

**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_6 на виїмковій ділянці з детальною розробкою питання щодо вибору ефективних заходів з охорони підготовчих виробок, прилеглих до очисного вибою, для повторного їх використання

Виконала студент групи ГІР-16д Дмитришина К.М.
(підпис)

Керівник Діденко М.О.
(підпис)

Завідувач кафедри Фесенко Е.В.
(підпис)

Рецензент _____
(підпис)

Сєверодонецьк, 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**

Дмитришина Катерина Миколаївна

1. Тема роботи: В заданих гірничо-геологічних умовах розробити технологію розробки пласту l_6 на виїмковій ділянці з детальною розробкою питання щодо вибору ефективних заходів з охорони підготовчих виробок, прилеглих до очисного вибою, для повторного їх використання.

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	15.05.2020	
2	Розкриття, підготовка і система розробки вугільного пласту	15.05.2020	
3	Графічна частина: Схема розкриття	18.05.2020	
4	Технологія очисних робіт	21.05.2020	
5	Графічна частина: Паспорт виїмкової ділянки	26.05.2020	
6	Технологія прохідницьких робіт	01.06.2020	
7	Графічна частина: Паспорт проведення та кріплення виробки	12.06.2020	
8	Обґрунтування заходів з охорони прилеглих виробок	15.06.2020	
9	Графічна частина: заходи щодо підтримки прилеглих до очисного вибою виробок	19.06.2020	

Студент _____

Дмитришина К.М.

Керівник проекту _____

Діденко М.О.

РЕФЕРАТ

Дипломний проект: 95 стор., 34 табл., 16 рис., 44 джерела.

Об'єкт проектування: вугільна шахта Луганського вугленосного району.

Мета розробки проекту: проект технологічної схеми ведення очисних робіт по пл. *l*₆.

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

В проекті подано прогноз гірничо-геологічних умов розробки пл. *l*₆. Описані межі шахтного поля, підраховані промислові запаси вугілля, визначене планове навантаження на розроблюваний пласт. Детально розглянуті такі питання: розкриття і підготовка шахтного поля, технологічна схема розробки пластів, вибір та обґрунтування параметрів вентиляції шахти, зроблено аналіз систем розробки, що набули поширення на шахті, обрано й обґрунтовано раціональну систему розробки й технологічну схему виїмкової дільниці, розроблено заходи з охорони праці та довколишнього середовища, цивільної оборони, спроектовано транспорт вугілля від вибоїв, електропостачання виїмкових дільниць, визначено собівартість видобутку вугілля та сумарний прибуток від реалізації проектних рішень, тривалість періоду окупності інвестицій, обґрунтовані раціональні параметри засобів підтримання конвеєрного уклону.

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, ПІДГОТОВКА, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, ТРАНС-ПОРТ, СТАЦІОНАРНІ УСТАНОВКИ, ЕНЕРГОПОСТАЧАННЯ, ВЕНТИ-ЛЯЦІЯ, СОБІ-ВАРТІСТЬ ВУГІЛЛЯ, ОХОРОНА ТА ПІДТРИМАННЯ ВИРОБОК.

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	10
2.1 Розробка основних напрямків технічного переоснащення шахти	10
2.2 Технологічні схеми очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи	11
2.3 Розкриття, підготовка та системи розробки вугільних пластів	15
2.4 Паспорт виїмкової ділянки, проведення і кріплення підземних виробок	18
2.5 Охорона праці	61
3. Спеціальна частина проекту: Вибір і обґрунтування раціонального способу підтримання підготовчих виробок пл. <i>l₆</i>	66
Список літератури	93

ВСТУП

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

За останніми даними, забезпеченість потреб України за рахунок власних ресурсів газу складає 2,6%, нафти – 2,0%. Загалом самозабезпеченість енергоресурсами складає лише 37%. В перспективі тверде паливо, запаси якого в Україні значні і складають 3,5% загальносвітових запасів, займатиме провідне місце у виробництві її паливно-енергетичних ресурсів.

Загальні ресурси вугілля в Україні складають близько 120 млрд. т, балансові запаси – 47 млрд. т (з них енергетичне кам'яне вугілля – 32 млрд. т). Основні запаси і видобуток кам'яного вугілля зосереджені в Донецькому і Львівсько-Волинському вугільних басейнах.

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

За даними Мінпаливенерго, в балансі запасів первинних джерел органічної сировини вугілля займає 97,4%, нафта і газ – 2,6%, у виробленні електроенергії доля вугілля – 30% (в недалекому минулому – понад 70%), АЕС – близько 50%, які вже досягли проектних потужностей по виробленню енергії і наближаються строки виведення з експлуатації (2020 р.) реакторів, що відслужили.

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

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

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

1. ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про родовище

Шаха розташована на території Луганської області України в Луганському геолого-промисловому районі Донбасу. Поблизу шахти проходить залізнична колія, а також розгалужена мережа автомобільних шляхів місцевого значення. Через під'їзні залізничні колії шахта має вихід на загальну мережу «Укрзалізниці». На відстані 5 км від шахти проходить ділянка автомагістралі Київ – Луганськ – Ізварине. Для водопостачання використовуються підземні води тріщинуватої зони верхньокрейдяних відкладів басейну р. Сіверський Донець.

Клімат району характеризується такими показниками:

- середньорічна температура повітря 17,8 °С;
- середньорічне випадіння опадів 120 мм;
- середня дата появи тривалого снігового покриву 21 грудня;
- середньорічна дата сходу снігового покриву 22 березня;
- панують вітри східного (43%) і західного (33%) напрямків;
- середня швидкість вітру 6 м/с.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія та літологія

Розвідана площа складається з відкладів свит C_2^6 і C_2^7 середнього відділу Донецького карбону. За літологічним складом вони представлені прошарками пісковиків, алевролітів, аргілітів, вапняків і вугілля.

Кам'яновугільні відклади містять до 20 вугільних пластів, найбільше число яких встановлено у свитах C_2^6 і C_2^7 (табл. 1.1).

Таблиця 1.1 – Літологічно-стратиграфічна характеристика кам'яновугільних відкладів

Індекс свити	Потужність, м	Літологічний склад					Вугільні пласти робочої потужності	Маркуючі горизонти
		Пісковик, $\frac{м}{\%}$	Алевроліт, $\frac{м}{\%}$	Аргіліт, $\frac{м}{\%}$	Вугілля, $\frac{м}{\%}$	Вапняк, $\frac{м}{\%}$		
C_2^7	460	$\frac{84}{18}$	$\frac{123}{27}$	$\frac{225}{49}$	$\frac{5}{1}$	$\frac{23}{5}$	m_8, m_7, m_5	M_4, M_5, M_6
C_2^6	270	$\frac{65}{24}$	$\frac{70}{26}$	$\frac{108}{40}$	$\frac{7}{2,5}$	$\frac{20}{7,5}$	l_8, l_7, l_6+ l_6^H, l_2, l_1	L_4, L_5, L_6, L_7

1.1.2.2 Тектоніка

В тектонічному відношенні поле шахти приурочене до західної частини асиметричної синклінали, північне крило якої характеризується переважно широтним простяганням і кутами падіння близько 20-45°. Вісь улоговини простягається з північного заходу на південний схід, занурюючись під кутом 3°. Центральна частина шахтного поля ускладнена флексурним перегином. Зона флексури характеризується підвищеною тріщинуватістю, наявністю між прошарками дзеркал ковзання, що значно ускладнюють ведіння гірничих робіт.

Розривна тектоніка родовища представлена диз'юнктивами насувного характеру, що здебільшого є природними границями шахтного поля. До них належать два надвиги. Площина зміщувача першого надвигу падає в південно-східному напрямку під кутом 30-60°, амплітуда його досягає 20 м. Другий надвиг обмежує поле в його південній частині і характеризується субширотним простяганням. Падіння зміщувача північне, кути падіння біля виходу на поверхню карбону 70-75°, з переходом у донну частину улоговини зменшуються до 30-15°. Стратиграфічна амплітуда зміщення становить 20-80 м.

В межах шахтного поля геолого-розвідними роботами виявлено єдине розривне порушення, що розтинає свиту C_2^7 , має субширотне простягання, північне падіння і амплітуду не більше 10 м.

Відповідно до геологічного звіту шахтне поле характеризується порівняно простими умовами й відноситься до родовищ першої групи.

1.1.2.3 Вугленосність

Продуктивна товща карбону шахтного поля містить близько 20 вугільних пластів та прошарків, з яких на балансі шахти знаходиться пласт l_6 (світа C_2^6). Характеристика вугільного пласту представлена в таблиці 1.2

Таблиця 1.2 – Характеристика вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Відстань до вищого пласта, м	Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна			
	<u>Від-до</u> середня	<u>Від-до</u> середня			
l_6	<u>1,0-1,3</u> 1,2	<u>0,9-1,1</u> 1,0	325	складна	витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Марка вугілля пластів, що розробляються l_6 – Г (газовий). Вугілля пласту l_6 чорне виблискуюче, смугасте, злам нерівний, по нашаруванню промазки фюзену та лінзи піритизованого аргіліту. Контакт з покрівлею хвилястий, з подошвою рівний.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність	Вологість	Сірчистість	Вихід летучих речовин	Вища теплотворна спроможність	
	$A^d, \%$	$W_t^r, \%$	$S_t^d, \%$	$V^{daf}, \%$	$Q_s^{daf}, \text{ккал/кг}$	
l_6	13,0	7,4	3,3	40,6	7992	Г

Збагачення виданої на поверхню гірничої маси здійснюється на гірничозбагачувальній фабриці. Вугілля використовується в енергетичних цілях.

1.1.2.5 Гідрогеологія

Гідрогеологічні умови родовища визначаються приуроченістю в межах закритого карбону, де продуктивні кам'яновугільні відклади перекриті потужною мергелю крейдою товщею, практично водонепроникною в нижній частині за рахунок сантонських мергелистих глин, що повністю виключає живлення водоносних горизонтів карбону атмосферними опадами.

В четвертинних відкладах водоносними є піщано-глинясті утворення, що залягають в долинах річок і великих балок. Запаси вод алювіальних відкладів обмежені, їх водоносність обмежена і складає 0,1-0,3 м³/год. Рівень води знаходиться на глибині 3-5 м. Води четвертинних відкладень гідравлічно зв'язані з водами крейдянних відкладів.

Відклади палеогену поширюються у вигляді островів на водороздільних ділянках значно вище місцевого базису ерозії. Запаси води незначні і дренуються гідрографічною мережею.

Води крейдяних відкладів приурочені до верхньої тріщинуватої зони, потужність якою становить 50-80 м. Найбільша водообільність верхньокрейдяного горизонту (до 200 м³/год) відмічена в понижених місцях рельєфу, найменша – у водороздільного простору (1,05 м³/год).

Водоносними в кам'яновугільних відкладах є тріщинуваті пісковики і вапняки, рідше алевроліти. Води кам'яновугільних відкладів – напірні. Шахтні води мають підвищену мінералізацію (сухий залишок 3,5–4,0 г/л), що потребує їх очистки. За типом – хлоридно-гідрокарбонатно-натрієві, м'які і дуже м'які (загальна твердість 0,44–1,60) мають лужну реакцію. За загально кислотним видом – неагресивні (рН > 7).

Очікуваний сумарний приток води у підземні виробки становитиме: нормальний – 224 м³/год; максимальний – 240 м³/год.

1.1.2.6 Гірничогеологічні умови

Бокові породи розроблюваних вугільних пластів характеризуються слабкою стійкістю. Характерною рисою порід покрівлі є їх інтенсивна тріщинуватість на всьому протязі шахтного поля. Кількість тріщин на 1 м² становить 30-40, а в зонах перегинів до 80 тріщин.

Безпосередня покрівля пласту l_6 представлена аргілітом і алевролітом потужністю до 3,0 м. Ця товща складена тонкими прошарками, зі слабким зв'язком по площині нашарування, з пошаровими дзеркалами ковзання, з наявністю тектонічних тріщин і кліважу. Межа міцності аргілітів безпосередньої покрівлі становить 310-420 кгс/см² та менше. Алевролітистий аргіліт має міцність 340-430 кгс/см².

Основна покрівля пласту l_6 представлена в основному тими ж породами, що і безпосередня, але з наявністю пластів пісковиків і вапняків потужністю 2-5 м.

Безпосередньо в підшві пласта залягає алевроліт $m=0,5-6,0$ м. Міцність порід підшви така сама як і покрівлі, під час зволоження знижується до 100 кгс/см². Підшва схильна до сильного випирання.

Температуру порід +26° С відмічено на глибині 600 м. Починаючи з такої глибини, під час розробки родовища не виключена необхідність застосування засобів охолодження та кондиціонування повітря.

Верхня межа метанової зони по всіх робочих пластах розташована на глибині 410 м. Газоносність вугільних пластів у межах шахтного поля не перевищує 10 м³/т с.б.м. Середня абсолютна метанообільність становить 16 м³/хв. Газоносність вміщуючи порід незначна і тільки в зонах тектонічних порушень досягає 0,3 м³/м³ породи. Шахту віднесено до надкатегорійних по виділенню метану. Випадків суфлярного виділення метану не зафіксовано. Вугільні пласти в межах шахтного поля не є викиднебезпечними, вугілля не схильне до самозаймання. По аналізах вугільного пилу, шахта оцінюється як вибухонебезпечна. Пласти вугілля і пісковики не схильні до раптових викидів або гірничих ударів.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Границями шахтного поля є:

- на заході (по простяганню): умовна лінія, що проходить в створі свердловин Г1922, Г1848, №2436 на відстані 3,0 км від стволу №3;
- на сході (по простяганню): умовна лінія, що проходить в створі свердловин Г1627, Г0444, Г1969 на відстані 2,8 км від стволу №3;
- на півночі (по повстанню): границею є ізогіпса – 450 м;
- на півдні (по падінню): границею є ізогіпса – 700 м.

Умови розробки родовища розвідані мережею геологічних свердловин з інтенсивністю покриття шахтного поля 300×500 м та детально визначені гірничими роботами. Балансові запаси шахтного поля по категоріям складають: А = 21,7%, В = 30,1%, С₁ = 48,2%.

Розміри шахтного поля: по простяганню – 5,8 км; по падінню – 1,8 км.

Оскільки кут падіння прийнятого до розробки пласту l_6 в межах шахтного поля змінюється незначно (від 5° до 7°) і в середньому становить 6° , підраховуємо запаси по цьому пласту способом середнього арифметичного.

Запаси по пласту визначаємо по формулі:

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

де $S_{\text{Г}}$ – горизонтальна проекція пласта, м^2 ; $S_{\text{Г}} = 5800 \times 1800 = 10\,440\,000 \text{ м}^2$;

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/м^3 .

Результати розрахунку запасів подані в таблиці 1.4.

Таблиця 1.4 – Розрахунок запасів шахтного поля

Індекс пласта	$m_{\text{ср.н.}}, \text{ м}$	$S_{\text{Г}}, \text{ м}^2$	α , градус	$\gamma_{\text{ср.}}, \text{ т/м}^3$	$Q_{\text{ср.ар.}}, \text{ тис.т}$
<i>Балансові запаси</i>					
l_6	1,6	10440000	2	1,35	22564,1
<i>Забалансові запаси</i>					
l_8	0,42	10440000	2	1,35	5923,1
l_7	0,35	10440000	2	1,35	4935,9
$l_6^{\text{н}}$	0,39	10440000	2	1,35	5500,0
l_2	0,38	10440000	2	1,35	5359,0
l_1	0,26	10440000	2	1,35	3666,7
m_8	0,43	10440000	2	1,35	6064,1
m_7	0,31	10440000	2	1,35	4371,8
m_5	0,33	10440000	2	1,35	4653,9
$\Sigma =$					40474,5
<i>Геологічні запаси</i>					63038,6

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, м^2 ; (рис. 1.1–1.2)

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

$\gamma_{\text{ср.}}$ – середнє значення об'ємної маси вугілля, т/м^3 .

$$P_1 = 348642 \cdot 1,6 \cdot 1,35 = 753,1 \text{ тис. т.}$$

Втрати у бар'єрних ціликах, що закладаються лише поздовж технічної границі 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.

Ширина цілика по пл. l_6 :

$$\text{на сході} \quad d = 5 \cdot 1,6 + 0,05 \cdot 620 + 0,002 \cdot 3000 = 45 \text{ м};$$

$$\text{на заході} \quad d = 5 \cdot 1,6 + 0,05 \cdot 620 + 0,002 \cdot 3200 = 45,4 \text{ м}$$

Результати розрахунку втрат у бар'єрних ціликах подані в таблиці 1.5.

Таблиця 1.5 – Розрахунок втрат у бар'єрних ціликах

Індекс пласта	$m_{\text{ср.н.}}, \text{ м}$	$d, \text{ м}$	$l, \text{ м}$	$\gamma_{\text{ср.}}, \text{ Т/м}^3$	$P_2, \text{ тис. т}$
l_6 (на сході)	1,6	45	1800	1,35	175,0
l_6 (на заході)	1,6	45,4	1800	1,35	176,5
Всього					351,5

Втрати вугілля за гірничо-геологічною ознакою (Апофіз №2 Алмазного насу-ву) визначаються по формулі:

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

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

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

$$P_3 = 3200 \cdot 40 \cdot 1,6 \cdot 1,35 = 276,5 \text{ тис. т.}$$

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.

$$P_4 = [22\,564,1 - (753,1 + 351,5 + 276,5)] \cdot 0,04 = 847,3 \text{ тис. т}$$

Загальні проектні втрати (по формулі 1.2) дорівнюватимуть:

$$\Sigma P_{\text{пр}} = 753,1 + 351,5 + 276,5 + 847,3 = 2\,228,4 \text{ тис. т}$$

Визначимо сумарний процент проектних втрат:

$$\Sigma P = \Sigma P_{\text{пр}} / Q_{\text{бал}} \cdot 100\%, \quad (1.8)$$

$$\Sigma P = 2\,228,4 / 22\,564,1 \cdot 100\% = 9,9\%$$

Розрахуємо промислові запаси по формулі:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma P_{\text{пр}}, \text{ тис. т} \quad (1.9)$$

$$Q_{\text{пр}} = 22\,564,1 - 2\,228,4 = 20\,335,7 \text{ тис. т.}$$

2. ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків технічного переоснащення шахти

Основні техніко-економічні показники, що характеризують роботу шахти протягом останніх п'яти років показані в таблиці.

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	801	807	809	804	814
Середня діюча кількість очисних вибоїв, лав	2,4	2,4	2,3	2,9	2,5
Середньодобовий видобуток, т	2670	2690	2696,7	2680	2713,3
Навантаження на очисний вибій, т	1113	1121	1172	924	1085
Посування очисного вибою, м/рік	1484,8	1495,9	1564,8	1233,4	1448,6
Річний обсяг проведення гірничих виробок, м	4388	4417	4409	4492	4470
у тому числі розкривних та підготовчих	3956	3985	3995	3970	4020
Кількість прохідницьких бригад	2	2	2	2	2
Швидкість проведення виробок, м/міс	182,8	184,0	183,7	187,2	186,2
Проведення підготовчих виробок комбайнами, м	3350	3379	3196	3474	3694
Рівень проведення комбайнами, %	84,7	84,8	80	87,5	91,9
Чисельність ПВП, чол.	2232	2365	2296	2228	2365
у тому числі робочих	1949	2050	2012	1944	2050
Продуктивність праці, т/міс	34	33	34	34	33

На теперішній час проектна потужність шахти освоєна на 90,4%. Причинами, що стримують подальший ріст ефективності виробництва є:

- значний знос устаткування і машин в очисних та підготовчих виробках, недостатня кількість комплектуючих частин;
- використання систем розробки і способів охорони виробок, що не допускають їх повторне використання;
- використання гірничого обладнання, що не забезпечує проектну виробничу потужність шахти, що обумовлює недостатньо високе навантаження на очисні вибої.

Отже, для розв'язання виробничих проблем і забезпечення безперервної прибуткової роботи шахти необхідно:

- запровадити у виробництво нове устаткування очисних і підготовчих виробок;

– застосувати систему розробки, що дозволяє використовувати підготовчі виробки повторно;

– збільшити навантаження на очисні вибої.

Під час розробки запасів шахтного поля набуло поширення застосування механізованого кріплення типу Д80 сумісно з комбайном 2К52МУ та конвеєром СП250. Таке компонування очисного устаткування має ряд недоліків: виїмка вугілля здійснюється за однією схемою, принаймні з одного боку лави необхідна ніша для зарубування комбайну та розміщення приводу конвеєра, конструкція якого передбачає поздовжнє розміщення редукторів та електродвигунів, що спричиняє збільшення довжини ніш та витрат ручної праці. Усунення цих недоліків дозволить значно збільшити рівень добового видобутку з очисного вибою, поліпшити умови та зменшити трудомісткість виїмки вугілля, знизити його собівартість.

Для механізації очисних робіт передбачаємо застосування автоматизованого комплексу типу 1МКД90, який забезпечує виїмку вугілля без ніш на пластах потужністю 1,35-2 м з кутами падіння до 35° при пересуванні вибою по простяганню і до 10° при пересуванні по падінню або повстанню пласта. Управління покрівлею під час експлуатації комплексу здійснюється способом повного обвалювання. За допомогою мікропроцесорних систем забезпечується робота комплексу в режимах автоматичного програмного і дистанційного управління вибійним устаткуванням. До складу комплексу входять: автоматизоване механізоване кріплення 1КД-90, комбайн 1К103М з автоматичним та програмним управлінням, скребковий конвеєр СП202В1, кабелеукладач КЦН, система пристроїв автоматизованого управління комплексом, механізоване кріплення сполучення КСД90, засоби механізації доставки і механізації робіт, гідро- та електроустаткування.

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

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

Навантаження на лаву по опору вугілля різанню:

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

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 130 кН/м швидкість посування комбайну 1К103М становитиме 4,8 м/хв.;

γ – об'ємна маса вугілля, т/м³;

r – ширина захвату комбайна, м.

$$Q_m = 4,8 \cdot 1,0 \cdot 0,63 \cdot 1,35 = 4,08 \text{ т/хв.};$$

$$A_c = 60 \cdot 4,08 \cdot 0,55 \cdot 18 \cdot 0,8 = 1900 \text{ т/добу.}$$

Розрахунок навантаження по організаційному фактору виконано на ЕОМ по програмі «Прогноз», що розроблена на кафедрі РРКК ДонДТУ. За розрахунками добове навантаження на очисний вибій пласту $l_6 - 1260$ т.

Максимально припустиме навантаження на очисний вибій:

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

де I_p – середня абсолютна метанообільність очисної виробки, або виїмкової ділянки, $\text{м}^3/\text{хв}$;

Q_p – максимальна витрата повітря в очисній виробці, або на виїмковій ділянці, $\text{м}^3/\text{хв}$, яка може бути використана для розбавлення концентрації метану до припустимих Правилами безпеки норм.

Для схеми провітрювання виїмкової ділянки типу 3-В:

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

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

де $Q_{оч.мах}$ – максимальна витрата повітря, що може бути подана до привібійного простору очисної виробки для розбавлення метану, $\text{м}^3/\text{хв}$; розраховується по формулі:

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

де $S_{оч}$ – площа поперечного перерізу очисної виробки у просвіті, м^2 .

$k_{оз}$ – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині відробленого простору, яка безпосередньо прилягає до привібійного простору;

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 %.

Максимальне припустиме навантаження на очисний вибій пл. l_6 :

$$Q_p = Q_{оч.мах} \cdot k_{оз} = 60 \cdot 2,63 \cdot 4,0 \cdot 1,20 = 757 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_p = I_{оч} = 0,575 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$A_{max} = 1260 \cdot 0,575^{-1,67} \cdot \left[\frac{757 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 5648 \text{ т/добу.}$$

Тобто навантаження на очисні вибої практично не обмежені по газовому фактору.

Встановлюємо виробничу потужність шахти рівною 1200 тис. т/рік, що є типовою. 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 – три робочі зміни, одна – ремонтно-підготовча.

Дмитришина К.М.

гр. ГИР-16д

20.05.20 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА (файл ABCDEF)

Наименование лавы : лава пл.Л6

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

НАИМЕНОВАНИЕ ФАКТОРА И ЕГО ОБОЗНАЧЕНИЕ		ЗНАЧЕНИЕ ФАКТОРА
УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ :		
вынимаемая мощность, м	X11	1.0
угол падения, град	X21	6.0
марка угля	X81	1.0
сопротивление угля резанию, Н/мм	X66	130.0
плотность угля, т/м ³	X63	1.35
содержание серы, %	X89	1.1
наличие дизъюнктивных нарушений	X69	1.0
наличие пликативных нарушений	X70B	1.0
ОСНОВНАЯ КРОВЛЯ :		
мощность пород, м	X93	12.0
прочность пород, МПа	X74	60.0
НЕПОСРЕДСТВЕННАЯ КРОВЛЯ :		
принадлежность пород:		
литологическая	X77	3.0
фациальная	X85	1.0
мощность нижнего слоя, м	X86	.7
мощность всей кровли, м	X71	4.0
прочность пород, МПа	X78	65.0
частота трещин, шт/м	X79	2.0
НЕПОСРЕДСТВЕННАЯ ПОЧВА :		
литологическая принадлежность пород	X88	3.0
мощность, м	X84	6.0
крепость пород по М.М. ПРОТОДЬЯКОНОВУ	X82	4.0
ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ :		
глубина работ, м	X13	620.0
тектонический район по ПО В.С. ПОПОВУ	X90B	2.0
положение лавы в складчатой структуре	X83	1.0
наличие подработки или надработки	X91	2.0
порядок отработки	X95	3.0
направление отработки	X92	3.0
длина лавы, м	X15	165.0
длина выемочного участка, м	X12	1200.0
вид механизации очистного забоя	X62	3.0
ширина захвата комбайна (шаг выемки), м	X101	.63
рабочее сопротивление крепи, МПа	X73	55.0
количество стоек под верхняк, шт	X67	4.0
количество добычных смен в сутках	X99	3.0
продолжительность добычной смены, мин	X100	360.0

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

НАИМЕНОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ	ЗНАЧЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ
1. ИНДЕКС ПЛАСТА	L6
2. ОБРУШАЕМОСТЬ КРОВЛИ (X87)	НЕТРУДНООБРУШАЕМАЯ, X87=2 ИЛИ X87=3
3. УСТОЙЧИВОСТЬ ПОРОД НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ КРОВЛИ (X16)	СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ, X16=2
4. ВОДОПРИТОК В ЛАВУ, м3/час (X76)	< 1
5. УСТОЙЧИВОСТЬ И СТЕПЕНЬ ПУЧЕНИЯ ПОЧВЫ (X19)	УСТОЙЧИВАЯ (НЕПУЧАЩАЯ) X19 = 3
6. ОБРАЗОВАНИЕ ЛОЖНОЙ КРОВЛИ (X94)	НЕ ОБРАЗУЕТСЯ, X94 = 2
7. ПРЕКТНАЯ ДОБЫЧА, т :	
суточная (X50В)	1260
за цикл (X104)	210
месячная (X105)	37800
годовая (X106)	453600
8. КОЛИЧЕСТВО ДОБЫЧНЫХ ЦИКЛОВ В СМЕНУ (X107)	2
9. ПОДВИГАНИЕ ЛАВЫ, м :	
за цикл (X101)63
суточное (X80В)	3.8
месячное (X103)	95
годовое (X14)	1140
10. КОНЕЧНАЯ ДЛИНА ЛАВЫ, м (X15) ...	165

Примечание :

При снижении скорости подвигания очистного забоя до 0.5 м/сут
ожидается ухудшение условий отработки выемочного участка:

- устойчивость кровли снизится до неустойчивой;

2.3 Розкриття, підготовка та системи розробки вугільних пластів

2.3.1 Підготовка шахтного поля та обґрунтування прийнятої системи розробки

Оскільки в межах шахтного поля пласт l_6 має горизонтальне залягання, найбільш прийнятною є підготовка шахтного поля панельним способом за допомогою штреків головного та другорядного напрямків.

Довжину діючої лінії очисних вибоїв визначимо по формулі:

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

де A_p – річна виробнича потужність шахти, т;

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

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

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

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

c – коефіцієнт видобутку вугілля з очисного вибою.

Річне посування лінії очисних вибоїв обчислюється по формулі:

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

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

N – число робочих днів на рік;

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

$$v_{\partial} = 3,8 \cdot 300 = 1140 \text{ м}$$

Довжина діючої лінії очисних вибоїв дорівнює

$$h_{\partial} = \frac{900000 \cdot 1 \cdot 1}{1140 \cdot 2,16 \cdot 0,98} = 310 \text{ м}$$

Загальна кількість діючих лав по шахті при середній довжині лави $l = 165$ м становитиме $\sum n_{л.д.} = h_{\partial} / l = 310 / 165 = 1,87$. Приймаємо 2 лави, довжина загальної лінії очисних вибоїв дорівнюватиме $2 \cdot 165 = 330$ м.

2.3.2 Розкриття шахтного поля

За проектом будівництва шахтне поле розкрито двома вертикальними центрально-здвоєними стволами, віднесеними по простяганню за діагональний надвиг, та вертикальним допоміжним стволом №3 і вентиляційною свердловиною №2, що розташовані на окремих майданчиках.

Пласт l_6 розкритий горизонтальним квершлагом горизонту 620 м, що пройдений від допоміжного стволу №3 і конвеєрним похилом від головного стволу (на гор. 490 м).

