

РЕФЕРАТ

Дипломний проект містить: 82 стор., 5 рис., 28 табл., 4 аркуші графічної частини.

Об'єкт проектування: шахта "Гірська" ДП "Первомайськвугілля".

Ціль дипломного проектування – розробка заходів щодо відробки виймальної ділянки пл. k₈ Північного блоку ш. "Гірська".

Методи: розрахунок, техніко-економічне обґрунтування.

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання розкриття і підготовки пластів, вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Розроблено паспорт виймальної ділянки та проведення уклону по пласту k₈. Зроблено розрахунки параметрів провітрювання ділянки та діляничного транспорту. В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з вибором способу і обґрунтуванням параметрів зміцнення покрівлі на сполученнях лав з виробками. Після зроблених розрахунків зроблено висновок, що для зміцнення покрівлі на сполученні лави з виробками необхідно застосовувати анкерування з хімічним закріпленням анкерів. Сумарна економічна ефективність після запропонованих заходів складе 770,5 тис. грн.

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

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

ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП.....	6
1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	7
1.1 Геологія родовища.....	7
1.1.1 Загальні відомості про шахту.....	7
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля.....	7
1.2 Границі і запаси шахтного поля.....	11
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	14
2.1 Розробка основних напрямків проекту.....	14
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....	15
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів.....	20
2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів.....	20
2.3.2 Розкриття шахтного поля.....	27
2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....	28
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	30
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8	30
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення уклону пласта k_8	39
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....	46
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	49
2.4.5 Енергопостачання ділянки.....	58
2.5 Охорона праці.....	59
3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	61
ВИСНОВКИ.....	80
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	81

ВСТУП

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

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

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

Разом з тим, програмою "Українське вугілля", прийнятою Кабінетом Міністрів у вересні 2001 р., передбачено підвищення обсягів видобутку вугілля до 110 млн. т у 2025 р. Програма передбачає поступове збільшення бюджетного фінансування вугільної галузі. Загалом у 2001-2025 рр. на її розвиток планується направити 46,22 млрд. грн.

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

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

Дійсний дипломний проект, метою якого є відробка виймальної ділянки пл. k₈ Північного блоку шахти "Гірська", виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у проекті задач відповідає вимогам виданого завдання.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта "Гірська" розташована в м. Гірське Попаснянського району Луганської області. Адміністративно шахта підпорядкована ДП "Первомайськвугілля".

Найближчими населеними пунктами є місто Золоте, селища Тошківка та Ново-Іванівка, села Сербінівка, Перещепине та Персіянівка.

Транспортна мережа району представлена залізничним та автомобільним транспортом. За допомогою під'їзного залізничного шляху центральний проммайданчик шахти має вихід на залізничну станцію Світланове залізничної магістралі Сіверськ-Родакове Донецької залізної дороги "Укрзалізниці". Автомобільними дорогами з твердим покриттям шахта пов'язана з фланговими проммайданчиками і має вихід на магістральну автодорогу Луганськ-Лисичанськ.

Електропостачання здійснює Сергівська філія ПАТ "Луганське енергетичне об'єднання".

Джерелом водопостачання шахти служить мережа Первомайського міськводоканалу.

Гірнична маса відправляється на ЦЗФ "Гірська". Після збагачення вугілля використовується в енергетичних цілях.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові шахтного поля приймають участь четвертинні, палеогенові, верхньомілові і кам'яновугільні відкладення.

Четвертинні відкладення представлені насипними ґрунтами потужністю 0,3-7,3 м, почвенно-рослинним шаром потужністю 0,2-0,3 м і суглинками. Насипні ґрунти складені уламками пісковика.

Третинні породи представлені палеогеновими глинами піщаними, алевролітами і піском гумусованим.

Палеогенові відкладення представлені мергелями київського ярусу, глауконітовими пісковиками і пісками харківського ярусу потужністю до 35-40 м.

Кам'яновугільні відкладення представлені чергуючимися шарами пісковиків, алевролітів і аргілітів з малопотужними пластами вугілля і вапняків. Промислова вугленосність приурочена до світ $C_2^5 - C_2^7$ середнього відділу карбону.

Короткі відомості про стратиграфію і літологічний склад родовища приведені в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс світи	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Маркуючі горизонти
		пісковик	алевроліт	аргіліт	вугілля	вапняк		
		$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$		
C ₃ ¹	580	$\frac{149,6}{25,8}$	$\frac{228,5}{39,4}$	$\frac{189,1}{32,6}$	$\frac{1,2}{0,2}$	$\frac{11,6}{2,0}$		N ₁ , N ₂ , N ₃
C ₂ ⁷	386	$\frac{152,5}{39,5}$	$\frac{118,1}{30,6}$	$\frac{84,1}{21,8}$	$\frac{6,9}{1,8}$	$\frac{24,4}{6,3}$	m ₃	M ₄ , M ₆ , M ₈ , M ₁₀
C ₂ ⁶	225	$\frac{74,2}{33,0}$	$\frac{83,2}{37,0}$	$\frac{46,3}{20,6}$	$\frac{7,9}{3,5}$	$\frac{13,4}{5,9}$	$\begin{matrix} \ell^8, \ell^8, \ell_1, \\ \ell^6, \ell_3, \ell_4, \\ \ell_3, \ell_2, \ell_1 \end{matrix}$	L ₁ , L ₂ , L ₃ , L ₄ , L ₅ , L ₆
C ₂ ⁵	335	$\frac{144,0}{43,0}$	$\frac{80,7}{24,1}$	$\frac{87,1}{26,0}$	$\frac{8,4}{2,5}$	$\frac{14,8}{4,4}$	k ₈ , k ₆ , k ₁₃	K ₁ , K ₂ , K ₃ , K ₄ , K ₈ , K ₉

1.1.2.2 Тектоніка

Згідно з геологічним районуванням родовище розташоване в межах Алмазно-Марьївського геолого-промислового району Донбасу. Алмазно-Марьївський район приурочений до західної частини північної зони мілкої складчатості Донбасу, розташованої між Марьївським і Алмазним насувами. Поле шахти приурочене до Гірської синкліналі, північне крило якої має південно-східне простягання і південно-західне падіння порід під кутами 30-35° – у виходів на поверхню і 8-10° – на глибоких горизонтах. В південній частині шахтного поля синкліналь переходить в Карбонітську антикліналь. Кути падіння порід північного крила антикліналі складають 10-15°. Гірська синкліналь і Карбонітська антикліналь ускладнені додатково складчастістю більш мілкового порядку і розривними порушеннями з стратиграфічними амплітудами зміщення від 1,5 до 100 м, найбільш крупними з яких являються Діагональний підкид і Південний насув.

Крім крупних порушень виявлений цілий ряд малоамплітудних порушень з амплітудами від декількох сантиметрів до 3-5 м. Приурочені вони, в основному, до замкової частини Гірської синкліналі і до смуги шириною 50-100 м, що примикає до більш крупних розривних порушень. Щільність розривних порушень на вказаних площах досягає 30 штук на 1 км². На остальній площі малоамплітудні порушення зустрічаються рідко – порядку 1-2 штук на 1 км².

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочих вугільних пластів надана в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Відстань між пластами, м	Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна			
	Від – до середня	Від – до середня			
m ₃	$\frac{1,20-1,40}{1,30}$	$\frac{1,09-1,29}{1,19}$	85 215	складна	невитриманий
ℓ ^в ₈	$\frac{0,89-0,99}{0,94}$	$\frac{0,75-0,85}{0,80}$		складна	невитриманий
k ₈	$\frac{1,40-1,64}{1,52}$	$\frac{1,22-1,46}{1,34}$		складна	відносно витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Відповідно до ДСТУ 3472-96 вугілля пластів відноситься до довгопламенних газових. Характеристика якості вугілля наведена в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласту	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність A ^{daf} , %	Вологість W _t ^r , %	Сірчаність S _t ^d , %	Вихід летючих речовин V ^{daf} , %	Вища теплотворна спроможність Q _B ^{daf} , ккал/кг	
m ₃	18,1	4,0	3,0	44,4	8029	ДГ
ℓ ^в ₈	29,1	4,1	3,8	44,7	8020	ДГ
k ₈	21,0	4,4	4,4	40,0	8079	ДГ

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Відстань від проммайданчика до найближчої річки Біленької – 1,8 км.

Поверхня шахтного поля ускладнена мережею оврагів і балок. Основними являються балки Талова, Водоток і Козача з їх багаточисельними оврагами.

Підземні води в межах родовища приурочені до четвертинних, неогенових, палеогенових та кам'яновугільних відкладень.

Основними джерелами обводнення гірничих виробок шахти являються кам'яновугільні відкладення. Водоносні горизонти приурочені, в основному, до тріщинуватих пісковиків, вапняків, рідше – сланців піщаних. Води – пластово-тріщинні, володіють напором. Водоносність порід карбону обумовлена їх тріщинуватістю. Живляться водоносні горизонти карбону, головним чином, за рахунок інфільтрації атмосферних осадів і паводкових вод.

В обводненні гірничих виробок приймають участь пісковики m_3SM_4 , M_1SM_2 , ℓ_8SM_1 , $L_7S\ell_8$, $L_1S\ell_1$, K_9Sk_8 , K_7SK_8 , K_6Sk_6 , K_3SK_4 і вапняки M_3 , M_1 , L_7 , L_1 , K_9 , K_7 .

Хімічний склад шахтної води: сухий залишок – 2,8 г/л; рН – 8,1; загальна жорсткість – 16,2 мг-екв/л; вміст хлоридів – 610 мг/л; вміст сульфатів – 1050 мг/л.

Води хлоридно-гідрокарбонатно-сульфатно-натрієвого складу з мінералізацією 3,0-3,5 г/л.

Фактичні водопитоки в шахту складають:

$$Q_{\text{норм}} = 500 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$Q_{\text{макс}} = 531 \text{ м}^3/\text{год}.$$

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Шахта небезпечна за раптовими викидами вугілля і газу, небезпечна за вибуховістю пилу.

Середня абсолютна метаноносність – 12,6 м³/хв, відносна метаноносність – 124,6 м³/т.с.д.

Вугільний пласт k_8 загрозовий за раптовими викидами вугілля і газу з ізогіпси "- 585 м", небезпечний – з ізогіпси "- 700 м".

Пласти m_3 , ℓ_8 , ℓ_7 , ℓ_6 , ℓ_3 , ℓ_1 і k_6 схильні до самозаймання.

Кут падіння пласта k_8 складає 6-9°.

Проходження гірничих виробок по вміщуючим породам здійснюється в сілікозонебезпечних умовах.

Геотермічний градієнт дорівнює 2,83°C на 100 м, а геотермічний ступінь 36,7 м на 1°C.

Ізотерма + 26°C знаходиться на глибині 680 м. З цих глибин необхідні засоби по охолодженню і кондиціонуванню повітря.

Основні відомості про бічні породи вугільних пластів наведені в табл. 1.4.

Таблиця 1.4 – Основні відомості про бічні породи вугільних пластів

Пласт	Безпосередня покрівля				Основна покрівля				Безпосередня підшошва			
	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ
m_3	аргіліт	2,0	4	Б ₃	аргіліт	9,0	4	А ₁	алевроліт	2,5	5	П ₃
ℓ_8^B	алевроліт	1,5	5	Б ₄	алевроліт	10,0	5	А ₂	алевроліт	2,2	5	П ₃
k_8	вапняк	2,8	9	Б ₅	аргіліт	15,0	4	А ₁	алевроліт	1,8	4	П ₂

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями шахтного поля є:

по повстанню на північному сході – виходи пластів під наноси;

по падінню на південному заході – умовна лінія, що проходить по ізогіпсі " - 1100 м;

по простяганню:

- на північному заході – загальна границя з вільною ділянкою Мирнодолинською Південною, яка проходить на відстані 3 км від центральних стовбурів;
- на південному сході – насув Південний, який розташований на відстані 3,8 км від центральних стовбурів.

Розміри шахтного поля:

- по простяганню – 6,8 км;

- по падінню – 3,5 км.

Площа шахтного поля – 23,8 км².

Розміри ділянки шахтного поля, що проектується:

- по простяганню – 1,2 км;

- по падінню – 1,5 км.

Площа ділянки – 1,8 км².

Розвідка шахтного поля здійснена мережею геологічних розвідницьких свердловин з відстанню між ними 250-500 м.

По категоріям розвіданості запаси вугілля розподілені: А = 19 %; В = 33 %; С₁ = 58 %.

Так як кут падіння пластів у межах шахтного поля змінюється в межах 3-4°, то підрахунок запасів варто робити способом середнього арифметичного:

$$Q_{\text{ср.ар}} = S_{\text{н}} \cdot m_{\text{ср}} \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.1)$$

де $S_{\text{н}}$ – нормальна проекція пласта, м²;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³.

Результати підрахунку запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	$S_{\text{н}}$, м ²	$m_{\text{ср.н}}$, м	γ , т/м ³	Q, тис.т	Примітка
Балансові запаси					
m ₃	4500000	1,19	1,37	7658	
ℓ ^в ₈	3000000	0,80	1,47	3816	
k ₈	1800000	1,34	1,36	4966	
Усього				16440	
Забалансові запаси					
k ₂	1800000	0,45	1,36	1102	мала потужність
Геологічні запаси				17542	

Визначимо проектні втрати вугілля.

Втрати вугілля в цілику під проммайданчик не розраховуємо, тому що він розташований в відробленій частині шахтного поля ($\Pi_1 = 0$).

