля комп лексом	т	651	0,9	586	214	3,167			ЄНВ98 т.3/20е
МГВМ	т					0,365	426,60	155,71	
ГРОВ	т					2,802	396,60	1111,27	
Кріплення брівок під шпальний брус	кт.	39,6	0,85	39,6	1,26	0,032	396,60	12,69	ЄНВ93 т.63/4г
Возведення дерев'яного органного кріплення	ст.	73		5,69	12	2,109	396,60	836,43	ЄНВ93 т.72/8а
Доставляння стійок для установки під шпальний брус	ст.	370	1,5·0,9	615	4	0,007	396,60	2,78	ЄОНВ87 т.20/106
Доставляння стійок для органного кріплення	ст.	370	1,5·0,9	615	12	0,020	396,60	7,93	ЄОНВ87 т.20/106
Доставляння шпального бусу	шт.	255	1,5·0,9	382,5	1,26	0,003	396,60	1,19	ЄОНВ87 т.20/126
Всього						5,338		2128,00	

Комплексна норма виробки:

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

де $\sum Tr$ - 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:

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

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

$$P_{к.} = \frac{2128,00}{214} = 9,94 \text{ грн./т.}$$

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		2128,00
Техобслуговування:					
МГВМ	$1500/1=1500$		0,143	426,60	61,00
ГРОВ	$1500/6,075=246,91$		0,867	396,60	343,85
Разом			6,348		2532,85

Сумарна трудомісткість з урахуванням технічного обслуговування:

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

де $\sum Tr_{mex}$ - 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:

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

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

$D_{\text{сут}}$ - 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:

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

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:

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

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

Сумарна заробітна плата з урахуванням технічного обслуговування:

$$\sum ЗП_{m.o.} = \sum ЗП_{mex} + ЗП_{MГВМ} + ЗП_{ГРОВ}, \text{ грн.} \quad (2.27)$$

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

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

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

Зарплата МГВМ по техобслуговуванню:

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

де $T_{\text{см}}$ - тарифна ставка, грн.

$$ЗП_{MГВМ} = 0,143 \cdot 426,60 = 61,00 \text{ грн.}$$

Зарплата ГРОВ по техобслуговуванню:

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

$$ЗП_{ГРОВ} = 0,867 \cdot 396,60 = 343,85 \text{ грн.}$$

$$\sum 3П_{м.о.} = 2128,00 + 61,00 + 396,60 = 2585,6 \text{ грн.}$$

Комплексна розцінка з урахуванням техобслуговування:

$$P_{к.т.о.} = \frac{\sum 3П_{м.о.}}{D_{ц}}, \text{ грн./т} \quad (2.30)$$

$$P_{к.т.о.} = \frac{2585,6}{214} = 12,08 \text{ грн./т.}$$

Визначаємо явочну чисельність робочих комплексної бригади:

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

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

Чисельність робочих комплексної видобувної бригади по списку:

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

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

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

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 на дано 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:

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

Нормативна чисельність електрослюсарів на роботі визначається по формулі:

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

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;

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

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

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:

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

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

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

Чисельність гірничо-робочих з доставляння матеріалів:

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

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

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

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

де D_m - видобуток вугілля з очисного вибою протягом місяця, т.

$$ЗП_{пр.бр.} = 45000 \cdot 12,08 = 543600 \text{ грн.}$$

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:

$$P_m = \frac{D_m}{Ч_{сп}}, \text{ т/місяць} \quad (2.36)$$

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

Таблиця 2.9 – Розрахунок місячного фонду оплати праці

Вид роботи, професія, посада	Чисельн ість за спи ском	Тарифна ставка, оклад	Місячний фонд оплати праці, грн.				Всього
			Прямий	Доплати			
				Премія	Нічні	Інші	
Бригада з видобутку	73	–	543600	135900	144960	41140	865600
Електрослюсар	18	340,54	134854	33713	10788	9068	188424
МГВМ рем. ланки	1	426,60	9385	2346	–	504	12235
ГРОВ рем. ланки	7	396,60	61076	15269	–	3527	79872
ГРП	7	290,68	44765	11191	8953	3527	68435
Разом робітники	106	–	793680	198420	164701	57765	1214567
Нач. дільниці	1	11090	11090	2773	–	504	14366
Зам. нач. дільниці	1	9970	9970	2493	3988	504	16954
Пом. нач. дільниці	1	9420	9420	2355	3768	504	16047
Механік	1	9970	9970	2493	–	504	12966
Гірничий майстер	7	8780	61460	15365	12292	3527	92644
Разом ІТР	11	–	101910	25478	20048	5542	152977
Всього	117	–	895590	223898	184749	63307	1367544

КАЛЬКУЛЯЦИЯ СЕБЕСТОИМОСТИ ДОБЫЧИ 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	640.00	48 960
Зубки	шт	52.3	46.70	109 910

Материалы, выделяемые на месяц

Материалы	Ед. измер.	Потребность на месяц	Цена за единицу, грн.	Сумма затрат, грн.
Кабель	м	40.0	242.90	9 720
Смазочные материалы	т	0.9	1 3400.00	12 060
Эмульсия	т	3.0	2500.00	7 500
Цепь	п.м	18.0	2363.00	42 530
Рештаки	шт	20.0	8576.10	171 520

Итого:	402 200 грн.
Прочие расходы:	80 440 грн.
Всего затраты на материалы:	482 640 грн.

Амортизация

Наименование машин и механизмов	Кол-во по плану, шт.	Балансовая стоимость, грн.	Норма амортизации, %	Сумма амортизационных отчислений, грн.
Комбайн РКУ13	1	2 100 000	15	26 250
Скреб. конвейер СПЦ273	1	760 000	15	9 500
Перегружатель ПТК-1	1	260 000	15	3 250
Механизированная крепь	130	65 600	15	106 600
Маслостанция СНТ40	1	187 000	15	2 340
Подстанция КТПВ-630	1	126 000	15	1 580
Станция СУВ350	1	96 720	15	1 210
Всего амортизационные отчисления:				150 730

Калькуляция себестоимости по участку

Элементы затрат	Сумма затрат в гривнах на месяц	Себестоимость 1 тонны, грн.	Уд.вес эл-та, %
Заработная плата	1 367 544	30.39	53
Начисления на зарплату	574 368	12.76	22
Материалы	482 640	10.73	19
Амортизация	150 730	3.35	6
Итого	2 572 282	57.23	

2.4.2 Паспорт проведення і кріплення підготовчої виробки

2.4.2.1 Обґрунтування технологічної схеми проведення виробки

Проектом передбачається проведення збірною конвеєрною стрічкою, призначеною для транспортування гірничої маси від виїмкових дільниць пласту l_1 . 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. Протоцько, тому форма виробки прийнята арочною із змішаною підривкою. 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 стрічки.