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стволи

Головний ствол діаметром у просвіті 5,0 м пройдений до горизонту 569 м (абсолютна відмітка мінус 409,0 м), кріплення стволу – бетон.

Допоміжний ствол діаметром у просвіті 8,0 м пройдений до відмітки мінус 681 м (абсолютна відмітка мінус 521 м). Ствол закріплений бетоном.

Допоміжний ствол №3 діаметром у просвіті 6,0 м пройдений до горизонту 805 м (абсолютна відмітка мінус 700 м), закріплений бетоном. Ствол у теперішній час обслуговує горизонт 620 м.

Вентиляційна свердловина №2 діаметром у просвіті 2,3 м пробурена до горизонту 620 м. Кріплення свердловини виконане обсадними трубами.

Функції діючих стволів:

- допоміжний ствол – допоміжні операції, спуск-підйом людей, видача породи, подача в шахту свіжого повітря;
- головний ствол – видача на поверхню вугілля і вихідного струменя повітря;
- допоміжний ствол №3 – допоміжні операції, спуск-підйом людей, подача в шахту свіжого струменя повітря і видача на поверхню породи;
- вентиляційна свердловина №2 – видача на поверхню вихідного струменя повітря.

2.3.3.2 Приствольний двір і головні розкривні виробки

На гор.490м споруджений рудниковий двір кругового типу, розрахований на прийом видобутку вугілля, породи і виконання допоміжних операцій під час відробітку запасів усього шахтного поля, тобто протягом терміну служби шахтоуправління. Пропускна здатність рудникового двору становить 12000 тонн вугілля на добу (3.6 млн. т/рік).

В межах рудникового двору гор.490 м збудовані такі камери виробничого та службового призначення:

- 1) камера вугільних вантажних пристроїв;
- 2) камера породного вантажного пристрою;
- 3) три розвантажні ями;
- 4) камери зумпфого водовідливу в головному, допоміжному №1 та допоміжному №2 стволах;
- 5) центральна підземна електростанція;
- 6) насосна камера з водотрубним хідником і водозбірниками;
- 7) камера очікування;
- 8) депо акумуляторних електровозів;
- 9) хідник для чистки зумпфа головного стволу з камерою лебідки;
- 10) склад вибухових матеріалів;
- 11) камера гірничорятувального пункту;
- 12) депо протипожежного поїзду.

Навантажені состави надходять з відкаточного квершлягу на вітку головного стволу. Спеціалізовані состави, розвантажившись на ямах, через обгінну путь ідуть до пункту призначення. Змішані состави з матеріалами, розвантаживши вугілля та

породу на ямах, продовжують рух у напрямку допоміжного стволу. Для подавання порожніх вагонеток або платформ поїзд по внутрішній колії надходить до з'їзду, де відчіпляються платформи з устаткуванням. Состав через обгінну виробку переходить на порожнякову вітку допоміжного стволу, де до нього причіпляються вагонетки з матеріалами, і прямує до пункту призначення. Відчеплені раніше вагонетки за допомогою канатного штовхальника ТК-16 подаються на вантажну вітку допоміжного стволу.

Околоствольний двір гор.620 м призначений для спуску та підйому людей, видавання породи від проведення підготовчих виробок по пласту l_6 , а також спуску та підйому устаткування, прийому вугілля з гор.620 м, матеріалів, подачі свіжого та видачі вихідного струменя повітря.

Схема руху составів – кругова, двір складається з вантажної вітки повітряподавального і вентиляційного стволів. В межах околоствольного двору розташовані такі камери: центральної підстанції, депо протипожежного поїзда, камера очікування, склад ВМ, гараж-зарядна, ремонтна майстерня санвузол. Загальний об'єм виробок околоствольного двору складає 13349 м^3 у просвіті, камер, хідників та вентиляційних збірок – 11039 м^3 у просвіті.

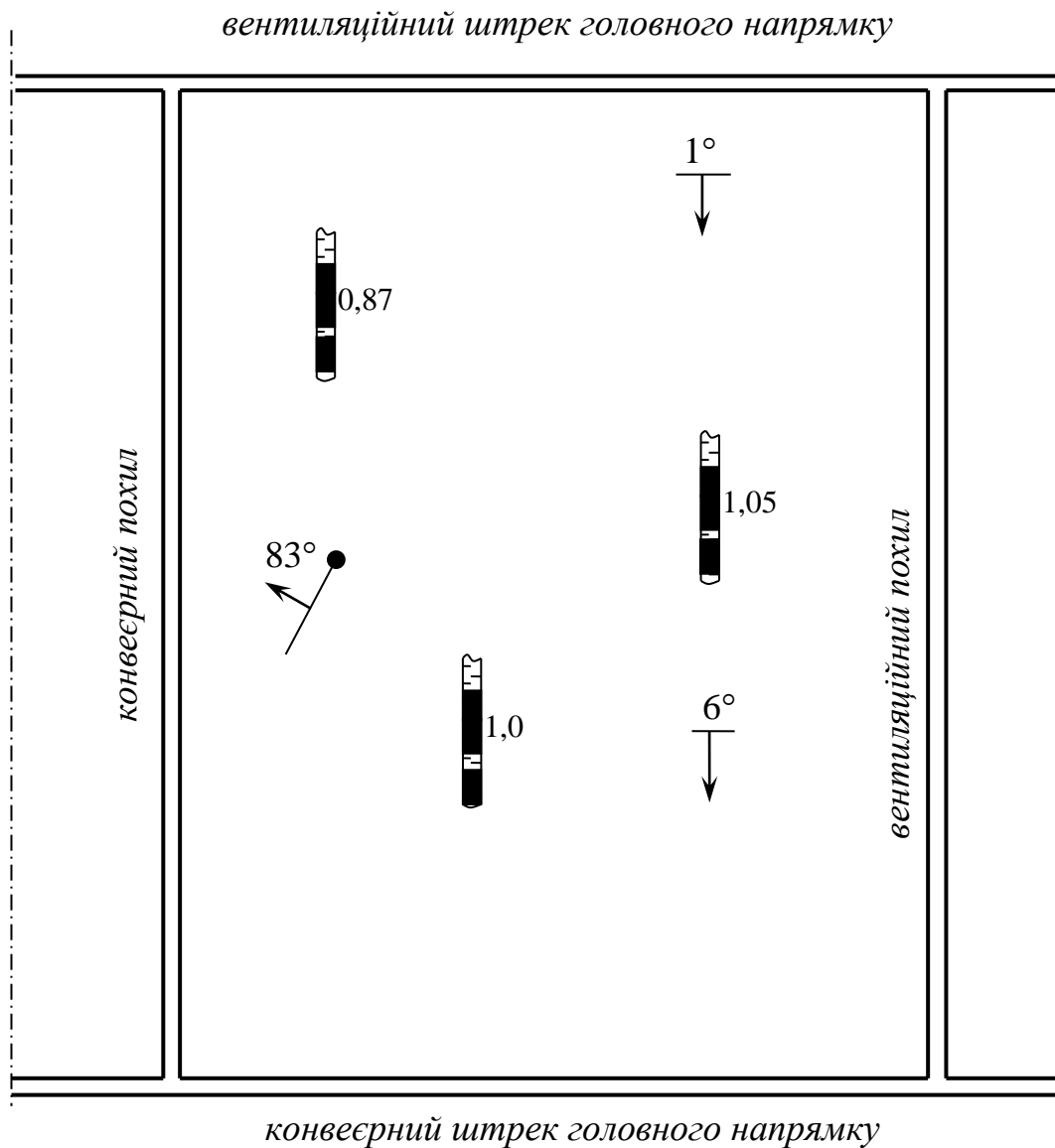
Околоствольний двір гор.620 м призначається для спуску та підйому людей, спуску устаткування, матеріалів, подачі свіжого та видачі вихідного струменя повітря, а також видачі породи з підготовчих виробок пласту l_6 . Схема руху составів – кругова. Околоствольний двір складається з вантажних віток повітряподавального та вентиляційного стволів, обгінної та порожнякової віток. В межах околоствольного двору розташовані такі камери: камера очікування, електропідстанція, водовідливного комплексу, депо протипожежного поїзда, гараж-зарядна, санвузол. Нижче околоствольного двору у вентиляційному стволі розташовується об'єднана камера зумпфового водовідливу та збірка, що поєднує обидва стволи. Загальний об'єм виробок околоствольного двору становить 10369 м^3 у просвіті, камер, хідників і вентиляційних збірок – 10258 м^3 у просвіті.

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

Вугільний пласт l_6 складної будови в межах виїмкової ділянки має потужність 1,0 м. Пласт небезпечний по вибухам вугільного пилу, до самозаймання не схильний, безпечний по викидам вугілля, газу та гірничим ударам. Об'ємна маса вугілля $1,35 \text{ м}^3/\text{т}$. Безпосередня покрівля пл. l_6 представлена аргілітами та алевролітами потужністю 2,5-6,0 м. Міцність на стиск яких становить $200-400 \text{ кгс}/\text{см}^2$. Основна покрівля пласту l_6 представлена пісковиком, потужністю 1,0-3,6 м. Міцність пісковика на стиск $400-600 \text{ кгс}/\text{см}^2$.



Масштаб: горизонтальний – 1:2000

вертикальний – 1:10000

Рисунок 2.1 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

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

Прогноз і аналіз гірничо-геологічних умов відробки вугільного пласту виконано за допомогою пакета програм «Прогноз», що розроблені на кафедрі «Гірництво». Результати розрахунків показують, що гірничо-геологічні умови сприятливі для застосування комплексної механізації розробки вугільних пластів. Згідно до класифікації ДонУГІ бокові породи пласта l_6 відносяться до середньообвалювальних категорії А₂, по стійкості – до порід середньої стійкості Б₃. По категоріях бокових порід приймаємо управління покрівлею способом повного обвалювання.

Перевіряємо механізоване кріплення 1КД90 по реакції стійок. Визначаємо реакцію стійок першого ряду по формулі:

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

де γ_n – об’ємна маса породи, т/м³;
 h_1 – потужність безпосередньої покрівлі, м;
 b_1 – максимальна ширина при вибійного простору, м;
 b – ширина привибійного простору до виїмки вугілля, м;
 $l_{ш}$ – шаг обвалювання безпосередньої покрівлі, м;
 a_2 – відстань між осями стійок секцій.

$$R_1 = \frac{2,5 \cdot 12,7 \cdot (5,17 + 4)^2 \cdot (5,17 - 4,37) \cdot 1,0}{2 \cdot (5,17^2 + (5,17 - 4,37)^2)} = 39,0 \text{ тс.}$$

Реакцію задньої стійки визначимо по формулі:

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

$$R_2 = \frac{2,5 \cdot 12,7 \cdot (5,17 + 4)^2 \cdot 5,17 \cdot 1,0}{2 \cdot (5,17^2 + (5,17 - 4,37)^2)} = 252,2 \text{ тс.}$$

Відповідно до технічних характеристик механізоване кріплення має робочий опір 280 тс на одну секцію, тобто воно повністю 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.

$$h = 0,025 \cdot 1,6 \cdot 4,37 = 0,175 \text{ м}$$

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.

$$0,7 < 1,0 - 0,05 - 0,03 - 0,175 = 0,745$$

$$1,35 > 1,0$$

Отже механізоване кріплення 1КД-90 цілком відповідає гірничо-геологічним умовам виїмкової ділянки.

Виїмка вугілля в очисному вибої здійснюватиметься по човниковій схемі. Комбайн 1К103М зарубується в пласт методом фронтального насуву на вибій, що дозволяє відмовитися від виїмки ніш за умови винесення приводних головок вибійного конвеєра на підготовчі виробки. Винесенні головки конвеєра розташовуються на столах кріплень сполучень. Пересування вибійного конвеєра здійснюється хвилювним способом. Відбите вугілля транспортується вибійним конвеєром СП202В1 до прилеглої підготовчої виробки, де перевантажується за допомогою скребкового пересувного перевантажувача типу ПСНР-800 на стрічковий конвеєр 1Л80. За рекомендаціями [13] кріплення кінцевих ділянок лав здійснюється по технологічній схемі в(5.ГВ), для чого застосовуються гідравлічні стійки СУГ30 та шарнірні металеві верхняки. Відстань між комплектами індивідуального кріплення по простяганню пласта становить 0,8 м. Брівка лави закріплюється рамним кріпленням, що складається з дерев'яного бруса розмірами 2,0×0,14×0,04 під який встановлюються гідравлічні стійки. Шаг встановлення стійок 0,8 м. Охорона похила для повторного використання здійснюється за допомогою штучних споруд (2 ряди залізобетонних тумб БЗБТ). Підтримання похилу здійснюється відповідно до типового паспорту №10 [15]. Вентиляційний похил ліквідується позаду лави і тимчасово підтримується двома рядами кострів (по типовому паспорту №3 [15]). В якості основного кріплення підготовчих виробок типовими паспортами охорони та підтримання передбачається використання металевих піддатливого кріплення. Для посилення кріплення використовуються гідравлічні стійки типу 2ГСК-01.

2.4.1.3 Технологія монтажу секцій кріплення КД90 із застосуванням лебідок

Доставка секцій механізованого кріплення по монтажній камері здійснюється консоллю вперед. Засоби механізації монтажу секцій кріплення представлені в таблиці.

Таблиця 2.2 – Засоби механізації монтажу

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

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

Засоби механізації демонтажу механізованого комплексу приведені в таблиці.

Таблиця 2.3 – Засоби механізації демонтажу

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

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

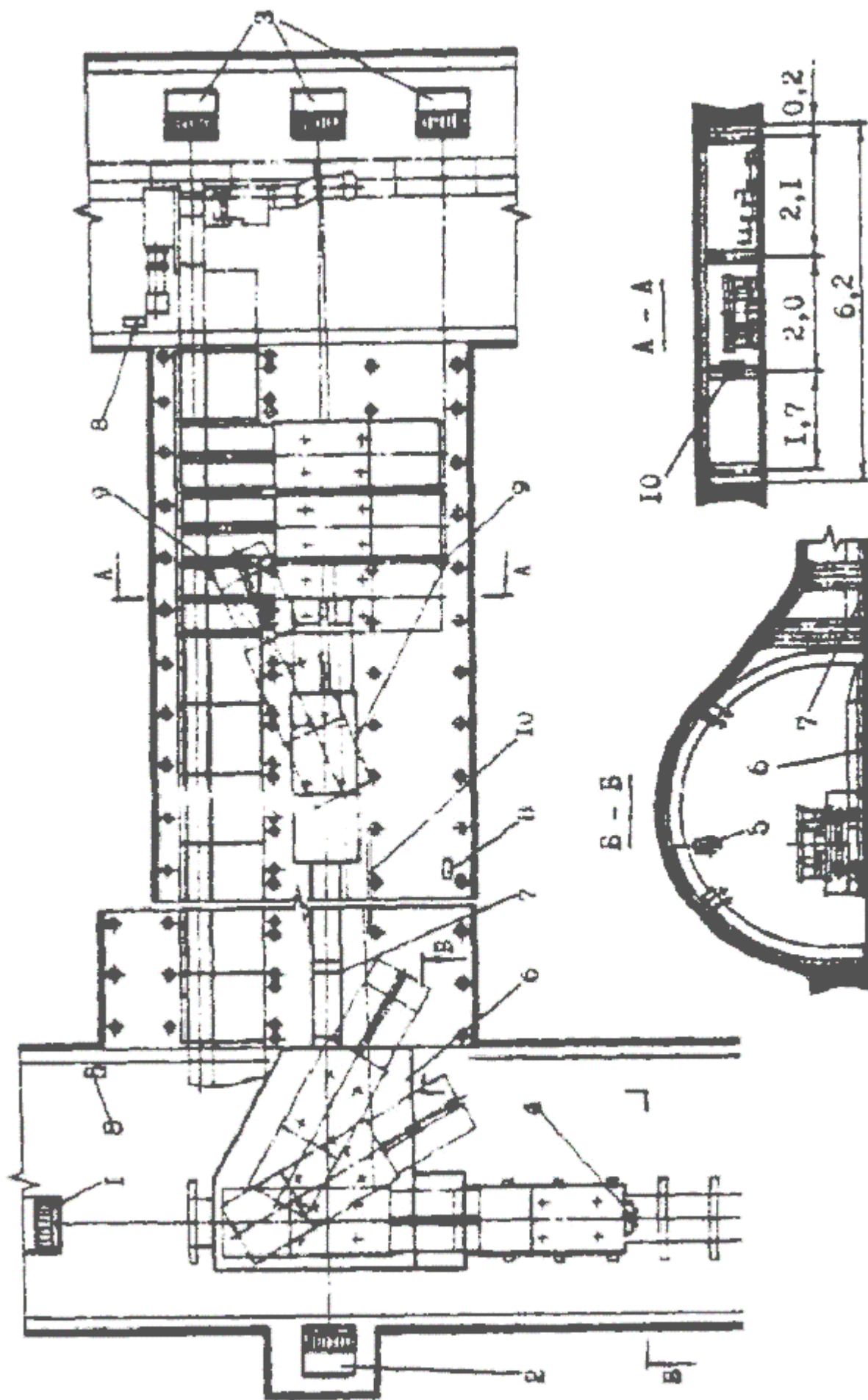


Рисунок 2.2 – Технологічна схема монтажу механізованого комплексу 1КД90

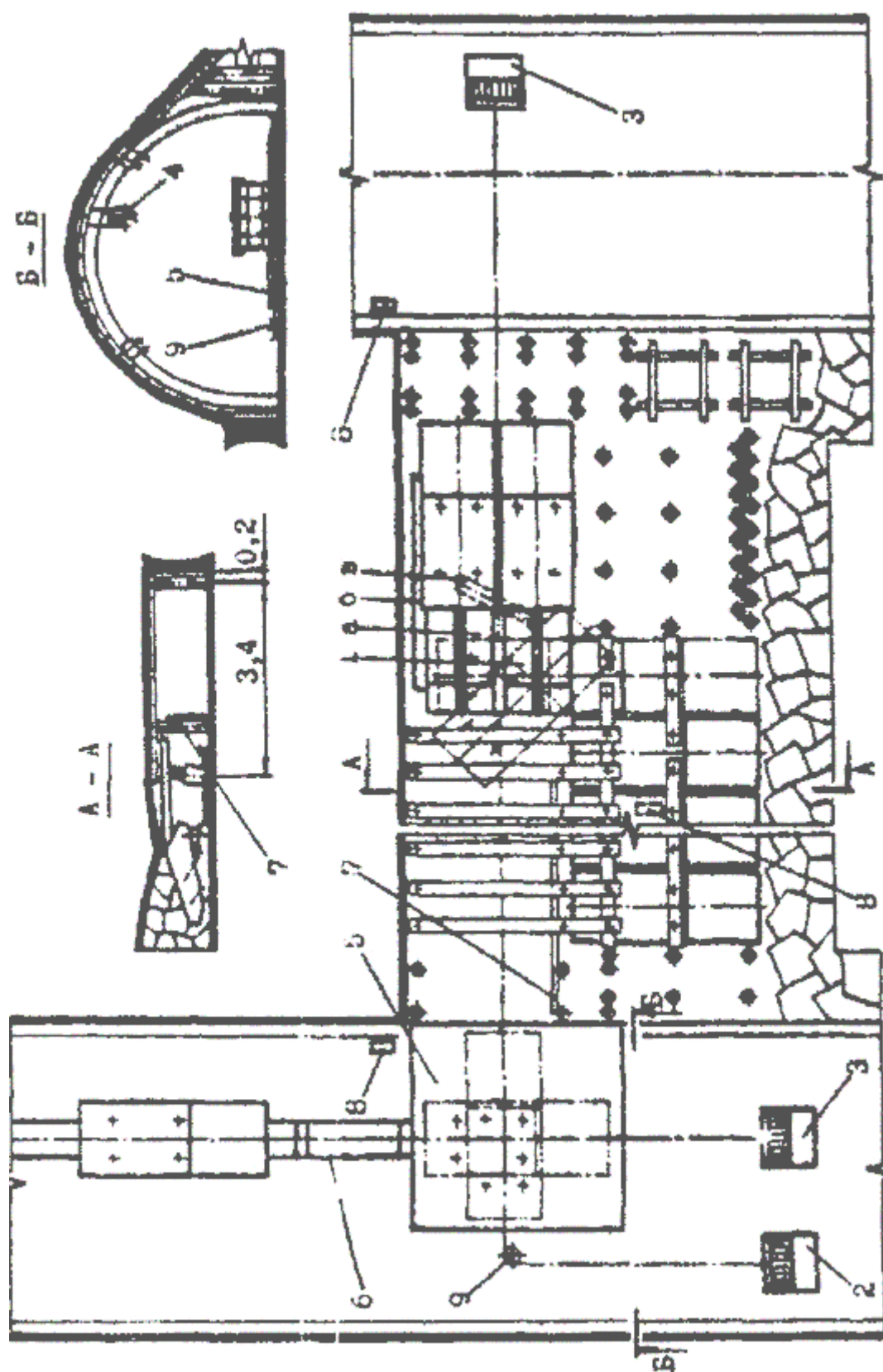


Рисунок 2.3 – Технологічна схема демонтажу механізованого комплексу 1КД90

2.4.1.4 Управління станом масиву гірських порід

За прогнозом гірничо-геологічних умов розробки 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 1КД90 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 робочих готують анкери і ампули для подачі їх в шпур. Після підготовки шпуру необхідної довжини в нього вставляють ампули і анкер і, повертаючи його за допомогою свердла, подають до кінця шпуру.

Після установки анкерного кріплення двоє робочих починають виїмку вугілля за допомогою ОМ. Секції механізованого кріплення мають бути 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 робочих подають необхідні матеріали, допомагають встановлювати рамки кріплення, зачищають підшву. Рамка індивідуального кріплення складається з дерев'яного бруса і 3-х гідравлічних стійок. Рамки встановлюються через 0,8 м.

Роботи по встановленню індивідуального кріплення і викладці кострів ведуться при зупиненому конвеєрі. Під час перегону комбайну через зону ручної виїмки секція механізованого кріплення пересувається трохи вперед з таким розрахунком, щоб консоль верхнього перекриття підхопила кінці дерев'яних брусів рамок кріплення. Після чого знімається одна стійка в рамці для пропуску комбайну, подальшої засуви секції і пересування конвеєра до вибою на 0,8 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.

2.4.1.5 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.

$$D_{\text{ц}} = D_{\text{к}} = 200 \cdot 1,0 \cdot 0,8 \cdot 1,35 = 216 \text{ т.}$$

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.

$$V_{\text{шб}} = 2 \cdot 0,8 / 2,0 = 0,8 \text{ комплекту.}$$

Загальний обсяг робіт на кріплення брівок лави з обох її кінців становитиме $2 \times 0,8 = 1,6$ комплекту.

Обсяг робіт з вибивання стійок з під шпального бруса під час пересування конвеєру: 2 ст.+2 ст.=4 ст.

Обсяг робіт з установаження дерев'яних стійок під шпальний брус замість вибитих гідравлічних під час пересування конвеєру: 2 ст.+2 ст.=4 ст.

Обсяг робіт з викладення дерев'яних кострів біля вентиляційної виробки:

$$V_{\text{к}} = r / l_{\text{к}}, \text{ костер} \quad (2.15)$$

де $l_{\text{к}}$ - відстань між центрами кострів за простяганням пласту, м.

$$V_{\text{к}} = 0,8 / 1,6 = 0,5 \text{ костра.}$$

Обсяг робіт з установаження двох рядів тумб із БЗБТ біля транспортної виробки:

$$V_{\text{т}} = 2 \cdot r / a_{\text{т}}, \text{ тумба} \quad (2.16)$$

де $a_{\text{т}}$ - ширина залізобетонної плити (блоку), м.

$$V_{\text{т}} = 2 \cdot 0,8 / 0,4 = 4 \text{ тумби.}$$

Обсяг робіт з доставляння дерев'яних стійок для викладки кострів:

$$V_{\text{д.ст.}} = 2 \cdot V_{\text{к}} \cdot m / d_{\text{ст.}}, \text{ стійка} \quad (2.17)$$

де $d_{\text{ст.}}$ - діаметр стійок, м.

$$V_{\text{д.ст.}} = 2 \cdot 0,5 \cdot 1,0 / 0,15 = 7 \text{ стійок.}$$

Обсяг робіт з доставляння дерев'яних стійок для встановлення їх під шпальний брус: 2 ст.+2 ст.=4 ст.

Обсяг робіт з доставляння шпального бруса: 0,8 бруса + 0,8 бруса = 1,6 бруса.

Коефіцієнт циклічності:

$$K_{\text{ц}} = \frac{H_{\text{усм}}}{D_{\text{к}}} \quad (2.18)$$

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

$$H_{\text{усм}} = H_{\text{м}} \cdot k_1, \text{ т} \quad (2.19)$$

де $H_{\text{м}}$ - таблична норма виробки (таблиця 3 п.5б [25]), т;

k_1 - поправочний коефіцієнт при інтенсивній хвилястості подошви;

$$H_{уст} = 429 \cdot 0,9 = 386,1 \text{ т.}$$

$$K_{\text{ц}} = \frac{386,1}{216} = 1,716.$$

Нормативна трудомісткість, зведена до одного циклу:

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

де Tr_m – таблична трудомісткість (норма обслуговування комплексу, таблиця 3 п.5 [25]).

$$Tr_{\text{ц}} = \frac{5,901}{1,716} = 3,439 \text{ чол.} \cdot \text{зм.}$$

Трудомісткість з обслуговування комбайну машиністом гірничих виїмкових машин:

$$Tr_{MGVM} = \frac{1}{K_{\text{ц}}}, \text{ чол.} \cdot \text{зм.} \quad (2.21)$$

$$Tr_{MGVM} = \frac{1}{1,716} = 0,583 \text{ чол.} \cdot \text{зм.}$$

Трудомісткість з обслуговування комплексу гірничо-робочими очисного вибою:

$$Tr_{ГРОВ} = 3,439 - 0,583 = 2,856 \text{ чол.} \cdot \text{зм.}$$

Таблиця 2.4 – Розрахунок сумарної трудомісткості та заробітної плати на цикл

Вид робіт	Од. вим.	Норма виробки			Обсяг роботи на цикл	Потрібна кількість чол.зм.	Тарифна ставка, грн.	Сума зарплати на цикл, грн.	Підстава до встановлення норми виробки
		табл.	коэф.	уст.					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Виймка вугілля комплексом	т	429	0,9	386,1	225	3,439			ЄНВ98 т.3/5ж
МГВМ	т					0,528	495,60	261,54	
ГРОВ	т					2,586	426,60	1103,35	
Кріплення брівок підстійками під шпальний брус	кт.	44,9	0,85	38,2	1,26	0,033	426,60	14,08	ЄНВ93 т.63/1г
Вибивання стійок з під шпального бруса	ст.	281		281,0	4	0,014	426,60	6,07	ЄНВ93 т.68/1
Встановлення дерев'яних стійок під шпальний брус	ст.	112		112,0	4	0,036	426,60	15,24	ЄНВ93 т.65/45а
Викладка костьов	ст.	22,6	0,9	20,3	0,4	0,020	426,60	8,39	ЄНВ93 т.74/2а
Викладка БЗБТ	тумба	5,69	0,9	5,1	3	0,586	426,60	249,91	ЄНВ93 т.76/2а
Доставка стійок для установки під шпальний брус	ст.	533	1,5	799,5	4	0,005	426,60	2,13	ЄОНВ87 т.20/66
Доставка стійок для викладки костьов	ст.	445	1,5	667,5	8,5	0,013	426,60	5,43	ЄОНВ87 т.20/86
Доставка шпального бруса	шт.	230	1,5	345,0	1,6	0,005	426,60	1,98	ЄОНВ87 т.20/16
Всього						7,264		1668,13	

Комплексна норма виробки:

$$H_{в.к.} = \frac{D_{ц}}{\sum Tr}, \text{ т/чол.} \cdot \text{зм.} \quad (2.22)$$

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

$$H_{в.к.} = \frac{216}{7,264} = 30,97 \text{ т/чол.} \cdot \text{зм.}$$

Комплексна розцінка:

$$P_{к.} = \frac{\sum Z_n}{D_{ц}}, \text{ грн./т} \quad (2.23)$$

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

$$P_{к.} = \frac{1668,13}{216} = 7,72 \text{ грн./т.}$$

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

Таблиця 2.5 – 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	1КД90	51,9			табл.1/1д ЄНВ_ТО
Планове добове навантаження на лаву, т	1260 т				
Довжина лави	165	-2,5·1,96		47,0	п.1 до табл.1 ЄНВ_ТО
Довжина конв.	170	-0,4		46,6	п.2 до табл.1 ЄНВ_ТО
Стійкість бокових порід	середньої стійкості		0,85	46,6·0,85=39,61	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 $39,61 - 6,0 = 33,61$ чол·год або $33,61 / 6 = 5,6$ чол·зм.

Сумарна трудомісткість з урахуванням технічного обслуговування:

$$\sum Tr_{т.о.} = \sum Tr_{тех} + Tr_{МГВМ} + Tr_{ГРОВ}, \text{ чол.} \cdot \text{зм.} \quad (2.24)$$

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

$Tr_{МГВМ}$ - 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:

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

де N - необхідна кількість МГВМ у ремонтно-підготовчу зміну, чол.;
 $D_{сут}$ - плановий видобуток вугілля за добу (планове навантаження), т.