Визначимо втрати в бар'єрному цілику з вільною ділянкою Мирнодолинською Південною:

$$\Pi_2 = \ell \cdot d \cdot m \cdot \gamma, \text{ т,} \quad (1.2)$$

де ℓ – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, м;

$$d = 5 \cdot m + 0,05 \cdot H + 0,002 \cdot L, \text{ м,} \quad (1.3)$$

де H – середня глибина цілика від земної поверхні, м;

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

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат вугілля в бар'єрному цілику з вільною ділянкою Мирнодолинською Південною

Індекс пласта	m , м	H , м	L , м	d , м	ℓ , м	γ , т/м ³	Π_2 , т
m_3	1,19	650	3000	59	1500	1,37	119000
ℓ^B_8	0,80	730	3050	58	1500	1,47	95000
k_8	1,34	950	3200	62	1500	1,36	173000
Усього							387000

Визначимо проектні втрати біля насуву Південного:

$$\Pi_3 = d_n \cdot \ell_n \cdot m \cdot \gamma, \text{ т,} \quad (1.4)$$

де d_n – ширина зони розламу уздовж тектонічного порушення, м;

ℓ_n – довжина тектонічного порушення.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат вугілля біля насуву Південного

Індекс пласта	d_n , м	ℓ_n , м	m , м	γ , т/м ³	Π_3 , т
m_3	100	1500	1,19	1,37	125000
ℓ^B_8	100	1500	0,80	1,47	93000
k_8	100	1500	1,34	1,36	240000
Усього					458000

Визначимо проектні експлуатаційні витрати:

$$\Pi_4 = [Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3)] \cdot c, \text{ т}, \quad (1.5)$$

де $Q_{\text{бал}}$ – балансові запаси шахти, т;
 c – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$\Pi_4 = [16440000 - (0 + 387000 + 458000)] \cdot 0,04 = 198000 \text{ т.}$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

$$\Sigma\Pi = \frac{\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4}{Q_{\text{бал}}} \cdot 100, \%; \quad (1.6)$$

$$\Sigma\Pi = \frac{0 + 387000 + 458000 + 198000}{16440000} \cdot 100 = 6,3 < 15 \%.$$

Визначимо промислові запаси шахти:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4), \text{ т}; \quad (1.7)$$

$$Q_{\text{пр}} = 16440000 - (0 + 387000 + 458000 + 198000) = 15397000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 15,4 \text{ млн. т.}$$

Строк служби шахти:

$$T = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{ш,р}}}, \text{ років}, \quad (1.8)$$

де $A_{\text{ш,р}}$ – річний видобуток шахти, тис. т;

$$T = \frac{15397000}{900000} = 17 \text{ років.}$$

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Для розробки основних напрямків проекту оцінимо основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік приведені в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік

№	Показник	Од. вимір.	Значення		
			План	Факт	%
1	Проектна потужність шахти	т	900000	408303	45,4
2	Виробнича потужність	т	400000	408303	102,1
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	1111	1134	102,1
4	Кількість лав	шт	1	1	100,0
5	Посування ЛОЗ	м/міс	55	56	101,8
6	Швидкість проведення виробок	м/міс	55	60	109,1
7	Чисельність трудящих ППП	чол.	2531	2698	106,6
8	в тому числі робочих з видобутку	чол.	2398	2442	101,8
9	в тому числі ГРОВ	чол.	226	297	131,4
10	прохідників	чол.	163	189	116,0
11	Середня заробітна платня ППП	грн/міс	8501,3	8746,2	102,9
12	робочих з видобутку	грн/міс	9475,1	9920,2	104,7
13	ГРОВ	грн/міс	13521,4	14214,8	105,1
14	прохідників	грн/міс	13245,7	13615,9	102,8
15	Зольність видобуваного вугілля	%	35,1	37,2	106,0
16	Собівартість вугілля	грн/т	1528,6	1639,4	107,2
17	Ціна реалізуемого вугілля	грн/т	3650,5	3788,7	103,8

В дійсний час шахта розробляє пласт k_8 . Він відпрацьований на 80 % площі.

Спосіб підготовки пласта k_8 : в північній частині шахтного поля – погоризонтний, в південній частині – панельний; підготовка пласта – пластово-польова. Система розробки – стовпова з відпрацьовуванням стовпів по повстанню.

В роботі знаходиться 1 лава – 10 лава північного блоку, яка оснащена комплексом ЗМКД-90, в склад якого входить комбайн 2ГШ-68Б, скребковий конвеєр СП-326, кріплення сполучень УКС.

Транспортування вугілля від лави до скіпового ствола здійснюється за допомогою стрічкових конвеєрів 1Л-100 К, 3Л-100 У, 1Л-120, 1Л-800, 1Л-1000, 2Л-1000 КСП, 1ЛТ-80, 1ЛТП-800 та у вагонетках УВГ-2,5 та секційних поїздах ПС-3,5 за допомогою акумуляторних електровозів АМ-8Д та 2АМ-8Д.

Підготовчі виробки проводяться буровибуховим та комбайновим способом. В якості механізації приймаються комбайни ГПКС та буронавантажувальні машинами 1ППН-5, 1ПНБ-2, 2ПНБ 2. Швидкість проведення виробок складає 20-30 м/міс.

Аналізуючи вищеприведену інформацію було виявлено наступні "вузькі" місця в технологічній схемі шахти:

- фізичне зношення прохідницького і транспортного обладнання;
- відсутність коштів на придбання високопродуктивної техніки та на ремонт і заміну окремих вузлів і механізмів;

- недоукомплектованість підземного транспорту необхідною кількістю вагонеток і електровозів;
- робота лав в зоні нестійкої покрівлі;
- недоукомплектованість штату робочих основних професій.

По факторам "вентиляція", "підйом", "стаціонарні установки", "електропостачання", "технологічний комплекс поверхні" "вузькі" місця відсутні.

Даним проектом передбачаємо відробку виймальної ділянки пл. k_8 Північного блоку шахти. Для цього необхідно вирішити наступні задачі:

- довести річну виробничу потужність до проектних показників;
- розрахувати кількість лав, необхідних для забезпечення виробничої потужності шахти;
- вибрати раціональну систему розробки для відробки пл. k_8 ;
- вибрати очисне, прохідницьке, транспортне та вентиляційне устаткування для відробки пл. k_8 ;
- скоротити діючу мережу гірничих виробок з метою зменшення витрат на їх підтримання;
- вибрати спосіб зміцнення покрівлі на сполученнях лави з виробками.

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

Для вибору засобів механізації очисних робіт необхідно зробити прогноз поведінки порід в очисному вибої. Прогноз здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз", розробленої на кафедрі гірництва.

Результати розрахунку представлені на листингу 2.1:

- основна покрівля – неважкозрушувана;
- безпосередня покрівля – стійка;
- "хибна" покрівля – неутворюється;
- підошва пласта – середньої стійкості;
- водопріток у лаву $< 1 \text{ м}^3/\text{год}$.

Вибір видобувного устаткування і технологічної схеми ведення очисних робіт здійснюємо з урахуванням вимог ПБ [1], орієнтуючись на застосування вузькозахватної техніки.

У даних гірничо-геологічних умовах можливе застосування наступних варіантів технологічних схем:

технологічна схема з застосуванням вузькозахватних комбайнів і індивідуального кріплення;

технологічна схема з застосуванням механізованих комплексів.

Застосування стругової технології нераціонально, тому що пласт має породний прошарок. Крім того, в пласті є включення піриту, що несприятливо для ефективного використання стругових установок. Так як застосування мехкомплексу дозволяє підвищити середньодобове навантаження на лаву і продуктивність праці ГРОВ більше ніж у 2 рази в порівнянні з комплектами вузькозахватного устаткування з індивідуальним кріпленням, то приймаємо технологічну схему з використанням механізованого комплексу, причому для забезпечення потокової організації робіт транспорт вугілля з лави доцільно здійснювати конвеєрним транспортом.

Вибір комплексу здійснюємо на основі аналізу областей їх застосування [2] у залежності від потужності пласта, кута його падіння, категорій покрівлі по стійкості і обвалюванню та ін.

У даних умовах можливе застосування наступних комплексів:

МДМ з комбайном РКУ 13;

2МКДД з комбайном 2ГШ 68Б;

3МКД 90 з комбайном 2ГШ 68Б (комплекс застосовується на шахті).

Розрахунок навантаження по організаційно-технічному фактору робимо на ПК по програмі, розробленої на кафедрі гірництва (див. листинг 2.2). Найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу МДМ з комбайном РКУ 13.

Розрахунок нормативного навантаження здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз". Відповідно до розрахунку (див. листинг 2.1) нормативне навантаження на комплекс МДМ складає 1470 т/доб.

Перевірку навантаження по газовому фактору робимо в п. 2.4.4.

Отже, для подальшого розрахунку приймаємо кількість циклів на добу 5 з навантаженням на лаву 1550 т/добу.

Приймаємо виробничу потужність шахти 900 тис.т, тобто вона дорівнює проектній потужності шахти.

Повний термін служби шахти:

$$T = T_{\text{розр}} + t_{\text{осв}} + t_{\text{згас}}, \text{ років}, \quad (2.1)$$

де $T_{\text{розр}}$ – розрахунковий термін служби шахти, років;

$t_{\text{осв}}$ – час на освоєння виробничої потужності шахти, років (при $A_{\text{шпр}} = 900$ тис. т $t_{\text{осв}} \leq 2$ роки);

$t_{\text{згас}}$ – час на згасання видобутку, років ($t_{\text{згас}} = 1-2$ роки);

$$T_{\text{розр}} = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{шпр}}}, \text{ років}, \quad (2.2)$$

$$T_{\text{расч}} = \frac{15397000}{900000} = 17 \text{ років};$$

$$T = 17 + 1 + 1 = 19 \text{ років}.$$

Режим роботи шахти по видобутку:

- число робочих днів за рік – 300;

- число робочих змін по видобутку вугілля за добу – 3;

- тривалість робочої зміни:

на підземних роботах – 6 годин;

на поверхні – 8 годин.

2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів

Для відробки пл. k_8 на шахті прийняті наступні способи підготовки: в північній частині шахтного поля – погоризонтний, в південній частині – панельний; підготовка пласта – пластово-польова. Залишаємо способи підготовки без змін, тому що основні підготовчі виробки вже проведені.

Вибір системи розробки здійснюємо для північної частини шахтного поля. Вибір проводимо методом техніко-економічного порівняння. У даних гірничо-геологічних умовах найбільш підходять дві системи розробки: стовпова система розробки з відробкою виймального стовпа по повстанню та з повторним використанням транспортної виробки у якості вентиляційної (варіант 1, рис. 2.1) і стовпова система розробки з відробкою виймального стовпа по повстанню та з погашенням виробок слідом за лавою і проведенням нових виробок вприсічку к виробленому простору (варіант 2, рис. 2.2).

Для економічного порівняння застосовуємо програму "Прогноз". За допомогою програми розрахуємо вартість проведення та підтримання 1 м виробок (див. листинг 2.3).

Вартість транспортування вугілля, вартість очисних робіт та вартість водовідливних робіт не розраховуємо, тому що кількість запасів, механізація та водоприток в обох варіантах однакові.

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

$$C = \frac{\Sigma K + \Sigma R}{Z_{\text{в.ст.}}}, \text{ грн/т}, \quad (2.3)$$

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

$Z_{\text{в.ст.}}$ – запаси вугілля у виймальному стовпі, т.

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – Результати розрахунку питомих витрат

	Сумарні витрати, грн	Питомі витрати, грн/т	Питомі витрати, %
Варіант 1	748400	1,51	100
Варіант 2	901258	1,80	119

Як видно з табл. 2.3, варіант 1 на 19 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{\text{д.доб}} = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{ м/добу}, \quad (2.4)$$

де r – ширина захоплення в.о. комбайна, м;

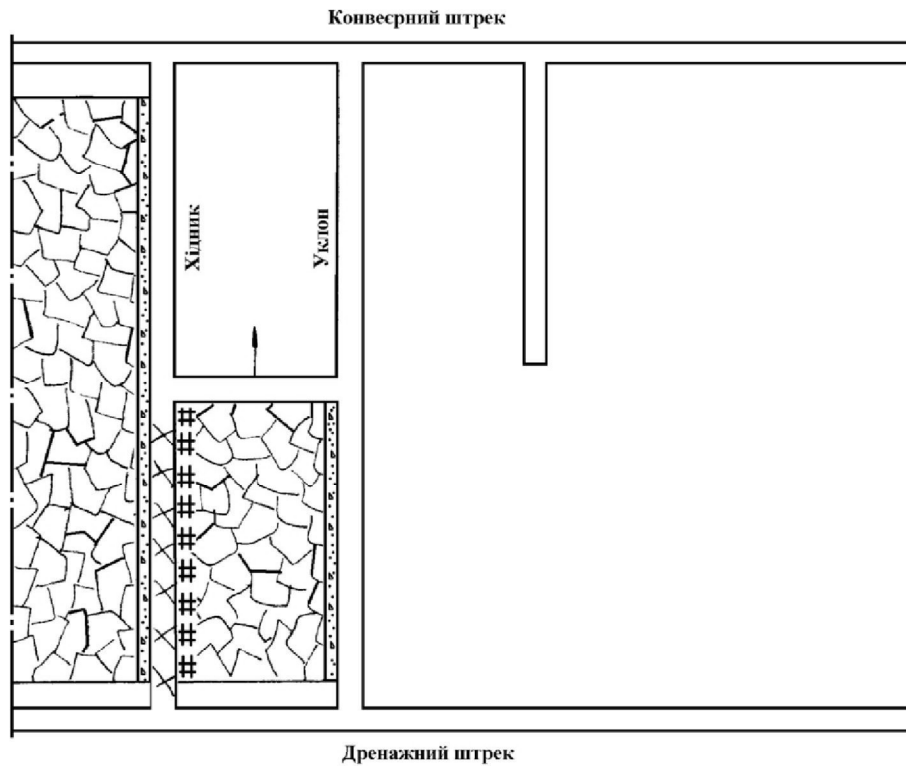


Рисунок 2.1 – Ствопова система розробки з відробкою виймального стовпа по повстанню та з повторним використанням транспортної виробки у якості вентиляційної (варіант 1)

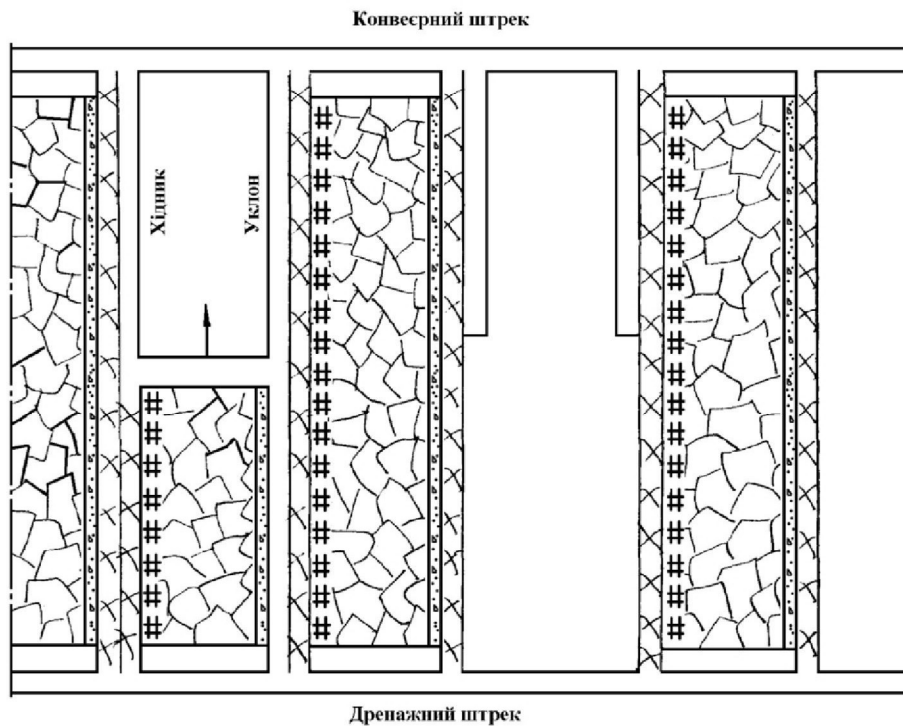


Рисунок 2.2 – Ствопова система розробки з відробкою виймального стовпа по повстанню та з погашенням виробок слідом за лавою і проведенням нових виробок вприсічку к виробленому простору (варіант 2)