Ширина стрічки на висоті 1800 мм становитиме:

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

де t – 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 просвіті до осадки $13,2 \text{ м}^2$, після осадки $12,6 \text{ м}^2$, в проходці – $15,9 \text{ м}^2$. Ширина виробки в проходці 5120 мм, в просвіті 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.

$R_{c1} = 43,6 \cdot 0,9 = 39,0$ МПа; $R_{c2} = 12 \cdot 0,9 = 10,8$ МПа; $R_{c3} = 46,0 \cdot 0,9 = 41,4$ МПа.

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

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

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

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

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

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

Тривалість виконання кожної операції одним робітником:

$$t_i = \frac{N_i \cdot T_{см} \cdot k_{пг}}{k_n}, \quad (2.46)$$

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

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

k_n – коефіцієнт перевиконання норми.

Таблиця 2.10 – Тривалість виконання операцій

Процес	Обсяг робіт на змін у		Норматив часу на од. обсягу робіт, чел.-хв.	Кількість виконавців	Тривалість виконання, г	
	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 2.10.

Обсяг робіт по нормі на проведення виробки комбайном (ЕНВ92, т.1, п.46в) 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 чел. 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 розрядах 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 2.11 – Розрахунок паспорту норми і розцінки

Вид роботи	Од. вим.	Обсяг робіт на зміну	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	–	1070,24	ЕНВ92, табл.1, п.46в
МГВМ VІр.		–	–	–	–	–	0,417	426,60	177,89	
Прохідник Vр.		–	–	–	–	–	2,250	396,60	892,35	

Комплексна норма виробки $1:2,667 = 0,375$ м, комплексна розцінка 1070,24 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:

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

де $K_{сп}$ – коефіцієнт списочного складу бригади.

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

Продуктивність прохідника на вихід:

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

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

Продуктивність робітника прохідницького вибою за місяць:

$$П_{м} = \frac{L_{м}}{Ч_{сп}}, \text{ м/місяць} \quad (2.49)$$

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

Розрахунок кількості електрослюсарів ремонтної зміни виконуємо по ремонтній складності устаткування (табл. 2.12).

Таблиця 2.12 – Розрахунок ремонтної складності устаткування

Назва устаткування	Тип	Кількість одиниць, шт.	Ремонтна складність	
			на один.	на вибій
Комбайн	4ПП-2М	1	4230	4230
Скребокний 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

З 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 2.13 – Розрахунок доплат за роботу у нічний час

Професія, посада	Чисельність за списком	Тарифна ставка, оклад	Місячний фонд оплати праці, грн.				Всього
			Прямий	Доплати			
				Премія	Нічні	Інші	
Прохідницька бригада	40	–	543600	135900	98836	24515	802851
Електрослюсар	7	340,54	52443	13111	10489	3527	79569
ГРП	7	290,68	44765	11191	8953	3527	68435
Разом робітники	54	–	640808	160202	118278	31568	950856
Нач. дільниці	1	11090	11090	2773	–	504	14366
Зам. нач. дільниці	1	9970	9970	2493	3988	504	16954
Пом. нач. дільниці	1	9420	9420	2355	3768	504	16047
Механік	1	9970	9970	2493	–	504	12966
Гірничий майстер	7	8780	61460	15365	12292	3527	92644
Разом ІТР	11	–	101910	25478	20048	5542	152977
Усього	65	–	742718	185679	138326	37110	1103833

Відрахування з заробітної плати:

$$1103833 \cdot 0,42 = 463609,86 \text{ грн.}$$

Таблиця 2.14 – Розрахунок витрати матеріалів I групи

Назва матеріалів	Од. вим.	Норма витрати на 1 м роботи	Місячний обсяг робіт, м	Витрата матеріалів за місяць	Ціна одиниці, грн.	Вартість матеріалів, грн.
Труби метал.	т	0,015	185	2,775	18500	51337,5
Арка АПЗ/13,8	компл.	1,25	185	231,25	6950	1607188
Різець РКС-1	шт.	4,2	185	777	280	217560
Труби вентил.	м	1	185	185	850	157250
Шпали (дер.)	м ³	0,17	185	31,45	2000	62900
Затяжка	м ³	0,37	185	68,45	1900	130055
Костиль	кг	1,5	185	277,5	260	7215
Болт путьовий	кг	0,5	185	370	270	2497
Путьова підкладка	шт.	2,86	185	529,1	120	6349
Путьова накладка	шт.	0,25	185	46,25	150	693
Масло ИТ-40	т	0,0028	185	0,518	14500	7511
Рейка Р-38	кг	48	185	8880	150	133200
Всього						2383756

Таблиця 2.15 – 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	15000	675	10	67,5
Кабель гнучкий	м	1400	564	789600	24	32900
Шланг гумовий	м	20	250	5000	12	416,7
Всього						33384,2

З урахуванням 15% неврахованих матеріалів:

$$1,15 \times (2383756 + 33384,2) = 2779711,2 \text{ грн.}$$

Таблиця 2.16 – Розрахунок вартості устаткування і амортизаційних відрахува

НЬ

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 2.17 – Калькуляція собівартості проведення 1 м виробки

Елементи витрат	Сума витрат, грн.	Обсяг роботи на місяць, м	Собівартість, грн. / м	У % до собівартості
Заробітна плата	1103833,00	185	5966,66	25,14%
Нарахування на зарплату	463609,86	185	2506,00	10,56%
Матеріали	2779711,20	185	15025,47	63,30%
Амортизація	44200,78	185	238,92	1,01%
Всього			23737,05	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_r – коефіцієнт опору руху робочого органа и вантажу по рибштакам, при хвилястому профілі става конвеєра $w_0 = 0,5$; $w_r = 0,35$;

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:

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

Необхідна потужність приводу:

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

де $k_{реж}$ – 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 з 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:

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

де $Q_{пр}$ – 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 $\alpha = 8^\circ$, $Q_p = 357 \text{ т/год}$) визначається по графікам застосування і становить $l_{доп} = 430 \text{ м}$. 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 ДКН Л-1.