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

$$Tr_{GROB} = N \cdot \frac{D_u}{D_{сут}}, \text{чол.} \cdot \text{зм.} \quad (2.26)$$

де N - необхідна кількість ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну, чол.
 Сумарна заробітна плата з урахуванням технічного обслуговування:

$$\sum ZP_{m.o.} = \sum ZP_{mex} + ZP_{MGVM} + ZP_{GROB}, \text{грн.} \quad (2.27)$$

де $\sum ZP_{mex}$ - сумарна технологічна зарплата на цикл за діючим паспортом, грн.;
 ZP_{MGVM} - зарплата МГВМ по техобслуговуванню, грн.;
 ZP_{GROB} - зарплата ГРОВ по техобслуговуванню, грн.

Зарплата МГВМ по техобслуговуванню:

$$ZP_{MGVM} = Tr_{MGVM} \cdot T_{cm}, \text{грн.} \quad (2.28)$$

де T_{cm} - тарифна ставка, грн.

Зарплата ГРОВ по техобслуговуванню:

$$ZP_{GROB} = Tr_{GROB} \cdot T_{cm}, \text{грн.} \quad (2.29)$$

Розрахунок сумарної трудомісткості та зарплати з урахуванням технічного обслуговування представлений в таблиці.

Таблиця 2.6 – 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.
По технологічному паспорту	30,97	216	7,265		1668,1
Техобслуговування:					
МГВМ	1260/1=1260		0,179	495,6	88,7
ГРОВ	1260/5,6=225		1,000	426,6	426,6
Разом			8,444		2183,4

Комплексна норма виробки з урахуванням техобслуговування:

$$H_{в.к.т.о.} = \frac{D_u}{\sum Tr_{m.o.}}, \text{т/чол.} \cdot \text{зм.} \quad (2.30)$$

$$H_{в.к.т.о.} = \frac{216}{8,444} = 26,65 \text{ т/чол.} \cdot \text{зм.}$$

Комплексна розцінка з урахуванням техобслуговування:

$$P_{к.т.о.} = \frac{\sum ZP_{m.o.}}{D_u}, \text{грн./т} \quad (2.31)$$

$$P_{к.т.о.} = \frac{2183,4}{216} = 10,11 \text{ грн./т.}$$

Визначаємо явочну чисельність робочих комплексної бригади:

$$Ч_{яв} = \frac{Д_{сут}}{Н_{в.к.т.о.}}, \text{ чол.} \quad (2.32)$$

$$Ч_{яв} = \frac{1260}{26,65} = 47 \text{ чол.}$$

Чисельність робочих комплексної видобувної бригади по списку:

$$Ч_{сп} = Ч_{яв} \cdot К_{сп}, \text{ чол.} \quad (2.33)$$

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

$$Ч_{сп} = 47 \cdot 1,81 = 85 \text{ чол.}$$

Розрахуємо нормативну чисельність електрослюсарів з технічного обслуговування та ремонту видобувної ділянки. 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 ділянки в обслуговуванні устаткування приймається рівною 60 %. Розрахунок сумарної трудомісткості планового техобслуговування приведено в таблиці.

Таблиця 2.7 – Розрахунок нормативної трудомісткості планового технічного обслуговування устаткування виїмкової ділянки

№ п/п	Назва устаткування	Марка устаткування	Кількість одиниць устаткування, що знаходяться в роботі	Нормативна трудомісткість, чол-год	
				на одиницю	на все устаткування
<i>Устаткування в лаві</i>					
1	Виїмковий комбайн	1КМ103М	1	2609	2609
2	Скребокний конвеєр	СП202В1	1	1660	1660
3	Механізоване кріплення	1КД90	165	15,36	2534,4
Всього по лаві					6803
<i>Устаткування в інших виробках ділянки</i>					
5	Скребокний перевантажувач	ПСРН800	1	1183	1183
6	Кріплення сполучення	КСД90	2	171	342
7	Стрічковий конвеєр (1200м)	Л80 з одним приводом	4	120 на кожні 100м	1440
8	Привід стрічкового конвеєра	Л80 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					13441

Сумарна нормативна трудомісткість обслуговування устаткування:

$$\sum T_{op} = 6803 + 13441 = 20244 \text{ чол.} \cdot \text{год.}$$

При середньодобовому навантаженні на лаву 1075 т враховуємо поправочний коефіцієнт:

$$20244 \cdot 1,1 = 22268 \text{ чол.} \cdot \text{год.}$$

Нормативна чисельність електрослюсарів на роботі визначається по формулі:

$$H_{\text{ч}} = \frac{k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot \sum T_{op}}{357 \cdot t_{cm}}, \text{ чол.} \quad (2.34)$$

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_{cm} - тривалість робочої зміни на підземних роботах, година.

$$H_{\text{ч}} = \frac{0,6 \cdot 1,20 \cdot 1,30 \cdot 22268}{357 \cdot 6} = 10 \text{ чол.}$$

З них три чоловіки позмінно і сім – 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 (3 робочих місця \cdot 3 робочі зміни = 9 чол.):

$$Ч_{\text{МПУ}} = 9 \cdot 1,81 = 16 \text{ чол.}$$

Чисельність гірничо-робочих з доставки матеріалів:

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

Розрахунок місячного фонду заробітної плати виїмкової дільниці представлений в таблиці.

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

$$ЗП_{\text{пр.бр.}} = D_{\text{м}} \cdot P_{\text{к.т.о.}}, \text{ грн.} \quad (2.35)$$

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

Доплата за роботу вночі прийнята рівною 20 % годинної тарифної ставки за кожну годину роботи протягом нічного часу (з 22⁰⁰ до 6⁰⁰). Доплата за пересування від стволу до місця роботи прийнята рівною 5,08 грн. за кожну годину пересування. Премія за виконання встановленого плану видобутку вугілля прийнята рівною 20 % від суми прямої заробітної плати та доплати за роботу вночі.

Таблиця 2.8 – Місячний фонд заробітної плати виїмкової ділянки

Професія (посада), місце і вид роботи	Чисельність робочих					Обсяг робіт за місяць, т	Комп-на розцінка, грн/т	Тариф. ставка (оклад), грн.	Місячний фонд зарплати, грн.					
	за добу	по змінах							за списком	прямої	доплати			Всього
		1	2	3	4						ночні	премія	інше	
Начальник ділянки						1		11410	11410	237,091	2329,42		13976,5	
Заступник начальника ділянки						1		10310	10310	642,701	2190,54		13143,2	
Помічник начальника ділянки						1		10310	10310	642,701	2190,54		13143,2	
Механік ділянки						1		10310	10310	642,701	2190,54		13143,2	
Гірничий майстр	4	1	1	1	1	5		10075	50375	2616,88	10598,4	508	64098,3	
МГВМ	47	1	1	1	1	87	31500	7,72	243180	365,6	49526,6	6073	303232	
ГРОВ		4	13	13	13					4087,2				
Електрослюсар	10	7	1	1	1	18		471,60	117900	3772,8	24334,6	1270	147277	
Гірничоробочий (МПУ)	9		3	3	3	16		411,60	92610	9878,4	20497,7	1143	124129	
Гірничоробочий з доставки матеріалів	4	4				7		411,60	41160	0	8232	508	49900	
Всього						137			587565	22886,1	122090	9502	742043	

З урахуванням 1 % резерву місячний фонд зарплати становитиме 749463,43 грн.

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

$$749463,43 \cdot 0,04 = 29978,54 \text{ грн.}$$

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

$$749463,43 \cdot 0,32 = 239828,30 \text{ грн.}$$

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

$$749463,43 \cdot 0,05 = 37473,17 \text{ грн.}$$

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

$$749463,43 \cdot 0,015 = 11241,95 \text{ грн.}$$

Загалом обов'язкових відрахувань:

$$29978,54 + 239828,3 + 37473,17 + 11241,95 = 318521,96 \text{ грн.}$$

Таблиця 2.9 – Розрахунок щомісячних витрат на допоміжні матеріали, що нормуються на 1000т видобутку вугілля

Матеріал	Од. вим.	Норма витрати на 1т вугілля	Місячний видобуток вугілля, т	Витрата матеріалу протягом місяця	Ціна за одиницю, грн.	Вартість матеріалів за місяць, грн.
БЗБТ	м ³	4,1202	31500	129,79	1383,3	179538,51
Лісоматеріали	м ³	1,14		35,91	950	34114,50
Зубки ЗР-4-80	шт.	57,39		1807,79	230	415791,70
Всього						629444,71

Таблиця 2.10 – Розрахунок щомісячних витрат на допоміжні матеріали, що виділяються на місяць

Матеріал	Од. вим.	Витрата протягом місяця	Ціна за одиницю, грн.	Вартість матеріалів за місяць, грн.
Кабель	м	40	242,90	9716,00
Мастила	т	0,9	13400,00	12060,00
Емульсія	т	3	2500,00	7500,00
Ланцюг	п.м.	18	857,60	15436,80
Риштаки	шт.	20	4230,00	84600,00
Всього				129312,80

Таблиця 2.11 – Розрахунок щомісячної суми амортизації

N п/п	Назва устаткування	Марка	Кількість одиниць устаткування, що знаходяться в роботі	Вартість устаткування, грн.		Норма амортизації за місяць, %	Сума амортизаційних відрахувань, грн.
				одиниці	всього		
1	Виїмковий комбайн	1K103M	1	551370	551370	1,25	6892,13
2	Скребокний конвеєр	СП202В1	1	416188	416188		5202,35
3	Механізоване кріплення	1КД90	130	18350	2385500		29818,75
4	Скребокний перевантажувач	ПСРН800	1	58960	58960		737,00
5	Кріплення сполучення	КСД90	2	35729	71458		893,23
6	Стрічковий конвеєр	1Л80	2	446000	892000		11150,00
7	Лебідка	ЛВ25	2	8687	17374		217,18
8	Насосна станція	СНТ-40	1	62040	62040		775,50
9	Насос зрошування	НУМС200С	1	11868	11868		148,35
10	Електропідстанція	КТПВ400	1	50520	50520		631,50
	Всього				4517278		56465,99

Таблиця 2.12 – Калькуляція собівартості по дільниці

Елементи витрат	Сума витрат за місяць, грн.	Видобуток за місяць, т	Собівартість 1т, грн.	Пит. вага елемента, %
Зарплата	749463	31500	23,79	39,8
Нарахування на зарплату	318522		10,11	16,9
Матеріали	758758		24,09	40,3
Амортизація	56466		1,79	3,0
Всього	1883209		59,78	100,0

Продуктивність робочого очисного вибою на вихід:

$$P_{вих} = \frac{D_{сут}}{Ч_{яв}}, \text{ т/вихід} \quad (2.36)$$

$$P_{вих} = \frac{1260}{47} = 26,8 \text{ т/вихід.}$$

Продуктивність робочого очисного вибою за місяць:

$$P_m = \frac{D_m}{C_{сп}}, \text{ т/місяць} \quad (2.37)$$

$$P_m = \frac{31500}{87} = 362,1 \text{ т/місяць.}$$

2.4.2 Паспорт проведення і кріплення підготовчої виробки

2.4.2.1 Обґрунтування технологічної схеми проведення виробки

Проектом передбачається проведення похилу, призначеного для транспортування гірничої маси від виїмкової ділянки пласту l_6 до магістрального конвеєрного штреку. 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 4-6 по шкалі проф. М.М. Прото-дьяконова. Форму виробки приймаємо аркову з верхньою підривкою. Спосіб проведення виробки – комбайновий.

Проведення виробки здійснюється прохідницьким комбайном КСП-32 з транспортуванням гірничої маси перевантажувачем ПЛ800КП, скребковим конвеєром СР-70 та стрічковим конвеєром 1ЛК800У. Доставка устаткування і допоміжних матеріалів здійснюється у вагонетках УВГ-1,4 за допомогою маневрових лебідок. Виробка обладнується рейковою колією з шириною колії 600 мм. Верхня будова колії збирається з рейок типу Р-24 і дерев'яних шпал. Виходячи з прийнятого календарного плану відпрацювання пласту l_6 , прийнято місячне посування підготовчого вибою 150 м/міс. Кількість змін по проходці – 4. Швидкість проведення виробки за добу $150/30=5$ м/добу; за зміну – 1,25 м.

Розрахунок розмірів поперечного перерізу виконуємо згідно з розмірами рухомого складу та вимог ПБ по зазорам при експлуатації виробки.

Ширина похилу на висоті 1800 мм становитиме:

$$B = t + a + A + P + n + b, \text{ м} \quad (2.11)$$

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 – запас на осідання кріплення, м

$$B = 0,4 + 1,1 + 1,05 + 0,4 + 0,7 + 0,4 = 4,05 \text{ м.}$$

Приймаємо типовий переріз для виробок з одним проходом, рейковою колією і конвеєром по альбому типових перерізів гірничих виробок. Площа перерізу в про-світі до осідання $12,1 \text{ м}^2$, після осідання $10,4 \text{ м}^2$, в проходці – $15,95 \text{ м}^2$. Ширина ви-робки в проходці 4520 мм, в про-світі до осідання 4180 мм, після осідання 4070 мм.

Вибір засобів підтримання виробки обираємо відповідно до величини очікуваних максимальних зміщень на контурі поперечного перерізу згідно з галузевою інструкцією [17].

Зміщення порід покрівлі виробки протягом строку її служби за межами зони впливу очисних робіт розраховуються по формулі:

$$U = k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k'_s \cdot k_B \cdot k_t \cdot U_T \quad (2.12)$$

де U_T – зміщення порід, прийняте за типові, 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 за таблицею 2 [17]);

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

$$k'_s = 0,2 \cdot (b - 1) \quad (2.13)$$

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 $H_p=725$ м.

Розрахунковий опір порід в масиві з урахуванням його порушення:

$$R_c = R \cdot K_c, \text{ МПа} \quad (2.14)$$

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 підшві $1b$, де b – ширина виробки, м; а в боках при пологому та похилому падінні по висоті виробки.

Для суміжних пластів порід, що залягають по контуру поперечного перерізу виробки середнє значення розрахункового опору порід стиску визначається по формулі:

$$R_c = \frac{R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + \dots + R_{cn} \cdot m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \text{ МПа} \quad (2.15)$$

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 підшви та для боків виробки.

Визначимо розрахункову міцність порід:

$$R_{c1} = 51 \cdot 0,9 = 45,5 \text{ МПа}; R_{c2} = 12 \cdot 0,9 = 10,8 \text{ МПа}; R_{c3} = 48 \cdot 0,9 = 43,2 \text{ МПа}.$$

Отже:

$$R_{c.кр.} = R_{c1} = 45,5 \text{ МПа};$$

$$R_{c.нч.} = R_{c3} = 43,2 \text{ МПа};$$

$$R_{c.б.} = \frac{10,8 \cdot 0,9 + 43,2 \cdot 2,46}{0,9 + 2,46} = 34,5 \text{ МПа}.$$

По таблиці 2 [17], $k_a=1,0$, $k_\theta=0,35$; $k'_s = 0,2 \cdot (5,4 - 1) = 0,88$ (для покрівлі та підошви виробки); $k'_s = 0,2 \cdot (2,75 - 1) = 0,35$ (для боків виробки); по графіку рис. 3 [17] $k_t=0,96$; по графіку рис. 2 [17], $U_{Ткр}=180$ мм, $U_{Тнч}=185$ мм, $U_{Тб}=325$ мм.

Визначимо розрахункові зміщення порід протягом строку служби виробки за межами зони впливу очисних робіт:

$$U_{кр} = 1,0 \cdot 1 \cdot 0,88 \cdot 1 \cdot 0,96 \cdot 180 = 152 \text{ мм};$$

$$U_{нч} = 1,0 \cdot 1 \cdot 0,88 \cdot 1 \cdot 0,96 \cdot 185 = 156 \text{ мм};$$

$$U_{б} = 1,0 \cdot 0,35 \cdot 0,35 \cdot 1 \cdot 0,96 \cdot 325 = 38 \text{ мм}.$$

Розрахункове навантаження на 1 м виробки з боку покрівлі та підошви визначається по формулі:

$$P = P^H \cdot k_n \cdot k_{np} \cdot b, \text{ МПа} \quad (2.16)$$

де P^H – нормативне навантаження, кПа.

k_n – коефіцієнт перевантаження;

k_{np} – коефіцієнт умов проведення виробок;

b – ширина виробки у проходці, м;

По табл.4 [17] $P^H=67$ кПа.

$$P = 67 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,19 = 347,73 \text{ кН/м}.$$

За додатком 1 [17], обираємо металеве піддатливе кріплення типу КМП-А3, що складається із спецпрофілю типу СВП-27 та замків с прямими планками. Опір кріплення в піддатливому режимі становить $N_s=210$ кН.

Щільність встановлення рам металевого піддатливого кріплення визначаємо по формулі:

$$n \geq P/N_s, \text{ рам/м} \quad (2.17)$$

$$n \geq 347,73/210 = 1,66 \approx 1,7 \text{ рами/м}.$$

Тобто крок установлення рам кріплення становитиме 0,5 м.

Зміщення порід покрівлі виробки попереду вибою першої лави:

$$U_{кр} = U_{о.кр} + U_1 \cdot k_{кр} \cdot k_s \cdot k_\kappa, \text{ мм} \quad (2.18)$$

де $U_{о.кр}$ – зміщення порід покрівлі виробки протягом її служби за межами зони впливу очисних робіт;

U_1 – зміщення порід покрівлі в зоні тимчасового опорного тиску очисного вибою;

$k_{кр}$ – коефіцієнт, що враховує клас покрівлі по обвалюванню;

k_s – коефіцієнт, що враховує площу поперечного перерізу виробки у проясненні до осадки;

k_k – коефіцієнт, що характеризує долю зміщень порід покрівлі в загальних зміщеннях порід.

По графіку рис.4 [17] $U_1=430$ мм.

$$U_{кр} = 152 + 430 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,5 = 367 \text{ мм} \quad (2.19)$$

Сумарне навантаження на основне кріплення та кріплення посилення:

$$P = 105 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,19 = 545 \text{ кН/м.}$$

Щільність встановлення кріплення посилення:

$$n_1 \geq (P - n \cdot N_s) / N_{s1}, \text{ МПа} \quad (2.20)$$

де P – сумарне навантаження на кріплення, кН/м;

n, N_s – відповідно щільність, рам/м; та несуча здатність, кН, основного кріплення;

N_{s1} – несуча здатність засобів посилення, кН.

$$n_1 \geq (545 - 2,0 \cdot 210) / 300 = 0,45 \text{ ст./м.}$$

Приймаємо $n_1=1$ ст./м; тобто під кожну раму основного кріплення встановлюються одна стійка типу 2ГСК.

Сумарне навантаження на кріплення протягом усього строку служби виробки, що охороняється для повторного використання, визначаємо за величиною загальних зміщень з боку покрівлі:

$$U_{кр} = U_{о.кр} + (2 \cdot U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{оxp} \cdot k_{t1}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм} \quad (2.21)$$

де m – потужність пласту, що виймається, мм;

$k_{оxp}$ – коефіцієнт, що враховує вплив податливості штучних споруд на опускання покрівлі, для БЗБТ $k_{оxp}=0,15$;

k_{t1} – коефіцієнт, що враховує вплив часу підтримання виробки між відробленням першого і другого очисного вибоїв.

$$U_{кр} = 152 + (2 \cdot 430 \cdot 0,5 + 850 \cdot 0,15 \cdot 0,75) \cdot 1 \cdot 1 = 677 \text{ мм.}$$

Сумарне навантаження на основне кріплення та кріплення посилення:

$$P = 143 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,19 = 742 \text{ кН/м.}$$

Щільність встановлення кріплення посилення:

$$n_2 \geq (742 - 2,0 \cdot 210) / 300 = 0,97 \text{ ст./м.}$$

Приймаємо $n_2=1$ ст./м; тобто під кожну раму основного кріплення встановлюють по одній стійці типу 2ГСК.

Тип кріплення за податливістю обираємо згідно до п.17 розд.ІІІ [17].

$$\Delta \geq U_{кр} \cdot k_{ос} \cdot k_{анк} \cdot k_{ус}, \text{ мм} \quad (2.22)$$

де $k_{ос}, k_{анк}, k_{ус}$ – коефіцієнти, що залежать від щільності встановлення рамного, анкерного кріплення та кріплення посилення.

По таблицям 7, 9 та 10 [17], $k_{ос}=0,85$; $k_{анк}=1$ (анкери не застосовуються); $k_{ус} = 0,55$.

$$\Delta \geq 677 \cdot 0,8 \cdot 1,0 \cdot 0,55 = 298 \text{ мм,}$$

що в межах конструктивної піддатливості кріплення КМП-А3 (300 мм при застосуванні замків с прямими планками).

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

Організація праці и режим роботи вибою:

1. Для виробки – семиденний робочий тиждень. Кількість робочих днів за місяць – 30.

2. Для робочих – п'ятиденний робочий тиждень з наданням вихідних днів по гнучкому графіку.

Добовий режим роботи:

1. Для виробки і робочих передбачається безперервний добовий режим, тобто чотири зміни по шість годин.

2. Форма організації праці – добова комплексна бригада.

Тривалість циклу:

$$T_{\text{ц}} = \frac{T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{мес}} \cdot l_{\text{ц}}}{V_{\text{мес}}}, \quad (2.23)$$

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

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

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

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

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

$$T_{\text{ц}} = \frac{360 \cdot 4 \cdot 30 \cdot 0,5}{150} = 144 \text{ хв.}$$

Тривалість виконання кожної операції одним робітником:

$$t_i = \frac{N_i \cdot T_{\text{см}} \cdot k_{\text{нг}}}{k_n}, \quad (2.24)$$

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

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

k_n – коефіцієнт перевиконання норми.

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

Розрахунок паспорта норми виробки і розцінки представлений в таблиці 2.3.

Обсяг робіт по нормі на проведення виробки комбайном (ЕНВ2004, т.3, п.57,д) з урахуванням поправочних коефіцієнтів (п.5, п.12, п.14):

$$2,24 \cdot 1,06 \cdot 0,92 \cdot 0,98 = 2,14 \text{ м}$$

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

$$2,14 : 4,18 = 0,512 \text{ м}$$

$$0,512 \cdot 1,06 \cdot 0,92 \cdot 0,98 = 0,489 \text{ м}$$

Трудомісткість проведення виробки протягом зміни:

$$2,0 : 0,489 = 4,09 \text{ чел·см}$$

Трудомісткість проведення 1 м виробки:

$$4,09 : 2,0 = 2,045 \text{ чел·см}$$

Таблиця 2.13 – Тривалість виконання операцій

Назва операції	Об'єм робіт		Трудомісткість по операціях, чел.-хв		Тривалість операції, хв	
	од. вим.	кільк-сть	на цикл	на зміну	на цикл	на зміну
ПЗО на зміну	–	–	–	20,2	–	20,2
Час на особисті потреби	–	–	–	10	–	18,1
Виймка і навантаження гірської маси	м	0,5	$34,80 \cdot 0,5 \cdot 1,11 = 19,3$	$19,3 \cdot 4 = 77,2$	9,7	38,6
Відведення і проробка виконавчого органу	м	0,5	$26,77 \cdot 0,5 \cdot 1,11 = 14,6$	$14,6 \cdot 4 = 58,4$	14,6	58,4
Огляд та заміна зубків	м	0,5	$9,06 \cdot 0,5 \cdot 1,11 = 5,0$	$9,06 \cdot 4 = 36,24$	2,5	18,12
Розштибовування приводу конвеєра	м	0,5	$6,30 \cdot 0,5 \cdot 1,11 = 3,5$	$6,30 \cdot 4 = 25,2$	3,5	25,2
Зачищення ґрунту	м	0,5	$34,92 \cdot 0,5 \cdot 1,11 = 19,4$	$19,4 \cdot 4 = 77,6$	19,4	77,6
Встановлення тимчасового кріплення	м	0,5	$6,7 \cdot 0,5 \cdot 1,11 = 3,7$	$3,7 \cdot 4 = 14,8$	1,85	8,25
Кріплення виробки	м	0,5	$212,9 \cdot 0,5 \cdot 1,15 = 122$	$122 \cdot 4 = 488$	30,5	122,0
Навішення вент. труб	м	0,5	$1,89 \cdot 0,5 \cdot 1,11 = 1,0$	$1,0 \cdot 4 = 4,0$	0,5	2,0

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

а) машиніст гірничих виїмкових машин V_{Ip} :

$$1:2,0 = 0,5$$

б) прохідник V_p :

$$(4,09-1):2,0 = 1,545$$

Комплексна норма виробки $1:2,045 = 0,489$ м, комплексна розцінка 441,21 грн.

Приймаємо явочний штат ланки прохідників 4 чоловіка в зміну, тобто 16 чоловік за добу.

Штат прохідницької бригади по списку:

$$Ч_{cn} = Ч_{яв} \cdot K_{cn}, \text{чол.} \quad (2.25)$$

де K_{cn} – коефіцієнт списочного складу бригади.

$$Ч_{cn} = 16 \cdot 1,81 = 29 \text{ чел.}$$

Продуктивність прохідника на вихід:

$$П_{вых} = \frac{L_{сут}}{Ч_{яв}}, \text{ м/вихід} \quad (2.26)$$

$$П_{вых} = \frac{6,0}{16} = 0,375 \text{ м/вихід.}$$

Продуктивність робітника прохідницького вибою за місяць:

$$П_m = \frac{L_m}{Ч_{cn}}, \text{ м/місяць} \quad (2.27)$$

$$П_m = \frac{180}{29} = 6,2 \text{ м/місяць.}$$

Таблиця 2.14 – Розрахунок паспорту норми і розцінки

Вид роботи	Од. вим.	Об'єм 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	2,0	2,24	1,06 0,92 0,98	2,14	4,18	2,045	–	825,88	ЕНВ2004, табл.3, п.57д,е
МГВМ VІр.			–	–	–	–	0,5	426,60	213,13	
Прохідник Vр.			–	–	–	–	1,545	396,60	612,75	

Розрахунок кількості електрослюсарів ремонтної зміни виконуємо по ремонтній складності устаткування.

Таблиця 2.15 – Розрахунок ремонтної складності устаткування

Назва устаткування	Тип	Кількість одиниць, шт.	Ремонтна складність	
			на один.	на вибір
Комбайн	КСП32	1	4230	4230
Скребокний конвеєр	СР-70	1	1135	1135
Стрічковий конвеєр	1Л80	1400 м	1,7	2425
Привід стрічк. конвеєра		1	71	
Лебідка	ЛВД-34	1	186	186
Вентилятор	ВМЦ-8	1	42	42
Всього				8018

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

Нормативна чисельність електрослюсарів визначається по формулі:

$$H_{\text{ч}} = \frac{k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot \sum T_{\text{оп}}}{357 \cdot t_{\text{см}}}, \text{ чол.} \quad (2.28)$$

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:

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

Доплата бригадиру и ланковим за керівництво бригадою:

$$0,15 \times (1 \times 30 \times 426,60 + 3 \times 30 \times 396,60) = 7\,273,80 \text{ грн.}$$

Таблиця 2.16 – Розрахунок місячного фонду заробітної плати по дільниці

Професія, посада	Чисель- ність за списком	Тарифна ставка, оклад	Місячний фонд оплати праці, грн.				Всього
			Прямий	Доплати			
				Премія	Нічні	Інші	
Прохідницька бригада	29	–	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	43	–	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. дільни- ці	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

З урахуванням 1 % резерву місячний фонд зарплатні становитиме 1 114 871,30 грн.