$n_{\text{ц}}$ – кількість циклів за добу ($n_{\text{ц}} = 5$, див. п. 2.2);

$$V_{\text{д,доб}} = 0,63 \cdot 5 = 3,15 \text{ м/добу.}$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{д,річ}} = N \cdot V_{\text{д,доб}} \cdot K, \text{ м/рік,} \quad (2.5)$$

де N – число робочих днів за рік ($N = 300$, див. п. 2.2.2);

K – коефіцієнт гірничо-геологічних умов ($K = 0,95$ [3]);

$$V_{\text{д,річ}} = 300 \cdot 3,15 \cdot 0,95 = 1077 \text{ м/рік.}$$

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

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

$$p = 1,52 \cdot 1,36 = 2,45 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв:

$$h_{\text{д}} = \frac{A_{\text{шр}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_{\text{д}} \cdot p \cdot c}, \text{ м,} \quad (2.7)$$

де $k_{\text{оч}}$ – коефіцієнт, що залежить від кількості вугілля, що добувається з очисних вибоїв ($k_{\text{оч}} = 1$ [3]);

$k_{\text{вид}}$ – коефіцієнт, що залежить від кількості вугілля, що добувається з діючих очисних вибоїв (згідно ПТЕ [4] щодо резервних вибоїв $k_{\text{вид}} = 0,92$);

c – коефіцієнт виймання вугілля ($c = 0,95$ [3]);

$$h_{\text{д}} = \frac{900000 \cdot 1 \cdot 0,92}{1077 \cdot 2,45 \cdot 0,95} = 330 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_{\text{д}}}{l_{\text{л}}}, \text{ лав,} \quad (2.8)$$

де $l_{\text{л}}$ – довжина лави ($l_{\text{л}} = 200$ м [2]);

$$\Sigma n = \frac{330}{200} = 1,6 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{д} = \Sigma n_{л.д} \cdot l_{л}, \text{ м}, \quad (2.9)$$

$$\Sigma h_{д} = 2 \cdot 200 = 400 \text{ м}.$$

Визначимо максимально можливу річну продуктивність шахти:

$$A_{шп(\max)} = \Sigma h_{заг} \cdot V_{д.р\dot{и}ч} \cdot p \cdot c, \text{ т/рік}, \quad (2.10)$$

$$A_{шп(\max)} = 400 \cdot 1077 \cdot 2,45 \cdot 0,95 = 1003000 \text{ т/рік}.$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{рез} = \frac{A_{шп(\max)}}{A_{шп}}; \quad (2.11)$$

$$k_{рез} = \frac{1003000}{900000} = 1,11.$$

Отриманий результат входить в інтервал нормативного значення коефіцієнту резерву, який рівний 1,1-1,2.

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$V_{заг} = \frac{V_{д.р}}{k_{рез}}, \text{ м/рік}; \quad (2.12)$$

$$V_{заг} = \frac{1077}{1,11} = 970 \text{ м/рік}.$$

Для того, щоб вчасно підготувати новий виймальний стовп, не допускаючи запізнювань у підготовці і не створюючи зайвих випереджень, розрахуємо оптимальне співвідношення очисних і підготовчих робіт, виходячи з умови своєчасної підготовки [6]:

$$T_{підг} + t_{рез} = T_{оч}, \quad (2.13)$$

де $T_{підг}$ – загальні витрати часу на підготовку виймального стовпа, міс.;

$t_{рез}$ – нормативний резерв часу на підготовку нового стовпа, міс. ($t_{рез} = 1-2$ міс.);

$T_{оч}$ – тривалість відробки частини стовпа, що залишилась, міс.

Визначимо витрати часу на підготовку стовпа:

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{мон}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{H_{\text{гор}}}{V_{\text{укл}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{рез}}, \text{ мін}, \quad (2.14)$$

де $t_{\text{пл}}$ – час на спорудження прийомних площадок, мін;

$t_{\text{мон}}$ – час на монтаж устаткування, мін;

$V_{\text{ш}}, V_{\text{укл}}, V_{\text{рп}}$ – швидкість проведення відповідно штреку, уклону і розрізного просіку, м/мін.

Час на відпрацювання стовпа:

$$T_{\text{оч}} = \frac{X}{V_{\text{оч}}}, \text{ мін}. \quad (2.15)$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = V_{\text{ш}} = V_{\text{укл}} = V_{\text{рп}}, \text{ м/мін}, \quad (2.16)$$

тоді впливає, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot l_{\text{л}} + H_{\text{гор}}}{\frac{X}{V_{\text{оч}}} - (t_{\text{пл}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}})}, \text{ м/мін}; \quad (2.17)$$

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot 200 + 1000}{\frac{800}{809} - (1 + 1 + 1)} = 180 \text{ м/мін}.$$

Для своєчасної підготовки нового стовпа швидкість проведення виробок повинна бути не менше 180 м/мін., причому підготовку нового стовпа необхідно почати, коли в діючому стовпі залишиться відробити 800 м.

Вибір раціонального способу охорони виробок, що примикають до лави, робимо з використанням програми "Охорона".

Відповідно до зробленого розрахунку (див. листинг 2.4) конвеєрний штрек доцільно охороняти за допомогою литої смуги, тому що витрати на підтримку при даному варіанті найменші.

Параметри технології розрахуємо згідно з [7]:

Ширина смуги:

$$Ш = k \cdot m, \text{ м}, \quad (2.18)$$

де k – коефіцієнт, що враховує ступінь обвалювання основної покрівлі;

$$Ш = 1,1 \cdot 1,52 = 1,7 \text{ м}.$$

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

$$\Delta = b \cdot h_n, \text{ м}, \quad (2.19)$$

де b – коефіцієнт, що враховує міцність порід підшоши на стиск;
 h_n – середня висота нижньої підшивки, м;

$$\Delta = 0,6 \cdot 1 = 0,6 \text{ м.}$$

Максимальне відставання смуги від кріплення очисного вибою не повинне перевищувати 3 м.

вентиляційний штрек згашається слідом за очисним вибоєм, а для його тимчасового підтримання приймаємо викладення 1 ряду дерев'яних кострів і пробивання 1 ряду органного кріплення.

Для охорони головного штреку приймаємо цілики великих розмірів. Ширину ціликів розраховуємо згідно з [7]:

$$v_{ц} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м}, \quad (2.20)$$

де H – глибина розробки, м;

σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{покр}} + \sigma_{\text{під}}}{2}, \text{ МПа}, \quad (2.21)$$

де $\sigma_{\text{покр}}, \sigma_{\text{під}}$ – відповідно міцність порід покрівлі і підшоши, МПа;

$$\sigma = \frac{90 + 70}{2} = 80 \text{ МПа};$$

$$v = 30 + \frac{900 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{80 - 30}{30} \cdot 10 = 30 \text{ м.}$$

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розділене на два блоки: північний і південний.

Шахтне поле розкрите двома центрально-здвоєними (головним і допоміжним) стволами, а також блочними північними (вентиляційним і повітряподавальним) і південними (вентиляційним і повітряподавальним) стволами. Блочні стволи поєднані між собою польовим штреком на гор. 900 м, а з центральними стволами – на гор. 700 м.

Окрім блочних стволів, запаси північного і південного блоків розкриті нижче гор. 700 м похилими виробками (уклонами), пройденими частково польовими, частково по пл. k_8 .

Для відпрацювання лав нижче гор. 900 м по пл. k_8 пройдені два укони під кутом 7° : північний конвеєрний і північний людський укони. Укони закріплені КМП АЗ.

Для розкриття і підготовки гор. 1000 м в центрі північного блоку з гор. 900 м пройдені два капітальних польових уклони: північний польовий допоміжний і північний польовий конвеєрний уклони.

Щоб забезпечити безперебійне виконання шахтою встановленого плану видобутку вугілля, необхідно вчасно робити підготовку нових горизонтів. Для цього необхідно знати, у якій послідовності повинна вестися розробка кожного пласту в часі і просторі. Звідси виникає необхідність складання календарного плану відпрацьовування пласту.

У зв'язку з тим, що в перший і другий рік після здачі нового горизонту в експлуатацію необхідно укомплектувати штат бригади робітниками, придбати навички та освоїти техніку і методи роботи у даних умовах, то посування варто брати відповідно рівним 50 і 75 % від прийнятого, а в наступні роки – 100 %.

Схема розкриття, підготовки, система розробки пласту k_8 представлені на листі № 1 графічної частини.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стволи

Головний ствол обладнаний вугільним і аварійно-ремонтним підйомами. Вугільний підйом двоскиповий з підйомною машиною ЦР-6×3,4/0,6, скіпами вантажопідйомністю 14 т і призначений для видачі гірничої маси. Аварійно-ремонтний підйом одноклітьовий з підйомною машиною Ц-1,6×1,2 і одноповерховою кліттю на дві людини.

Допоміжний ствол обладнаний двоклітьовим підйомом з підйомною машиною НКМЗ 1×6×3, двоповерховими клітьями на вагонетку ВГ-2,5 і призначений для спуску в шахту обладнання, матеріалів і людей.

Північний вентиляційний ствол обладнаний двоклітьовим підйомом з підйомною машиною ЦР-6×3,2/0,5, двоповерховими клітьями на вагонетку ВГ-2,5 і використовується в якості аварійно-ремонтного підйому.

Північний повітряподавальний ствол обладнаний двома одноклітьовими з противагами одноканатними підйомами. Одноклітьовий підйом № 1 обладнаний підйомною машиною ЦР-6×3,4/0,6, одноповерховою кліттю на вагонетку ВГ-2,5 і призначений для спуску в шахту обладнання, матеріалів і людей. Одноклітьовий підйом № 2 обладнаний підйомною машиною ЦР-6×3,4/0,6, двоповерховою кліттю на вагонетку ВГ-2,5 і призначений для спуску в шахту обладнання, матеріалів і видачі породи.

Південний вентиляційний ствол обладнаний двоклітьовим підйомом з підйомною машиною 2Ц-3,5×1,7, одноповерховими клітьями на вагонетку ВГ-2,5 і призначений для аварійної видачі людей з шахти, огляду і ремонту ствола.

Південний повітряподавальний ствол технологічно не оснащений і функціонує в режимі повітряподавальної свердловини.

Характеристика стволів представлена в табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Характеристика стволів

Показник	Найменування ствола					
	головний	допоміжний	північний вентиляційний	північний повітряподавальний	південний вентиляційний	південний повітряподавальний
Абсолютна відмітка устя ствола, м	+ 197,1	+ 203,4	+ 309,5	+ 210,2	+ 171,7	+ 170,5
Абсолютна відмітка рівня головок рейок, м						
горизонт 700 м	- 473,9	- 473,5	- 445,0	- 444,5	- 455,0	- 454,5
горизонт 750 м						- 516,2
горизонт 800 м				- 600,3		
горизонт 900 м				- 698,2		- 694,4
Глибина зумпфа, м		21,5		22,0	25,0	26,6
Повна глибина ствола, м	671,0	698,4	908,2	930,4	651,7	891,5
Діаметр ствола у світлі, м	6,0	5,0	5,5	7,0	5,5	7,0
Площа перетину у світлі, м ²	28,3	19,6	23,8	38,5	23,8	38,5
Тип кріплення	бетон	бетон	бетон	бетон чавунні тюбінги	бетон	бетон
Товщина кріплення, мм	400-500	350-450	350-450	300-600	350-450	400-500
Армування ствола	металеве	металеве	металеве	металеве	металеве	металеве

2.3.3.2 Приствольний двір і головні розкриваючі виробки

У головного і допоміжного стволів на гор. 700 м пройдений приствольний двір. Його функції – видача з шахти вугілля, спуск-підйом людей і матеріалів.

Також у центральних стволів остається в експлуатації приствольний двір гор. 400 м. Його функції – обслуговування водовідливного комплексу, що знаходиться в дворі даного горизонту.

Приствольні двори у блочних повітря подавальних стволів на північному (гор. 700 м, 800 м і 900 м) і південному (гор. 700 м, 750 м і 900 м). блоках використовуються для спуску-підйому людей, доставки матеріалів і обладнання на блоки, подачі в шахту повітря, а також видача породи з гор. 900 м на поверхню (північний блок).

Приствольні двори у вентиляційних стволів на гор. 700 м призначені для видачі відпрацьованого повітря з шахти.

На північному блоці з гор. 700 м на гор. 900 м пройдені 3 похилі виробки, біля яких на гор. 700, 800 і 900 м обладнані приймально-відправні майданчики.

Північний конвеєрний уклон пройдений перетином у світлі 9 м² і закріплений КМП А3. В дійсний час використовується тільки для видачі відробленого струменя повітря.

Допоміжний уклон пройдений перетином у світлі 9,4 м² і закріплений КМП А3. В дійсний час використовується в якості запасного вихіда на гор. 700 м і видачі відробленого струменя повітря.

Людський уклон пройдений перетином у світлі 9,2 м² і закріплений КМП А3. В дійсний час використовується тільки для видачі відробленого струменя повітря.

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k₈

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Уточнення гірничо-геологічних умов відпрацьовування не проводимо, тому що швидкість посування очисного вибою не змінюється. Прогнозні дані представлені в п 2.2 (листинг 2.1).

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт представлений на рис. 2.3.

2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пл. k₈

Згідно п. 2.2.4 для механізації очисних робіт приймаємо комплекс МДМ, до складу якого входять [2]:

- вузькозахватний комбайн РКУ 13;
- механізоване кріплення ДМ;
- скребковий конвеєр СПЦ 273;
- кріплення сполучень УКС;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

Схема роботи комбайна – двостороння, ширина смуги, що виймається – 0,63м, спосіб зарубки комбайна в пласт – "косими" заїздами.

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою:

$$R = B \cdot D \cdot \gamma_2 \cdot h_2 \cdot L_2 \leq 0,8 R_T, \quad (2.22)$$

де R – розрахункове значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН;

D – коефіцієнт, що залежить від присутності над шаром важкозрушуємих порід легкозрушуємих;

γ_1 – об'ємна вага порід і-го пласту безпосередньої покрівлі, МН/м³;

h_2 – потужність основної покрівлі, м;

L_2 – шаг зрушення основної покрівлі, м;

R_T – табличне значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН/м [2].