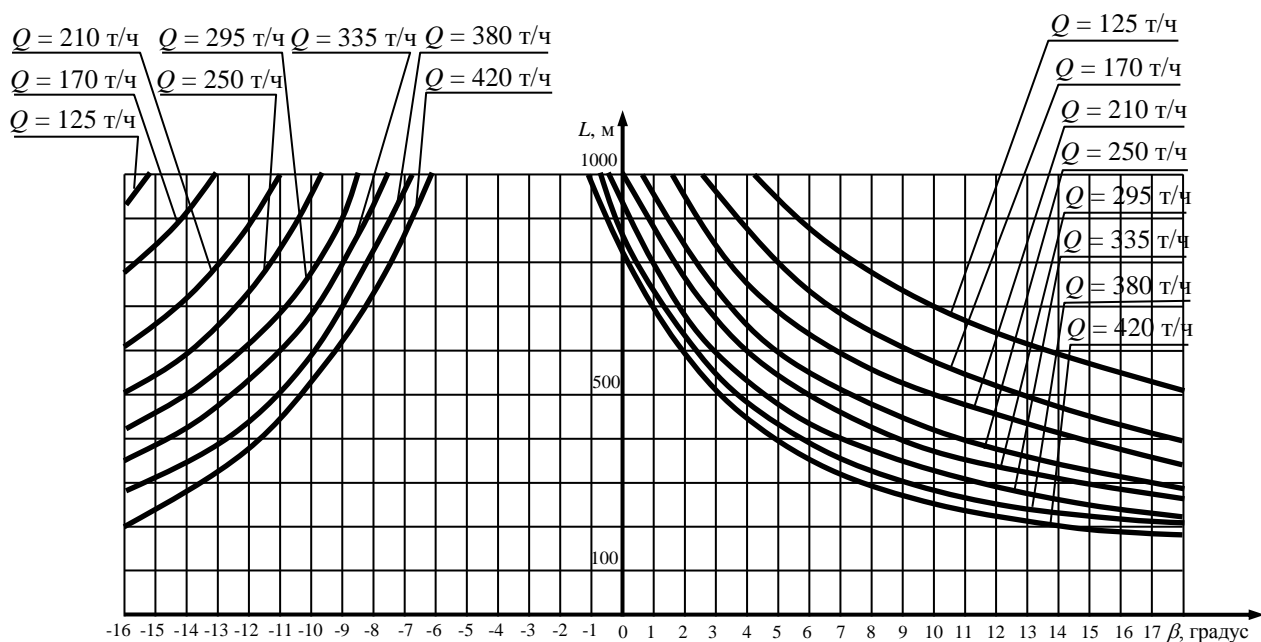


Рисунок 2.3 – Розрахункова область застосування конвеєра 1Л80.

2.4.4 Провітрювання виїмкової дільниці

Враховуючи вимоги до схем провітрювання виїмкових дільниць, область їх застосування, прийняту схему транспорту виїмкової дільниці, обираємо схему провітрювання з повністю відокремленим розбавленням шкідливостей по джерелам виділення 3-В-Н-Г-ПТ.

Природну метаноносність пласту l_1 визначимо по формулі:

$$x = x_z \cdot k_{W_{A_3}}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.59)$$

де x_z – природна метаноносність вугілля, $\text{м}^3/\text{т}$ с.б.м;
 $k_{W_{A_3}}$ – коефіцієнт перерахування металоносності:

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

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

$$k_{W_{A_3}} = \frac{100 - 2,3 - 14,7}{100} = 0,83; \quad x = 22 \cdot 0,83 = 18,3 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Остаточна метаноносність пласту розраховується по формулі:

$$x_o = x_{o,yz} \cdot k_{W_{A_3}}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.61)$$

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 дільницю ($q_{yч}$) розраховуємо по формулах:

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

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

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, $\text{м}^3/\text{т}$;
 $k_{\partial.нл.}$ – коефіцієнт дегазації вугільного пласту;
 $k_{\partial.нл.}$ – коефіцієнт, що враховує метановиділення з відробленого простору до очисного вибою;

$q'_{\partial.нл.}$ – очікуване метановиділення з відробленого простору на виїмковій дільниці, $\text{м}^3/\text{т}$.

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:

$$k_{нл} = \frac{l_{оч} - 2 \cdot b_{зд}}{l_{оч}} \quad (2.66)$$

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

$b_{3d} = 14,0$ м при $V^{daf}=26-35\%$ (табл.3.5 [10]).

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

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):

$$n = a_1 \cdot v_{оч} \cdot \exp(-0,001 \cdot H + b_1 \cdot V^{daf}) \quad (2.67)$$

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:

$$q'_{oy} = x \cdot k_{nl} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] \cdot (b_2 \cdot k_{my} + b_3 \cdot k'_{my}), \text{ м}^3/\text{Т} \quad (2.68)$$

$$q''_{oy} = x \cdot k_{nl} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] \cdot b_2 \cdot k''_{my}, \text{ м}^3/\text{Т} \quad (2.69)$$

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 і та в конвеєрній виробці.

$$k_{my} = a \cdot T_{ml}^b \quad (2.70)$$

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

$$k''_{my} = a \cdot T_{mk}^b - a \cdot T_{ml}^b \quad (2.72)$$

де $T_{ml}, T_{млл}, T_{mk}$ – 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.

$$T_{ml} = \frac{l_{оч}}{60 \cdot v_{кл}}, \text{ хв} \quad (2.73)$$

$$\sum_{i=1}^{n_l} T_{mk} = \frac{l_{m_i}}{60 \cdot v_{m_i}}, \text{ хв} \quad (2.74)$$

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:

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

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

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

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

$$q_{oy} = q'_{oy} + q''_{oy} = 1,5 + 2,2 = 3,7, \text{ м}^3/\text{Т} \quad (2.75)$$

Очікуване метановиділення з відробленого простору на виїмковій ділянці:

$$q'_{en} = [k_{en} (x - x_o)(1 - k_{o.пл.}) + (\sum q_{cn.п_i} + q_{nop})(1 - k_{o.сн.}) + \sum q_{cn.п_i} \cdot (1 - k_{o.сн.})](1 - k'_{o.вн.})(1 - k_{o.во.}), \text{ м}^3/\text{Т} \quad (2.76)$$

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

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

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

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

$k_{o.вн.}$ – коефіцієнт, що враховує ефективність дегазації відробленого простору;

$k_{o.во.}$ – коефіцієнт, що враховує ефективність ізольованого відводу метану.