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

$$1114871,3 \cdot 0,04 = 44594,85 \text{ грн.}$$

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

$$1114871,3 \cdot 0,32 = 356758,83 \text{ грн.}$$

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

$$1114871,3 \cdot 0,05 = 55743,57 \text{ грн.}$$

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

$$1114871,3 \cdot 0,015 = 16723,07 \text{ грн.}$$

Всього обов'язкових відрахувань:

$$44594,85 + 356758,83 + 55743,57 + 16723,07 = 473820,32 \text{ грн.}$$

Таблиця 2.17 – Розрахунок витрати матеріалів I групи

Назва матеріалів	Од. вим.	Норма витрати на 1 м виробки	Місячний обсяг робіт, м	Витрата матеріалів за місяць	Ціна одиниці, грн.	Вартість матеріалів, грн.
Труби метал.	т	0,015	150	2,7	1850	4162,5
КМП-Т5 АПЗ/13,8	комп.	1,67	150	300,6	1695	424597,5
Різець РКС-1	шт.	4,2	150	756	280	176400
Труби вентил.	м	1	150	180	485	72750
Шпали (дер.)	м ³	0,17	150	30,6	800	20400
Затяжка	м ³	0,37	150	66,6	790	43845
Костиль	кг	1,5	150	270	126	28350
Болт путьовий	кг	0,5	150	90	127	9525
Путьова підкладка	шт.	2,86	150	514,8	90	38610
Путьова накладка	шт.	0,25	150	45	92	3450
Масло ИТ-40	т	0,0028	150	0,504	24500	10290
Рейка Р-24	кг	48	150	8640	180	1296000
Всього						2128380

Таблиця 2.18 – 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	3220	675	10	14,49
Кабель гнучкий	м	1400	256,4	78960	24	14956,67
Шланг гумовий	м	20	65	500	12	108,33
Всього						15079,49

З урахуванням 15% неврахованих матеріалів:

$$1,15 \times (2128380 + 15079,49) = 2464978,41 \text{ грн.}$$

Таблиця 2.19 – Розрахунок вартості устаткування і амортизаційних відрахувань

Устаткування	Кількість	Ціна по прейскуранту, грн.	Загальна вартість, грн.	Витрати на монтаж, грн.	Балансова вартість, грн.	Норма амортизації в місяць, %	Сума амортизаційних відрахувань в місяць, грн.
Комбайн КСП-32	1	1920000	920000	138000	1058000	1,25	13225,00
КТПВ-400	1	35926	35926	5388,9	41314,9	1,25	516,44
Вентилятор ВМЦ-8	1	11664	11664	1749,6	13413,6	1,25	167,67
Лебідка ЛВД-34	1	9600	9600	1440	11040	1,25	138,00
Конвеєр 1ЛК800У	3	57400	172200	25830	198030	1,25	2475,38
Конвеєр СР70	1	74080	74080	11112	85192	1,25	1064,90
Перевантажувач ПЛ800КП	1	69040	69040	10356	79396	1,25	992,45
Пускателі	5	8058	40290	6043,5	46333,5	1,25	579,17
Всього		1185768		199920			19159,00

Таблиця 2.20 – Калькуляція собівартості проведення 1 м виробки

Елементи витрат	Сума витрат, грн.	Обсяг роботи на місяць, м	Собівартість, грн. / м	У % до собівартості
Заробітна плата	1114871	150	7432,47	27,4%
Нарахування на зарплату	473820	150	3158,80	11,6%
Матеріали	2464978	150	16433,19	60,5%
Амортизація	19159	150	127,73	0,5%
Всього			27152,19	100,0%

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

Видобувна дільниця оснащена механізованим комплексом 1МКД90, до складу якого входить скребковий конвеєр СП202В1. Цим конвеєром вугілля від комбайну транспортується до дільничної конвеєрної виробки. Кут нахилу конвеєра поздовж лінії очисного вибою становить 0° . Довжина лави – 200 м.

Маса вантажу, що припадає на 1 м жолобу конвеєра:

$$q_r = \frac{Q_p}{3,6 \cdot v_0}, \text{ кг/м}, \quad (2.29)$$

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

$$v_0 = v_k - v_m \quad (2.30)$$

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.

$$Q_p = \frac{Q_{cm} \cdot k_n}{t_{cm} \cdot k_m}, \text{ т/год}, \quad (2.31)$$

де k_n – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку;

k_m – коефіцієнт машинного часу;

t_{cm} – тривалість зміни, ч.

$$Q_p = \frac{360 \cdot 2,0}{6 \cdot 0,7} = 171 \text{ т/год}$$

$$q_r = \frac{171}{3,6 \cdot (1 - 0,046)} = 50 \text{ кг/м}$$

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

$$F_{1-2} = q_0 \cdot l \cdot g \cdot (w_0 \cdot \cos \beta + \sin \beta), \text{ Н} \quad (2.32)$$

$$F_{3-4} = q_0 \cdot l \cdot g \cdot (w_0 \cdot \cos \beta - \sin \beta) + q_r \cdot l \cdot g \cdot (w_r \cdot \cos \beta - \sin \beta), \text{ Н} \quad (2.33)$$

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 риштакам, при хвилястому профілі става конвеєра $w_0 = 0,5$; $w_r = 0,35$;

β – кут нахилу конвеєра, градус;

g – прискорення вільного падіння, м/с.

$$F_{1-2} = 15 \cdot 180 \cdot 9,81 \cdot (0,5 \cdot \cos 0^\circ + \sin 0^\circ) = 13244 \text{ Н}$$

$$F_{3-4} = 15 \cdot 180 \cdot 9,81 \cdot (0,5 \cdot \cos 0^\circ - \sin 0^\circ) + \\ + 50 \cdot 180 \cdot 9,81 \cdot (0,35 \cdot \cos 0^\circ - \sin 0^\circ) = 44146 \text{ Н}$$

Сила тяги необхідна для пересування обох гілок конвеєра:

$$F_{н-с} = F_{1-2} + F_{3-4} = 13244 + 44146 = 57390 \text{ Н}$$

Необхідна потужність приводу:

$$N = \frac{F_{н-с} \cdot v_k \cdot k_{реж}}{1000 \cdot \eta}, \text{ кВт} \quad (2.34)$$

де $k_{реж}$ – коефіцієнт режиму роботи приводу конвеєра;
 η – повний к.п.д. приводної головки конвеєра.

$$N = \frac{57390 \cdot 1 \cdot 0,96}{1000 \cdot 0,85} = 65 \text{ кВт.}$$

Потужність одного двигуна ЭДКОФ110, що встановлюється на приводі конвеєра СП202В1, становить 110 кВт.

Вугілля з лави перевантажується за допомогою перевантажувача ПСРН-800 на стрічковий конвеєр 1Л80У, розташований в конвеєрному похилі.

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

$$Q_p \leq Q_m \quad (2.35)$$

де Q_m – теоретична продуктивність стрічкового конвеєра:

$$Q_m = 60 \cdot Q_{пр} \cdot \gamma, \text{ т/год} \quad (2.36)$$

де $Q_{пр}$ – приймальна здатність стрічкового конвеєра Л80, м³/хв;
 γ – насипна густина вантажу (для вугілля $\gamma = 0,8 \text{ т/м}^3$).

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

$$Q_p = 171 < Q_m = 494,4 \text{ (умова виконується)}$$

Допустима довжина транспортування конвеєра Л80 в даних умовах (при $\alpha = 7^\circ$, $Q_p = 171 \text{ т/год}$) визначається по графікам застосування і становить $l_{доп} = 680 \text{ м}$. При довжині похила 1800 м проектом передбачена експлуатація трьох послідовно встановлених конвеєрів 1Л80У довжиною по 600 м.

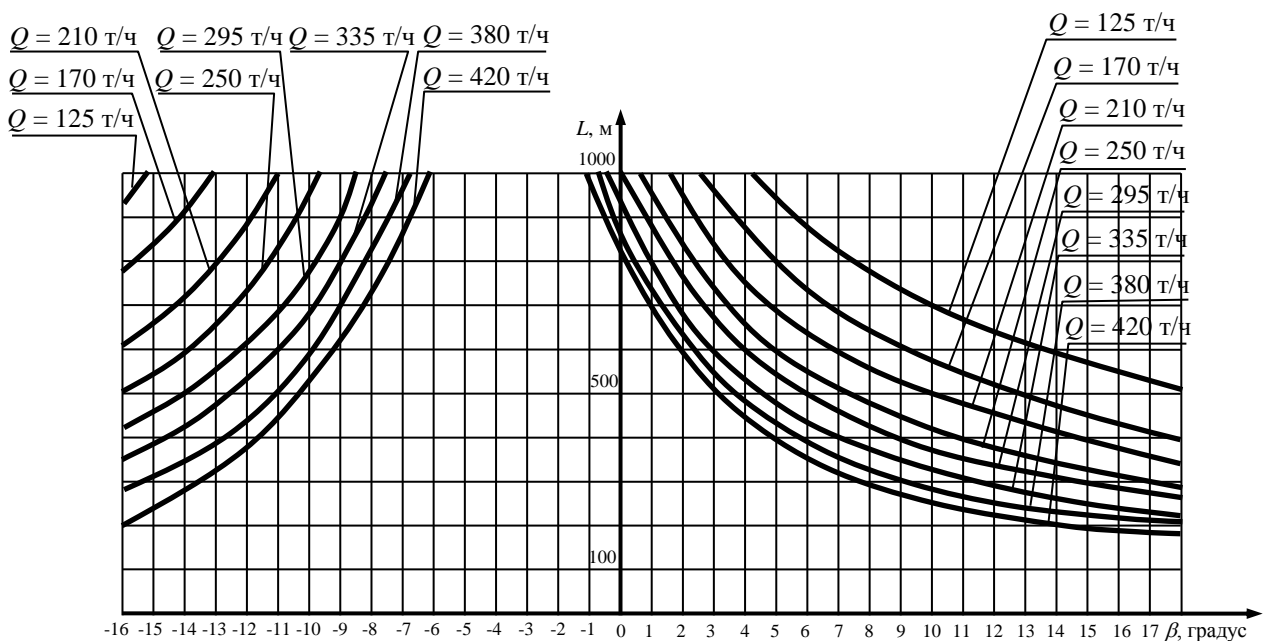


Рисунок 2.4 – Розрахункова область застосування конвеєра 1Л80У.

2.4.4 Провітрювання ділянки по пласту l_6

Відносна метаноносність виймальної ділянки розраховується по формулі:

$$q_{уч} = q_{nl} + q_{cn} + q_{пор}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.37)$$

де q_{nl} – метановиділення із розроблюваного пласта, $\text{м}^3/\text{т}$;

q_{cn} – метановиділення із пластів супутників, $\text{м}^3/\text{т}$;

$q_{пор}$ – метановиділення із вміщуючих порід, $\text{м}^3/\text{т}$.

При розробці кам'яних вугіль і антрацитів з об'ємним виходом летучих речовин більше 165 мл/т.с.б.м. відносне метановиділення з відпрацьованого пласта визначається по формулі

$$q_{nl} = q_{o.n} + q_{o.y} + k_{э.n} \cdot (x - x_o), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.38)$$

де $k_{э.n}$ – коефіцієнт, що враховує експлуатаційні утрати вугілля у межах виймальної ділянки; проектом передбачається безцеликова відробка пласта l_6 , тоді $k_{э.п} = 0.03$;

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

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

$$x = x_2 \cdot k_{WA}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.39)$$

де x_2 – природна метаноносність пласта, $\text{м}^3/\text{т}$;

k_{WA} – коефіцієнт враховуючий вологість та зольність вугілля.

$$k_{WA} = 0,01 \cdot (100 - A^3 - W_p), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.40)$$

де A^3 , W_p – відповідно пластова зольність та вологість, %.

$$k_{WA} = 0,01 \cdot (100 - 7,4 - 18,4) = 0,74 \text{ м}^3/\text{т} \quad x = 12,7 \cdot 0,74 = 9,4 \text{ м}^3/\text{т}$$

Залишкова метановість вугілля визначається по формулі:

$$x_o = x_{o.2} \cdot k_{WA}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.41)$$

$x_{o.2}$ – залишкова метановість вугілля, $\text{м}^3/\text{т.с.б.м}$;

$$x_o = 1,98 \cdot 0,74 = 1,46 \text{ м}^3/\text{т}$$

$q_{o.n}$ – відносне метановиділення з очисного вибою, визначається по формулі

$$q_{o.n} = 0,85 \cdot x \cdot k_{nl} \cdot \exp(-n) \quad (2.42)$$

k_{nl} – коефіцієнт, що враховує вплив системи розробки на метановиділення з пласту; згідно [7] для стовпкової системи розробки розраховується по формулі:

$$k_{nl} = \frac{l_{oc} - 2b_{3,d}}{l_{oc}} \quad (2.43)$$

де l_{oc} – довжина очисного вибою, м;

$b_{3,d}$ – ширина умовного пояса газового дренавання, м; визначається по табл. 3.5 [7] у залежності від виходу летучих речовин. При $V^{daf}=40,6\%$ $b_{3,d}=11,0$ м.

$$k_{nl} = \frac{335 - 2 \cdot 11}{335} = 0,93$$

n – показник ступеня, що залежить від швидкості посування очисного вибою (V_{oc} , м/доб), виходу летучих речовин з вугілля (V^{daf} , %) та глибини розробки (H , м);

$$n = a_1 \cdot v_{oc} \cdot \exp(-0,001 \cdot H + b_1 \cdot V^{daf}) \quad (2.44)$$

де H – глибина розробки, м;

a_1 , b_1 – коефіцієнти, значення яких приймається в залежності від виходу летучих речовин.

Швидкість посування очисного вибою визначаємо виходячи з планованого навантаження на очисної вибій, з урахуванням можливого перевиконання плану видобутку;

$$A_{доб} \cdot k_{\delta} = l_{oc} \cdot v_{oc} \cdot m_n \cdot \gamma \quad (2.45)$$

де $A_{доб}$ – добове навантаження на очисний вибій, т/добу;

m_n – потужність пласта, м;

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;

k_{δ} – коефіцієнт, що враховує можливість перевиконання плану видобутку; $k_{\delta}=1.15$

$$v_{oc} = \frac{A_{доб} \cdot k_{\delta}}{l_{oc} \cdot m_n \cdot \gamma}, \text{ м/доб} \quad (2.46)$$

$$v_{oc} = \frac{1193 \cdot 1,15}{335 \cdot 1,6 \cdot 1,3} = 1,96 \text{ м/доб}$$

$$n = 0,152 \cdot 1,96 \cdot \exp(-0,001 \cdot 700 + 0,051 \cdot 40,6) = 1,83$$

Визначаємо відносне метановиділення з очисного вибою:

$$q_{on} = 0,85 \cdot 9,4 \cdot 0,91 \cdot \exp(-1,83) = 0,98 \text{ м}^3/\text{т}$$

$q_{o,y}$ – відносне метановиділення з відбитого вугілля визначається по формулі:

$$q_{o,y} = q_{o,y}^1 + q_{o,y}^{11}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.47)$$

де $q_{o,y}^1$ – відносне метановиділення з відбитого вугілля у лаві, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q_{o,y}^1 = x k_{nl} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] (b_2 k_{my} + b_3 k_{my}^1), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.48)$$

$q_{o,y}^{11}$ – відносне метановиділення з відбитого вугілля у конвеєрному штреку, $\text{м}^3/\text{т}$

$$q_{o,y}^{11} = x k_{nl} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] \cdot b_2 k_{my}^{11}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.49)$$

де b_2, b_3 – коефіцієнти, що враховують частку відбитого вугілля, що відповідно знаходиться на конвеєрі та залишається на підшві у лаві, частки од.;

$k_{my}, k_{my}^1, k_{my}^{11}$ – коефіцієнти, що враховують ступінь дегазації відбитого від масиву вугілля відповідно в очисному вибою на конвеєрі (k_{my}), на підшві у лаві (k_{my}^1), та на конвеєрі у виробці виймальної ділянки (k_{my}^{11}), частки од.;

$$k_{my} = a \cdot T_{m,l}^b \quad (2.50)$$

$$k_{my}^1 = a \cdot T_{m,l}^e \quad (2.51)$$

$$k_{my}^{11} = a \cdot T_{m,k}^e - a \cdot T_{m,l}^e \quad (2.52)$$

де a, b – коефіцієнти, що характеризують газовітдачу з відбитого вугілля; приймається при дегазації відбитого вугілля $T_y \leq 6$ хв, відповідно рівними 0,052 і 0,71, а при $T_y > 6$ хв $a = 0,118$, а $b = 0,25$

$T_{m,l}$ – час перебування відбитого вугілля на конвеєрі в лаві, хв.;

$$T_{m,l} = \frac{l_{oc}}{60 \cdot V_{k,l}}, \text{ хв.} \quad (2.53)$$

де l_{oc} – довжина очисного вибою, м.;

$V_{k,l}$ – швидкість транспортування вугілля в лаві, м/с; $V_{k,l} = 1,2$ м/с.

$$T_{m,l} = \frac{335}{60 \cdot 1,2} = 4,65 \text{ хв.};$$

$T_{m,l,l}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля на підшві у лаві, хв.

При двосторонній виїмці вугілля в лаві $T_{m,l,l} = 0$, тому $k_{my}^1 = 0$;

$T_{m,k}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля в ярусному штреку у межах виймальної ділянки, хв; визначається по формулі:

$$T_{m.k} = \frac{\sum_{i=1}^n l_{mi}}{60 \cdot V_{mi}}, \text{ хв} \quad (2.54)$$

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

V_{mi} – швидкість транспортування вугілля на ділянці l_{mi} , м/с;

Для прийнятих способу підготовки, системи розробки і виду транспорту $l_{mi}=1950$ м.

$$T_{m.k} = \frac{100}{60 \cdot 1,25} + \frac{1850}{60 \cdot 2} = 16,75 \text{ хв.}$$

Визначаємо значення коефіцієнтів

$$k_{my} = 0,052 \cdot 4,65^{0,71} = 0,15$$

$$k_{my}^{11} = 0,118 \cdot 16,75^{0,25} - 0,052 \cdot 4,65^{0,71} = 0,1$$

Визначаємо метановиділення з відбитого вугілля в лаві i на конвеєрному штреку

$$q_{o.y}^1 = 9,4 \cdot 0,93 \cdot (1 - 0,85 \cdot \exp(-1,83)) \cdot (1 \cdot 0,15 + 0) = 0,84 \text{ м}^3/\text{т}$$

$$q_{o.y}^{11} = 9,4 \cdot 0,91 \cdot (1 - 0,85 \cdot \exp(-1,83)) \cdot 1 \cdot 0,1 = 0,73 \text{ м}^3/\text{т}$$

$$q_{o.y} = 0,84 + 0,73 = 1,57 \text{ м}^3/\text{т}$$

Визначаємо метановиділення з розроблювального пласта

$$q_{пл} = 1,16 + 1,57 + 0,03(9,4 - 1,46) = 2,97 \text{ м}^3/\text{т}$$

Відносне метановиділення із супутників визначається по формулі

$$q_{cn} = \sum q_{cn.ni} + \sum q_{cn.ni}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.55)$$

де $\sum q_{cn.ni}$ – сумарне метановиділення з підробленого супутника, $\text{м}^3/\text{т}$;

$\sum q_{cn.ni}$ – сумарне метановиділення з надробленого супутника, $\text{м}^3/\text{т}$

Відносне метановиділення як з підробленого $q_{cn.ni}$, так і надробленого $q_{cn.ni}$ визначається по формулі:

$$q_{cn.} = 1,14 v_{оч}^{-0,4} \frac{m_{ca.i}}{m_{\phi}} (x_{cn.i} - x_{0i}) \cdot (1 - \frac{M_{cn.i}}{M_p}), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.56)$$

де $m_{cn.i}$ – сумарна потужність супутника, м;

m_{ϕ} – потужність пласта, м;

$x_{cn.i}$ – природна метановість супутника, $\text{м}^3/\text{Т}$;

x_{0i} – залишкова метановість супутника, $\text{м}^3/\text{Т}$;

$M_{cn.i}$ – відстань по нормалі між покрівлею розроблювального і підшоною зближеного (при підробці) пластів, та між підшоною розроблювального і покрівлею зближеного (при надробці) пластів, м ;

M_p – відстань по нормалі між розроблювальним пластом та зближеними пластами, при якому метановиділення з останнього практично дорівнює нулеві, м ;

Величина M_p при підробці положистих пластів визначається по формулі:

$$M_p = 1,3 \cdot l_{oc} \cdot k_{y.k} \cdot k_l \cdot \sqrt{m_{e.np}} \cdot (\cos \alpha_{nl} + 0,05 \cdot k_l), \text{ м} \quad (2.57)$$

де $m_{e.np}$ – потужність пласта, м ;

$k_{k.n}$ – коефіцієнт, що враховує спосіб керування покрівлею; при повному обваленні приймається $k_{k.n}=1.0$;

k_l – коефіцієнт, що враховує вплив ступеня метаморфізму на величину зводу розвантаження.

$$M_p = 1,3 \cdot 335 \cdot 1,0 \cdot 0,91 \cdot \sqrt{1,0} (\cos 4 + 0,05 \cdot 0,91) = 378 \text{ м}$$

При надробці положистих пластів M_p приймається рівним 60 м .

Тому що зближений пласт m_5 був надроблен пластом m_6^1 , то визначаємо залишкову метановість пласта m_5 по формулі:

$$x_{0m_5}^1 = x_0 + (x - x_0) \cdot \frac{M_{cn}}{M_p}, \text{ м}^3/\text{Т} \quad (2.58)$$

$$x_{0z} = 18,3 \cdot (42,9)^{-0,6} = 1,9 \text{ м}^3/\text{Т}$$

$$x_o = 0,01 x_{0z} (100 - A^3 - Wp), \text{ м}^3/\text{Т} \quad (2.59)$$

$$x_o = 0,01 \cdot 1,9 \cdot (100 - 7,1 - 17,7) = 1,4 \text{ м}^3/\text{Т}$$

$$x_{0m_5}^1 = 1,4 + (9,4 - 1,4) \cdot \frac{35}{60} = 6,1, \text{ м}^3/\text{Т}$$

Сумарне розрахункове метановиділення із супутників представлено у таблиці 2.11

Таблиця 2.21 – Сумарне розрахункове метановиділення із супутників

Назва пласта	l_5	l_7	l_8	l_8^1	l_8^2	m_2	m_3^1	m_4	m_4^3	m_5
Метановиділення	0,25	1,03	0,97	0,23	0,53	0,24	0,33	0,27	0,07	0,06
$q_{cn}, \text{ м}^3/\text{Т}$										
$\Sigma q_{cn}, \text{ м}^3/\text{Т}$	3,99									

Розрахунок метановиділення із вміщуючих порід пласта l_6 згідно [7] визначається по формулі:

$$q_{пор} = 1,14 v_{оч}^{-0,4} (x - x_0) \cdot k_{c.n} (H - H_0), \text{ м}^3/\text{Т} \quad (2.60)$$

де H – глибина розробки, м;

H_0 – глибина зони метанового вивітрювання, м.

$k_{c.n}$ – коефіцієнт, що враховує спосіб керування покрівлею та літологічний склад порід, частки од.

$$q_{пор} = 1,14 \cdot 5,23^{-0,4} \cdot (9,4 - 1,46) \cdot 0,00106 \cdot (700 - 180) = 2,2 \text{ м}^3/\text{Т}$$

Визначаємо відносну метановість очисного вибою та виймальної ділянки. Тому що виймальна ділянка провітрюється за схемою типу 1-М, то відносна метановість очисного вибою та виймальної ділянки визначаються по формулах:

$$q_{оч} = (q_{o.n} + q_{o.y}^1) \cdot (1 - k_{д.пл}) + k_{в.н} \cdot q_{в.н}^1, \text{ м}^3/\text{Т} \quad (2.61)$$

$$q_{дйл} = (q_{o.n} + q_{o.y}^1) \cdot (1 - k_{д.пл}) + q_{в.н}^1, \text{ м}^3/\text{Т} \quad (2.62)$$

де $k_{в.н}$ – коефіцієнт враховуючий метановиділення із виробленого простору в призабійне;

$q_{в.н}^1$ – очікуване метановиділення з виробленого простору на виймальній ділянці визначається по формулі:

$$q_{в.н}^1 = [k_{э.н} \cdot (x - x_0) \cdot (1 - k_{д.пл}) + (\sum q_{сн.н} + q_{пор}) \cdot (1 - k_{д.с.н}) + \sum q_{сн.н} (1 - k_{д.сн})] \cdot (1 - k_{д.в.н}^1) \cdot (1 - k_{д.в.о}) \quad (2.63)$$

де $k_{д.пл}$ $k_{д.сн}$ $k_{д.с.н}$ $k_{д.в.н}^1$ $k_{д.в.о}$, – коефіцієнти, що враховують ефективність дегазації пласта, підробленого та надробленого супутника, виробленого простору й ефективність ізольованого відводу метану, частки од.

$$q_{в.н}^1 = [0,03 \cdot (9,4 - 1,46) \cdot (1 - 0) + (3,99 + 2,12) \cdot (1 - 0) + 0,26 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0) \cdot (1 - 0) = 6,13 \text{ м}^3/\text{Т}$$

$$q_{оч} = (1,16 + 0,84) \cdot (1 - 0) + 0 \cdot 6,13 = 2 \text{ м}^3/\text{Т};$$

$$q_{дйл} = (1,16 + 1,57) \cdot (1 - 0) + 6,13 = 8,86 \text{ м}^3/\text{Т};$$

Визначаємо абсолютне метановиділення очисного вибою та виймальної ділянки по формулах:

$$I_{дйл} = \frac{q_{дйл} \cdot A_{дйл}}{1440} \text{ м}^3/\text{ХВ.} \quad (2.64)$$

$$I_{оч} = \frac{q_{оч} \cdot A_{дйл}}{1440} \text{ м}^3/\text{ХВ.} \quad (2.65)$$

$$I_{dil} = \frac{8,86 \cdot 1193}{1440} = 7,34 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{оч} = \frac{2 \cdot 1193}{1440} = 1,66 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок кількості повітря для провітрювання очисних вибоїв і виймальних ділянок.

Згідно [7], кількість повітря необхідне для провітрювання виймальної ділянки по виділенню метану, що провітрюється, за схемою типу 3-В, визначається по формулі:

$$Q_{dil} = \frac{100 \cdot I_{dil} \cdot k_H}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (2.66)$$

де k_H – коефіцієнт нерівномірності метановиділення, частки од.

$$Q_{dil} = \frac{100 \cdot 7,34 \cdot 1,29}{1 - 0,05} = 996,7 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Кількість повітря для провітрювання очисного вибою для схем типу 3-В визначається по формулі:

$$Q_{оч} = \frac{100 \cdot I_{оч} \cdot k_H}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (2.67)$$

$$Q_{оч} = \frac{100 \cdot 1,66 \cdot 1,29}{1 - 0,05} = 255 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок кількості повітря для провітрювання очисного вибою по газах, що утворяться при підричних роботах, не робимо, тому що підричні роботи в лаві не ведуться.

Розрахунок витрати повітря по числу людей виробляється по формулі

$$Q_{оч} = 6 \cdot n_{чол} \cdot k_{0,3} \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.68)$$

де $n_{чол}$ – найбільше число людей, що одночасно працюють в очисному вибою. Якщо зміна виробляється на робочих місцях то $n_{чол} = 30$.

$$Q_{оч} = 6 \cdot 30 \cdot 1,2 = 216 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Розрахунок витрат повітря з умов оптимальної швидкості по пиловому фактору робимо по формулі

$$Q_{оч} = 60 \cdot S_{оч.min} \cdot V_{онм} \cdot k_{0,3} \cdot \text{м}^3/\text{хв}. \quad (2.69)$$

де V_{opt} – оптимальна швидкість повітря у призабійному просторі, м/с; V_{opt} 1,6 м/с.

$$Q_{oc.} = 60 \cdot 4,3 \cdot 1,6 \cdot 1,2 = 495 \text{ м}^3/\text{хв},$$

Остаточо, для провітрювання очисного вибою приймаємо $Q_{oc.} = 495 \text{ м}^3/\text{хв}$, по пиловому факторі, а для провітрювання виймальної ділянки $Q_{dil} = 996,7 \text{ м}^3/\text{хв}$

Витрата повітря на підсвіження вихідної з лави вентиляційного струменя визначається по формулі:

$$Q_{nid} = Q_{dil} - Q_{oc.} \frac{k_{ym.6}}{k_{o.3}} \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (2.70)$$

де $k_{o.3}$ – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до призабійного;

$k_{ym.6}$ – коефіцієнт, що враховує витоки повітря через вироблений простір у межах виймальної ділянки;

$$Q_{nid} = 996,7 - 495 \frac{1,4}{1,2} = 419,2 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Перевіряємо витрати повітря по мінімально та максимально можливій швидкості руху:

$$Q_{oc.} \leq 60 \cdot S_{oc.min} \cdot V_{max} \cdot k_{o.3}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.71)$$

де V_{max} – максимально припустима швидкість повітря в очисному вибою, м/с;

$$Q_{oc.} = 495 \leq 60 \cdot 4,3 \cdot 4,0 \cdot 1,2 = 1238 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$Q_{oc.} \geq 60 \cdot S_{oc.max} \cdot V_{min} \cdot k_{o.3} \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.72)$$

де V_{min} – мінімально припустима швидкість повітря в очисному вибою, м/с;

$$Q_{oc.} = 495 \geq 60 \cdot 4,3 \cdot 0,25 \cdot 1,2 = 77,4 \text{ м}^3/\text{хв};$$

Кількість повітря, необхідного для провітрювання підготовчих вибоїв визначається по формулі:

$$Q_{zn(n)} = \frac{100 \cdot I_{zn(n)}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.73)$$

де $I_{zn(n)}$ – метановиділення на привибійній ділянці, та усієї виробки відповідно.

$$I_{zn(n)} = I_{нов}^{zn(n)} + I_{o.y.n}, \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (2.74)$$

де $I_{нов}$ – метановість з нерухомих оголених поверхонь пласту, м³/хв;
 $I_{оуп}$ – метановість з відбитого вугілля, м³/хв.

Метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пласту визначається по формулі:

$$I_{нов}^{zn} = 2.3 \cdot 10^{-2} \cdot m_n \cdot V_n \cdot (x - x_0) \cdot k_m, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.75)$$

де m_n – повна потужність вугільних пачок пласта, м;
 V_n – проектна швидкість посування вибою виробки, м/доб;
 x – природна метановість пласту, м³/т;
 k_m – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення у часі.