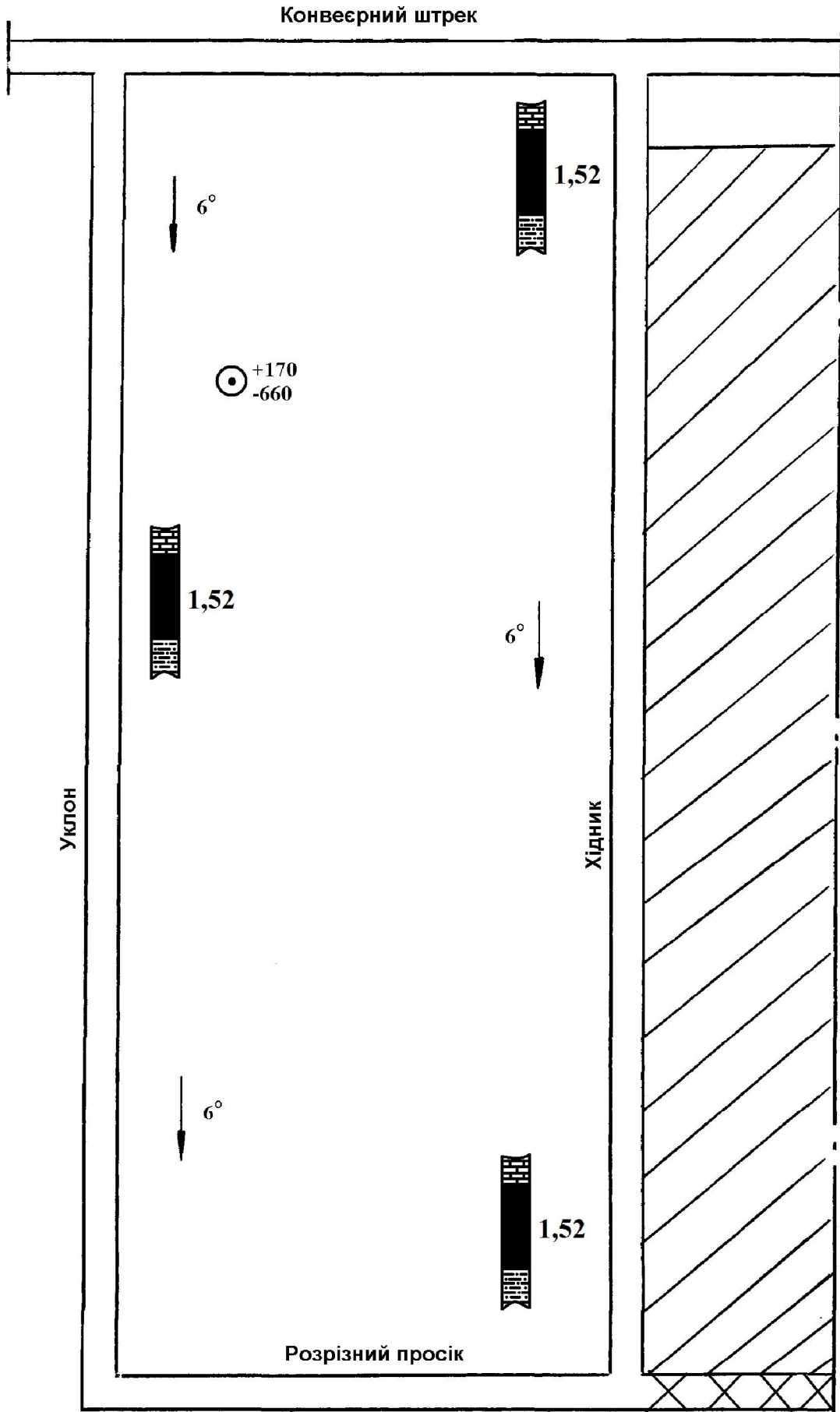


Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

$$R = 0,5 \cdot 1 \cdot 0,026 \cdot 2,2 \cdot 20 = 2,7 \leq 0,8 \cdot 18,8 = 15,04.$$

Умова виконується, отже для ефективного використання комплексу немає необхідності застосовувати заходи щодо розупрочнення покрівлі.

У якості кріплення посилення в уклоні приймаємо металеві стійки 17ГКУ30, що встановлюються під кожної рами на відстані: перед лавою – 30 м; за лавою – 80 м.

Головки забійного конвеєру виносяться із лави у виробки, що примикають, і закріплюються на спеціальних опорах кріплення сполучень.

Розрахунок, приведений у п. 2.4.1.2, показав, що механізоване кріплення ДМ у даних гірничо-геологічних умовах може експлуатуватися з достатньою ефективністю, тому заходи щодо розупрочнення покрівлі не передбачаємо.

Вибір заходів щодо первинного осаду покрівлі у лаві.

Для забезпечення безпеки робіт, запобігання завалів лави, повітряних ударів при першому осаді завислої на великій площі покрівлі після відходу лави від розрізного просіку приймаємо спеціальні заходи [7]:

- організується щозмінне чергування в лаві інженерно-технічних робітників дільниці згідно з затвердженим графіком;

- проводиться щозмінний інструктаж робочих щодо правил поведінки при началі осаду основної покрівлі та виходу з лави в безпечне місце;

- на сполученнях лави з підготовчими виробками вивіщується світове табло: "УВАГА! ЛАВА ПРАЦЮЄ В ПЕРІОД ВІДХОДУ ВІД РОЗРІЗНОЇ ПЕЧІ";

- контролюється газовий режим надзором дільниці ВТБ два рази за зміну, надзором видобувної дільниці – три рази;

- при перших признаках осаду основної покрівлі черговий, що знаходиться в середній частині лави, повинен подати встановлений звуковий сигнал по одній з абонентських станцій для виводу людей з лави;

- робочі відводяться від сполучення лави на відстань 50 м;

- до виводу людей в безпечне місце особа дільничного надзору негайно повідомляє гірничого диспетчеру о початку первинного осаду основної покрівлі і прийнятих мірах;

- первинний осад основної покрівлі проводиться під керівництвом начальника дільниці або його заступника;

- до пуску лави в експлуатації допускається виймання 3-4 смуг для вирівнювання лінії очисного вибою.

2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

Визначимо ступінь підняття порід підосви в уклонах [7]:

$$k = \frac{k \cdot H}{\sigma_n}, \quad (2.23)$$

де k – коефіцієнт, що враховує ступінь обвалювання порід покрівлі;

H – глибина розробки, м;

σ_n – міцність порід підосви, МПа;

$$k = \frac{3 \cdot 830}{70} = 35,5.$$

Визначимо ступінь підняття порід підосви в штреках [7]:

$$k = \frac{H}{\sigma_{\pi}}, \quad (2.24)$$

$$k = \frac{830}{70} = 11,8.$$

Отже, згідно [7], підосва в уклонах відноситься до середньої по підняттю, а в штреках – не схильною до підняття.

На підставі порівняння розрахункового коефіцієнту ступеня підняття в уклонах з табличним значенням коефіцієнту [7], можна зробити висновок, що прийнятий спосіб охорони не забезпечує допустимий ступінь підняття підосви, тому що $k = 35,5 > k_{\tau} = 14$. Тому, в якості способу боротьби з підняттям підосви приймаємо розвантажувальні щілини в підосві виробки.

2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

З метою ефективної експлуатації видобувного устаткування, а також раціональної організації робіт у лаві приймаємо чотирьохзмінний добовий режим роботи очисного вибою: перша зміна – ремонтно-підготовча, три інші – по видобутку вугілля. Тривалість робочої зміни – 6 годин. Тижневий робочий режим роботи ділянки – шестиденний робочий тиждень.

Форма організації праці робітників – добова комплексна бригада (МГВМ, ГРОВ, електрослюсарі), розбита на ланки.

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

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д}}, \text{ т}, \quad (2.25)$$

де $A_{\text{доб}}$ – навантаження на очисний вибій, т/доб;

$n_{\text{р.д}}$ – кількість робочих днів на місяць, днів;

$$D_{\text{міс}} = 1550 \cdot 25 = 38750 \text{ т.}$$

Розрахунок обсягів робіт в очисному вибої здійснюємо на 1 цикл по всім робочим процесам.

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_{\text{к}} = L_{\text{к}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.26)$$

де L_k – комбайнова довжина лави, м;
 m – потужність пласта, м;
 r – ширина захоплення в.о. комбайна, м;
 γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;
 c – коефіцієнт видобутку вугілля;

$$D_k = 200 \cdot 1,52 \cdot 0,63 \cdot 1,36 \cdot 0,98 = 310 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів біля уклону та хідника:

$$n_{op} = \frac{r}{d} \cdot n_{op}, \text{ стійок,} \quad (2.27)$$

де d – діаметр стійки, м;
 n_{op} – кількість рядів органного кріплення;

$$n_{op} = \frac{0,63}{0,15} \cdot 2 = 8,4 \text{ стійок.}$$

Викладення дерев'яних кострів для охорони хідника:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук,} \quad (2.28)$$

де a_k – крок встановлення кострів, м;
 n_k – кількість рядів кострів;

$$n_k = \frac{0,63}{1,89} \cdot 1 = 0,33 \text{ штук.}$$

Зведення литої смуги:

$$Q_{л.п} = Ш \cdot m \cdot r, \text{ м}^3, \quad (2.29)$$

де $Ш$ – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 1,7 \cdot 1,52 \cdot 0,63 = 1,72 \text{ м}^3.$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки зводимо в табл. 2.5 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_r}{K_c}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.30)$$

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;
 $K_{ц}$ – коефіцієнт циклічності;

$$K_{ц} = \frac{N_y}{D_{ц}^k}, \quad (2.31)$$

де N_y – встановлена змінна норма виробітку на виїмку вугілля в конкретних умовах;

$D_{ц}^k$ – комбайновий видобуток на цикл, т;

$$K_{ц} = \frac{610}{300} = 2,0;$$

$$T_k = \frac{6,9}{2,0} = 3,4 \text{ чол. - змін.}$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_m = \frac{1}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін.} \quad (2.32)$$

$$T_m = \frac{1}{2,0} = 0,5 \text{ чол. - змін.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{ГРОВ} = T_k - T_m, \text{ чол.-змін.} \quad (2.33)$$

$$T_{ГРОВ} = 3,4 - 0,5 = 2,9 \text{ чол.-змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = \frac{D_{ц}}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін.} \quad (2.34)$$

де ΣT – сумарна трудомісткість виконання процесів, чол.-змін;

$$N_k = \frac{310}{3,75} = 69,3 \text{ т/чол. - зм.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_{ц}}, \text{ грн/т,} \quad (2.35)$$

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{1557}{310} = 5,19 \text{ грн/т.}$$

Обліковий склад робітників-відрядників (ГРОВ у зміни з видобутку):

$$N_{об} = \frac{D_{доб}}{N_k \cdot k_{пер}}, \text{ чол.}, \quad (2.36)$$

де $k_{пер}$ – плановий коефіцієнт перевиконання норми виробітку;

$$N_{об} = \frac{1550}{69,3 \cdot 1,08} = 18 \text{ чол.}$$

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування очисного вибою в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11]:

1. Для комплексу МДМ і планового видобутку 1550 т/добу таблична норма часу складе 49,4 чол.-годин (табл. 1, п 1);

2. Поправочні коефіцієнти до табличної норми часу, що враховують: зміну довжини очисного вибою – 2,21 чол.-годин $\cdot 2 = 4,42$ чол. годин; кількість приводних голівок конвеєра – 1,07 чол.-годин; ступінь стійкості бічних порід – 0,85;

3. Скоректована таблична норма часу складе: $(49,4 + 4,42 - 1,07) \cdot 0,85 = 44,84$.

4. Трудомісткість робіт МГВМ 6 розряду складе 6 чол.-год. або 1 чол.-зм.

5. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складе: $44,84 - 6 = 38,84$ чол.-год. або 6,47 чол.-зм.

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Ремонтну складність устаткування визначимо в табл. 2.6.

Нормативна облікова чисельність електрослюсарів:

$$N_{ч} = \Sigma T_{ор} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{зм}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.37)$$

де $\Sigma T_{ор}$ – сумарна річна нормативна трудомісткість планового технічного обслуговування і ремонту устаткування;

K_1 – коефіцієнт, що враховує пайову участь дільничних електрослюсарів у технічному огляді і ремонті устаткування, $K_1 = 0,6$;

K_2 – коефіцієнт, що враховує технічне обслуговування і ремонт електропускової і захисної апаратури і гнучких кабелів, $K_2 = 1,2$;

K_3 – коефіцієнт, що враховує непланові ремонти устаткування, виконувани ремонтними і черговими електрослюсарями ділянки, $K_3 = 1,3$;

$t_{зм}$ – тривалість робочої зміни на підземних роботах, $t_{зм} = 6$ годин;

$$N_{ч} = 17540 \cdot \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3}{357 \cdot 6} = 7,6 \text{ чол. – змін.}$$

Таблиця 2.6 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість T _{ор} , чол.-годин		Обґрунтування	
			на од.	на все		
в лаві						
Комбайн	РКУ 13	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т.9	
Мехкріплення	ДМ	133	18,4	2447		
Конвеєр скребковий	СПЦ 273	1	1388	1388		
Кріплення сполучень	УКС	2	171	342		
Перевантажувач	ПС	1	1183	1183		
Усього				8351		
в інших виробках						
Конвеєр стрічковий	2ЛТ-100У	1	4124	4124		
Насосна станція	СНТ-32	2	1681	3362		
Лебідка	ЛВД-34	3	186	558		
Трубопровід, км		1,3	115	150		
Дорога на підшві	ДКН4-2	1	995	995		
Усього				9189		
Разом				17540		

Для подальших розрахунків приймаємо:

ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну – 7 чол.;

електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{об} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.38)$$

де $k_{об}$ – коефіцієнт облікового складу;

Обліковий склад робітників-відрядників:

$$Ч_{об} = 18 \cdot 1,92 = 34 \text{ чол.}$$

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

$$Ч_{об} = 7 \cdot 1,92 = 13 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{об} = 8 \cdot 1,65 = 13 \text{ чол.}$$

Чисельність інженерно-технічних робітників встановлюємо відповідно до затвердженої структури роботи ділянки:

начальник ділянки – 1 чол.;

заступник начальника – 1 чол.;

помічник начальника – 1 чол.;

механік ділянки – 1 чол.;

гірничий майстер – 6 чол.

2.4.2 Паспорт проведення та кріплення конвеєрного уклону пласта k_8

Згідно гірничо-геологічних умов, а також рекомендаціям [12, 13] виробку доцільно проводити уступним вибоєм, так як це дозволить вести попутне видобування вугілля і знизити його зольність.