Відносне метановиділення з пласту-супутнику:

$$q_{cni} = 1,14 \cdot v_{оч}^{-0,4} \cdot \frac{m_{cni}}{m_6} \cdot (x_{cni} - x_{oi}) \cdot (1 - \frac{M_{cni}}{M_p}), \text{ м}^3/\text{Т} \quad (2.77)$$

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_6 – 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 яком у 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:

$$M_p = 1,3 \cdot l_{оч} \cdot k_{ук} \cdot k_l \cdot \sqrt{m_{в.нр.}} \cdot (\cos \alpha_{пл} + 0,05 \cdot k_l), \text{ м} \quad (2.78)$$

де $m_{в.нр.}$ – 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_l – коефіцієнт, що враховує вплив ступеню метаморфізму вугілля на величину зводу розвантаження, визначається по формулі:

$$k_l = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot V^{daf}) \quad (2.79)$$

Отже,

$$k_l = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot 33,1) = 1,1$$

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

Метановиділення в очисну виробку з пласту k_7^2

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

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 l_4

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

Метановиділення в очисну виробку з пласту l_6

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

Метановиділення з бокових порід розраховуємо по формулі:

$$q_{nop} = 1,14 \cdot v_{oc}^{-0,4} \cdot (x - x_o) \cdot k_{c.n.} \cdot (H - H_o), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.80)$$

де k_{cn} – коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею (при повно му обвалюванні покрівлі дорівнює 0,00106;

H_o – глибина верхньої границі зони метанового вивітрювання, м;

H – глибина розробки, м.

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

Отже, метановиділення з відробленого простору виїмкової ділянки:

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

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

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

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

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

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

$$I = \frac{A \cdot q}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.81)$$

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

Абсолютна метанообільність очисної виробки та виїмкової ділянки:

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

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

$$Q_{oc} = \frac{100 \cdot \bar{I}_{oc} \cdot k_n}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.82)$$

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

$$k_n = 1,94 \cdot \bar{I}^{-0,14} \quad (2.83)$$

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

Витрата повітря за кількістю людей розраховується по формулі:

$$Q_{oc} = 6 \cdot n_{чел} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.84)$$

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

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

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

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:

$$Q_{oc} \geq 60 \cdot S_{oc} \cdot v_{min} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.85)$$

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

Перевірка витрати повітря по максимальній припустимій швидкості:

$$Q_{oc} \leq 60 \cdot S_{oc} \cdot v_{max} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.86)$$

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

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

$$Q_{уч} = \frac{100 \cdot \bar{I}_{уч} \cdot k_n}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.87)$$

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

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

$$Q_{уч} = 6 \cdot n_{чел}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.88)$$

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

Витрата повітря на підсвіження:

$$Q_{дон} = Q_{уч} - Q_{oc} \cdot \frac{k_{ум.в.}}{k_{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.89)$$

де $k_{ум.в.}$ – коефіцієнт, що враховує витікання повітря крізь відроблений простір в межах виїмкової ділянки, 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 ділянки по мінімальній припустимій швидкості в підготовчий виробці, по якій подається підсвіжуючий струмінь:

$$Q_{oon} \geq 60 \cdot S \cdot v_{min}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.90)$$

де S – площа поперечного перерізу у просвіті 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:

$$I_n = I_{нов} + I_{оун}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.91)$$

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

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

Метановиділення з нерухомих відкритих поверхонь пласту:

$$I_{нов} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_n \cdot v_n \cdot (x - x_o) \cdot k_m, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.92)$$

де m_n – повна потужність вугільних пачок пласту, м ;

v_n – проектна швидкість посування вибою тупикової виробки, $\text{м}/\text{добу}$;

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

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

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

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

При проведенні виробки комбайновим способом:

$$I_{оун} = j \cdot k_{my} \cdot (x - x_o), \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.93)$$

де j – технічна продуктивність комбайну, $\text{т}/\text{хв}$;

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

$$k_{my} = a \cdot T_y^b \quad (2.94)$$

де T_y – час дегазації вугілля, хв .;

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

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

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

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, $k_m=0,15$.

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

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

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

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

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

$$Q_{\text{зн}} = \frac{100 \cdot I_{\text{зн}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.95)$$

де $I_{\text{зн}}$ – 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, %.

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

Витрата повітря по кількості людей визначається по формулі:

$$Q_{\text{зн}} = 6 \cdot n_{\text{чел.зн.}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.96)$$

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

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

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

$$Q_{\text{зн}} = 60 \cdot v_{n_{\text{min}}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.97)$$

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

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

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

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

$$Q_{\text{зн}} = 20 \cdot v_{\text{зmin}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.98)$$

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 $0,51 \text{ м/с}$.

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

Приймаємо для провітрювання привибійного простору виробки $155 \text{ м}^3/\text{хв}$ (по мінімальній припустимій швидкості руху повітря).

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

$$Q_n = \frac{100 \cdot I_n \cdot k_{n.n.}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.99)$$

де $k_{n.n.}$ – 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:

$$Q_n = 6 \cdot n_{\text{чел.}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.100)$$

де $n_{\text{чел.}}$ – 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 $653 \text{ м}^3/\text{хв}$ (по метан овиділенню).

Необхідну подачу ВМП розраховуємо по формулі:

$$Q_e = Q_{з.п.} \cdot k_{\text{вт.мп.}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.101)$$

де $k_{\text{вт.мп.}}$ – коефіцієнт витікань повітря з вентиляційного трубопроводу.

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

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

$$h_e = Q_e^2 \cdot R_{\text{мп.г.}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{вт.мп.}}} + 0,41 \right)^2 \quad (2.102)$$

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

$$R_{\text{мп.г.}} = r_{\text{мп.}} \cdot (l_{\text{мп.}} + 20 \cdot d_{\text{мп.}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{мп.}} \cdot n_2), \text{ к}\mu \quad (2.103)$$

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

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

$d_{\text{мп.}}$ – діаметр трубопроводу, м;

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

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

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

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

$Q_{зп}, \text{ м}^3/\text{мин}$	25	50	100	125	155	200	225
$Q_{зп}, \text{ м}^3/\text{с}$	0,42	0,83	1,67	2,08	2,58	3,33	3,75
$k_{\text{вт.мп.}}$	2,30	2,47	2,88	3,18	3,27	4,04	4,41
$Q_e, \text{ м}^3/\text{с}$	0,96	2,06	4,80	6,63	8,45	13,47	16,54
$h_e, \text{ даПа}$	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: $Q_{ep}=10,9 \text{ м}^3/\text{с}=654 \text{ м}^3/\text{хв}$ та $h_{ep}=990 \text{ даПа}$.