Значення k_m вибираємо по табл. 3.2 [7] у залежності від часу T_{np} минулого від початку проведення виробки до моменту визначення $I_{нов}$

$$T_{np}^{zn} = \frac{L_n}{V_n}, \text{ діб} \quad (2.76)$$

L_n – довжина тупикової виробки, м ($L_n=1950$ м)

$$T_{np}^n = \frac{1950}{6} = 325, \text{ доби}$$

$$T_{np}^{zn} = \frac{20}{6} = 3,3, \text{ доби}$$

При $T_{np}^n=325$ доби $k_m=1.0$, а при $T_{np}^{zn}=3,3$ доби $k_m=0,16$

Визначаємо метановиділення з оголеної поверхні при проведенні виробки

$$I_{нов}^{zn} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,6 \cdot 6,0 \cdot (9,4 - 1,46) \cdot 0,16 = 0,24 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$I_{нов}^n = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,6 \cdot 6,0 \cdot (9,4 - 1,46) \cdot 1,0 = 1,52 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Метановиділення з відбитого вугілля визначається по формулі:

$$I_{о.у.н} = j \cdot k_{my} \cdot (x - x_0), \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.77)$$

де j – технічна продуктивність комбайна ;
 $k_{m.y}$ – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації.

$$k_{my} = a \cdot T_y^e, \quad (2.78)$$

де T_y – час знаходження вугілля у призабійному просторі, хв;
 a, e – коефіцієнти, що враховують газовіддачу з відбитого вугілля.

$$T_y = \frac{S_{\text{вугл}} \cdot l_u \cdot \gamma}{j} \text{ хв.} \quad (2.79)$$

де $S_{\text{вугл}}$ – переріз виробки по вугіллю у проходці, м²;
 l_u – посування вибою за цикл безперервної роботи комбайна, м.

$$\begin{aligned} T_y &= \frac{7,95 \cdot 1 \cdot 1,3}{1,8} = 5,7 \text{ хв} \\ k_{my} &= 0,052 \cdot 5,7^{0,71} = 0,18 \\ I_{\text{оун}} &= 1,8 \cdot 0,18 \cdot (9,4 - 1,46) = 2,6 \text{ м}^3/\text{хв} \\ I_{zn} &= 0,24 + 2,6 = 2,84 \text{ м}^3/\text{хв} \\ I_n &= 1,52 + 2,6 = 4,12 \text{ м}^3/\text{хв} \\ Q_{zn} &= \frac{100 \cdot 2,84}{1 - 0,05} = 298,95 \text{ , м}^3/\text{хв} \\ Q_n &= \frac{100 \cdot 4,12}{1 - 0,05} = 433,68 \text{ , м}^3/\text{хв} \end{aligned}$$

Визначаємо витрату повітря по середній мінімально припустимій швидкості руху повітря

$$Q_{z.n} = 60 \cdot V_{n.min} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.80)$$

де $V_{n.min}$ – мінімально припустима ПБ швидкість руху повітря у виробці, м/с; для шахт небезпечних по метану, $V_{n.min} = 0.25$ м/с

$$Q_{z.n} = 60 \cdot 0,25 \cdot 13,8 = 207 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрата повітря по мінімальній швидкості в призабійному просторі з урахуванням температури і відносної вологості повітря визначається по формулі

$$Q_{z.n} = 20 \cdot V_{z.min} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.81)$$

де $V_{z.min}$ – мінімально припустима ПБ швидкість повітря в призабійному просторі виробки в залежності від температури і відносної вологості повітря, м/с; Температуру повітря в призабійному просторі виробки визначаємо по формулі

$$t_g = t_n - 2, \text{ } ^\circ\text{C} \quad (2.82)$$

t_n – температура порід на глибині ведення гірських робіт H_n , визначається по формулі

$$t_n = t_1 + \frac{H_n - H_0}{H_z}, \text{ } ^\circ\text{C} \quad (2.83)$$

t_1 – температура порід на глибині зони постійних температур H_0 , $^\circ\text{C}$;
 H_z – геотермічний градієнт, м/град.

$$t_n = 9 + \frac{700 - 33}{30} = 31^\circ \text{C};$$

$$t_6 = 31 - 2 = 29^\circ \text{C}$$

Оскільки температура повітря не задовольняє санітарним нормам то використовуємо охолоджувачі повітря для зниження температури до 26°C

Відносна вологість повітря 80 %, тоді $V_{z.min} = 1,01 \text{ м/с}$

$$Q_{z.n} = 20 \cdot 1,01 \cdot 13,8 = 279 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрата повітря, яке необхідно подавати у вибій по найбільшому числу людей визначається по формулі:

$$Q_{z.n.} = 1,2 \cdot 6 \cdot n \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.84)$$

$$Q_{z.n.} = 1,2 \cdot 6 \cdot 20 = 144 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Для вибору ВМП приймаємо $Q_{z.n.} = 298,95 \text{ м}^3/\text{хв.}$, по виділенню метану.

Приймаємо труби з поліетиленовим рукавом, діаметром 1,0м для яких коефіцієнт витоків трубопроводу складе $k_{yt.mp} = 1,1$.

Визначаємо необхідну продуктивність вентиляторів

$$Q_6 = Q_{z.n.} \cdot k_{yt.mp}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.85)$$

$$Q_6 = 298,95 \cdot 1,1 = 328 \text{ м}^3/\text{хв} \quad Q_6 = 5,5 \text{ м}^3/\text{с},$$

Витрата повітря в місці установки ВМП для виключення можливості його роботи на рециркуляцію повинний задовольняти умові

$$Q_{6c} \geq 1,43 \cdot Q_6 \cdot k_p, \quad (2.86)$$

де k_p – коефіцієнт, прийнятий рівним 1,0 для ВМП із нерегульованою подачею та 1,1 з регульованої.

Визначаємо кількість повітря, який необхідно подавати до всасу вентилятора

$$Q_{6c} = 1,43 \cdot 328 \cdot 1,1 = 515,9 \text{ м}^3/\text{хв.},$$

Визначаємо необхідний тиск вентиляторів:

$$h_6 = Q_B^2 \cdot R_{TP.G} \cdot \left(\frac{0.59}{k_{YT.TP}} + 0.41 \right)^2, \text{ кг/м}^2 \text{ (даПа)} \quad (2.87)$$

де $R_{mp.z}$ – аеродинамічний опір трубопроводу, кц; визначається по формулі

$$R_{mp.z} = r_{mp.k} \cdot (l_{mp1} + 20 \cdot d_{mp1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{mp1} \cdot n_2) + r_{mp.k} \cdot (l_{mp1} + 20 \cdot d_{mp1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{mp1} \cdot n_2) \quad (2.88)$$

$r_{mp.k}$ – питомий аеродинамічний опір 1м трубопроводу з поліетиленовим рукавом без витоків повітря дом/м ;

d_{mp1} – діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

l_{mp1} – довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;
 d_{mp2} – діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;
 l_{mp2} – довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;
 n_1, n_2 – число поворотів трубопроводу, відповідно під кутом 90^0 та 45^0 .

$$R_{mp.z.} = 0.0053 \cdot (500 + 20 \cdot 1 \cdot 1 + 10 \cdot 1 \cdot 0) + 0,00153 \cdot (1450 + 20 \cdot 1 \cdot 1 + 10 \cdot 1 \cdot 0) = 5,1 \text{ км}$$

$$h_{в.} = 5,5^2 \cdot 3,04 \left(\frac{0,59}{1,1} + 0,41 \right)^2 = 137,3 \text{ кг/м}^2$$

Вибір вентиляторів робимо шляхом нанесення розрахункового режиму їхньої роботи $Q_{в.}, h_{в.}$ на аеродинамічні характеристики вентиляторів (додаток 1[7]). На підставі аналізу аеродинамічних характеристик вентиляторів приймаємо для провітрювання конвеєрного похилу вентилятор ВМЦ-8М.

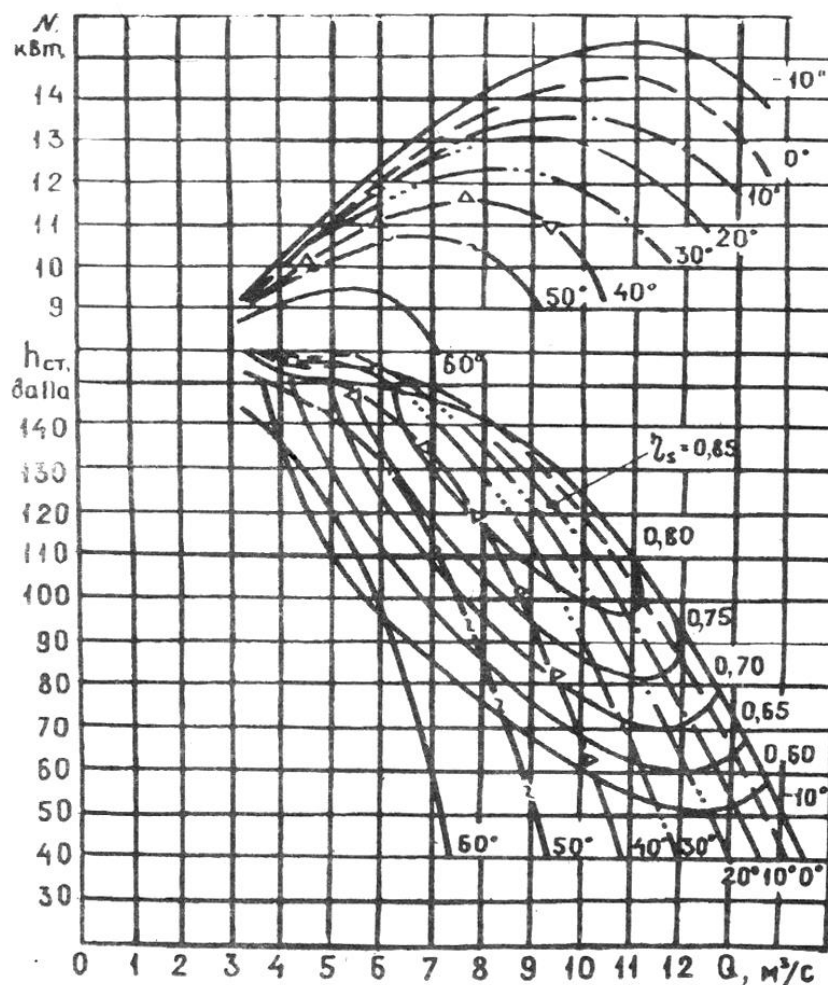


Рисунок 2.5 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦ-8М.

Крапка з координатами $Q_{в.} = 5,5 \text{ м}^3/\text{с}$ і $h_{в.} = 137 \text{ кг/м}^2$ лягає на характеристику вентилятора з кутом установки лопаток направляючого апарата 50^0 . Тому уточнення режиму роботи вентилятора і провітрювання виробки не робимо.

2.4.5 Електропостачання виїмкової дільниці

Для живлення електроустаткування дільниці 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. Схема електропостачання дільниці подана на рисунку.

Розрахунок потужності пересувної електропідстанції виконано на ЕОМ по програмі, розробленій на кафедрі «Гірництво». Згідно з розрахунком для живлення низьковольтних електроспоживачів приймаємо трансформаторну підстанцію типу КТПВ 400/6.

Таблиця 2.22 – Характеристика устаткування виїмкової дільниці

Устаткування	Тип електродвигуна	Р, кВт	К-ть, шт.	Σ Руст, А	Ін, А	Σ Ін, А	cos ϕ	кз
Кобайн 1К103М	ЭКВ5	400	1	400	200	200	0,81	0,8
Конвеєр СП202В1	ЭДКОФ110	110	3	330	55	165	0,88	0,8
Перевантажувач ПСРН800	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 вимог Правил безпеки у вугільних шахтах 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. 620 м) за допомогою сталюого тросу перерізом не менше 100 мм² поєднуються з контуром заземлення центральної підземної підстанції, який виконується зі сталюї стрічки перерізом 100 мм².

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 :коэффициент :ника	Номинальное напряжение, В	Залегание :та	Кол-во пуско-вых агрегатов
1					660	1	1
	1	200	.81	1			
	2	90	.85	1			
	3	220	.88	1			
	4	55	.85	1			
	5	55	.85	1			
	6	22	.86	1			
	7	4	.9	1			

Выходные данные

Наименование	Значение
Установленная мощность наиболее мощного токоприемника, кВт	220
Установленная мощность всех токоприёмников участка, кВт	646
Коэффициент спроса	0.604
Средневзвешенный коэффициент мощности участка	0.840
Расчетная мощность трансформатора подстанции, кВА	464.92
Номинальная мощность трансформатора подстанции (расчетная), кВА	371.93
Фактический коэффициент мощности I-го токоприемника	0.804 0.840 0.870 0.840 0.840 0.850 0.890
К УСТАНОВКЕ ПРИНЯТЬ ТСВП 400 /6-0.69 R _T = .0107 Ом X= .0403 Ом	

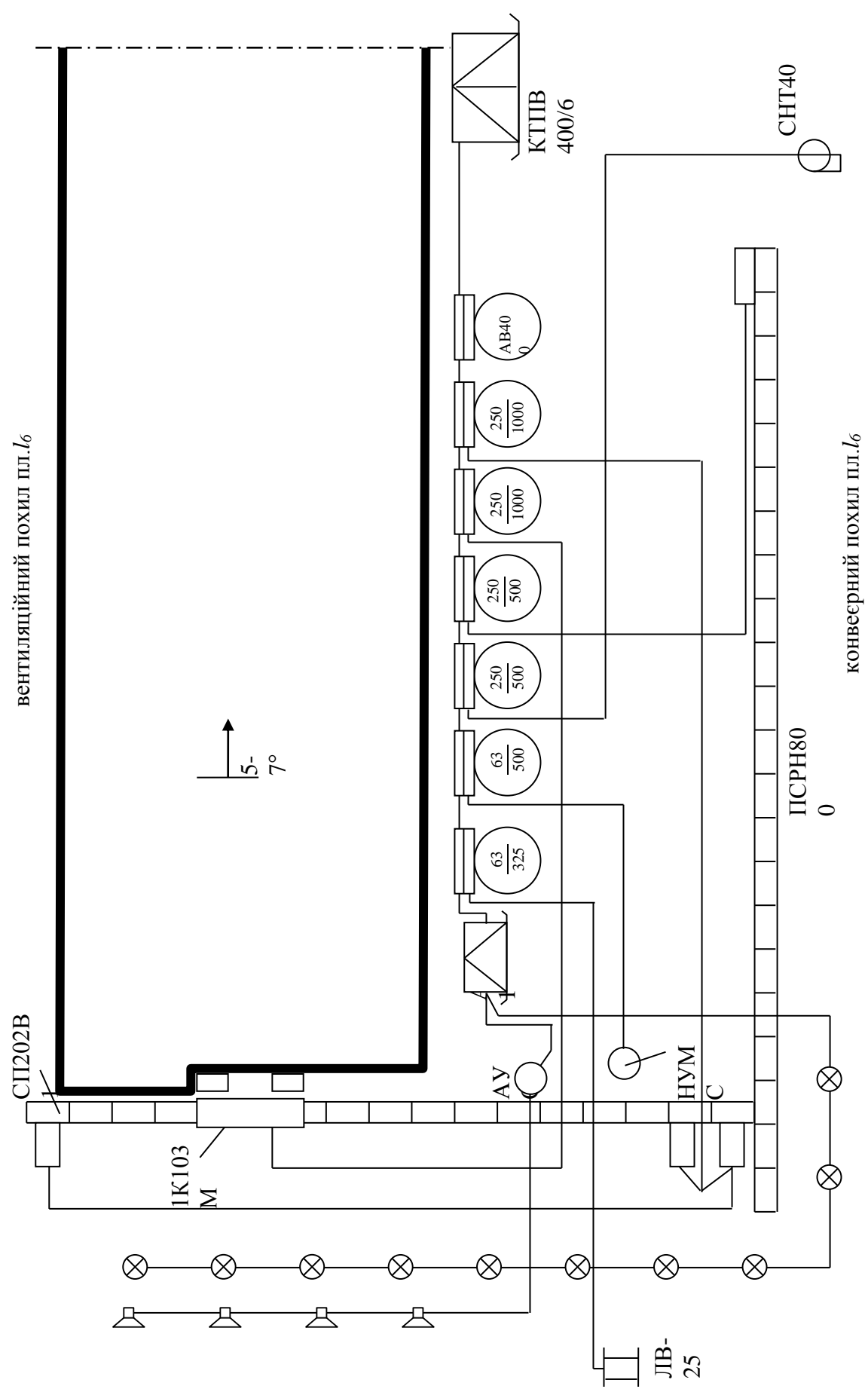
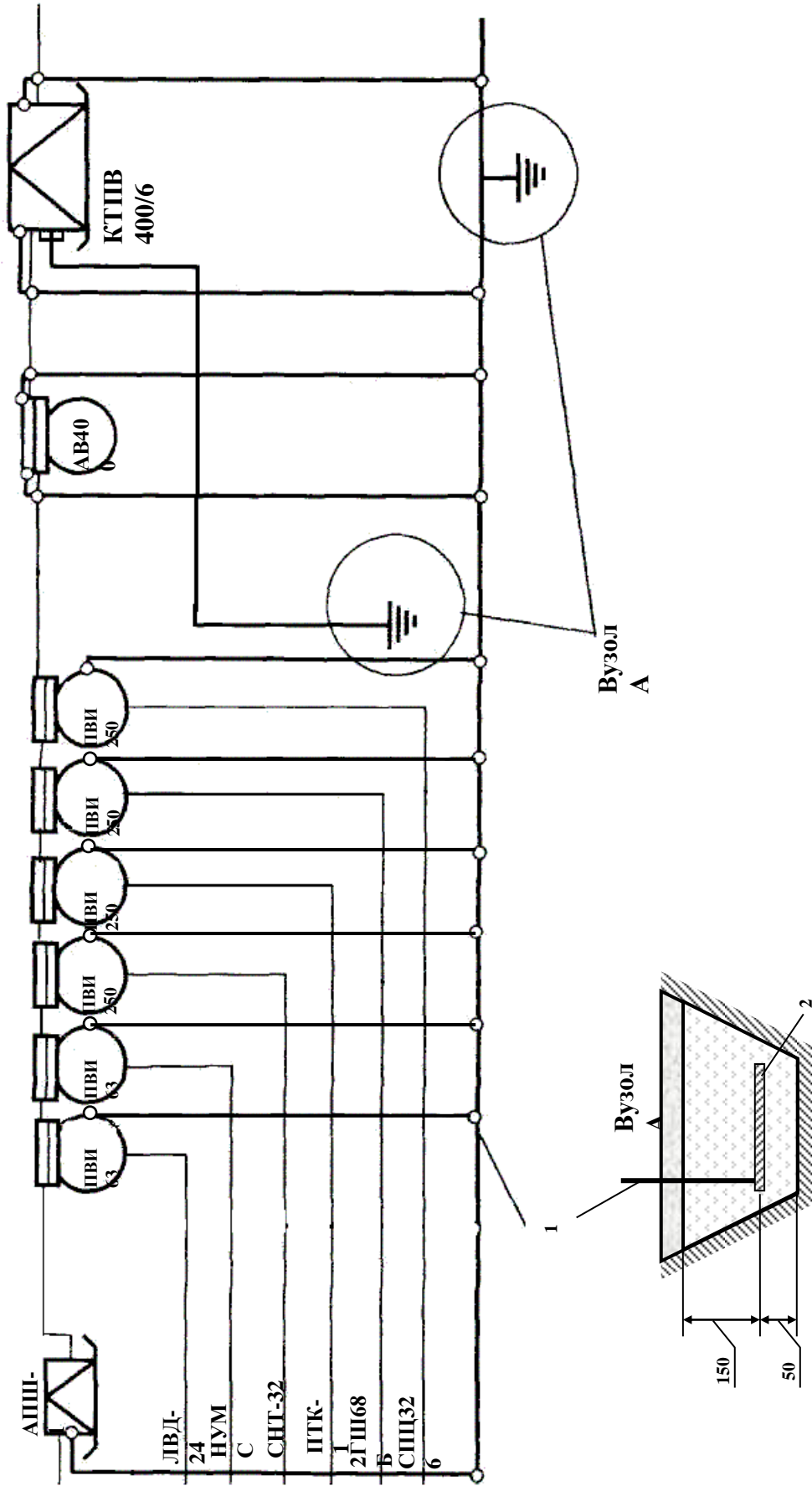


Рисунок 2.6 – Схема електропостачання виймової дільниці



Місцеві заземлювачі на виїмковій ділянці встановлюються біля електричної підстанції КТПВ-400/6, а також біля пересувного розподільного пункту. Електричні

Рисунок 2.7 – Схема заземлення електроустановки виїмкової ділянки:
1 – провідник заземлення, 2 – стальна смуга площею $0,6 \text{ м}^2=3\text{м}\times 0,2\text{м}$

апарати розподільного пункту з'єднуються із заземлювачем збірної шини, яка виконується зі сталі перерізом $50 \text{ мм}^2 = 50 \text{ мм} \times 10 \text{ мм}$. Ця збірна шина поєднується з місцевим заземлювачем за допомогою сталюого тросу перерізом 50 мм^2 ($\varnothing 8 \text{ мм}$). Пристрої зв'язку підключаються до заземлювачів сталюим проводом перерізом 12 мм^2 ($\varnothing 4 \text{ мм}$).

В якості провідників, що зв'язують місцеві і головні заземлювачі, використовуються сталюа 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 перерізом 50 мм^2 ($\varnothing 8 \text{ мм}$) або міді 25 мм^2 ($\varnothing 6 \text{ мм}$), 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 введів в цьому електроустаткуванні та у відповідній пусковій апаратурі. Для пересувних машин і вибійних конвеєрів забезпечується безперервний автоматичний контроль заземлення шляхом використання жили заземлення в схемі управління.

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

Для ввімкнення РПП дільниці та іншого електроустаткування, розташованого у виробках з вихідним струменем повітря, застосовуються комутаційні апарати (підстанція КТПВ-400) з блокувальним реле витікань (БРУ), що забезпечує захисне ввімкнення і автоматичний контроль безпечної величини опору мережі заземлення.

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 однією загальною позицією.

Таблиця 2.23 – Положення плану ліквідації аварій, що стосується виїмкової дільниці 6-й західний конвеєрний хідник, 5-а «біс» західні лави, 5-й західний вентиляційний хідник пл. І₆ – пожежа (або вибух)

Заходи щодо рятуванню людей і ліквідації аварії	Відповідальний за виконання виконавці	Шляхи і час виходу людей	Шляхи руху відділень ДВГРС та їх завдання
<p>1. Викликати 3-й взвод 4 ВГРЗ</p> <p>Забезпечити прибуття до шахти відділень ДВГРС, автомобілів з технікою гасіння пожеж водою і піною</p> <p>2. Забезпечити нормальну роботу вентилятора головного провітрювання.</p> <p>3. Вимкнути електроенергію: ЦПП-1 вводи № 1,2</p> <p>4. Сповістити про аварію за допомогою телефонів і вивести людей з шахти</p> <p>5. Направити членів ДГК 1 лави і ШТ з респіраторами і засобами пожегасіння із пунктів ШГС для гасіння пожежі</p> <p>6. Забезпечити подачу води на аварійну дільницю</p> <p>7. Доставити пожежний поїзд під аварійну дільницю</p>	<p><u>Гірничий диспетчер</u> Телефоністка</p> <p><u>Командир взводу</u> Черговий біля телефону ДВГРС</p> <p><u>Головний механік</u> Гірничий диспетчер, Черговий слюсар ЕМС</p> <p><u>Головний енергетик</u> Черговий центральної підстанції</p> <p><u>Гірничий диспетчер</u> ІТР дільниць в зміні, члени ДГК</p> <p><u>Гірничий диспетчер</u> Начальник ДГК, Члени ДГК</p> <p><u>Головний механік</u> Черговий слюсар</p> <p><u>Начальник ШТ</u> Машиніст електровозу, Члени ДГК дільниці ШТ</p>	<p>Люди, що знаходяться в 6-му західному конвеєрному хіднику, 5-й «біс» західній лаві, в саморятувальниках прямують на свіжий струмінь повітря у 5-й західний вентиляційний хідник, далі йдуть вентиляційним хідником №1, конвеєрним штреком 4-ї східної лави, вантажним хідником східного блоку, вантажним хідником західного блоку, головним відкаточним квершлагом гор. 620 м, відкаточним квершлагом гор. 620 м, виробками ОД гор. 620 м і піднімаються на поверхню. Час виходу людей – 35 хв.</p> <p>Люди, що знаходяться в 5-му західному конвеєрному хіднику, в саморятувальниках прямують на свіжий струмінь повітря у 5-ї «біс» західну лаву, прямують лавою, 6-м західним конвеєрним хідником, вентиляційним бремсбергом, східним Полевим відкаточним штреком гор. 620 м, головним відкаточним квершлагом гор. 620 м, відкаточним квершлагом гор. 620 м, виробками ОД гор. 620 м і піднімаються на поверхню. Час виходу – 40 хв.</p> <p>Люди, що знаходяться в 5-му західному конвеєрному хіднику від лави до кросингу гор. 620 м, в саморятувальниках виходять на свіжий струмінь повітря у вентиляційний бремсберг, прямують бремсбергом, східним Полевим відкаточним штреком гор. 620 м, головним відкаточним квершлагом гор. 620 м, відкаточним квершлагом гор. 620 м, виробками ОД гор. 620 м і піднімаються на поверхню. Час виходу – 25 хв.</p>	<p>Направити:</p> <p>1-е відділення ДВГРС прямує в 5-й західний конвеєрний хідник для обстеження аварійної дільниці по вихідному струменю повітря до вогнища та виводу людей на поверхню.</p> <p>2-е відділення ДВГРС прямує в 6-й західний конвеєрний хідник і далі до вогнища для його ліквідації.</p> <p>Наступні відділення ДВГРС на розсуд відповідального керівника робіт з ліквідації аварії направляються на рятування людей або гасіння пожежі з огляду на обставини.</p>

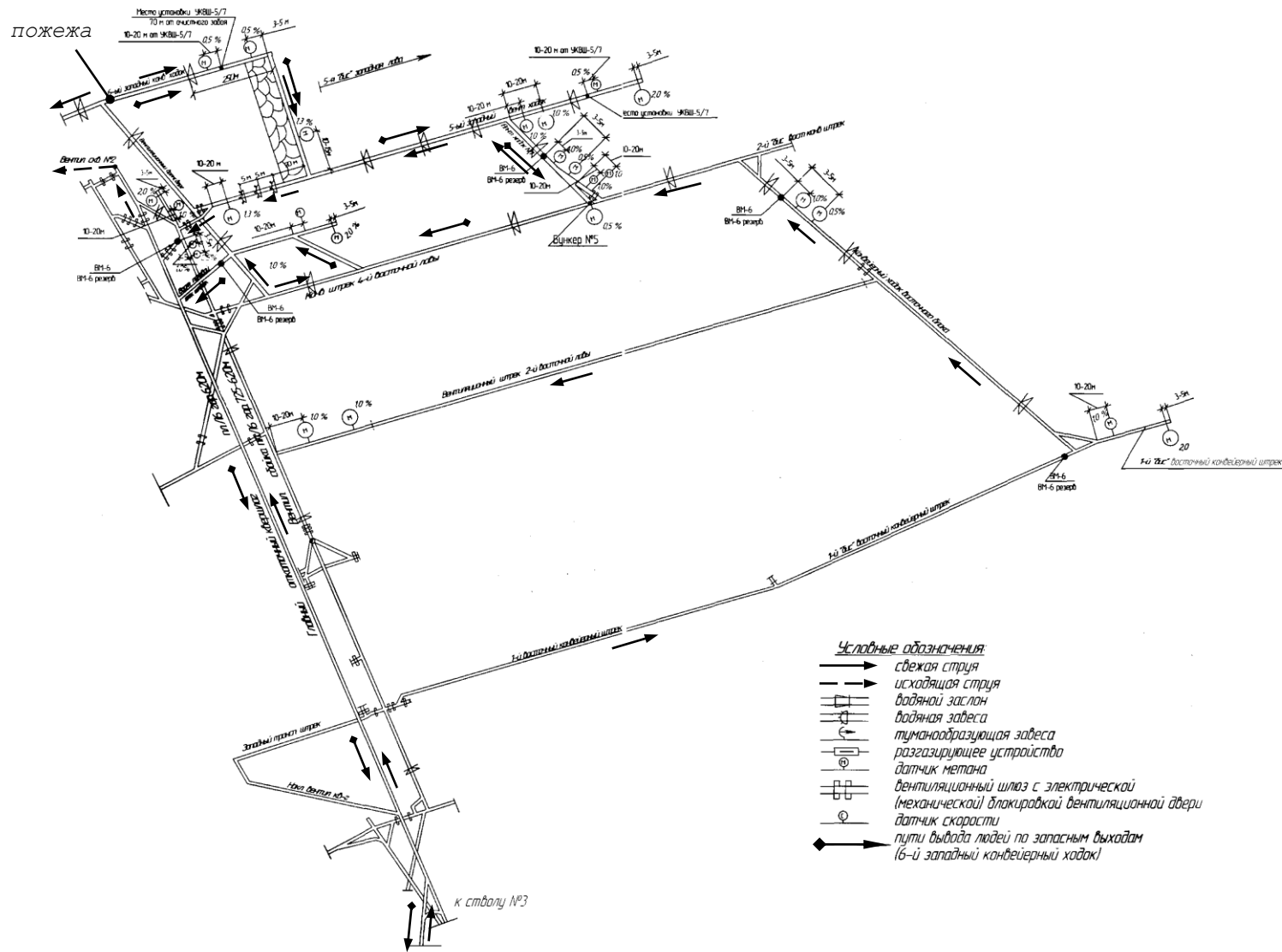


Рисунок 2.8 – Схема вентиляції та запасних виходів з виїмкової ділянки 5-ї «біс» західної лави пл. I₆

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.