Крім цього, виробку доцільно проводити вузьким вибоєм, так як цей спосіб забезпечить меншу трудомісткість робіт, більшу стійкість виробки, а отже і менші витрати на її підтримання [14].

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності присікаємих порід не перевищує 7 (по шкалі проф. Протод'яконова М.М.), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн КСП-32.

Відбита гірнична маса буде перевантажуватися на скребковий перевантажувач ПС і потім транспортуватися стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У.

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВГ-3,3-900 та на платформах шахтних ПТО 900-20. Виробка обладнується одноколіїним рейковим шляхом. Ширина колії-900 мм, рейки Р-33 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно з [14]).

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, необхідної величини випередження очисних робіт підготовчими (див. п. 2.3.1.4), приймаємо місячне посування підготовчого вибою $V = 180$ м. Тоді добове посування складе:

$$V_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{міс}}}{n_{\text{р.д}}}, \text{ м/доб}, \quad (2.39)$$

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

$$V_{\text{доб}} = \frac{180}{25} = 7,2 \text{ м/добу}.$$

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

Так як над вугільним пластом залягає пласт вапняку потужністю 2,8 та міцністю 9, то виробку доцільно проводити трапецієвидної форми.

Для визначення площі поперечного перерізу виробки у світлі визначимо мінімальну ширину виробки на висоті пересувного составу:

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м}, \quad (2.40)$$

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \text{ctg } \beta, \text{ м}, \quad (2.41)$$

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

h – висота пересувного составу, м;

h_p – відстань від підшви виробки до рівня головки рейки, м;

β – кут нахилу стійок кріплення до горизонтальної площини, град;

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,3 - 0,19) \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ = 0,75 \text{ м};$$

$$B = 0,4 + 1,4 + 0,4 + 1,32 + 0,75 = 4,27 \text{ м}.$$

Ширина виробки у світлі по баласту:

$$l_6 = B + 2 (h_p + h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}; \quad (2.42)$$

$$l_6 = 4,27 + 2 (1,3 + 0,19) \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ = 4,8 \text{ м}.$$

Ширина виробки у світлі по верхняку:

$$l_B = B - 2 (h_1 - h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}, \quad (2.43)$$

де h_1 – висота виробки у світлі від головки рейки до верхняку. Згідно [12] $h_1 \geq 2,2$ м.

$$l_B = 4,3 - 2 (2,5 - 1,3) \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ = 3,9 \text{ м}.$$

Висота похилу від рівня баласту до верхняку:

$$h_B = h_1 + h_p, \text{ м}, \quad (2.44)$$

$$h_B = 2,5 + 0,19 = 2,69 \text{ м}.$$

Площа поперечного перерізу виробки у світлі:

$$S_{\text{св}} = \frac{l_6 + l_B}{2} \cdot h_B, \text{ м}^2; \quad (2.45)$$

$$S_{\text{св}} = \frac{4,8 + 3,9}{2} \cdot 2,69 = 11,7 \text{ м}^2.$$

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [15].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{\text{кр}} = U + k_{\text{кр}} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.46)$$

де U – зміщення порід покрівлі в період її служби до впливу очисних робіт, мм;

$$U = k_\alpha \cdot k_\Theta \cdot k_s^l \cdot k_B \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.47)$$

де k_α – коефіцієнт впливу кута падіння порід і напрямку проходки виробки відносно простягання порід;

k_Θ – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k'_s – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

U_T – зміщення порід, прийняте за типове, мм;

$k_{кр}$ – коефіцієнт впливу класу покрівлі по обвалюваності;

k_s – коефіцієнт, що враховує вплив площі перетину виробки у світлі;

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

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

$$U = 0,85 \cdot 0,45 \cdot 0,4 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 300 = 41 \text{ мм};$$

$$U_{кр} = 41 + 1 \cdot 1,1 \cdot 0,4 \cdot 380 = 208 \text{ мм}.$$

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_n \cdot k_H \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^n, \text{ кН/м}, \quad (2.48)$$

де k_n – коефіцієнт перевантаження;

k_H – коефіцієнт надійності;

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

b – ширина виробки в прохідці, м;

P^n – нормативне навантаження;

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,1 \cdot 70 = 393 \text{ кН/м}.$$

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (2.49)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

В якості кріплення приймаємо кріплення металеве податливе трапецієвидне КМП-Т(К) зі спецпрофілю СВП-27.

$$n = \frac{393}{350} = 1,12 \text{ рам/м}.$$

Приймаємо відстань між рамами 0,8 м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U^1_{кр} = U_{кр} + (U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм}, \quad (2.50)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

$k_{охр}$ – коефіцієнт, що враховує вплив податливості штучних огорожень на опускання покрівлі;

$$U^I_{кр} = 208 + (380 \cdot 0,4 + 1520 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 542 \text{ мм.}$$

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,1 \cdot 100 = 561 \text{ кН/м.}$$

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м,} \quad (2.51)$$

де n , N_s – відповідно щільність, рам/м, і несуча спроможність основного кріплення, кН;

N_{s1} – несуча спроможність засобів посилення, кН;

$$n_1 \geq \frac{561 - 1 \cdot 450}{300} = 0,37 \text{ ст/м.}$$

Встановлюємо одну стійку посилення через одну раму основного кріплення. Тип кріплення по податливості:

$$\Delta \geq k_{ос} \cdot k_{анк} \cdot k_{ус} \cdot U^I_{кр}, \text{ мм,} \quad (2.52)$$

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

$$\Delta \geq 1 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 542 = 363 \text{ мм.}$$

Остаточо приймаємо кріплення металеве податливе трапецієвидне КМП-Т(К) з спецпрофілю СВП-27 (податливість 800 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо через одну раму основного кріплення.

Протяжність встановлення кріплення посилення:

l_1 – ділянка кріплення попереду першого вибою = 30 м;

l_2 – ділянка кріплення позаду першого вибою = 65 м;

l_3 – ділянка кріплення попереду другого вибою = 40 м.

Розрахунок комплексної виробки і розцінки проводимо згідно [16] і вносимо в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в прохідницькому вибої

Вид робіт	Одиниця вимірювання	Норма виробки			Обсяг робіт на зміну, м	Потрібна кількість чол.-змін на 1 м	Потрібна кількість чол.-змін	Тарифна ставка, грн.	Розцінка за 1 м, грн.	Обґрунтування для встановлення норми виробки
		за збірником	коефіцієнт за збірником	встановлена						
Проведення виробки комбайном КСП-32	м	0,5	0,91	0,45	3	2,188	6,564		212,04	табл. 1, п. 67 д
машиніст гірничих виїмальних машин VI розряду					3	0,588	1,764	229,08	63,43	
прохідник V розряду					3	1,600	4,800	197,16	148,61	

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м}, \quad (2.53)$$

де N – змінна норма виробки на бригаду, м ($N = 1,87$ (§ 1, табл. 1, п. 67 д);
 k – коефіцієнт за збірником;

$$Q = 1,87 \cdot 0,91 = 1,7 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м}, \quad (2.54)$$

де T – змінна нормативна трудомісткість, чол.-змін, м ($T = 3,74$ чол.-змін (§ 1, табл. 1, п. 67 е);

$$Q_{1ч} = \frac{1,87}{3,74} = 0,5 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка з урахуванням поправочного коефіцієнту:

$$Q_{зм} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м}; \quad (2.55)$$

$$Q_{зм} = 0,5 \cdot 0,91 = 0,45 \text{ м.}$$

Трудомісткість на зміну:

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.56)$$

$$T_{зм} = \frac{1,7}{0,45} = 3,8 \text{ чол.} - \text{зм.}$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.57)$$

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{1,7} = 0,588 \text{ чол.} - \text{зм};$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{\text{ПРОХ}} = \frac{(T_{\text{ЗМ}} - 1)}{Q}, \text{ чол.} - \text{ЗМ}; \quad (2.58)$$

$$T_{\text{ПРОХ}} = \frac{(3,8 - 1)}{1,7} = 1,6 \text{ чол.} - \text{ЗМ.}$$

Приймаємо явочну кількість у зміну МГВМ VI розряду 1 чол., прохідників V розряду – 4 чол.

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11] в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на од.	на все	
1	Комбайн	КСП 32	1	1660	1660	ЕНВ-06
2	Перевантажувач	ПС	1	1183	1183	
3	Стрічковий конвеєр	2Л100У	1	4311	4311	
4	Дорога напочвенна	ДКН4-2	1	995	995	
5	Лебідка	ЛВД 34	1	186	186	
6	Трубопроводи		1,7	135	202	
7	Вентилятор	ВМП	1	42	42	
8	Коефіцієнт				1	
9	Усього				8579	
10	Коефіцієнт К1				0,6	
11	Коефіцієнт К2				1,2	
12	Коефіцієнт К3				1,3	
13	Нормативна явочна чисельність				4	

Остаточню приймаємо явочну кількість робітників за добу:

- МГВМ VI розряду – 4 чол.;
- прохідників V розряду – 12 чол.;
- слюсарів – 4 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{\text{об}} = N_{\text{яв}} \cdot k_{\text{об}}, \text{ чол.}, \quad (2.59)$$

де $k_{\text{об}}$ – коефіцієнт облікового складу;

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

$$Ч_{\text{об}} = 4 \cdot 1,59 = 6 \text{ чол.}$$

Обліковий склад прохідників V розряду:

$$Ч_{об} = 12 \cdot 1,59 = 19 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{об} = 4 \cdot 1,417 = 6 \text{ чол.}$$

Чисельність інженерно-технічних робітників встановлюємо відповідно до затвердженої структури роботи ділянки:

- начальник ділянки – 1 чол.;
- заступник начальника – 1 чол.;
- помічник начальника – 1 чол.;
- механік ділянки – 1 чол.;
- гірничий майстер – 6 чол.

Розробка графіку організації робіт.

Розробку графіку проводимо згідно з [18]. Для будови лінійного графіку організації процесу комбайнового виймання розраховуємо поопераційно трудомісткість і тривалість робіт, а також час, що відкладемо на графіку. Результати розрахунків зводимо в табл. 2.7.

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

Доставка вугілля по лаві здійснюється скребковим конвеєром СПЦ 273, що входить до складу комплексу МДМ.

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [21]:

$$Q_p = \frac{Q_{доб} \cdot k_n}{3 \cdot t_{зм} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.60)$$

де $Q_{доб}$ – добова продуктивність вибою, т/доб.;

k_n – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку ($k_n = 1,5$ [21]);

$t_{зм}$ – тривалість зміни, год.;

k_m – коефіцієнт машинного часу ($k_m = 0,8$ [21]);

Розрахунковий вантажопотік з лави:

$$Q_p = \frac{1800 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 126 \text{ т/год.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год} \quad (2.61)$$

Таблиця 2.7 – Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірничих порід

Найменування операцій	Об'єм робіт		Число робітників, чол.	Трудомісткість по процесам (операціям), чол.-хв.		Тривалість процесів (операцій), хв.	
	од. вим.	на цикл		на цикл	на зміну	на цикл	на зміну
ПЗО			5		85		17
Усунення мілких несправностей			5		40		8
Управління комбайном	м	0,8	1	$25,1 \cdot 1 \cdot 1,11 = 27,8$	$27,8 \cdot 3 = 83,4$	$27,8 / 1 = 27,8$	$83,4 / 1 = 83,4$
Підкидка гірничої маси, расплитовка, підтягування і підвіска кабелів	м	0,8	1	$16,7 \cdot 1 \cdot 1,11 = 18,5$	$18,5 \cdot 3 = 55,5$	$18,5 / 1 = 18,5$	$55,5 / 1 = 55,5$
Зачистка за комбайном	м	0,8	1	$6,29 \cdot 1 \cdot 1,11 = 6,8$	$6,8 \cdot 3 = 20,4$	$6,8 / 1 = 6,8$	$20,4 / 1 = 20,4$
Отведення і проробка во	м	0,8	1	$1,0 \cdot 1 \cdot 1,11 = 1,1$	$1,1 \cdot 3 = 3,3$	$1,1 / 1 = 1,1$	$3,3 / 1 = 3,3$
Огляд і заміна зубків	м	0,8	2	$4,6 \cdot 1 \cdot 1,11 = 5,1$	$5,1 \cdot 3 = 15,3$	$5,1 / 2 = 2,5$	$15,3 / 2 = 7,6$
Перевірка напрямку виробки	м	0,8	1	$3,3 \cdot 1 \cdot 1,11 = 3,7$	$3,7 \cdot 3 = 11,1$	$3,7 / 1 = 3,7$	$11,1 / 1 = 11,1$
Кріплення	м	0,8	2-5	$166 \cdot 1 \cdot 1,11 = 182,6$	$182,6 \cdot 3 = 547,8$	101,3	303,9
Нарощування конвеєру	м	0,8	3	$15,5 \cdot 1 \cdot 1,11 = 17,0$	$17,0 \cdot 3 = 51,0$	-	$51,0 / 3 = 17,0$
Нарощування вент. трубопроводу	м	0,8	2	$2,3 \cdot 1 \cdot 1,11 = 2,5$	$2,5 \cdot 3 = 7,5$	-	$7,5 / 2 = 3,7$
Нарощування рейкового шляху	м	0,8	2-5	$41,7 \cdot 1 \cdot 1,11 = 45,9$	$45,9 \cdot 3 = 137,7$	-	$137,7 / 5 = 27,5$
Усього				314	1886		

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

По графікам застосовності [21] робимо вибір стрічкового конвеєра: для заданих умов підходить конвеєр 2ЛТ 100У, тому що при необхідній його довжині $L = 1000$ м і куті нахилу $\beta = 6^\circ$ $Q_p = 126 < Q_t = 200$ т/год.

Графік застосовності конвеєру представлено на рис. 2.4.