Витрату повітря поблизу вибою розрахуємо по формулі:

$$Q_{зп.р.} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{ep}}{R_{мп.р.}}} - 0,69 \cdot Q_{ep}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.104)$$

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

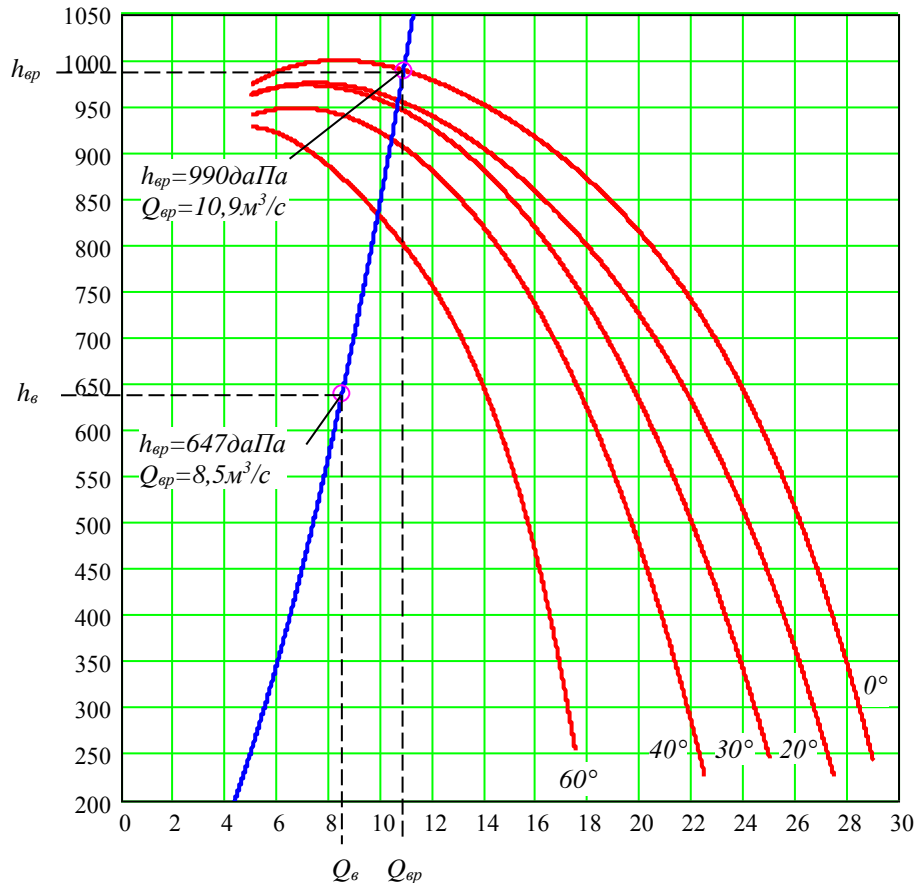


Рисунок 2.4 – Аеродинамічна характеристика вентилятору типу ВЦ-9

Перевірка витрати повітря біля устя тупикової виробки:

$$Q_{н.р.} = \frac{Q_{в.р.}}{k'_{ум.мп.}} \geq Q_n, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.105)$$

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

$$k'_{ум.мп.} = \frac{k_{ум.мп.}}{k_{ум.мп.м}} \quad (2.106)$$

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

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

Витрата повітря в місці встановлення ВМП має відповідати умові:

$$Q_{ec} \geq 1,43 \cdot Q_e \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.107)$$

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

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

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. Схему електропостачання дільниці подано на рисунку 2.

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 2.18 – Характеристика устаткування виїмкової дільниці

Устаткування	Тип електродвигуна	Р, кВт	К-ть, шт.	Σ Руст, А	Ін, А	Σ Ін, А	cos φ	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
Лебідка 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 сталюого 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 розподільного пристрою; біля кожної окремо встановленої машини, біля кожної кабельної муфти. При установленні одного заземлителя на групу об'єктів, що заземлюються застосовуються збірні провідники або шини, що виконуються зі сталі перерізом 50 мм². Ці збірні шини поєднуються з місцевим заземлювачем за допомогою сталюого тросу перерізом 50 мм². Пристрої зв'язку підключаються до заземлювачів сталюим проводом перерізом 12 мм².

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.

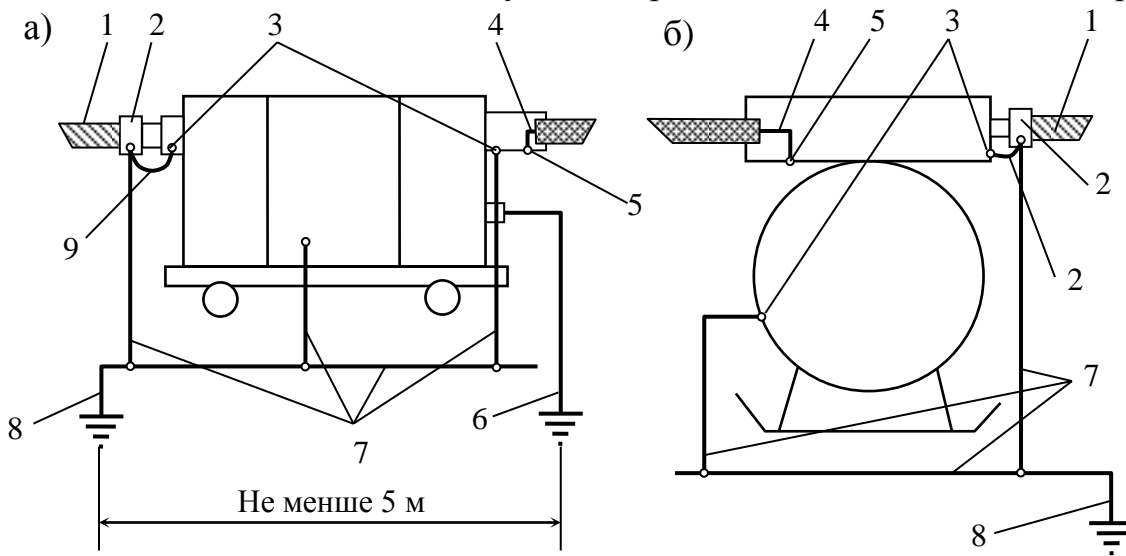


Рисунок 2.5 – Схема заземлення пересувної підстанції (а) і окремо встановлених апаратів (б):

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 стальна 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 мм^2) або міді (25 мм^2), 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 затискачів заземлення кабельних ввідів 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 ділянки 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.