2.5.2 Заходи безпеки при пересуванні людей по гірничим виробкам

За вимогами Правил безпеки на кожній діючій шахті має бути не менше двох окремих виходів на поверхню, пристосованих для пересування людей. В усіх гірничих виробках, що ведуть до запасних виходів, через кожні 200 м, а також на розгалуженнях цих виробок мають бути прикріплені вказівні знаки з позначенням виробок і напрямків до виходів на поверхню. При наявності освітлювальної мережі вказівні знаки мають бути освітлені.

Дві та більше спарених виробок з одним напрямком вентиляційного струменя, пристосовані для пересування людей, вважаються одним запасним виходом.

В похилих виробках, по яким передбачений вихід людей, має бути вільний прохід шириною не менше 0,7 м і висотою 1,8 м, в якому споруджуються при кутах нахилу:

від 7 до 10° – перила, що прикріплені до кріплення;

від 11 до 25° – трапи з перилами;

від 26 до 30° – сходи зі сходинками і перилами;

від 31 до 45° – драбини з горизонтальними сходинками і перилами;

від 46° та більше – ходове відділення, об лаштоване так само, як і сходове відділення вертикальних стволів, тобто сходи мають встановлюватися під кутом нахилу не більше 80° і виступати на 1 м на горизонтальними полками, що міцно закріплюються з інтервалом не більше 8 м. Розміри отворів в полках мають бути: ширина – не менше 0,6 м; висота – не менше 0,7 м. Відстань між кріпленням і драбиною має бути не менше 0,6 м. Ширина драбин має бути не менше 0,4 м, а відстань між сходами не більше 0,4 м.

Паралельно похилам та бремсбергам, за винятком похилів та бремсбергів, що прилягають до лав, які відробляються по падінню або повстанню, мають проводитися хідники. Хідники, які не об лаштовані засобами механізованого перевезення людей, мають висоту не менше 1,8 м у просвіті.

На нижніх та проміжних приймальних площадках похилих стволів, похилів і бремсбергів облаштовуються обхідні виробки.

На перетинах похилих стволів, бремсбергів і похилів з проміжними діючими виробками, по котрім пересуваються люди, облаштовуватися обхідні виробки або містки.

Всі особи під час перебування в шахті мають бути в справних захисних касках, спецодягу і взутті. Забороняється спуск в шахту, пересування людей по виробкам, а також ведення робіт без справного індивідуального акумуляторного ліхтарика. Усім особам перед спуском в шахту мають видаватися справні, індивідуально закріплені саморятувальники.

Інструменти з гострими кромками та лезами мають переноситися в захисних чохлах або в спеціальних сумках.

На робочих місцях та путях прямування людей в шахтах мають бути сигнали та знаки, перелік і схеми розміщення яких регламентовані «Єдиними вимогами до сигналів та знаків в підземних виробках і на шахтному транспорті вугільних шахт», а також плакати та написи по техніці безпеки, перелік і місця розташування яких затверджуються головним інженером шахти по узгодженню з дільничним гірничотехнічним інспектором.

Поблизу стволів, по яким здійснюється спуск та підйом людей, влаштовуються камери очікування, а на нижніх приймальних площадках капітальних похилих виробок, обладнаних механізованою перевозкою людей в пасажирських вагонетках, – спеціальні місця очікування.

Камери і місця очікування мають бути освітлені і обладнані лавами для сидіння.

3. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА. ВИБІР І ОБҐРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНОГО СПОСОБУ ПІДТРИМАННЯ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ПЛ. l_6

3.1. Вибір способу підвищення стійкості підготовчих виробок

Досвід підтримки підготовчих виробок показав, що забезпечення їх стійкості за допомогою традиційного піддатливого рамного кріплення, навіть з підвищеною щільністю й піддатливістю, неефективне. При такому підході матеріал витрачається нерационально, потенціал порід для протидії силам гірського тиску не використовується, а виробки ненадійні. У даних умовах, крім кріплення, потрібні додаткові заходи щодо зниження рівня діючих напружень, зміни властивостей масиву оточуючого виробку, і поліпшення умов роботи кріплення.

Підвищення стійкості підготовчих виробок, закріплених кріпленням зі СВП, можливо за рахунок активного впливу на породний масив і пристосування його параметрів до мінливих зовнішніх умов. При цьому найбільш перспективним засобом є анкери, що дозволяють керувати несучою здатністю порід і рамного кріплення в широкому діапазоні.

Багато фахівців (О. Якобі, О.В. Тимофєєв, А.А. Борисов) ще в 60-і роки вказували на можливість формування за допомогою анкерів вантажонесучих конструкцій у тріщинуватих породах. Однак, як показав досвід, застосування анкерного кріплення в самостійному виді в порушених породах не дає позитивного ефекту. Це зв'язано з тим, що при існуючій технології установки анкерів зусилля натягу стрижня, що складає 12-26 кН, явно недостатньо для ущільнення порід у зоні руйнування.

У порушеному масиві ефективною є комбінація рамного кріплення й анкерів, що дозволяє пристосувати технологічні параметри кріплення до широкого діапазону умов. Досвід застосування рамно-анкерного кріплення на шахтах свідчить про його перспективність для підтримки виробок у складних умовах. При використанні рамно-анкерного кріплення породи покрівлі зміщуються без помітного розшарування з інтенсивністю в 1,3-2 рази меншою, чим при звичайному рамному кріпленні, знижується трудомісткість кріплення в 1,5-2 рази і досягається економія металу до 100 кг/м.

Всі існуючі конструкції рамно-анкерного кріплення по характеру взаємодії кріплення з анкерами можна підрозділити на дві групи. До першої групи відносяться способи з конструктивним зв'язком між анкерами і рамним кріпленням, а до другого – з функціональним зв'язком.

Призначення способів першої групи складається в управлінні внутрішніми зусиллями у рамі кріплення, за рахунок введення додаткових зв'язків, що знижують екстремальні згинальні моменти, сприяють рівномірному завантаженню рами й істотно підвищують несучу здатність кріплення.

Друга група способів спрямована на управлінні несучою здатністю системи "масив-кріплення-анкери" за рахунок армування масиву біля контуру. У даному випадку рамне кріплення конструктивно не зв'язується зі зміцненим масивом, а лише входить у силовий контакт з породним оголенням. Кріплення і армований масив працюють спільно в режимі взаємодії, однак, роль кожного елемента різна. Основні вантажонесучі функції виконує армопородна конструкція, а рамне кріплення перешкоджає вивалюванню порід і підвищує несучу здатність армованого масиву. Руйну-

вання масиву в процесі утворення зони непружних деформацій приводить до перерозподілу основного зовнішнього навантаження на анкери, а при виході анкерів з ладу – на рамне кріплення.

При конструктивному взаємозв'язку анкерів з рамами ефективність застосування комбінованого кріплення залежить від узгодження їх міцнісних і деформаційних параметрів. Для забезпечення спільної роботи рамного кріплення і анкерів несуча здатність армованого масиву повинна бути вище несучої здатності рамного кріплення, а зміщення зміцнених порід – нижче піддатливості рами. При не дотриманні даних вимог анкери виключаються з роботи і зростає навантаження на рамне кріплення.

Управління зусиллями в рамі кріплення за допомогою анкерів є технологічно простим, маловитратним і перспективним напрямком підвищення несучої здатності кріплення. Однак забезпечення стійкості виробки визначається безвідмовною роботою всіх елементів системи "масив-кріплення-анкери", у якій вирішальне значення з погляду ресурсозбереження мають гірські породи.

Відомі різні технологічні схеми зміцнення порід анкерами. В умовах складкоутворення анкерами насичуються ділянки масиву в який відбувається зародження зони руйнування. Анкери розташовують по об'ємній сітці в декількох просторових перетинах під кутом $25-45^\circ$ до контуру виробки. Таке їх розташування дозволяє підвищити несучу здатність порід у місці установки анкерного кріплення і запобігти складкоутворенню.

При розвитку зони руйнування на глибину, що перевищує довжини встановлених стрижнів, можуть ефективно працювати жорсткі анкери, що, зв'язуючи породи шару біля контуру в єдину несучу конструкцію, протидіють розшаруванню порід і знижують навантаження на кріплення.

У зонах з хаотичними тріщинами застосовують об'ємну схему армування приконтурного масиву. Для забезпечення його просторової твердості в ДонНТУ запропоновано спосіб, заснований на використанні ефекту заклинювання породних блоків при їх русі усередину виробки. У даному випадку анкери встановлюють у двох площинах, незбіжних з подовжнім і поперечним перерізом виробки, під кутом $5-40^\circ$ стосовно напрямку зміщень порід. Недоліком такого кріплення є його низька несуча здатність унаслідок роботи анкера на вигин.

У виробках великого поперечного перерізу використовують анкерне стяжне кріплення, що складається з двох анкерів довжиною 2-3 м, розташованих у покрівлі під кутом $45-60^\circ$ і стяжок, що натягаються між собою за допомогою переносного домкрата. Зусилля натягу в стяжках передається через підкладки на масив, у результаті чого тріщини стискаються і відбувається зміцнення порід біля контуру. Однак при значних розшаруваннях стяжне кріплення утрачає свою ефективність, тому що для ущільнення порушених порід вимагаються великі зусилля, гранична величина яких обмежена навантаженням анкера на зріз.

Проведений короткий огляд показав, що область застосування рамно-анкерного кріплення в порушених породах дуже обмежена.

У цьому випадку найбільш ефективним є спосіб формування армопородних конструкцій у покрівлі виробок (рис. 3.1), запропонований у ДонДТУ.

Спосіб може бути використаний як у тяжких умовах, коли традиційне рамне

піддатливе кріплення не забезпечує необхідної надійності виробок, так і в порівняно сприятливих у якості ресурсозберігаючого. Сутність способу полягає в попередньому ущільненні гідростійками 4 тріщинуватих порід до зв'язнопорухеного стану і наступній установці анкерів 3, що скріплюють окремі шари між собою, підвищують зчеплення між породними блоками і формують у межах порушеної зони армовану породну балку, здатну сприймати навантаження від гірського тиску. Спільне використання ущільнення й анкерування порід дає можливість більш ефективно управляти міцнісними і деформаційними властивостями порушеного породного масиву, пристосовувати його до мінливих умов підготовчих виробок. Розпір рамного кріплення домкратами 5 забезпечує негайну його взаємодію з масивом, знижує розшарування порід у покрівлі виробки і дозволяє управляти зусиллями в елементах рамного кріплення.

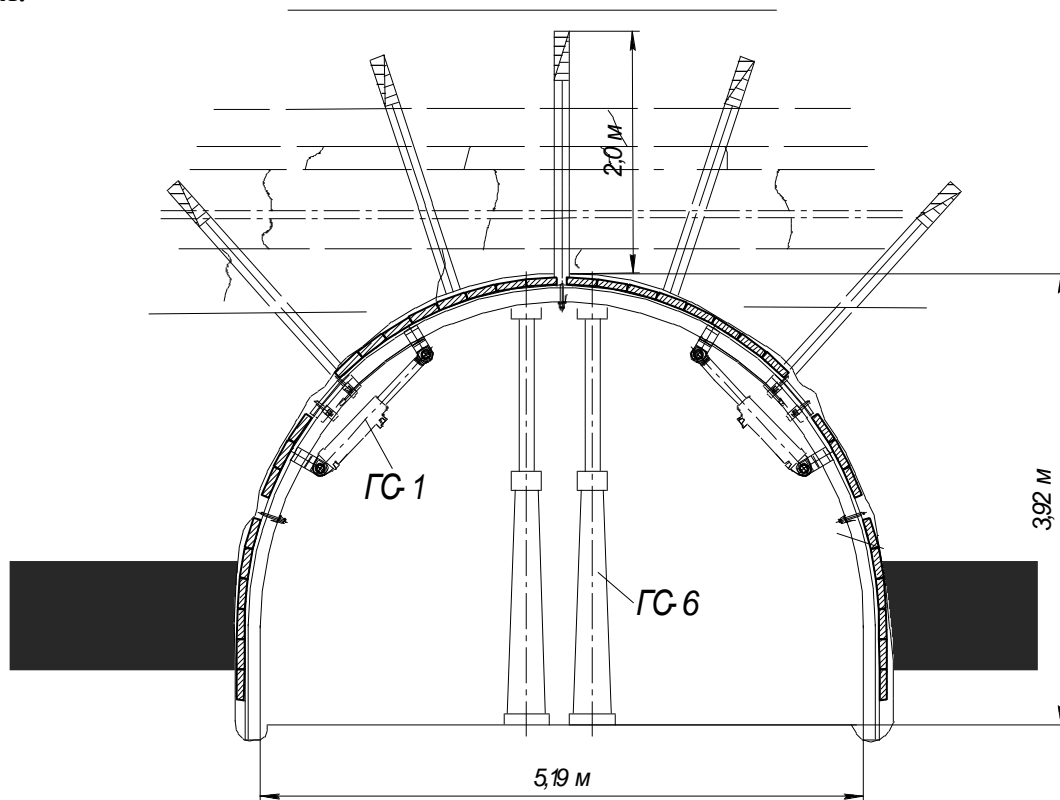


Рис. 3.1. Схема встановлення рамно-анкерного кріплення з ущільненням порід

Черговість виконання робіт з ущільнення, анкерування масиву й установки рамного кріплення визначається ситуацією у виробці. При руйнуванні порід безпосередньо в прохідницькому вибої спочатку монтують раму традиційним способом, а потім ущільнюють, анкерують масив і вводять у силовий контакт раму з породами. Якщо розшарування порід відбувається в наступні періоди експлуатації виробки, то при проведенні зводять рамне кріплення з розпором, а ущільнення порід, установку анкерів і повторний розпір рами здійснюють перед зоною впливу очисних робіт.

3.2 Розрахунок параметрів кріплення підготовчої виробки традиційним способом

Вибір засобів підтримання виробки обираємо відповідно до величини очікуємих максимальних зміщень на контурі поперечного перерізу.

Умови експлуатації виробки.

Виробка проводиться на глибині 725 м. Кут падіння порід 4° . Виробка проводиться комбайновим способом, переріз в просвіті до осідання $13,2 \text{ м}^2$. Виробка суха, знаходиться поза зоною тектонічних порушень.

Виробка експлуатується 4 роки: 1,5 роки до впливу першого очисного вибою та 2,5 роки – до погашення за другим очисним вибоєм.

Розрахунковий опір порід стиску по контуру поперечного перерізу виробки визначаємо з урахуванням усіх пластів порід, що вміщують виробку, потужністю більше за $0,5 \text{ м}$, що залягають на відстані від контуру перерізу виробки в покрівлі $1.5b$, в підшві $1b$, де b – ширина виробки, м; а в боках при пологому та похилому падінні по висоті виробки. Характеристика шарів порід, що вміщують виробку, наведена у табл. 3.1.

Таблиця 3.1

Характеристика шарів порід, прийнятих для розрахунку середнього значення опору порід стиску

№	Найменування порід	Потужність шару m_i , м	Опір стиску σ_i , МПа
Покрівля			
1	Алевроліт	6,45	35
2	Хибна покрівля	0,3	25
Боки			
3	Вугілля	0,9	18
4	Алевроліт	2,0	50
Підшва			
5	Алевроліт	4,5	50

Для суміжних пластів порід, що залягають по контуру поперечного перерізу виробки, з мінливістю R_c в межах 30% приймаємо єдине для всієї виробки середнє значення розрахункового опору порід стиску, що визначається за формулою:

$$R_{c,sp} = \frac{R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + \dots + R_{cn} \cdot m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \text{ МПа} \quad (3.1)$$

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

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

Якщо мінливість розрахункового опору порід стиску перевищує 30%, значення R_c визначаємо відокремлено по елементах виробки (покрівлі, боках та підшві). Розрахунковий опір порід в покрівлі та підшві визначаємо з урахуванням міцності порід, що залягають у боках виробки по її висоті.

Опір порід стиску для прилеглих до відробленого простору виробок приймаємо як середнє арифметичне з обчислених значень R_c для покрівлі та підшви.

Розрахунковий опір порід в масиві з урахуванням його порушення:

$$R_c = R \cdot k_c, \text{ МПа} \quad (3.2)$$

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

k_c – коефіцієнт враховуючий тріщинуватість масиву порід (відповідно до таблиці 1 [1] приймаємо для покрівлі, що складена алевролітом, $k_c=0,8$, для інших шарів $k_c=1,0$).

Визначимо розрахункову міцність порід:

$$R_{c1} = 35 \cdot 0,8 = 28 \text{ МПа};$$

$$R_{c2} = 25 \cdot 1,0 = 25 \text{ МПа};$$

$$R_{c3} = 18 \cdot 1,0 = 18 \text{ МПа};$$

$$R_{c4} = 50 \cdot 1,0 = 50 \text{ МПа};$$

Отже:

$$\text{– для покрівлі –} \quad R_{c.кр} = \frac{28 \cdot 6,45 + 25 \cdot 0,3}{6,75} = 28 \text{ МПа};$$

$$\text{– для підосви –} \quad R_{c.пч} = \frac{50 \cdot 4,5}{4,5} = 50 \text{ МПа};$$

$$\text{– для боків –} \quad R_{c.б} = \frac{18 \cdot 1,6 + 50 \cdot 1,3}{2,9} = 32 \text{ МПа}.$$

Середньозважений опір порід покрівлі і підосви стиску:

$$R_{c.ср} = \frac{28 \cdot 6,75 + 50 \cdot 4,5}{6,75 + 4,5} = 37 \text{ МПа}.$$

Зміщення порід покрівлі виробки протягом строку її служби за межами зони впливу очисних робіт розраховуються за формулою:

$$U_{o.кр} = U_{т.кр} \cdot k_\alpha \cdot k_{ш} \cdot k_b \cdot k_t; \quad (3.3)$$

$$U_{o.пч} = U_{т.пч} \cdot k_\alpha \cdot k_{ш} \cdot k_b \cdot k_t; \quad (3.4)$$

$$U_{o.б} = U_{т.б} \cdot k_\alpha \cdot k_\theta \cdot k_{ш} \cdot k_b \cdot k_t, \quad (3.5)$$

де $U_{т.кр}$, $U_{т.пч}$, $U_{т.б}$ – зміщення порід, прийняте за типове, яке визначається за графіком рис.2 [1] в залежності від розрахункового опору порід стиску R_c та розрахункової глибини розташування виробки $H_p=725$ м ($U_{т.кр}=300$ мм, $U_{т.пч}=100$ мм, $U_{т.б}=180$ мм);

k_α – коефіцієнт впливу кута залягання порід і напрямку проходки виробки відносно простягання порід, визначається по табл. 2 [1] ($k_\alpha=1$ при $\alpha \leq 20^\circ$);

k_θ – коефіцієнт, що характеризує вплив напрямку зміщень порід (при визначенні вертикальних зміщень порід дорівнює 1, при визначенні бокових зміщень порід приймається за таблицею 2 [1] ($k_\theta=0,35$));

$k_{ш}$ – коефіцієнт впливу ширини виробки, який визначається по формулах:

$$\text{для покрівлі і підосви} \quad k_{ш} = 0,2 \cdot (b-1); \quad (3.6)$$

$$\text{для боків} \quad k_{ш} = 0,2 \cdot (h-1), \quad (3.7)$$

де b і h – відповідно ширина і висота виробки, м.

Коефіцієнт впливу ширини виробки дорівнює:

$$\text{для покрівлі і підосви} \quad k_{ш} = 0,2 \cdot (4,5-1) = 0,7;$$

$$\text{для боків} \quad k_{ш} = 0,2 \cdot (2,9-1) = 0,38.$$

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок, приймається відповідно до п. 12 [1] ($k_b=1$);

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід ($k_t=1,0$ при $H/R_{c.c.p.}=20$);

$$U_{o.kp} = 300 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 1 \cdot 1 = 210 \text{ мм};$$

$$U_{o.пч} = 100 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 1 \cdot 1 = 70 \text{ мм};$$

$$U_{o.б} = 200 \cdot 1 \cdot 0,35 \cdot 0,38 \cdot 1 \cdot 1 = 27 \text{ мм}.$$

Далі до розрахунку приймаємо зміщення порід з боку покрівлі.

Розрахункове навантаження на основне кріплення з боку покрівлі, визначається по формулі (8) [1]:

$$P = P^H \cdot k_{п} \cdot k_{пр} \cdot b, \quad (3.8)$$

де P^H – нормативне навантаження, кПа.

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

$k_{пр}$ – коефіцієнт умов способу проведення виробки, при буропідривному способі $k_{пр}=1$;

b – ширина виробки, $b=4,5$ м.

Використовуючи величину зміщень порід покрівлі $U_{o.kp} = 210$ мм і ширину виробки $b=4,5$ м по табл. 4 [1] знаходимо нормативне навантаження на кріплення – $P^H=85$ кПа.

$$P = 85 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 4,5 = 383 \text{ кН}.$$

За додатком 1 [1], обираємо арочне металеве піддатливе кріплення типу КМП-А3, що складається із спецпрофілю типу СВП-22 та замків типу ЗПК.

Опір кріплення в піддатливому режимі становить $N_s=200$ кН, піддатливість $\Delta=300$ мм.

Щільність встановлення рам металевого піддатливого кріплення визначаємо за формулою:

$$n \geq P/N_s, \quad (3.9)$$

де N_s – опір однієї рами кріплення, $N_s=200$ кН.

$$n = 383/200 = 1,91 \text{ рам/м}.$$

Приймаємо щільність встановлення рам кріплення рівною 2 рамам/м. Тобто крок установлення рам кріплення становитиме 0,5 м.

Вибір засобів посилення перед першим очисним вибоєм робимо на підставі розрахунку зміщень порід протягом усього строку служби виробки в зоні впливу першого очисного вибою:

$$U_{кр} = U_{o.kp} + U_1 \cdot k_k \cdot k_{кр} \cdot k_s, \quad (3.10)$$

де U_1 – зміщення порід у зоні тимчасового опорного тиску очисного вибою, яке визначається за графіком рис. 4 [1] ($U_1=460$ мм при $R_{c.c.p.}=37$ МПа і $H_p=500$ м).

$k_{кр}$ – коефіцієнт впливу класу покрівлі за обвалюванням, визначається за табл. 9 [1] ($k_{кр}=1,0$);

k_s – коефіцієнт, що враховує вплив площі перерізу виробки у просвіті, визначається по табл. 11 [1] ($k_s=1,0$);

k_k – коефіцієнт, що характеризує частку зміщень порід покрівлі в загальних зміщеннях порід у виробці, визначається по графіках на рис. 5 [1] ($k_k=0,7$ при $R_{c.c.p.}=28$ МПа та $R_{c.пч}=50$ МПа).

$$U_{кр} = 210 + 460 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,7 = 532 \text{ мм}$$

З табл. 4 [1] при $U_{кр} = 532$ мм і $b = 4,5$ м нормативне навантаження на кріплення становитиме $P^H = 120$ кПа. Обчислюємо сумарне навантаження на кріплення у зоні впливу першого очисного вибою:

$$P_1 = 120 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 4,5 = 540 \text{ кН.}$$

По формулі (14) [1] визначаємо щільність установки засобів посилення:

$$n_1 = \frac{P_1 - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \quad (3.11)$$

де N_{s1} – несуча здатність засобів посилення, кН.

Передбачаємо як засоби посилення металеві стійки тертя з $N_{s1} = 250$ кН. Тоді їхня щільність установки дорівнює:

$$n_1 = \frac{540 - 2 \cdot 200}{250} = 0,56 \text{ стійки/м.}$$

Приймаємо $n_1 = 0,67$ ст/м, тобто встановлюємо стійки посилення під кожну третю раму через 1,5 м.

Довжину ділянки посилення приймаємо рівною 25 м.

Для визначення засобів посилення кріплення за вибоєм першої лави і перед другим очисним вибоєм розраховуємо загальні зміщення порід по формулі:

$$U_{кр} = U_{о.кр} + (2U_1 \cdot k_{к} + m \cdot k_{охр} \cdot k_{t1}) \cdot k_{кр} \cdot k_s, \quad (3.12)$$

де m – потужність пласту, що виймається, мм;

$k_{охр}$ – коефіцієнт, що враховує вплив податливості штучних споруд на опускання покрівлі та визначається у відповідності з п. 21 [1] ($k_{охр} = 0,1$);

k_{t1} – коефіцієнт впливу часу підтримки виробки між відпрацюванням першого і другого очисного вибоїв, який визначається у відповідності з табл. 15 [1] ($k_{t1} = 1,05$ при $t = 2,5$ роки);

$$U_{кр} = 210 + (2 \cdot 460 \cdot 0,7 + 900 \cdot 0,1 \cdot 1,05) \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 950 \text{ мм}$$

З табл. 4 [1] маємо $P_2^H = 150$ кПа. Обчислюємо сумарне навантаження на кріплення у зоні впливу другого очисного вибою:

$$P_2 = 150 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 4,5 = 675 \text{ кН.}$$

Визначаємо кількість засобів посилення на 1 м виробки:

$$n_2 = \frac{P_2 - n \cdot N_s}{N_{s2}} = \frac{675 - 2 \cdot 200}{250} = 1,1 \text{ стійки/м.}$$

Приймаємо $n_2 = 2$ ст/м. Отже, після проходження першої лави треба встановлювати стійки тертя також під кожну раму кріплення.

Перевіряємо кріплення по піддатливості за умовою (11) [1]:

$$\Delta \geq U_{кр} \cdot k_{ос} \cdot k_{ус} \cdot k_{анк}, \quad (3.13)$$

де Δ – конструктивна піддатливість кріплення, мм;

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

$k_{ос}$, $k_{ус}$, $k_{анк}$ – коефіцієнти, які обираються в залежності від щільності установки основного кріплення, засобів посилення та анкерів.

$$\Delta = 210 \cdot 0,65 \cdot 0,65 \cdot 1 = 89 \text{ мм} < 300 \text{ мм.}$$

Умова виконується.

Таким чином, у розглянутих умовах при кріпленні традиційним способом у виробці, яка зберігається для повторного використання, необхідно встановлювати кріплення КМП-А3 із замками ЗПК, із щільністю установки рам кріплення – 2 рами/м, засобів посилення: на ділянці l_1 – 0,67 ст/м, на ділянках l_2 і l_3 – 2 ст/м.

3.3 Розрахунок параметрів рамно-анкерного кріплення виробки

Розрахунок параметрів армопородної конструкції, яка формується в покрівлі виробки, робимо за методикою, запропонованою в ДонДТУ. Дана методика розрахунку відрізняється від галузевої методики ВНДМІ тим, що в ній враховується через коефіцієнт тріщинуватості масиву розвиток деформаційних процесів навколо виробки і вплив технологічних параметрів (щільності установки і несучої здатності рам і анкерів, піддатливості рамного кріплення, потужності армопородної конструкції і ущільнюючого зусилля) на несучу здатність приконтурного масиву і величину прогнозуємих зміщень. Алгоритм розрахунку зміщень і вибору параметрів рамно-анкерного кріплення з ущільненням порід приведений на рис. 3.2.

Порядок розрахунку зміщень і параметрів рамно-анкерного кріплення з попереднім ущільненням порід наступний:

а) у залежності від вихідної тріщинуватості масиву призначають величину активного силового впливу на масив гідравлічними стійками $P=0-560$ кН для забезпечення необхідного коефіцієнта тріщинуватості на необхідній глибині;

б) призначають параметри анкерного кріплення:

щільність установки анкерів $n_a=0,25-1,25$ анк/м²;

ущільнююче зусилля P ;

несучу здатність анкера $N_{\text{анк}}=120-350$ кН.

в) призначають параметри рамного кріплення:

щільність установки $n_k=1-2$ рами/м;

несучу здатність кріплення в піддатливому режимі $N_k=160-350$ кН/р;

момент опору верхняка $W_x=75-134$ см³ (СВП-22 - СВП-33);

піддатливість $\Delta=100-300$ мм;

г) використовуючи номограми (рис. 3.3-3.8) визначають значення коефіцієнтів підвищення опору масиву k_k і k_a , збільшення поза межних деформацій ζ_k і ζ_a і зниження модуля спаду β_k і β_a системи “масив-кріплення-анкери” у залежності від прийнятих параметрів рамного кріплення і анкерів, а також коефіцієнта тріщинуватості порід після ущільнення;

д) визначають несучу здатність масиву, взаємодіючого з рамно-анкерним кріпленням, користуючись залежністю:

$$\sigma_s = [\sigma_M] \cdot [(k_k + k_a - 1) + (1 - k_3) \cdot k_p \cdot (1 - \beta_k \cdot \zeta_k - \beta_a \cdot \zeta_a)], \quad (3.14)$$

де $[\sigma_M]$ – гранична несуча здатність масиву, призначається на підставі іспитів міцнісних властивостей порід, МПа;

k_p – коефіцієнт, який визначається через коефіцієнт тріщинуватості порід $k_{тр}$ і змінюється від 0 до 1.

k_3 – коефіцієнт залишкової несучої здатності порід, $k_3 = \sigma_{3M} / [\sigma_M] \approx 0,5$.