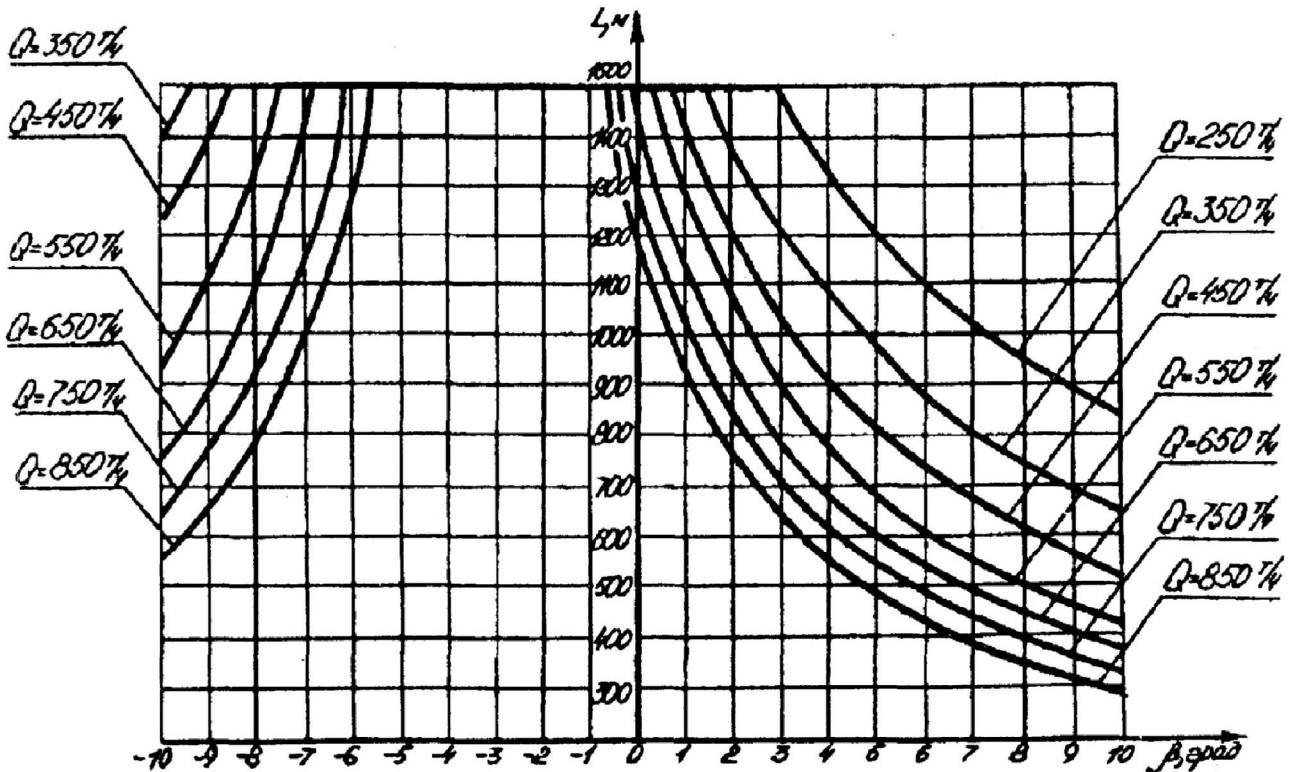


Рисунок 2.4 – Графік застосовності конвеєру 2ЛТ 100У

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра СПЦ 273 на стрічковий 2ЛТ 100У приймаємо перевантажувач скребковий ПС.

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.61.

$$Q_p = 126 < Q_t = 300 \text{ т/год};$$

Для транспортування гірничої маси з прохідницького вибою приймаємо конвеєр стрічковий 2ЛТ 100У. Розрахунковий вантажопотік складе:

$$Q_p = \frac{490 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 51 \text{ т/год},$$

що відповідає умові $Q_p = 51 < Q_t = 200$ т/год.

Для транспортування устаткування і матеріалів по штреку приймаємо відкатку лебідками ЛВД 34.

2.4.4 Провітрювання дільниці

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної дільниці

Даним проектом передбачена відробка пл. k_8 . Спосіб підготовки пласта по-горизонтний з відробкою стовпів по повстанню; кількість лав – 2; механізація очисних робіт – комплекс МДМ; навантаження на лаву – 1550 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [22], приймаємо схему провітрювання виймальних дільниць – типу 3-В-Н-г-пт.

2.4.4.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної дільниці і очисного вибою по пл. k_8

Визначимо очікуване метановиділення очисної виробки та виймальної дільниці:

$$I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{оч(діл)}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.62)$$

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

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

$$I_{\text{оч}} = \frac{1800 \cdot 1,8}{1440} = 2,2 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

$$I_{\text{діл}} = \frac{1800 \cdot 9,8}{1440} = 12,2 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо необхідність проведення дегазації. Критерієм, що визначає необхідність проведення дегазації, є підвищення метанообільності виробок понад припустиму по фактору вентиляції I_p :

$$I_{\text{оч}} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\text{max}} \cdot S_{\text{min}} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.63)$$

де V_{max} – максимально припустима по ПБ швидкість руху повітря в лаві, м/с;

k_n – коефіцієнт нерівномірності метановиділення в лаві (з табл. 6.3 [22]);

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

S_{min} – мінімальна площа перетину лави, м^2 ;

$$S_{\text{min}} = k_{\text{оз}} \cdot S_{\text{оч.min}}, \text{ м}^2, \quad (2.64)$$

де $k_{\text{оз}}$ – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до при вибійного (з табл. 6.4 [22]).

$$S_{\min} = 1,25 \cdot 3,6 = 4,5 \text{ м}^2;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 4,5 \cdot 1}{1,63} = 6,6 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{оч}} = 2,2 \text{ м}^3/\text{хв}. < I_p = 6,6 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, немає необхідності проводити дегазацію.

2.4.4.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки пл. k_8

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

$$Q_{\text{оч}} = \frac{100 \cdot I_{\text{оч}} \cdot k_H}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.65)$$

де k_H – коефіцієнт нерівномірності виділення газу, частки од.;

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

C_0 – концентрація газу у вентиляційному струмені, що надходить на виймальну ділянку, %;

$$Q_{\text{оч}} = \frac{100 \cdot 2,2 \cdot 1,63}{1 - 0,05} = 600 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по газах, що утворюються при вибухових роботах, не виконуємо через їх відсутність.

Розрахунок кількості повітря по числу людей:

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot n_{\text{чол}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.66)$$

де $n_{\text{чол}}$ – найбільша кількість людей, що одночасно працюють у очисній виробці, чол.;

$k_{\text{оз}}$ – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного простору (приймаємо по табл. 6.4 [21]);

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot 15 \cdot 1,25 = 112 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{оч}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.67)$$

де $V_{оч}$ – оптимальна швидкість повітря в привибійному просторі лави, м/с;

$$Q_{оч} = 60 \cdot 4,5 \cdot 1,6 \cdot 1,25 = 540 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Приймаємо $Q_{оч} = 600 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Перевірка витрат повітря по швидкості здійснюється по наступним факторам:

- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{оч} \geq Q_{оч \min} \cdot k_{оз} = 60 \cdot S_{оч \max} \cdot V_{\min} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.68)$$

де V_{\min} – мінімально припустима швидкість повітря в очисній виробці згідно ПБ, м/с;

$S_{оч \max}$ – максимальна площа поперечного перерізу привибійного простору очисної виробки у світлі, м²;

$$600 > 60 \cdot 4,5 \cdot 0,25 \cdot 1,25 = 84 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

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

де V_{\max} – максимально припустима швидкість повітря в очисній виробці згідно ПБ, м/с;

$$600 < 60 \cdot 4,5 \cdot 4 \cdot 1,25 = 1350 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується.

Остаточо приймаємо $Q_{оч} = 600 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Розрахунок витрати повітря, необхідного для провітрювання виймальної ділянки по виділенню метану:

$$Q_{дл} = \frac{100 \cdot I_{дл} \cdot k_{н}}{C - C_{о}}, \text{ м}^3/\text{хв.}; \quad (2.70)$$

$$Q_{дл} = \frac{100 \cdot 12,2 \cdot 1,37}{1 - 0,05} = 1760 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрати повітря на підсвіження:

$$Q_{доп} = Q_{дл} - Q_{оч} \cdot \frac{k_{ут.в}}{k_{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.71)$$

де $k_{ут.в}$ – коефіцієнт, що враховує витоки повітря через вироблений простір у

межах виймальної ділянки (приймаємо по рисунку 6.12 [22]);

$$Q_{\text{доп}} = 1760 - 600 \cdot \frac{1,9}{1,25} = 848 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Розраховані витрати повітря повинні задовольняти умові:

$$Q_{\text{доп}} \geq 60 \cdot S \cdot V_{\text{min}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.72)$$

де S – площа поперечного перерізу виробки з підсвіжаючим струменем повітря у світлі, м^2 ;

$$Q_{\text{доп}} = 848 \geq 60 \cdot 11,9 \cdot 0,25 = 178 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова виконується.

Кількість повітря, що буде поступати в лаву по вентиляційному хіднику:

$$Q_{\text{в.х}} = Q_{\text{діл}} - Q_{\text{доп}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.73)$$

$$Q_{\text{в.х}} = 1760 - 848 = 912 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Розраховані витрати повітря повинні задовольняти умові 2.108:

$$Q_{\text{в.х}} = 912 \geq 60 \cdot 11,9 \cdot 0,25 = 178 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова виконується.

Остаточо приймаємо $Q_{\text{діл}} = 1760 \text{ м}^3/\text{хв.}$

2.4.4.4 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору:

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.74)$$

де I_p – середня абсолютна метанообільність очисної виробки (приймаємо по табл. 7.1 [22]);

Q_p – максимальна витрата повітря в очисній виробці, що може бути використане для розведення метану до припустимих ПБ норм, $\text{м}^3/\text{хв.}$ (приймаємо по табл. 7.1 [22]);

$$A_{\text{max}} = 1800 \cdot 1,8^{-1,67} \cdot \left[\frac{1350 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 3360 \text{ т/добу.}$$

2.4.4.5 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання уклону пл. k_8

2.4.4.5.1 Розрахунок метанообільності уклону, проведеного по пл. k_8

Метановиділення в тупикову виробку, проведена по пласту:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов 1}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.75)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов 2}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.76)$$

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

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.77)$$

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

$k_{\text{т}}$ – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення в часі, частки од. (приймаємо по табл. 3.2 [22]).

$I_{\text{о.у.п}}$ – метановиділення з відбитого вугілля, $\text{м}^3/\text{хв.}$;

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{тy}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.78)$$

де j – технічна продуктивність комбайну, $\text{т}/\text{хв.}$ (приймаємо по табл. 3.3 [22]);

$k_{\text{тy}}$ – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації відбитого вугілля, дол. од.;

$$k_{\text{тy}} = a \cdot T_y^b, \quad (2.79)$$

де a , b – коефіцієнти, що характеризують газовіддачу з відбитого вугілля (при $T_y \leq 6$ хв $a = 0,052$, $b = 0,71$, при $T_y \geq 6$ хв $a = 0,118$, $b = 0,25$);

T_y – час знаходження вугілля в привибійному просторі, хв.;

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв.}, \quad (2.80)$$

де $S_{\text{вуг}}$ – площа перетину виробки по вугіллю в проходці, м^2 ;

$l_{\text{ц}}$ – посування вибою за цикл безперервної роботи комбайну, м ;

$$T_y = \frac{4,5 \cdot 1 \cdot 1,36}{0,7} = 8,5 \text{ хв.};$$

$$k_{\text{тy}} = 0,118 \cdot 8,5^{0,25} = 0,2;$$

$$I_{\text{о.у.п}} = 0,7 \cdot 0,2 \cdot (9,6 - 1,5) = 1,1 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_{\text{пов 1}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,0 \cdot 6 \cdot (9,6 - 1,5) \cdot 0,98 = 1,1 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_{\text{пов}2} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,0 \cdot 6 \cdot (9,6 - 1,5) \cdot 0,13 = 0,1 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

$$I_{\text{п}} = 1,1 + 1,1 = 2,2 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

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

2.4.4.5.2 Розрахунок кількості повітря для провітрювання уклону пл. к8

Розрахунок витрати повітря для виробки, яка проводиться комбайном:

$$Q_{3,\text{п}} = \frac{100 \cdot I_{3,\text{п}}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{ХВ}, \quad (2.81)$$

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

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{3,\text{п}} = 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{ХВ}; \quad (2.82)$$

$$Q_{3,\text{п}} = 6 \cdot 6 = 36 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{3,\text{п}} = 60 \cdot V_{\text{п min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{ХВ}, \quad (2.83)$$

де $V_{\text{п min}}$ – мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря в тупиковій виробці, м/с;

$$Q_{3,\text{п}} = 60 \cdot 0,25 \cdot 11,9 = 178 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря в привибійному просторі тупикової виробки:

$$Q_{3,\text{п}} = 20 \cdot V_{\text{прив min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{ХВ}, \quad (2.84)$$

де $V_{\text{прив min}}$ – мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря в привибійному просторі, м/с (при температурі 26°C та вологості 70 % $V_{\text{прив min}} = 1$ м/с);

$$Q_{3,\text{п}} = 20 \cdot 1,0 \cdot 11,9 = 238 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

Приймаємо $Q_{3,\text{п}} = 238 \text{ м}^3/\text{ХВ}$.

Витрати повітря для провітрювання усієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{\text{п}} = \frac{100 \cdot I_{\text{п}} \cdot k_{\text{н.п}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{ХВ}, \quad (2.85)$$

де $k_{н.п}$ – коефіцієнт нерівномірності газовиділення у тупиковій виробці;

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot 2,2 \cdot 1}{1,0 - 0,05} = 230 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{п} = 6 \cdot n_{чол.н}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.86)$$

де $n_{чол.н}$ – найбільша кількість людей, що одночасно працюють у виробці, чол.;

$$Q_{п} = 6 \cdot 8 = 48 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{п} \geq Q_{з.п} \cdot k_{ут.тр}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.87)$$

де $k_{ут.тр}$ – коефіцієнт витоків повітря у вентиляційних трубопроводах;

$$k_{ут.тр} = k_{ут.тр1} \cdot k_{ут.тр2}, \quad (2.88)$$

де $k_{ут.тр1}$ – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [22]);

$k_{ут.тр2}$ – коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [22]);

$$k_{ут.тр} = 1,18 \cdot 1,04 = 1,23;$$

$$230 \geq 238 \cdot 1,23 = 293 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова не дотримується, тому приймаємо $Q_{п} = 293 \text{ м}^3/\text{хв.}$

2.4.4.5.3 Вибір засобів провітрювання уклону пл. k_8

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

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$R_{тр.г} = r_{тр} \cdot (\angle_{тр1} + 20 \cdot d_{тр1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{тр1} \cdot n_2) + \\ + r_{трк} \cdot (\angle_{тр2} + 20 \cdot d_{тр2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{тр2} \cdot n_2), \text{ кц}, \quad (2.89)$$

де $r_{тр}$ – питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря, кц/м;

$l_{\text{тр}1}$ – довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;
 $d_{\text{тр}1}$ – діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;
 n_1, n_2 – число поворотів трубопроводів на 90° і 45° відповідно;
 $r_{\text{тр}к}$ – аеродинамічний опір 1 м трубопроводу з поліетиленовим рукавом, кц/м;
 $l_{\text{тр}2}$ – довжина ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;
 $d_{\text{тр}2}$ – діаметр ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$$\begin{aligned}
 R_{\text{тр.г}} &= 0,0161 \cdot (400 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + \\
 &+ 0,0046 \cdot (600 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 12,5 \text{ кц}.
 \end{aligned}$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{з.п} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.90)$$

$$Q_p = 238 \cdot 1,23 = 293 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.91)$$

$$h_p = 4,9^2 \cdot 12,5 \cdot \left(\frac{0,59}{1,23} + 0,41 \right)^2 = 237 \text{ даПа}.$$

По додатку 1 [21] і розрахунковим значенням Q_p і h_p вибираємо вентилятор типу ВМ-6.