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 :ника, кВт	Номинальный коэффициент :коэффициент :ника	Коэффициент загрузки :токоприем- :ника	Номинальное напряжение, В	Залегание :та	Кол-во пуско-вых 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 R _T = .0057 Ом X= .0258 Ом	

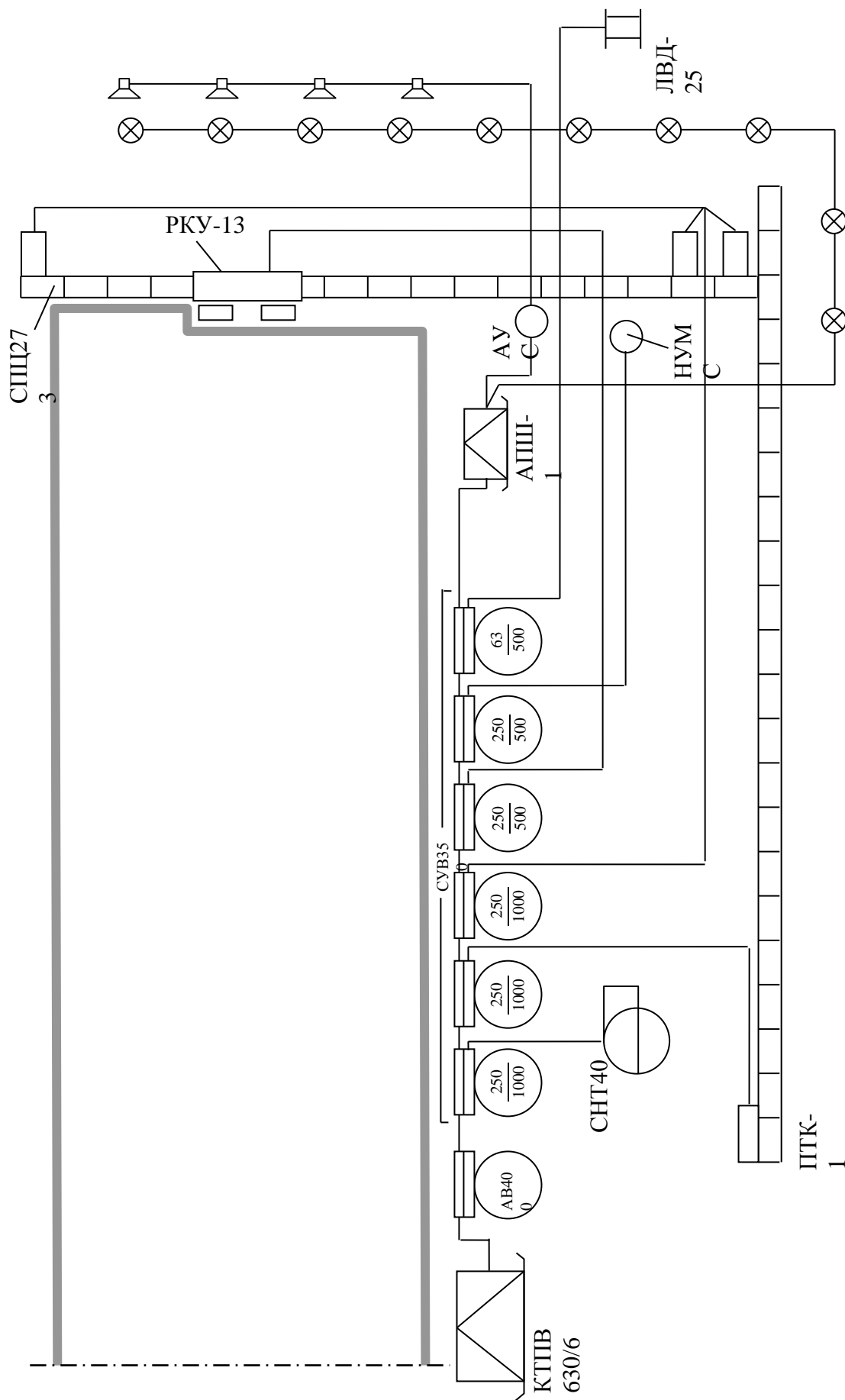


Рисунок 2.6 – Схема електропостачання виймкової ділянки

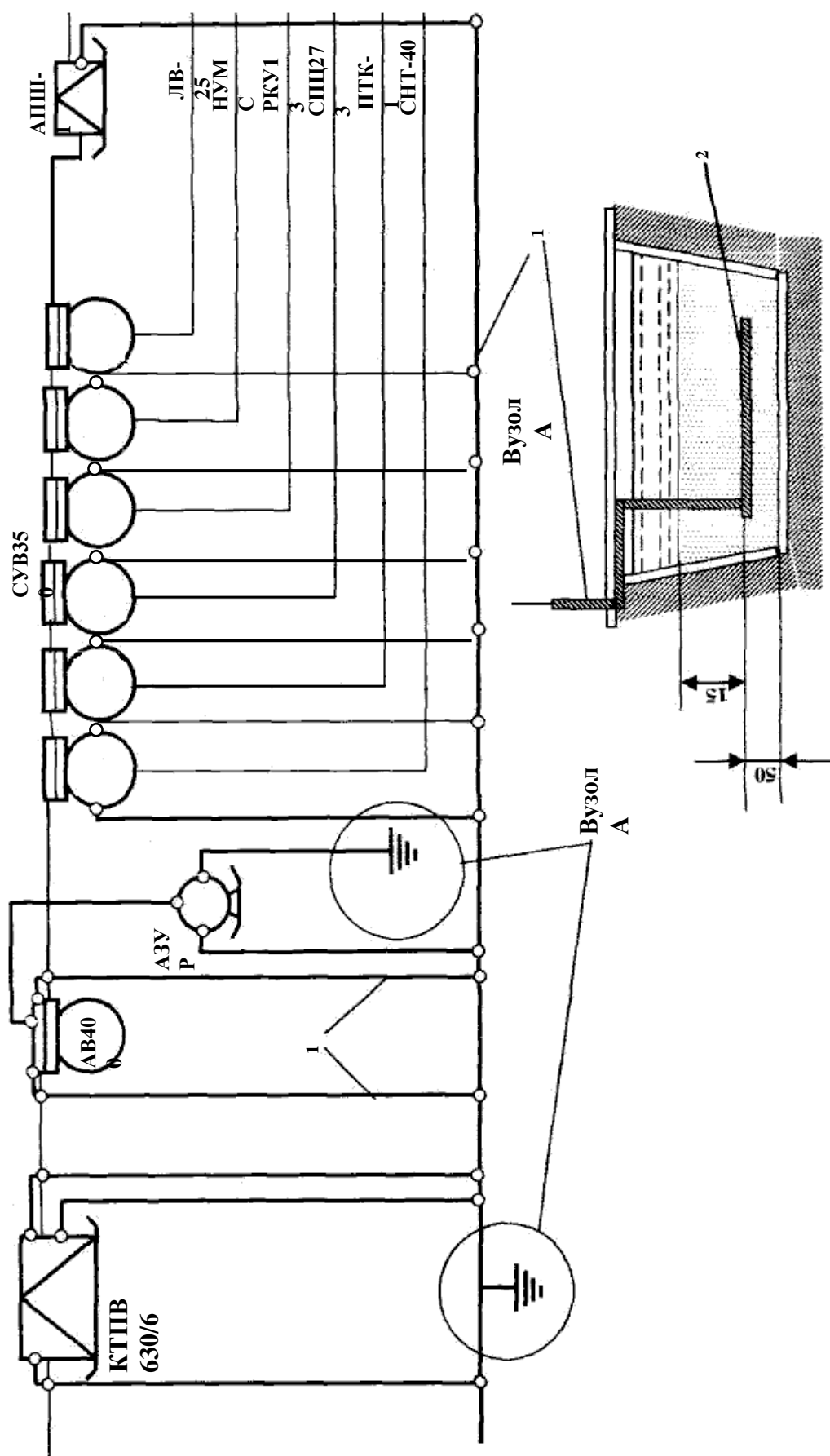


Рисунок 2.7 – Схема заземлення електроустановки виймкової ділянки:

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

2.5 Охорона праці

2.5.1 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 2.19 – 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	<u>Г</u> рничий диспетчер Телефоністка <u>К</u> омандир взводу Черговий біля телефону ДВГРС	Люди, що знаходяться у 8-му південному конвеєрному хіднику позаду вогнища, прямують 8-им південним конвеєрним хідником, магістральним штретом, 4-м південним хідником, 31-м західним штретом, головним квершлагом гор. 664 м. Далі йдуть до клітьового стволу та підіймаються на поверхню. Час виходу людей в саморятувальника х – 40 хвилин.	Направити: 1-е відділення ДВГРС прямує по клітьовому стволу, головному квершлагоу гор. 664 м, 31-му західному штрету, 4-му південному хіднику, магістральному штрету, 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 штрету, західному відкаточному квершлагоу, західному допоміжному хіднику, 1-му південному веніляційному хіднику, південному дренажному штрету, 8-му південному конвеєрному штрету до вогнища для його ліквідації.
2. Забезпечити нормальну роботу вентилятора головного провітрювання.	<u>Г</u> оловний механік Грничий диспетчер, Черговий слюсар 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 штретом, 1-им південним веніляційним штретом, західним допоміжним хідником, західним відкаточним квершлагом, західним польовим відкаточним штретом гор. 664 м. Далі йдуть до клітьового стволу та підіймаються на поверхню.	
3. Вимкнути електроенергію: ЦПП-2 ввід №1	<u>Г</u> оловний енергетик Черговий центральної підстанції		

Таблиця 2.19 (продовження)

8-й південний конвєрний хїдник – пожежа		Шляхи руху вїдлєлень ДВГРС та їх завдання	
Заходи щодо рятуванню людей і лїквїдації аварїї	Вїдповїдальний за виконування виконавцї	Шляхи і час виходу людей	Шляхи руху вїдлєлень ДВГРС та їх завдання