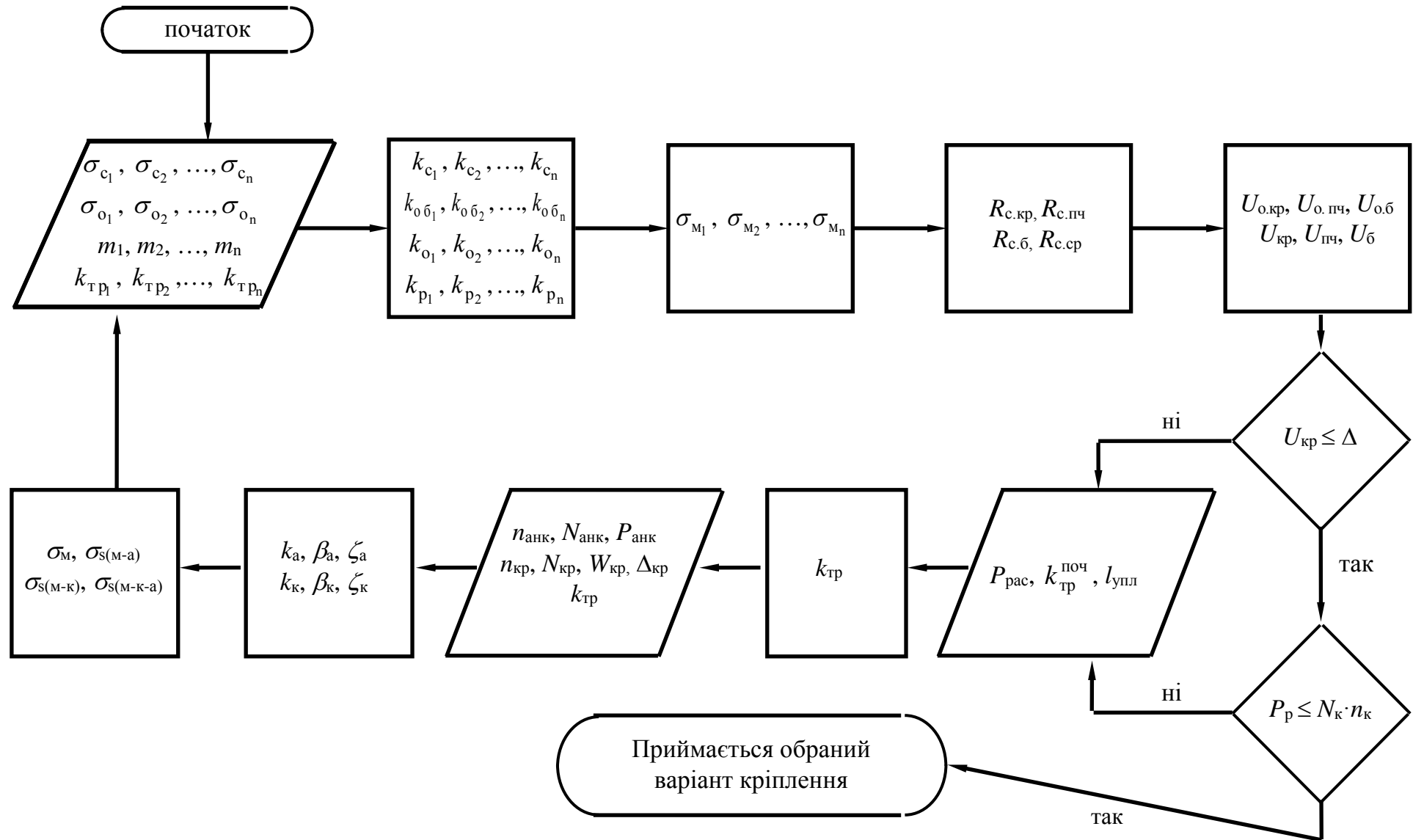


Рис. 3.2 – Алгоритм розрахунку зміщень порід і вибору параметрів рамно-анкерного кріплення з ущільненням порід

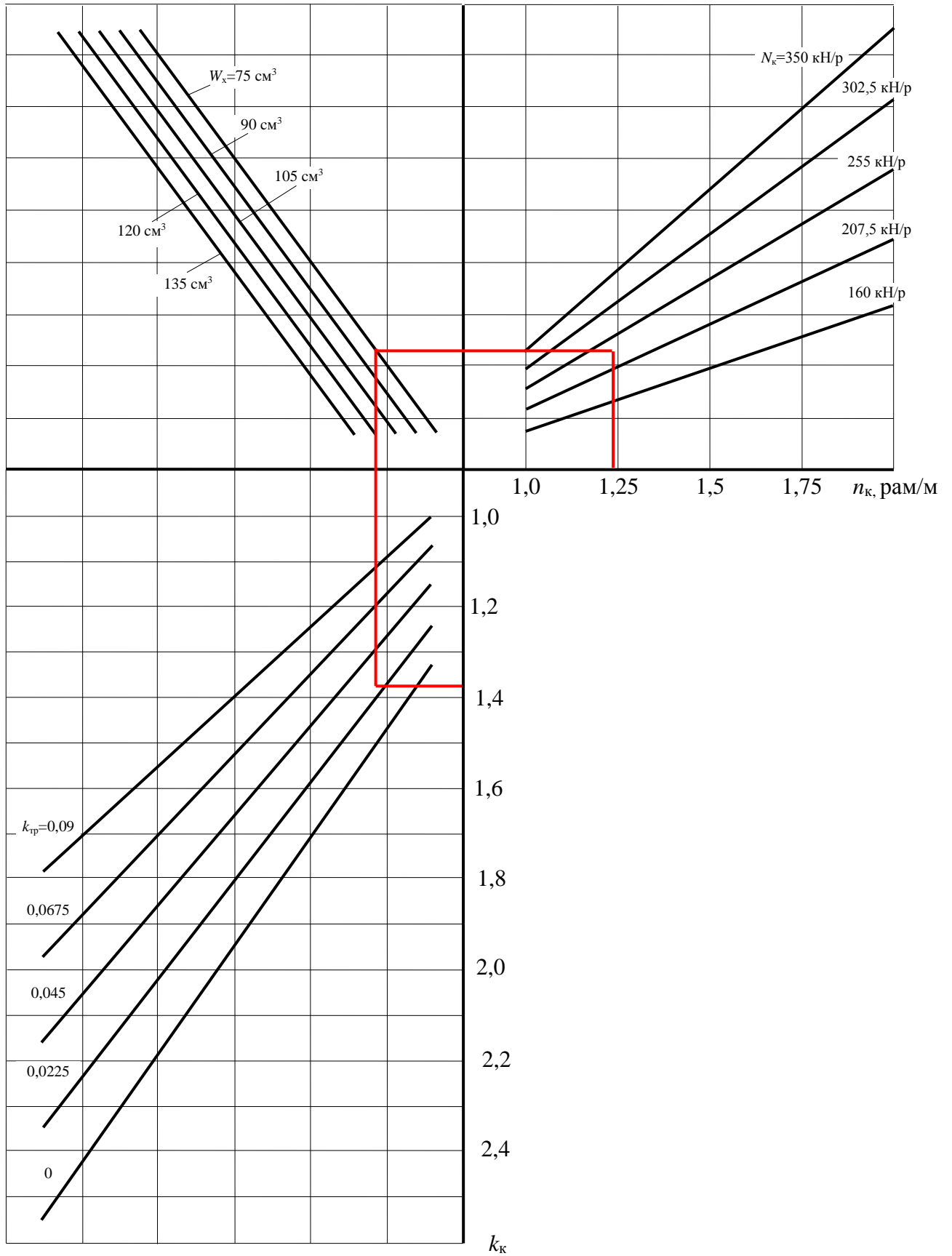


Рис. 3.3 – Номограма для визначення коефіцієнта підвищення опору масиву k_k за рахунок установки рамного кріплення

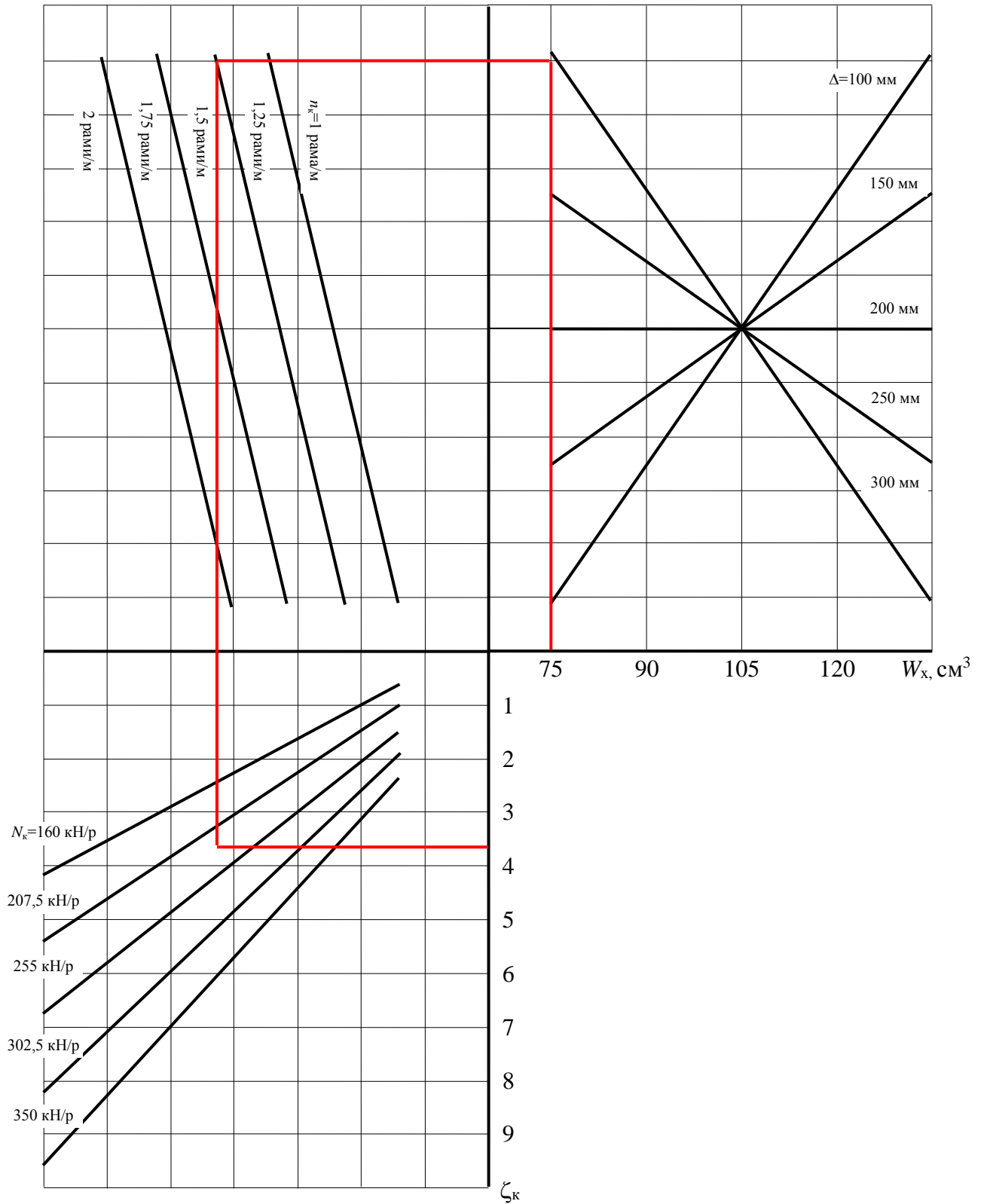


Рис. 3.4 – Номограма для визначення коефіцієнта збільшення поза межних деформацій масиву ζ_k за рахунок установки рамного кріплення

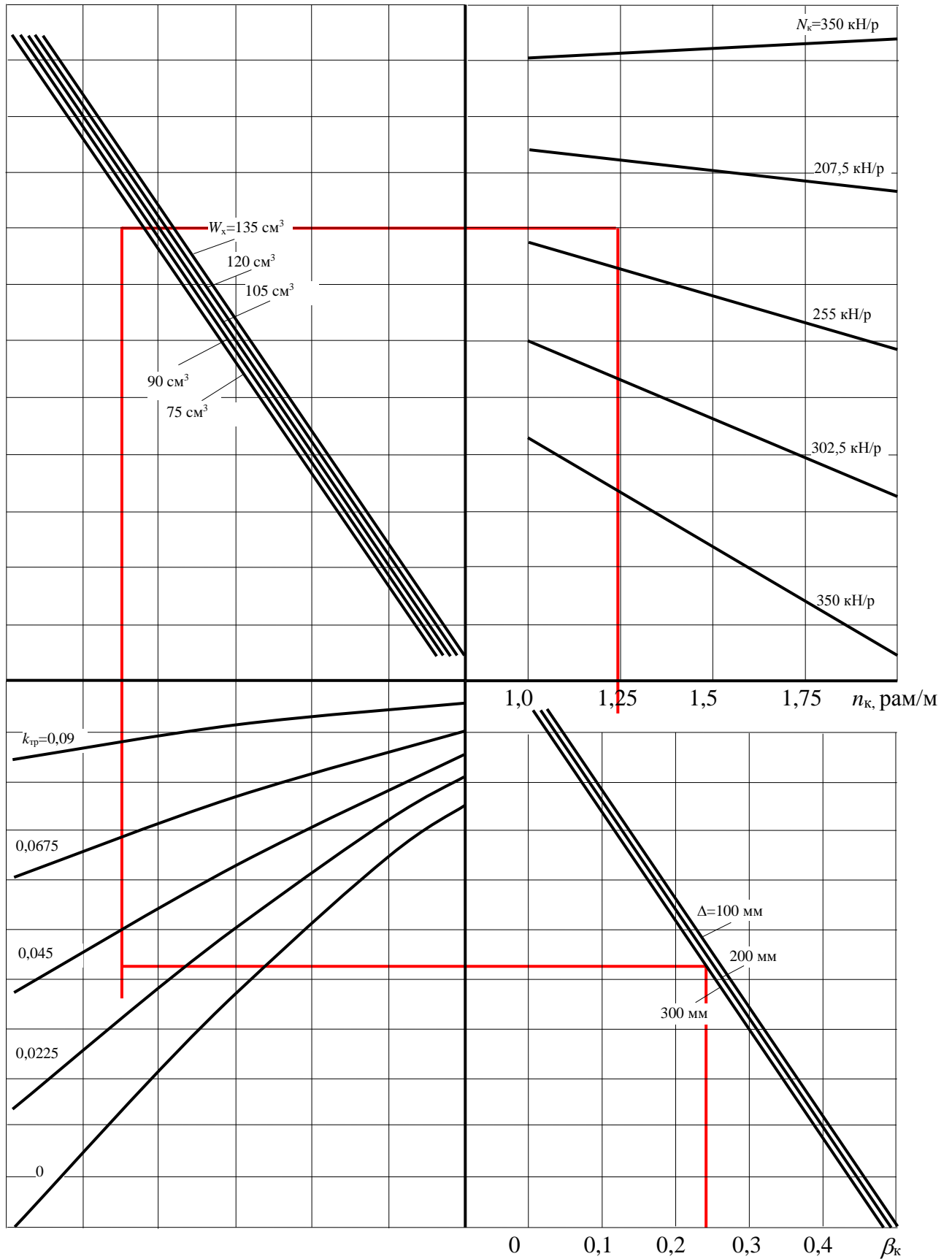


Рис. 3.5 – Номограма для визначення коефіцієнта зниження модуля спаду масиву β_k за рахунок установки рамного кріплення

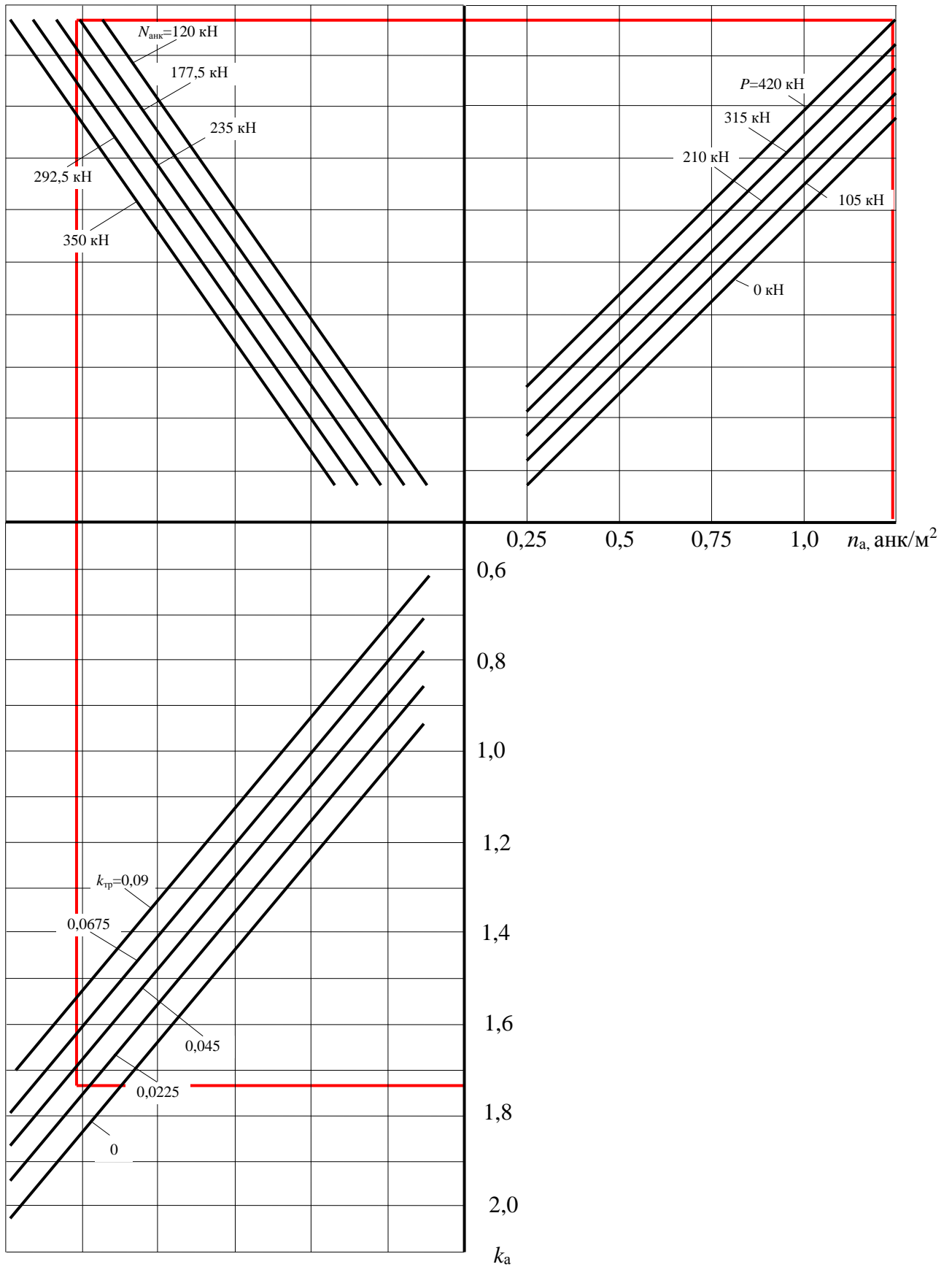


Рис. 3.6 – Номограма для визначення коефіцієнта підвищення опору масиву k_a за рахунок установки анкерів

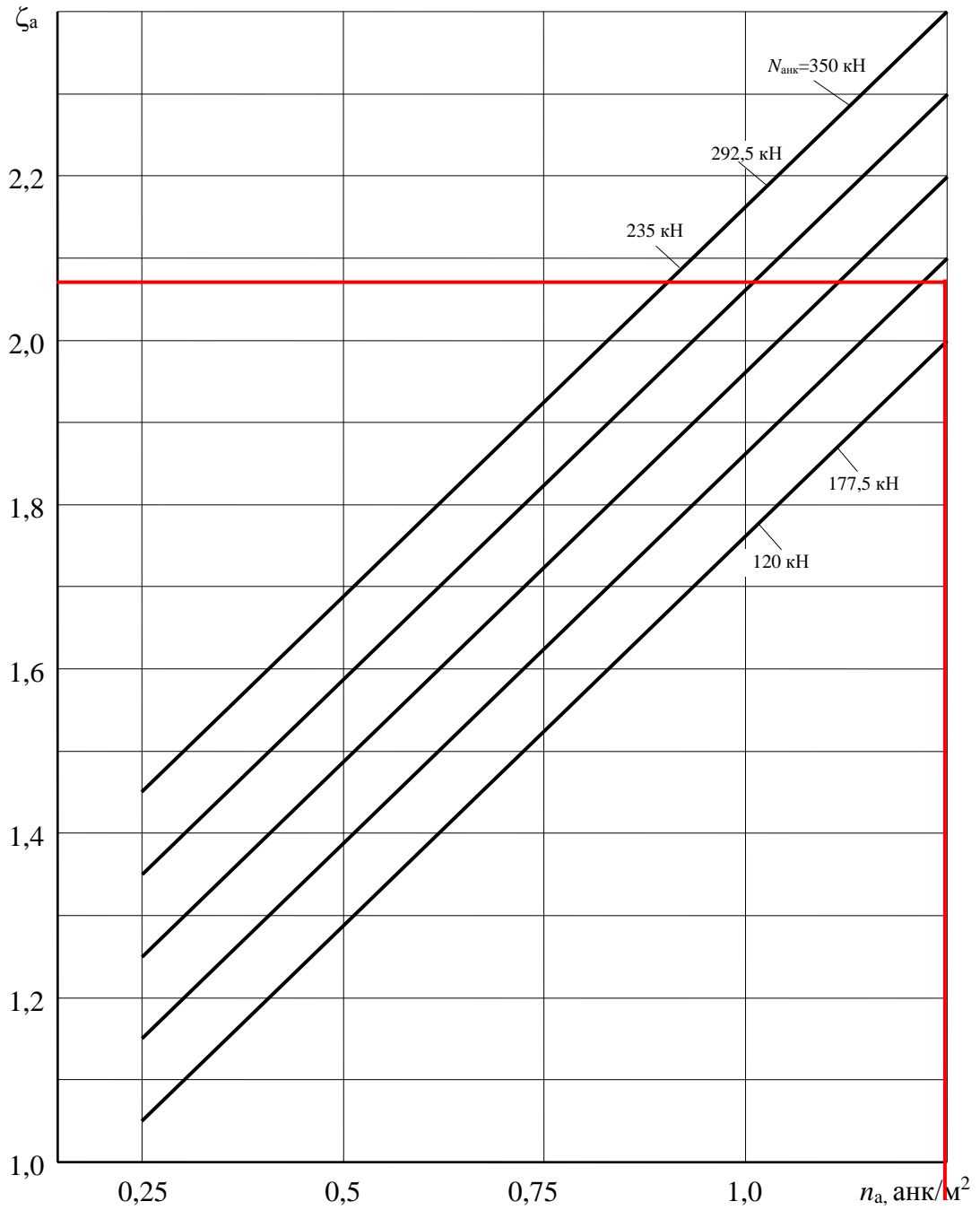


Рис. 3.7 – Номограма для визначення коефіцієнта збільшення поза межних деформацій ζ_a за рахунок установки анкерів

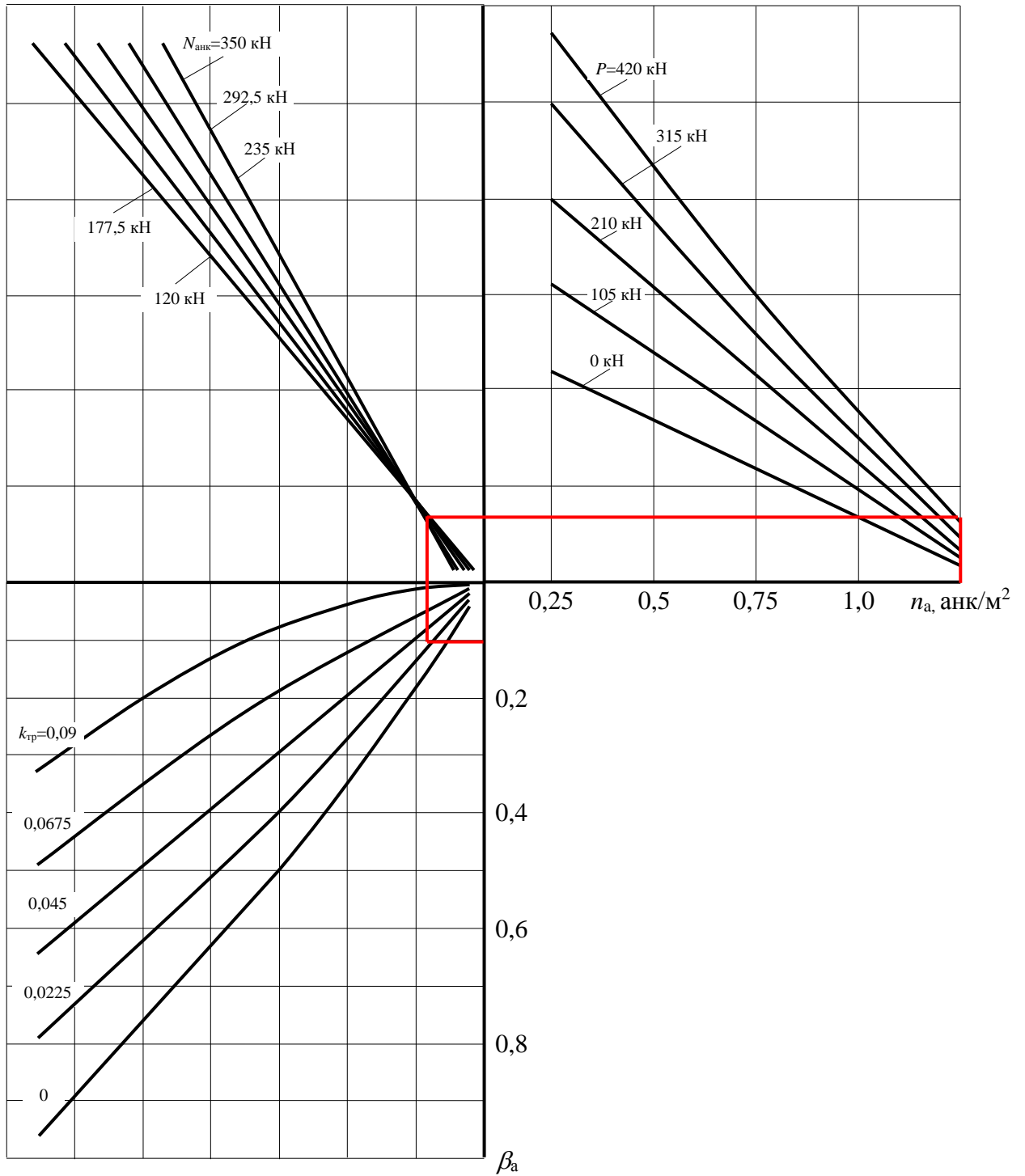


Рис. 3.8 – Номограма для визначення коефіцієнта зниження модуля спаду масиву β_a за рахунок установки анкерів

При цьому визначення граничної несучої здатності масиву роблять через середнє значення опору порід одноосьовому стиску в зразку, яке коректується відповідно коефіцієнтами структурного ослаблення масиву k_c і обводнювання порід $k_{обв}$.

е) роблять перерахунок середньозваженого розрахункового опору порід стиску $R_{с.кр}$ і $R_{с.ср}$. Завдяки тому, що в покрівлі формується породна балка, здатна сприймати навантаження без розшарування, розрахунок роблять по фактичній міцності ущільненого пласта без обліку пластів, розташованих вище;

ж) розраховують зміщення у виробі при активному керуванні гірським тиском рамно-анкерним кріпленням і перевіряють за умовою:

$$\Delta \geq U_{кр}, \quad (3.15)$$

де Δ – конструктивна піддатливість кріплення, мм;

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

Якщо умова виконується, то по величині розрахованих зміщень визначають нормативне і розрахункове навантаження на кріплення, яке порівнюють з несучою здатністю рамного кріплення:

$$N_k \cdot n_k \geq P_p, \quad (3.16)$$

де N_k – несуча здатність однієї рами, кН/раму;

n_k – прийнята щільність установки рамного кріплення, рам/м;

P_p – розрахункове навантаження на 1 м довжини виробки, кН/м.

Якщо умова виконується і величина зміщень порід покрівлі не перевищує конструктивної піддатливості кріплення, то обране рамно-анкерне кріплення з ущільненням порід приймається, у протилежному випадку – коригують ущільнююче зусилля і параметри кріплення, а розрахунок повторюють.

Визначимо коефіцієнт тріщинуватості після ущільнення порід гідростійками в межах їхньої зони дії в покрівлі виробки. Передбачаємо ущільнення порід проводити з зусиллям $P=420$ кН. Тому що виробка споруджується буропідривним способом, то інтенсивність вихідної тріщинуватості поблизу контуру максимальна, а по мірі віддалення в глиб масиву вона поступово зменшується, прямує до значення в непорушеному масиві. Отримані за результатами шпурових вимірів, проведених службою гірського тиску шахти, величини $k_{тр}^{исх}$ на різній відстані від контуру виробки приведені в табл. 3.2.