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

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.15.

Таблиця 2.15 – Результати розрахунків

$Q_{з.п}, \text{ м}^3/\text{с}$	2	3	4	5
$k_{\text{ут.тр}}$	1,07	1,12	1,17	1,22
$Q_p, \text{ м}^3/\text{с}$	2,1	3,4	4,7	6,1
$h_p, \text{ даПа}$	49	128	220	319

Побудуємо характеристику трубопроводу на аеродинамічній характеристиці вентилятора (рис. 2.5).

З побудови видно що $Q_{\text{ф}} = 5,2 \text{ м}^3/\text{с} = 312 \text{ м}^3/\text{хв}$; $h_{\text{ф}} = 255 \text{ даПа}$.

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

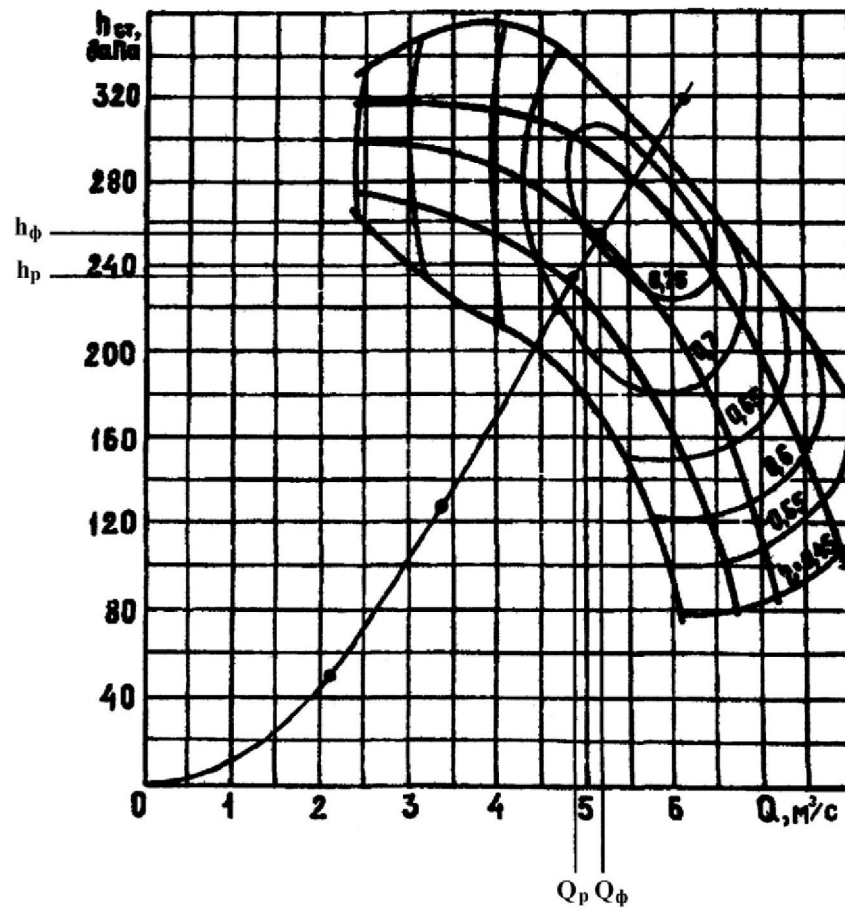


Рисунок 2.5 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМ-6 та вентиляційного трубопроводу

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot Q_{\phi} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.92)$$

де Q_{ϕ} – подача вентилятора, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot 312 \cdot 1,1 = 490 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{\text{з.п.}\phi} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{\phi}}{R_{\text{тр.г}}}} - 0,69 \cdot Q_{\phi}, \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (2.93)$$

$$Q_{\text{з.п.}\phi} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{255}{12,5}} - 0,69 \cdot 5,2 = 255 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.5 Енергопостачання дільниці

Механізація, що приймається в очисному вибої: механізований комплекс МДМ з комбайном РКУ 13, скребковим конвеєром СПЦ 273. По уклону вугілля транспортується за допомогою скребкового перевантажувача ПТК 3У. Далі вугілля транспортується стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У.

Величину напруги – 660 В. Характеристика споживачів наведена в табл. 2.16.

Таблиця 2.16 – Характеристика споживачів дільниці

№ п/п	Найменування машин і механізмів	Напруга	Тип двигуна	Номінальна потужність, кВт	Кількість	Сумарна потужність, кВт	Коефіцієнт потужності номінальний
1	РКУ 13	660	ЭКВЭ – 200	200	1	200	0,85
2	СПЦ 273	660	ЭДКОФ 53,4	110	2	220	0,91
3	ПТК 3У	660	ЭДКОФ 53,4	110	2	220	0,91
4	СНТ 32	660	ВАО 82-4	55 + 4	2	118	0,87
5	ЛВД 24	660	ВАО 72-4	30	1	30	0,89

До установки приймаємо КТПВ 630/6-0.69.

Електропостачання ділянки здійснюється від розподільної підземної станції (РПП – 16) від осередку КРУВ – 6. Звідси напруга 6 кВ подається по кабелю СБН 63х35 на суху пересувну підстанцію КТПВ – 630. Перетин фідерного кабелю приймається 120 мм². Від трансформаторної підстанції живиться станція управління СУВ – 350, яка живить усі основні механізми ділянки. Для забезпечення подачі сигналу перед запуском конвеєра (комбайна) по лаві і для зв'язку лави з насипним пунктом і розподільчим пунктом використовується апаратура гучномовного зв'язку з передпусковою сигналізацією АУС. Для газового захисту приймаємо апаратуру "Метан", яка забезпечує безупинний контроль концентрації метану, сигналізує та відключає усі приймачі електричного струму на виймальній ділянці у разі виникнення небезпечних концентрацій. До оператора АГЗ виведені свідчення приладів газового захисту, що контролюють газову обстановку в цілому по ділянці. При перевищенні концентрації газу апаратура газового захисту впливає на загальний пускач штреку або загальний фідерний автомат і відключає напругу в загазованій виробці.

Управління комбайном і конвеєром по лаві здійснюється від пульта управління на комбайну.

Для відключення механізмів при зриві натяжних або приводних станцій використовуються кінцеві вимикачі, введені в схему управління механізмів.

Захист електродвигунів кабелів від струмів КЗ здійснюється максимально – струмовим захистом, вбудованим в пускачі, фідерні автомати, підстанції.

Освітлення гірничих виробок здійснюється світильниками РВЛ – 20 від пускових агрегатів АПШ – 4. В межах ділянки освітлюються: пункти навантаження та перевантаження вугілля; енергопоїзд лави; конвеєрна лінія; привибійний простір лави і т. ін.

Телефонні апарати встановлені на обох сполученнях лави зі штреками, а також в місці перевантажування вугілля на стрічковий конвеєр. Повздож лави та на конвеєрному штреку передбачаємо гучномовний зв'язок.

В уклоні улаштована місцева мережа заземлення, до якої приєднані всі об'єкти, які підлягають заземленню (металеві частини електротехнічних пристроїв, які нормально не знаходяться під напругою, але можуть опинитися під напругою у випадку ушкодження ізоляції; трубопроводи, сигнальні троси і інше обладнання, розташоване у виробках).

Для заземлення КТВП-630/6-0.69, СУВ 350, АПШ, АУС використовуємо сталеву смугу товщиною 3 мм, шириною 20 см та довжиною 3 м (площа 0,6 м²). Місцеве заземлення розташовуємо у стічній канавці. На дно канавки кладемо шар піску товщиною 50 мм. Потім укладаємо сталеву смугу і засипаємо зверху шаром суміші з піску і дрібної породи. Товщина верхнього шару 150 мм. Параметри місцевого заземлення задовольняють вимогам ПБ.

Місцеві заземлювачі улаштовуємо у кожного розподільного пункту, окремо встановленого електроприймача і кабельної муфти. В мережах стаціонарного освітлення місцевий заземлювач улаштовуємо не для кожної муфти або світильника, а через кожні 100 м мережі. Заземлення муфт гнучких кабелів, а також корпус комбайну РКУ 13, конвеєру СПЦ 162, перевантажувача ПТК-3У, лебідки ЛВД 24, світильників, здійснюємо з'єднанням із загальною мережею заземлення за допомогою заземлюючих жил живильних кабелів. Заземлюючу жилу з обох боків приєднуємо до внутрішніх заземлюючих затискачів у кабельних муфтах та ввідних пристроях.

Головний заземлювач у шахті влаштований у водозбірнику пристовбурного двору. На випадок огляду, чищення або ремонту головного заземлювача передбачаємо влаштування резервного заземлювача в зумпфі допоміжного стовбура. Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом.

Крім заземлення захист людей від поразки електричним струмом здійснюється з застосуванням реле витоку струму з автоматичним відключенням ушкодженої мережі. Загальний час відключення мережі напругою 660 В складає не більш 0,2 с.

2.5 Охорона праці

2.5.1 Медичне і гігієнічне забезпечення

На шахті обладнані підземні і поверхневі медпункти.

Підземний медпункт розташований в приствольному дворі в спеціальній камері на свіжому струмені повітря по шляху проходження основної маси робочих.

У всіх цехах поверхні шахти, вбиральнях, в надшахтних будівлях, приствольних дворах, на підземних ділянках, у виходів з очисних забоїв і в забоях підго-

товчих виробок, а також в машинних камерах є укомплектовані аптечки для надання першої допомоги і носилки з твердим ложем. Носилки пристосовані для установки їх в санітарному транспорті без перевантаження потерпілого.

Адміністративно-побутовий комбінат шахти розташований поблизу надшахтної будівлі і з'єднаний з нею утепленим переходом.

В надшахтній будівлі в місцях очікування людей в зимовий період температура складає не менше + 16°C.

Для тих, що працює на відкритому повітрі шахтній поверхні, коли температура нижча +10°C, передбачено приміщення для обігріву з температурою не нижче + 22°C і рухливістю повітря до 0,2 м/с. Приміщення забезпечені питною водою і кип'ятком.

Для питних потреб і прання одягу шахта забезпечена питною водою, якість якої відповідає вимогам державного стандарту. В аварійних випадках допускається використання очищеної і знезараженої шахтної води в душових за узгодженням з установами Госсанепідемслужби.

Роздягальні і душові мають 45-хвилинну пропускну спроможність. Душові забезпечені гарячою і холодною водою з розрахунку 60 л на кожного миючогося і мають пристрої змішувачів з регулюючими кранами.

2.5.2 Заходи по боротьбі з пилом

На шахті здійснюються заходи щодо знепилення повітря відповідно до Інструкції з комплексного знепилення повітря.

Гірничі машини, під час роботи яких утворюється пил, оснащені засобами пилопридушення. Забороняється експлуатація таких машин без засобів пилопридушення, а також тоді, коли конструкція та параметри роботи цих засобів не відповідають вимогам посібників з експлуатації відповідних машин, або в разі несправності блокувального пристрою, що перешкоджає запускові машини в разі порушення пилопридушення.

Розпилювання (диспергування) зрошувальної рідини проводиться форсунками (зрошувачами) під тиском не менше за 0,5 МПа, а на виїмкових та прохідницьких комбайнах – не менше за 1,2 МПа.

Під час проведення очисних робіт, а також під час проведення виробок комбайнами вибіркової дії застосовується попереднє зволоження вугілля у масиві.

Якщо засоби боротьби з пилом у діючих вибоях не забезпечують зниження запилення повітря до гранично допустимих концентрацій, розробляються заходи, що забезпечують виключення перебування людей у запиленій зоні, і проводиться знепилення повітря, що виходить із цих вибоїв.

Приймальні бункери, перекидачі, пристрої для завантаження і розвантаження скипів обладнані засобами аспірації та очищення повітря, а також пристроями для запобігання просипання гірничої маси та пилоутворенню.

Забороняється на діючих шахтах подавання свіжого струменя повітря на стволах, обладнаних підйомами зі скіпами або перекидними клітями, які не мають засобів пилопридушення.

3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Вибір способу і обґрунтування параметрів зміцнення покрівлі на сполученнях лави з виробками

3.1 Актуальність питання

У технологічній частині було виконано вибір підготовки шахтного поля – погоризонтна підготовка, а також була обрана система розробки – стовпова система розробки з відробкою виймального стовпа по повстанню та з повторним використанням транспортної виробки у якості вентиляційної. Для охорони був прийнятий захід охорони за допомогою литої смуги. Також для безпосереднього кріплення сполучення лави з уклоном та хідником було прийнято кріплення ДМ, яке входить до складу механізованого очисного комплексу МДМ, обраного для механізації очисних робіт.

Але після відходу лави, а разом з нею і механізованого кріплення, стан покрівлі значно погіршується: збільшується кількість тріщин, внаслідок чого тиск на кріплення підготовчої виробки зростає; іноді зміцнення покрівлі перевищують податливість кріплення виробки і у таких місцях трапляються завали.

Отже, для безаварійної роботи виймальної ділянки, окрім обраних заходів охорони підготовчої виробки, потрібно обрати засіб для покращення стану покрівлі у районі сполучення лави з підготовчою виробкою.

3.2 Аналітичний огляд способів зміцнення покрівлі на сполученнях лав з виробками

3.2.1 Кріплення випереджальним штанговим кріпленням

Необхідне устаткування, засоби кріплення і матеріали: ручне свердло з комплектом бурового інструмента, стрижні з арматурної сталі діаметром 30-32 мм, довжиною 2,5-3,0 м. Технологія робіт: при зупиненому конвеєрі і комбайні бурять шпури (відстань між шпурами приймається в залежності від ширини верхнього перекриття секції мехкріплення) поблизу контакту пласту з покрівлею в проміжку між такими ж шпурами попереднього циклу. Довжина шпурів приймається рівної двом захопленням при вузькозахватній виїмці. У підготовлені шпури заводять стрижні штангового кріплення довжиною, що забезпечує перекриття безстійкового простору після введення його в шпур до упору. Вільний кінець стрижня заводиться на верхнє перекриття секції мехкріплення.

3.2.2 Кріплення анкерами з механічним закріпленням їх у шпурах

Устаткування, засоби закріплення і матеріали: ручне чи з примусовою подачею свердло з комплектом бурового інструмента, анкери механічні серійного виробництва типу АД-1. Технологія робіт: при зупиненому комбайні і конвеєрі бурять шпури на ділянці завалених порід, заводять у них анкери і фіксують їх, пере-

віряючи надійність закріплення динамометричним ключем, стягають кінці анкерів планками (дерев'яними, металевими). Після виїмки вугілля на черговому циклі шпури буряться в проміжку між анкерами попереднього циклу в шаховому порядку. У них також встановлюють анкери. Параметри технології приведені та схемі.