4. Словїстити про аварїю за допомогою телефонїв і вивести людей з шахти	Гїрничий диспетчер ІТР дїльниць в змінї члєни ДГК	Люди, що знаходяться у 8-їй пївденнїй лавї, прямують по свїжому струменю повїтря 8-ою пївденною лавою, 7-им пївденним вентиляцїйним хїдником, пївденним дренажним штреком, 1-им пївденним вентиляцїйним штреком, захїдним допомїжним хїдником, захїдним вїдкаточним квершлагом, захїдним польовим вїдкаточним штреком	Наступнї вїдлєлення ДВГРС на розсуд вїдповїдального керївника а робїт з лїквїдації аварїї направляються на рятування людей або гасїння пожежї вїдповїдно до обставин.
5. Направити члєнїв ДГК 8-ї пївденної лави і ШТ з рєспїраторами і засобами пожежегасїння їз пунктїв ШГС №8 і №9 для гасїння пожежї	Гїрничий диспетчер Начальник ДГК Члєни ДГК	Люди, що знаходяться у 7-му пївденному вентиляцїйному хїднику, прямують по свїжому струменю повїтря 7-им пївденним дренажним хїдником, пївденним вентиляцїйним штреком, захїдним допомїжним хїдником, захїдним вїдкаточним польовим очним квершлагом, захїдним польовим вїдкаточним штреком гор. 664 м. Далї йдуть до клїтьового стволу та пїдїмаються на поверхню.	Наступнї вїдлєлення ДВГРС на розсуд вїдповїдального керївника а робїт з лїквїдації аварїї направляються на рятування людей або гасїння пожежї вїдповїдно до обставин.
6. Забезпечити подачу води по головному магїстральному штреку і конвєрному хїднику на аварїйну дїльню цю	Головний механїк Черговий слюсар	Люди, що знаходяться у 7-му пївденному вентиляцїйному хїднику, прямують по свїжому струменю повїтря 7-им пївденним дренажним хїдником, пївденним вентиляцїйним штреком, захїдним допомїжним хїдником, захїдним вїдкаточним польовим очним квершлагом, захїдним польовим вїдкаточним штреком гор. 664 м. Далї йдуть до клїтьового стволу та пїдїмаються на поверхню.	Наступнї вїдлєлення ДВГРС на розсуд вїдповїдального керївника а робїт з лїквїдації аварїї направляються на рятування людей або гасїння пожежї вїдповїдно до обставин.
7. Доставити пожежний поїзд на иагїстральїй штрек	Начальник ШТ Машинїст електровозу Члєни ДГК дїльниці ШТ	Люди, що знаходяться у 7-му пївденному вентиляцїйному хїднику, прямують по свїжому струменю повїтря 7-им пївденним дренажним хїдником, пївденним вентиляцїйним штреком, захїдним допомїжним хїдником, захїдним вїдкаточним польовим очним квершлагом, захїдним польовим вїдкаточним штреком гор. 664 м. Далї йдуть до клїтьового стволу та пїдїмаються на поверхню.	Наступнї вїдлєлення ДВГРС на розсуд вїдповїдального керївника а робїт з лїквїдації аварїї направляються на рятування людей або гасїння пожежї вїдповїдно до обставин.