Таблиця 3.2

Значення $k_{тр}$ до і після ущільнення порід

Коефіцієнт тріщинуватості порід покрівлі	Відстань від контуру виробки, м									
	0.125	0.375	0.625	0.875	1.125	1.375	1.625	1.875	2.125	2.375
вихідний	0.067	0.052	0.041	0.036	0.023	0.018	0.014	0.01	0.007	0.004
після ущільнення	0.014	0.017	0.019	0.021	0.016	0.014	0.012	0.009	0.006	0.004

Користуючись залежністю:

$$k_{\text{тр}} = k_{\text{тр}}^{\text{поч}} \cdot \exp(-0.0045 \cdot (P - (285 - 1565 \cdot k_{\text{тр}}^{\text{поч}}) \cdot l_{\text{ущ}}^2) \cdot \exp(-1.45 \cdot l_{\text{ущ}})), \quad (3.17)$$

де $k_{\text{тр}}$ – коефіцієнт тріщинуватості порід після їх ущільнення;

$k_{\text{тр}}^{\text{поч}}$ – коефіцієнт початкової тріщинуватості порід;

P – зусилля розпору гідростійок, кН;

$l_{\text{ущ}}$ – глибина зони ущільнення, м;

Знаходимо значення коефіцієнтів тріщинуватості порід після ущільнення на різних відстанях від контуру виробки і зводимо їх у табл. 3.2.

Як видно з табл. 3.2 ущільнення порід поширюється на глибину порядку 2 м. Середнє значення $k_{\text{тр}}$ в ущільненій зоні (2 м від контуру виробки) дорівнює 0,025, середній $k_{\text{тр}}^{\text{поч}}$ в тих же межах – 0,034. З розрахунків видно, що застосовуючи силовий вплив з величиною зусилля $P=420$ кН можна зменшити початкову тріщинуватість порід у приконтурному шарі потужністю 2 м у 1,4 рази.

Приймаємо наступні параметри рамно-анкерного кріплення:

щільність установки анкерів $n=2$ анк/м²;

зусилля напруги армопородної конструкції $P=420$ кН;

несучу здатність анкера $N_{\text{анк}}=180$ кН.

щільність установки кріплення $n_{\text{к}}=1,25$ рама/м;

несучу здатність кріплення в піддатливому режимі $N_{\text{к}}=220$ кН/м;

момент опору верхняка $W_{\text{х}}=75$ см³ (СВП-22);

піддатливість $\Delta=700$ мм.

Користаючись номограмами (рис. 3.4-3.9) визначаємо значення коефіцієнтів підвищення опору $k_{\text{к}}$ і $k_{\text{а}}$, збільшення позамежних деформацій $\zeta_{\text{к}}$ і $\zeta_{\text{а}}$ і зниження модуля спаду $\beta_{\text{к}}$ і $\beta_{\text{а}}$ системи “масив-кріплення-анкери” у залежності від прийнятих параметрів рамно-анкерного кріплення і коефіцієнта тріщинуватості в зоні ущільнення: $k_{\text{к}}=1,38$; $\beta_{\text{к}}=0,24$; $\zeta_{\text{к}}=3,7$; $k_{\text{а}}=1,74$; $\beta_{\text{а}}=0,1$; $\zeta_{\text{а}}=2,12$.

Гранична несуча здатність масиву в ущільненому пласті порід потужністю $m=2$ м дорівнює:

$$\boxed{} = \\ = 28 \cdot [(1,38 + 1,74 - 1) + (1 - 0,53) \cdot 0,8 \cdot (1 - 0,24 \cdot 3,7 - 0,1 \cdot 2,12)] = 58 \text{ МПа.}$$

Розраховуємо середньозважений опір порід покрівлі і підосви, зважаючи на те, що для порід покрівлі розрахунок ведеться по потужності ущільненого пласта:

$$R_{\text{с.ср}} = \frac{58 \cdot 2 + 50 \cdot 4,5}{2 + 4,5} = 52 \text{ МПа.}$$

Зміщення порід покрівлі поза зоною впливу очисних робіт рівні:

$$U_{\text{о.кр}} = U_{\text{т.кр}} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\text{ш}} \cdot k_{\text{в}} \cdot k_{\text{т}} = 50 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 1 \cdot 1 = 35 \text{ мм,}$$

де $U_{\text{т.кр}}=50$ мм (див. рис. 2, [1] при $H=500$ м і $R_{\text{с.кр}}=52$ МПа).

Зміщення порід за вибоєм першої лави і перед другим очисним вибоєм

дорівнюють [1]:

$$U_{кр} = U_{о.кр} + (2U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр} \cdot k_{т1}) \cdot k_{кр} \cdot k_s = 35 + (2 \cdot 350 \cdot 0,5 + 900 \cdot 0,1 \cdot 1,05) \cdot 1 \cdot 1 = 380 \text{ мм},$$

де $U_1 = 350$ мм (по рис. 4 при $R_{с.ср} = 51$ МПа і $H = 500$ м);

$k_k = 0,5$ (по рис. 5,а при $R_{с.кр} = 52$ МПа $R_{с.пч} = 50$ МПа).

По величині зміщень порід покрівлі, що враховують технологічний вплив на масив рамно-анкерного кріплення й ущільнення порід, знаходимо нормативне навантаження на кріплення – $P^H = 110$ кПа (табл. 4 при $U = 480$ мм і $a = 4,5$ м) і по формулі (8) «Інструкції...» визначаємо розрахункове навантаження з боку покрівлі:

$$P_p = P^H \cdot k_{п} \cdot k_{пр} \cdot a = 110 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 4,5 = 495 \text{ кН/м},$$

де $k_{п}$ – коефіцієнт перевантаження, $k_{п} = 1$ (див. п. 13);

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

a – ширина виробки по покрівлі, $a = 4,5$ м.

Робимо перевірку по несучій здатності застосовуємого у виробці кріплення, зважаючи на те, що воно встановлюється з кроком 2 рами/м і підсилюється в зоні впливу очисних робіт стійкою тертя ($N_k \cdot n_k = (220 + 250) \cdot 2 = 940$ кН/м):

$$940 \text{ кН/м} > 495 \text{ кН/м}.$$

Умова виконується. Отже, для кріплення виробки приймаємо обрані параметри рамно-анкерного кріплення і величину впливу гідростійками, які забезпечать безремонтну підтримку виробки.

3.4 Організація праці робітників

Для раціональної організації праці робітників при кріпленні виробки рамно-анкерним кріпленням з ущільненням порід розроблявся лінійний графік організації робіт. Розрахунок трудомісткості робіт проводився на підставі типових галузевих норм, а для нових операцій – за даними хронометражу, проведеному співробітниками ДонДТУ на ш. «Перевальська» ДП «Луганськвугілля» (табл. 3.3).

Виробка закріплена піддатливим кріпленням КПС з кроком 1,25 м та 2-х метровими анкерами із щільністю установки 1 анк/м². Для підтримки у зоні впливу очисних робіт передбачається ущільнення порід з величиною силового впливу гідростійками $P = 420$ кН.

Таблиця 3.3

Результати хронометражних спостережень

Операція	Середня трудомісткість чол.-хв/анкер	Середнє квадратичне відхилення	Коефіцієнт варіації, %
Установка гідродомкратів	4,12	1,15	28
Ущільнення покрівлі	3,12	0,56	18
Затягування натяжних гайок анкерів	0,91	0,15	16
Демонтаж гідродомкратів	0,40	0,08	21
Всього:	8,55		

Тривалість виконання операцій та лінійний графік організації робіт з ущільнення порід наведені на рис. 3.9.

До початку робіт з ущільнення робітники виконують підготовчі операції з розрахунку 30 хв. на зміну. Потім ланка, що складається з 3-х чоловік, ущільнює масив. При цьому два чоловіки роблять монтаж і демонтаж гідростійок, а третій ущільнює породи покрівлі шляхом розсування гідростійки хитанням рукоятки приводу насоса, затягує натяжні гайки анкерів і нагвинчує контргайки. Для ущільнення використовуються гідростійки із внутрішньою гідравлікою (ГС-6, 2ГСК, ГКУ-30), які забезпечують початковий розпір не менш 75 кН. Робота з кріплення виробки закінчується заключними операціями по збиранню інструмента й приведення у порядок робочого місця.

Представлений на рис. 3.9 варіант організаційно-технологічної структури процесу характеризується наступними показниками. Загальна трудомісткість робіт становить 650 чол. хв, а питома – 8,55 чол. хв/анкер. За зміну ланка з 3-х робітників зробить ущільнення 15 рядів анкерів (по 5 штуки у ряді), тобто на ділянці довжиною 20 метрів. Змінна індивідуальна норма виробітку складе:

$$H_{\text{вир}} = \frac{T_{\text{см}} - (T_{\text{пзс}} + T_{\text{л.п.}})}{\sum(t_o + t_d)(1 + k_{\text{від}})} = \frac{360 - (30,0 + 10)}{8,55 \cdot (1 + 0,12)} = 33,4 \text{ анкера/зміну}$$

де $T_{\text{см}}$ – установлена тривалість робочої зміни, хв;

$T_{\text{пзс}}$ – тривалість підготовчо-заключних операцій, хв;

$T_{\text{лн}}$ – нормативні витрати часу на особисті потреби, хв;

$\sum(t_o + t_b)$ – сумарна нормативна тривалість виконання одиниці об'єму робіт з основних t_o і допоміжних t_b операцій, хв/анкер;

$k_{\text{от}}$ – нормативне значення коефіцієнта відпочинку на процес кріплення ($k_{\text{от}}=0,12$).

Таким чином, спосіб формування армопородних конструкцій у покрівлі підготовчих виробок добре поєднується із традиційною технологією кріплення, що дозволяє оперативно робити посилення кріплення в місцях інтенсивних зміщень порід. Спосіб не вимагає дефіцитного обладнання й матеріалів, а додаткова трудомісткість на ущільнення масиву становить 8,55 чол.-хв/анкер.

3.5 Розрахунок економічного ефекту від впровадження рамно-анкерного кріплення з ущільненням порід гідравлічними стійками

База для порівняння: виробка, що використовується повторно і закріплена кріпленням КМП-А3 з щільністю установки 2 рами на погонний метр.

Вихідні дані для розрахунку:

а) змінна норма виробітку на буріння шпурів для установки анкерів розраховується по формулі:

$$\boxed{} \text{ шпурів,} \quad (3.18)$$

де $T_{\text{см}}$ – установлена тривалість робочого дня, хв. ($T_{\text{см}} = 360$ хв.);

$T_{\text{п.з}}$ – сумарний норматив часу на підготовчо-заклучні операції, хв.;

$T_{\text{л.н}}$ – норматив часу на особисті потреби, хв. ($T_{\text{л.н}} = 10$ хв.);

k_0 – коефіцієнт, що враховує час періодичного відпочинку протягом зміни;

$t_{0,\text{п}}$ – витрати часу на буріння 1 м шпуру, хв. (табл. 3.4);

$l_{\text{ш}}$ – середня глибина шпурів, м;

$t_{\text{пер.}}$ – час на перехід до буріння іншого шпуру ($t_{\text{пер.}} = 5$ хв.).

$$\boxed{} = 8,91 \text{ шпурів у зміну}$$

Таблиця 3.4

Елементні нормативи часу на буріння шпурів під анкери електросвердлами

Операції	Час у чол.-хв. на один метр анкерного шпуру
Допоміжні $t_{\text{в}}$:	
Оборка покрівлі й насічка шпурів	0,89
Забурювання	0,82
Зміна бурових штанг і різців	1,82
Перехоплення штанги	1,595
Перестановка колонки	2,681
Основні $t_{0,\text{п}}$:	
Буріння анкерного шпуру	6,1
Усього:	13,906

б) змінна норма виробітку на установку анкерів розраховується по формулі:

$$\boxed{} \text{ анкерів,} \quad (3.19)$$

де $T_{\text{п.з}} = 15$ хв.;

$k_0 = 1,15$;

$t_{0,\text{п}}$ – час установки одного анкера, хв. (табл. 3.5).

$$\boxed{} = 15,06 \text{ анкерів у зміну}$$

Таблиця 3.5

Елементні нормативи на кріплення гірничих виробок металевими анкерами з ущільненням масиву гірських порід гідравлічними стійками ГСУ

Операції	Час у чол.-хв. на один анкер при кріпленні с навішенням металевого підхвату
Допоміжні t_b :	
Підношення елементів кріплення на відстань до 20 м: анкерів, підкладок, гайок, підхватів	4,64
Установка, розбирання і перенос риштовання	2,31
Основні $t_{o.п.}$:	
Установка й заклинювання анкерів	2,53
Установка підхватів	1,31
Установка гідродомкратів під анкери	4,52
Ущільнення покрівлі й затягування гайок	4,03
Усього:	19,34

в) змінна норма виробітку на зведення металевого трапецієподібного кріплення КПС розраховується по формулі:

$$\boxed{} \text{ рам,} \quad (3.20)$$

де $T_{п.з} = 11$ хв.;

$k_o = 1,2$;

$t_{o.п}$ – час на установку однієї рами кріплення, хв. (табл. 3.6).

$$\boxed{} = 1,73 \text{ рами в зміну}$$

Таблиця 3.6

Елементні нормативи часу на кріплення гірничих виробок металевим трапецієподібним кріпленням КПС

Операції	Час у чіл.-мін. на одну раму кріплення КПС
Допоміжні t_b :	
Підношення кріпильних матеріалів на відстань до 20 м	20,7
Підготовка лунок	14,62
Вирівнювання боків і покрівлі виробітку	17,55
Пристрій, розбирання й перенос риштовання	1,77
Заготівля клинів і розпір	5,38
Перевірка правильності установки кріплення	2,18
Затягування покрівлі й боків виробітку	51,94
Основні $t_{o.п.}$:	
Установка й з'єднання елементів кріплення	49,00
Усього:	163,14

г) витрати на кріплення 1п.м. виробки рамно-анкерним кріпленням;

$$C_1 = 4019,49 \text{ гривень (табл. 3.8)}$$

Найменування операцій	Обсяг робіт		Тривалість, хвилин	Тривалість операцій, хв											
	од. вим	кіл-ть		10	20	30	40	50	60	310	320	330	340	350	360
Підготовчі	–	–	15,0												
Установка гідромкратів	шт.	75	307,5												
Ущільнення покрівлі	анкерів	75	232,5												
Затягування натяжних гайок анкерів	анкерів	75	75												
Демонтаж гідромкратів	шт.	75	30,0												
Виконання допоміжних робіт і відпочинок	–	–	–												
Заключні	–	–	15,0												

Рис. 3.9 – Лінійний графік організації виконання процесу ущільнення масиву

Таблиця 3.7

Одинична розцінка на кріплення 1 п.м із застосуванням способу рамно-анкерного кріплення

Види робіт	Одиниця виміру	Норма виробітку			Обсяг	Трудомісткість, чол.зм.	Тарифна ставка (ціна), грн.	Сума зарплати або вартість, грн.	Підстава
		норма	коефіцієнт	норма з коефіцієнтом					
Витрати праці									
1. Буріння шпурів під анкери	шпур	8,91	0,95	8,46	3,75	0,44	71,12	31,29	розрахунок
2. Установка анкерів з ущільненням масиву	анкер	15,06	0,95	14,31	3,75	0,26	71,12	18,49	розрахунок
3. Кріплення КПС	рама	1,73	0,95	1,64	1,25	0,76	71,12	54,05	розрахунок
4. Разом						1,46		103,84	
5. Невраховані роботи (15%)						0,22		15,58	
6. Розвантаження кріплення	т	7	-	7	1,3	0,19	71,12	13,51	ЕНЧ-92
7. Доставка кріплення	т	3,03	-	3,03	1,3	0,43	71,12	30,58	ЕНЧ-92
8. Разом						0,62		44,09	
9. Усього витрат по праці						2,3		163,50	
Матеріали й вироби									
1. Різці	шт.				0,14		14	1,96	БНіП IV-2-82 тім 6
2. Сталь бурова	кг				0,17		1,64	0,28	
3. Анкера АД-5	шт.				3,75		15	56,25	
4. Підхвати зі СВП-22	шт.				1		144	144,00	

Продовження табл. 3.7

Види робіт	Одиниця виміру	Норма виробітку			Обсяг	Трудомісткість, чол.зм.	Тарифна ставка (ціна), грн.	Сума зарплати або вартість, грн.	Підстава
		норма	коефіцієнт	норма з коефіцієнтом					
5. Кріплення КПС	шт.				1,25		1000	1250,00	БНіП
6. Затяжка	м ³				0,2		471,6	94,32	IV-2-82
7. Розпірка 0.8 м	шт.				3,75		5,4	20,25	тім 6
8. Скоба М-24	шт.				5		17	85,00	таблиці
9. Разом								1652,06	35 - 133
10. Невраховані матеріали (3%)								49,56	35 - 142
11. Усього по матеріалам і виробам								1701,62	
Машини й механізми									
Витрати за використання машин і механізмів (електрогідравлічний бур ЕБГП-1, молотки відбійні, вагонетки) прийняті в розмірі 3% від суми витрат по праці й витрат на матеріали й вироби									
Усього за використання машин і механізмів								55,95	
Вартість кріплення 1 п. м								1921,08	

д) витрати на кріплення 1 п.м. виробки за звичайною технологією;

Одинична розцінка на кріплення 1 п.м. виробки с щільністю установки кріплення 2 рами на погонний метр (табл. 3.9) розрахована у відповідності з «Єдиними нормами виробки (времени) на работы, не охваченные укрупненными комплексными нормами виробки для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов» і БНіП IV-2-82 тім 6.

$$C_2 = 5318,15 \text{ гривень (табл. 3.10)}$$

6. Визначення показників.

Економічна ефективність від впровадження рамно-анкерного кріплення з ущільненням масиву за рахунок зменшення щільності установки кріплення КПС визначається по формулі:

$$\mathcal{E} = C_2 - C_1, \text{ грн/п. м.} \quad (3.21)$$

де C_1 – вартість кріплення 1 погонного метра виробки із застосуванням рамно-анкерного кріплення з ущільненням масиву, грн/п.м;

C_2 – вартість кріплення 1 погонного метра виробки кріпленням КМП-А3 із щільністю установки 3 рами на п. м., що забезпечує повторне використання виробки.

$$\mathcal{E} = 5318,15 - 4019,49 = 1300 \text{ грн/п.м.}$$

Таблиця 3.8

Кошторисна вартість кріплення 1 п.м із застосуванням рамно-анкерного кріплення

Найменування	Кількість одиниць	Одиниця виміру	Вартість одиниці, грн			Загальна вартість, грн.
			зарплата	матеріали	експлуатація машин	
Одинична розцінка на кріплення виробки	1	м	163,50	1701,62	55,95	1921,07
Загальношахтні витрати	51	%	83,39	867,83	28,53	979,75
Разом прямих витрат			246,89	2569,45	84,48	2900,82
Накладні витрати	28,3	%	69,87	727,15	23,91	820,93
Разом з накладними витратами			316,75	3296,60	108,39	3721,75
Планові накопичення	8	%	25,34	263,73	8,67	297,74
Усього			342,09	3560,33	117,07	4019,49

Таблиця 3.10

Одинична розцінка на кріплення 1 п.м КМП-А3 із щільністю установки 2 рами/м

Найменування	Кількість одиниць	Одиниця виміру	Вартість одиниці, грн			Загальна вартість, грн.
			зарплата	матеріали	експлуатація машин	
Одинична розцінка на кріплення виробки	1	м	198,34	2318,24	25,17	2541,75
Загальношахтні витрати	51	%	101,15	1182,30	12,84	1296,29
Разом прямих витрат			299,49	3500,54	38,01	3838,04
Накладні витрати	28,3	%	84,76	990,65	10,76	1086,17
Разом з накладними витратами			384,25	4491,20	48,76	4924,21
Планові накопичення	8	%	30,74	359,30	3,90	393,94
Усього			414,99	4850,49	52,66	5318,15

Таблиця 3.9

Одинична розцінка на кріплення 1 п.м КМП-А3 із щільністю установки 2 рами/м

Види робіт	Одиниця виміру	Норма виробітку			Обсяг	Трудомісткість, чол.зм.	Тарифна ставка (ціна), грн.	Сума зарплати або вартість, грн.	Підстава
		норма	коефіцієнт	норма з коефіцієнтом					
5. Кріплення КМП-А3	шт.				1		1260	1260,00	БНіП
6. Затяжка	м ³				0,2		871,6	174,32	IV-2-82
7. Розпірка 0.8 м	шт.				3,75		92	345,00	тім 6
8. Скоба М-24	шт.				5		56	280,00	таблиці
9. Разом								1402,60	35 - 133
10. Невраховані матеріали (3%)								42,08	35 - 142
11. Усього по матеріалам і виробам								1444,68	
Машини й механізми									
Витрати за використання машин і механізмів (електрогідравлічний бур ЕБГП-1, молотки відбійні, вагонетки) прийняті в розмірі 3% від суми витрат по праці й витрат на матеріали й виробу									
Усього за використання машин і механізмів								48,25	
Вартість кріплення 1 п. м								1656,43	

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Аллилуев В.Н. Исследование и разработка мероприятий, обеспечивающих эффективное поддержание горизонтальных выемочных выработок на глубоких горизонтах шахт Карагандинского бассейна. – Дис... канд. техн. наук: Караганда, 1979. – 183 с.
2. Охрана капитальных выработок от влияния очистных работ / Ю.М. Басинский, В.Ф. Водянов, В.М. Кулешов и др. – М.: Недра, 1971. – 287 с.
3. Указание по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – 4-е изд., дополнительное. – Л.: ВНИМИ, 1986. – 222 с.
4. Кузьмич А.С. и др. Расположение полевых выработок при разработке угольных месторождений/ А.С. Кузьмич, Н.Т. Калюжный, А.Е. Видулин. – М.: Недра, 1981 – 189 с.
5. Худяков А.Н. и др. Охрана главных пластовых выработок спаренными целиками /А.Н. Худяков, А.Ф. Борзых, А.И. Нелюбов // Уголь Украины. – 1983. - №10. – с. 7-10.
6. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.
7. Охрана подрабатываемых подготовительных выработок / Н.П. Бажин, О.И. Мельников, В.С. Пиховкин, В.В. Райский. – М.: Недра, 1978. – 254 с.
8. Литвинский Г.Г., Бабиюк Г.В. Повышение устойчивости выработок разгрузкой горного массива от напряжений щелями // Строительство предприятий угольной промышленности: Обзор / ЦНИЭИуголь. – М., 1983. - №9. – с. 15-19.
9. Пак П.П., Кайзер Ф.Ф. Повышение эффективности разгрузки приконтурного массива выработки камуфлетными полостями // Вопросы крепления и поддержания горных выработок в сложных горно-геологических условиях. – Караганда, 1986. – с. 7-8.
10. Симанович А.М., Сребный М.А. Охрана выработок на глубоких горизонтах. – М.: - 1990. – 24 с.
11. А. с. № 817253 СССР, кл. Е 21 D 11/21. Способ разгрузки горной выработки от напряжений / М.П. Зборщик, В.И. Пилюгин, А.Ф. Морозов (СССР) Донецкий ордена Трудового Красного Знамени политехнический институт (СССР). - № 3829665/22-03; Заявлено 20.12.86. Бюл. № 23. – 1 с.
12. А. с. № 49460 (СССР), кл. Е 21 D 11/00. Компенсационная система для охраны горных выработок / Г.А. Аверин (СССР) Коммунарский горно-металлургический институт (СССР) № 49460/17-03.- 7 с.
13. А. с № 947425 СССР, кл. Е 21 С 41/04 Способ охраны бортовых штреков лав / В.И. Абабакурко, А.В. Сейнов, А.М. Шайхалиев, Р.Ф. Янович (СССР) Ордена Трудового Красного Знамени производственное объединение «Белорускалий» им. 50-летия СССР, - 3705639/22-03; Заявлено 07.02.86. Бюл №5 – 2 с.
14. А. с. № 622275 (СССР), кл. Е 21 С 41/04 Способ охраны главных пластовых штреков при разработке пологих тонких угольных пластов / В.Е. Кардаков, Н.И. Десятерик, А.И. Нелюбов (СССР) Коммунарский горно-

металлургический институт, № 3256417/22-03, Заявлено 11.03.81. Бюл. №28 – 1с.

15. А. с. № 1239348 (СССР), кл Е 21 D 11/00 Способ разгрузки горной выработки от напряжений / М.П. Зборщик, И.Ф. Ярембаш, Р.В. Дегтярь, А.Г. Гудзь (СССР) Донецкий политехнический институт, № 4450402/31-03, Заявлено 07.04.90. Бюл. № 13 – 2 с.

16. А. с. № 912053 (СССР), кл Е 21 D 9/00 Способ охраны горных выработок / В.Н. Рева, Л.К. Нейман, С.И. Мельников, А.В. Шмиголь, В.Я. Кириченко, С.М. Бучатский (СССР). Всесоюзный научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела и Павлоградское производственное объединение по добычи угля «Павлоградуголь», №4341765/23-03, Заявлено 07.09.89. Бюл. № 33 – 4 с.

17. А. с. № 1314082 (СССР), кл Е 21 D 11/00 Способ разгрузки от напряжений параллельно проводимых выработок / М.П. Зборщик, В.И. Пилюгин, В.А. Новицкий, С.В. Таранченко (СССР) Донецкий политехнический институт и Шахта «Белозерская», №4201912/23-03, Заявлено 30.03.89. Бюл. №12 – 5 с.

18. А. с. № 949178 (СССР), кл Е 21 D 41/04 Способ охраны подготовительной выработки / В. А. Батурицев, А. Ф. Борzych, А. В. Брайцев, Г.А. Аверин (СССР) Коммунарский горно-металлургический институт №4696714/03, Заявлено 15.05.91. Бюл. №18 – 2 с.

19. А. с. № 947425 (СССР), кл Е 21 C41/04 Способ охраны подготовительных выработок / А. Ф. Борzych, Г. А. Аверин, А. Н. Худяков, Ю. И. Семенов Коммунарский горно-металлургический институт № 4333365/23-03, Заявлено 07.09.89. Бюл. № 33.

20. А. с. № 1239348 (СССР), кл Е 21 D11/00 Способ охраны подготовительных выработок / А. Н. Худяков, А. Ф. Борzych, Г. А. Аверин, В. А. Батурицев Коммунарский горно-металлургический институт № 4670613/03, Заявлено 15.03.91. Бюл. № 10.

21. А. с. № 785502 (СССР), кл. Е 21 D13/02 Способ охраны подготовительных выработок / В. Е. Кардаков, Н. И. Десятерик Коммунарский горно-металлургический институт № 2681435/22-03, Заявлено 30.10.78. Бюл №45.

22. Борzych А.Ф., Филонюк Ю.В., Тищенко В.А. Проведение выработок в зоне разгрузки как метод их охраны // Уголь Украины. - 1982. - № 11. – С. 13-15.

23. Изменение ширины охранных целиков с глубиной разработки на антрацитовых шахтах./ Борzych А.Ф., Аверин Г.А., Коммунарский горно-металлургический институт.- Коммунарск,1984. -6с. Деп. В ЦНИЭИуголь 02.04.84, №2927 УП-84

24. Черняк И.Л., Бурчаков Ю.И., Управление горным давлением в подготовительных выработках глубоких шахт. – М.: Недра, 1984. - 304с

25 Типовые паспорта управления кровлей и крепления очистных забоев с применением индивидуальных металлических крепей нового технического уровня. - Донецк: ДонУГИ, 1986. - 92с.

26. Компенсаційна система для охорони гірничих виробок. Патент на винахід №45782 України. Опубл. від 28.12.94. Бюл. №7-1.

27. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. – М.: МУП СССР, 1986. – 104 с.
28. Бурчаков А.С., Жежелевский Ю.А., Ярунин С.А. «Технология и механизация подземной разработки пластовых месторождений» – М.: Недра, 1989. – 431 с.
29. 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.
30. Методичні вказівки до виконання практичних занять з дисципліни «Проектування шахт, САПР-вугілля» для студентів спеціальності 7.090300 / Укл. Павлов В.І. – Алчевськ: ДГМІ, 2000 – 17 с.
31. Технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах Украины. КД12.01.201-98 Минуглепром Украины.
32. Стоимостные параметры на горные работы. / Сост. Фрумкин Р.А., Коробко В.И., Литвинов Г.Н., Болдырев Н.П. – Коммунарск: КГМИ, 1987 – 31 с.
33. Инструкция пользователя пакетом программ «Прогноз» /Сост. Павлов В.И. — Алчевск: ДГМИ, 1999. — 27 с.
34. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт – М.: Недра, 1985. – 400 с.
35. Правила безпеки у вугільних шахтах /Ред.кол. С.П. Ткачов (гол.ред.) та інші – Київ: «Основа», 1996. – 421 с.
36. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / Ред.кол. С.В.Янко, С.П.Ткачук, Л.Ф.Баженов и др. – К.: «Основа», 1994. – 311 с.
37. Руководство по борьбе с пылью в угольных шахтах. – 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1979. – 319 с.
38. Типовой проект «Сечения горных выработок, закрепленных металлической арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного спецпрофиля (крепь АП)» / Разработан проектным институтом «Южгипрошахт», введен в действие 12.12.1977. – Харьков: Южгипрошахт, 1978.
39. 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.
40. Рекомендации по управлению кровлей и креплению в лавах со сложными горно-геологическими условиями. – Донецк, 1983.
41. Прогрессивные паспорта крепления, охраны и поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой технологии отработки угольных пластов. – Ленинград: ВНИМИ, 1984.
42. Временное руководство и типовые схемы извлечения металлической крепи из погашаемых выработок. – М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1983.
43. Инструкция по выбору рамной металлической податливой крепи горных выработок. – Ленинград: ВНИМИ, 1986.
44. 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.