2.5.2 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 стовпвій системі розробки за допомогою газовідсмокчуючої установки здійснюється по жорсткому трубопроводу діаметром $0,5\text{-}0,9 \text{ м}$. Тупик, що погашається, довжина якого не повинна перевищувати 6 м , відділяється від виробки дощатої перемичкою, що оббита матеріалом з вентиляційних труб. Перемичка переноситься кожні $2\text{-}3 \text{ м}$ посування очисного вибою. До кінця всмоктуючого трубопроводу під'єднується гнучка гофрована труба, армована металевими кільцями, довжиною $7\text{-}10 \text{ м}$ 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 з 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 $1,0\text{-}1,5 \text{ м}$ 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 $3\text{-}5 \text{ м}$ 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 поздо

вжньою 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.

2.5.3 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-курсовому 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 підробіткою 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.

3. Спеціальна частина проекту

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 відпрацьовування, інтенсивність зрошення для придушення 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 ($S_{п}$), представленої у виді лінз, прошарків чи дрібних часток Fe, а також сульфатної ($S_{с}$), 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 устанавлюються галузевими технічними умовами для кожного підприємства. Граничний вміст видимої породи (>25 мм) устанавлюють для рядового енергетичного вугілля; вміст штибу (<6 мм) устанавлюється для рядового енергетичного вугілля. Граничний вміст кусків нижнього граничного розміру устанавлюють 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, привнесеніх у поклад у період формування вугільного пласту (це сингенетичні мінеральні речовини). Другі, локалізовані, утворюються 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 вуглистою 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 будови коливається в межах 0,35-1,3 км. При цьому середній градієнт зміни зольності в напрямку, перпендикулярно 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 пласті падає. Загальне число вибоїв, де сумарна потужність породних прошарків у пласті 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; - легкоперехідні.

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 опором 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 підосви, 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 підосви по М.М. Прото дьяконову.

$$m_{бп} = (7,8 - 1,3 \cdot 8 + \frac{3,26}{4} + 1,4) \cdot 10^{-2} = 0,045 \text{ м}$$

Для прийнятого по проекту варіанту виїмкової техніки (комплекс 3МКД-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 підосви, 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 підосви, що дорівнює 6. Тоді величина $m_{п}$ до рівнюватиме:

$$m_{п} = m_{бп} - m_{кр}, \text{ м.} \quad (3.5)$$

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:

$$A_{\text{он}}^d = \frac{m_{\text{кр}} \cdot d_{\text{кр}} \cdot A_{\text{кр}}^d + m_n \cdot d_n \cdot A_n^d}{m_{\text{кр}} \cdot d_{\text{кр}} + m_n \cdot d_n} \quad (3.6)$$

Для базового варіанта:

$$A_{\text{он}}^d = \frac{0,032 \cdot 2,7 \cdot 92 + 0,005 \cdot 2,5 \cdot 56}{0,032 \cdot 2,7 + 0,005 \cdot 2,5} = 87,5 \%$$

Для варіанта, прийнятого по проекту:

$$A_{\text{он}}^d = \frac{0,01 \cdot 2,7 \cdot 92 + 0,005 \cdot 2,5 \cdot 56}{0,01 \cdot 2,7 + 0,005 \cdot 2,5} = 80,6 \%$$

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:

$$A_{\text{сп}}^d = \frac{(100 - B_{+25}^n) \cdot (100 \cdot A_3^d - M_{+25}^n \cdot A_M^d) + B_{+25}^n \cdot A_M^d}{100 \cdot (100 - M_{+25}^n)} + \frac{B_{+25}^n \cdot A_M^d}{100} \quad (3.7)$$

де B_{+25}^n , M_{+25}^n – відповідно допустиме и фактичне (приймається по даним ситового аналізу) вміст у вугіллі мінеральних домішок, %.

Для базового варіанта:

$$A_{\text{сп}}^d = \frac{(100 - 11) \cdot (100 \cdot 46,1 - 14 \cdot 97) + 11 \cdot 97}{100 \cdot (100 - 14)} + \frac{11 \cdot 97}{100} = 42,3 \%$$

Для варіанта, прийнятого по проекту:

$$A_{\text{сп}}^d = \frac{(100 - 11) \cdot (100 \cdot 23,4 - 14 \cdot 97) + 11 \cdot 97}{100 \cdot (100 - 14)} + \frac{11 \cdot 97}{100} = 18,4 \%$$

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 розріджених 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:

$$d'_0 = d_0 \cdot (1 - 1,34 \cdot \Delta \lg d_{0i}), \text{ мм}, \quad (3.11)$$

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):

$$\Delta \lg d_0 = 0,0067 \cdot r \cdot g_u \cdot h \cdot \cos^2 \beta, \quad (3.13)$$

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 підосві;

– розвантаження вугілля з бункерів:

$$\Delta \lg d_0 = 1,23 \cdot 10^{-6} \cdot H_6 \cdot d_{ni} \cdot g_u \quad (3.14)$$

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:

$$\Delta \lg d_0 = 0,05 \cdot g_u \cdot (1 - 0,9^{0,001 \cdot L_t}). \quad (3.16)$$

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 пара метрів 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%.

Висновок

Розв'язана задача технічного переоснащення шахти. Внаслідок втілення проєктних рішень виробнича потужність шахти може бути збільшена із 710 тис. т на рік до рівня 900 тис. т на рік. Місячна продуктивність праці трудящого при цьому зростає з 13,9 т до 30,0 т, виробнича собівартість видобутку вугілля по виїмковій ділянці буде знижено на 14%.

В основній частині проєкту розроблені заходи по покращенню якісних показників товарного вугілля, а саме по зниженню зольності і зменшенню ступеня подрібнення. Поставлена задача вирішується шляхом заміни видобувного устаткування виїмкових ділянок більш досконалою технікою, що дозволяє усунути випадкові присікання порід покрівлі і підшви пласта за рахунок автоматизації управління положенням виконавчого органа комбайна, а також випадіння 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 «Проективання 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 пользования пакетом про грамм «Прогноз» /Сост. Павлов В.И. — Алчевск: ДГМІ, 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)» / Работан проектом институтом «Южгипрошахт», введено 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., перераб. 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.