3.2.3 Анкерування з хімічним закріпленням анкерів

У нашій країні технологія хімічного анкерування розроблена ДонВУГІ. Вона полягає в наступному: у місці вивалу породи з покрівлі над вугільним вибоєм бурять два ряди шпурів (нижні по куті 0-10°, верхні – 45-60° до площини напластування порід). У шпур доставляють забійником ампули з поліуретановим складом і потім руйнують їх анкером, що, обертаючи електросвердлом, подають у шпур. Через 30-40 с перемішаний склад спінюється, збільшується в обсязі в 3-4 рази і через 1-3 хвилини затвердіває, міцно з'єднуючи анкер з масивом порід. На кінці анкерів (верхнього і нижнього) надягають дерев'яні чи металеві прогони, прокладки і нагвинчують гайки (див. схему в графічній частині).

Після виїмки вугілля (2-3 смуги) роблять повторне анкерування. При цьому шпури бурять під кутом 15-30° до площини напластування порід.

Ампули містять поліефір і пробірку з кодицином, що є отвердителем. Для обертання анкера свердлом застосовують спеціальні перехідники.

3.2.4 Нагнітання поліуретанових складів

Процес нагнітання скріпного складу містить у собі підготовчі операції (буріння шпурів, монтаж лінії гучномовного і телефонного зв'язку, доставку запірно-змішувальної апаратури в лаву, доставку до нагнітальної установки ємкості з компонентами скріпного складу, перевірку працездатності нагнітального устаткування й ін.); безпосередньо роботи з нагнітання і заключні операції (демонтаж змішувально-запірної апаратури, прибирання засобів буріння, промивання нагнітальної установки, демонтаж лінії зв'язку й ін.)

Поліуретанові склади нагнітають через шпури діаметром 42-45 мм, довжиною 4,0-4,5 м. Герметизація їх здійснюється на глибині 1,2-1,5 м. Номінальний тиск нагнітання складає 2-5 МПа, темп нагнітання 7-9 л/хв

Кут підйому шпурів, відстань між ними залежать від потужності "хибних" порід, їхньої проникності [7]. Повторно виконувати роботи по нагнітанням рекомендується після посування лави на 3,5-4,0 м. Схема нагнітання скріпних складів приведена в графічній частині.

Необхідно відзначити, що хімічні способи зміцнення порід є прогресивними й економічно вигідними [7]. Однак, це багатоопераційні, не автоматизовані технології, що включають процес буріння шпурів. Так, наприклад, основні процеси технології зміцнення порід нагнітанням складів, що виконуються безпосередньо в лаві займають: буріння шпурів – 25 %, нагнітання складів – 25 %.

Особливо складно бурити шпури в стиснутих умовах призабойного простору очисних вибоїв на тонких пластах, де практично не можна сполучати буріння

шпурів, нагнітання складів з виїмкою вугілля. Тому, у даний час, поряд з удосконалюванням існуючих технологій, важливий й інший напрямок – безшпурова малоопераційна технологія зміцнення покрівлі [7].

3.2.5 Безшпуровий спосіб зміцнення

Донбаським гірничо-металургійним інститутом запропонований безшпуровий спосіб зміцнення покрівлі в лаві, сутність якого полягає в наступному: При відпрацьовуванні вугільного пласту після виїмки вугілля у лаві відбувається обвалення покрівлі біля вугільного вибою. На розлам цих порід всплошну наноситься синтетичний клей, що після отверднення утворить скріпний пласт. Потім клей наноситься на поверхню, що оголюється при виїмці вугілля, покрівлі для створення захисного пласту. Скріпний і захисний пласти запобігають вивалам породи в привибійний простір лави, попереджає тріщиноутворювання і розпластування, зберігає несучу здатність приконтурного породного масиву. Безшпуровий спосіб зміцнення порід був випробуваний на трьох шахтах ДП Луганськвугілля.

3.2.6 Комбінований спосіб зміцнення

Рекомендується використовувати в складних умовах ("хибні" породи неоднорідної будови, наявність дзеркальної поверхні незрушеного пласту чи поверхні, що знову оголюється), коли застосування одного способу не виявляється досить ефективним і надійним.

Комбінований спосіб містить у собі наступні варіанти:

- безшпуровий і хімічне анкерування;
- безшпуровий і нагнітання складів;
- безшпуровий, хімічне анкерування і нагнітання складів.

3.3 Вибір та обґрунтування засобу підвищення стійкості сполучення лави з підготовчою виробкою

Існує багато заходів покращення стану покрівлі у підготовчих виробках. Серед них найбільш поширені такі як фізико-хімічне зміцнення, активне розвантаження з послідуочим зміцненням, застосування комбінованого рамно-анкерного кріплення.

Збільшення стійкості підготовчих виробок, закріплених кріпленням із СВП, можливо за рахунок активної дії кріплення на породний масив та пристосування її параметрів до змінюємих зовнішніх умов. В тяжких умовах підтримання виробок, окрім кріплення, потребуються додаткові заходи до зниження рівня діючих напруг, зміни властивостей вміщуючих порід виробку та покращенню умов роботи кріплення. При цьому найбільш прогресивним засобом є анкера, що дозволяють керувати несучою властивістю порід та рамного кріплення у широкому діапазоні.

Однак застосування анкерного кріплення в самотійному вигляді в порушених породах не дає позитивного ефекту. Це пов'язано з тим, що при існуючій технології встановлення анкерів зусилля натягу стержня, котре складає при завин-

чіванні гайок вручну десь біля 12-15 кН, а при застосуванні гайковертів та перфораторних насадок – 15-26 кН, явно недостатньо для уплотнення порід у межах зони руйнування та формування вагонесучої споруди у вигляді составної балки.

Одним із засобів, що дозволяють збільшити несучу властивість порід та забезпечити режим сумісного деформування кріплення з приконтурним породним масивом, є активний розпір кріплення. Його суттю є стискання зруйнованих порід гідростійками, що встановлюються по 6 штук під дві сусідні рами на металеві підкладки, укладені на подошву виробки. Міняючи кількість гідростійок, встановлюємих під одну раму, активна дія на зруйнований масив може бути приблизно від 60 до 240 кН/м². Але великим недоліком такого засобу є загромодження перетину виробки та велика трудомісткість.

В ДонДТУ розроблено засіб збільшення стійкості підготовчої виробки, що включає встановлення рам кріплення та зтяжки з послідовним заповненням закріпного простору. З метою збільшення опорних властивостей рами, під верхняк встановлюють гідростійку, ослабляють кріплення в вузлах податливості та збільшують тиск у распорном пристрої до отримання навантаження на контурі виробки, рівної несучій здібності кріплення. Після цього виконують зтяжку кріплення в замках та демонтаж гідростійок. В результаті взаємодії гідростійок уплотняється закріпний матеріал, досягається рівномірний контакт кріплення з породним обнаженням і сутньо обмежуються можливості порід до вільного зміщення.

В порушеному масиві ефективною є комбінація рамного кріплення та анкерів, котра дозволяє влаштувати технологічні параметри кріплення до широкого діапазону умов. Застосування рамно-анкерного кріплення на шахтах свідчить про його перспективність для підтримання виробок в тяжких умовах. При застосуванні рамно-анкерного кріплення породи покрівлі зміщуються без помітного розслоїння з інтенсивністю в 1,3-2 рази менш, ніж при звичайному рамному кріпленні.

Таким чином, за рахунок арміювання приконтурного масиву, отримуємо систему «масив-кріплення-анкери». У даному випадку рамне кріплення конструктивно не зв'язується зі зміщеним масивом, а лише входить у силовий контакт з породним оголенням. Кріплення та армований масив працюють разом у режимі взаємодії, однак, роль кожного елемента не однакова. Основні вагонесучі функції виконує армопородна конструкція, а рамне кріплення зупиняє вивали порід та збільшує несучу здатність армованого масиву. Руйнування масиву в процесі утворення зони неупругих деформацій приводить до перерозподілу основного зовнішнього навантаження на анкери, а при виході анкерів зі строю – на рамне кріплення.

Існують також конструкції рамно-анкерного кріплення, що забезпечують безпосереднє з'єднання анкерів з податливим арковим кріпленням. Зв'язок досягається за рахунок застосування прижимних пристроїв, котрі охоплюють профіль арки та кріпляться на виступаючих кінцях анкерів. Підсилюючи рамне кріплення анкери встановлюються по традиційній схемі веєрообразно, що є неоправданою при несиметричному навантаженні.

При конструктивному зв'язку анкерів з рамами ефективність використання комбінованого кріплення залежить від согласування їх міцнісних та деформаційних параметрів. Для забезпечення роботи рамного кріплення та анкерів, несуча

здатність армованого масиву повинна бути більш, ніж несуча здатність рамного кріплення, а зміщення зміцнених порід – менш конструктивної піддатливості кріплення. При не дотриманні даних умов анкерне кріплення вилучається із роботи, а навантаження на рамне кріплення збільшується.

Використання жорстких анкерів в комбінованому кріпленні дає позитивний ефект при умові, якщо зміщення породного контуру не більш 300 мм. При більших зміщеннях породного контуру необхідно використати рамно-анкерне кріплення з податливими анкерами. Результати опитно-промислового використання рамно-анкерного кріплення довели результативність податливих анкерів при роботі їх з арочною податливим кріпленням. Установка рамно-анкерного кріплення дозволяє знизити зміщення на ділянках з жорсткими та податливими анкерами відповідно в 1,3 та 2 рази. При цьому, після проходження лави анкери, звернені в сторону вугільного масиву підверглися більш високим напругам, що приводило до обриву жорстких анкерів.

Для ліквідування цього недоліку в ДонГТУ запропоновано кріплення, що включає жорсткі та податливі анкери. Жорсткі анкери встановлюють зі сторони виробленого простору, а податливі – зі сторони вугільного масиву, що дозволяє більш рівномірно розподілити навантаження на рамне кріплення.

Геомеханічна суть засобу – утворення із зруйнованих порід за допомогою ущільнювання їх гідростійками, анкерування та установки рамного кріплення з попереднім розпором несучої армопородної конструкції в покрівлі виробки. Кожний елемент комбінованого засобу виконує визначену задачу. Попереднє ущільнювання зруйнованих порід до зв'язкопорушеного стану гідростійками, що встановлюються під підхвати анкерного кріплення, дозволяє збільшити несучу здатність порід за межею міцності. Анкера, скріплюючи окремі шари породи між собою, збільшують тертя між окремими блоками тріщинуватої породи та приймають на себе розтягуючі напруги. В результаті, в межах порушеної зони створюється армірована породна балка (звід), здатна приймати навантаження від гірничого тиску.

Таким чином, наведений короткий огляд показав, що область використання рамно-анкерного кріплення в порушених породах обмежена. В даному випадку найбільш перспективніше комплексне використання зміщення порушених порід гідростійками, армування приконтурного масиву та встановлення кріплення з попереднім розпором.

Згідно даних гірничо-геологічних умов підтримання виробки, пропоную збільшити стійкість сполучення лави з уклоном за рахунок:

- 1) використання несучої здатності порід покрівлі анкерами;
- 2) збільшення роботоздатності кріплення за рахунок розпору в містах збільшених зміщень гірничих порід;
- 3) ангідридової смуги, споружаємої на межі з виробленим простором після проходження лави.

Так як безпосередньо розшарування порід трапляється в послідуєчі періоди експлуатації виробки, то передбачаю при проведенні возводити рамне кріплення, а ущільнення та установку анкерів робити в місті підсилення кріплення до підходу опорного тиску від лави.

Послідовність робіт при уціленні порід покрівлі анкерами наступна.

При наближенні лави, на відстані не менш 50 м від лінії очисного вибою, рамному кріпленню за допомогою гідростійок подається попередній розпір (під кожен раму встановлюють 2 гідростійки). Після замки кріплення послабляють та виконують уцілення розшарованих порід покрівлі за допомогою розтиску гідростійок. Серійним обладнанням бурять шпури для встановлення анкерів; встановлюють анкери, затискають замки рамного кріплення. Гідростійки демонтують та переносять під наступну раму.

Шаг встановлення анкерів приймаю рівним 1,0 м.

Збільшити несучу здатність та працездатність кріплення в зоні опорного типу лави пропоную таким чином. При наближенні лави в зоні тимчасового опорного тиску на відстані не менш 30 м перед лавою встановлювати додаткові стійки по центру штреку.

Лита смуга споруджається вслід за проходом лави. Її параметри розраховані в пункті 2.4.1.3.

3.4 Розрахунок очікуємих зміщень порід та вибір параметрів рамно-анкерного кріплення

У якості базової приймаю галузеву методику ВНІМІ [7], регламентуюча порядок розрахунку зміщень порід та вибір параметрів рамного кріплення виробок, розташованих поза та у зоні впливу очисних робіт при розробці одиночних та зближених пластів.

Згідно гірничо-геологічних досліджень стану масиву навколо виробки, коефіцієнти тріщинуватості порід становлять: для покрівлі – $k_{mp}^{ucx}=0,06-0,07$, підшви – $h_{mp}^{ucx}=0,05-0,06$, боків – $k_{mp}^{ucx}=0,06-0,07$. Межевий коефіцієнт тріщинуватості, при котрім породи переходять на стадію остаточної міцності, дорівнює $k_{mp}^{np}=0,12$. Коефіцієнт структурного послаблення k_c , згідно з «Інструкцією...» [7], приймаю рівним для порід покрівлі та боків $k_c=0,9$, для підшви $h_c=0,9$. Виробка суха, тому міцність не знижується від дії вологи $k_{обв}=1$.

Розрахункова міцність порід, вміщуючих виробку, розраховується по формулі:

$$R'_i = R_i \cdot k_c \cdot k_{обв} \cdot (1 - (1 - k_o) \cdot h_p), \text{ МПа}, \quad (3.1)$$

де R_i – міцність і-го шару порід, МПа.

Результати розрахунків зведемо в таблицю 3.1.

Визначаємо середньозважений розрахунковий опір стисканню масиву в покрівлі $R_{снок}$, підшви $R_{сид}$ та боках $R_{сб}$ для порід, що залягають на відстані від контуру перетину виробки в покрівлі $1,5b$, у підшві $1,0b$, у боках $1,0b$ (де b – ширина виробки в проходженні).

Таблиця 3.1 – Результати розрахунків міцності порід

№ шару	Найменування порід, їх потужність	Межа міцності на стискання, B_i	Кореговані коефіцієнти					Розрахункова міцність шарів на стискання, R'_i , МПа
			k_{mp}	k_p	k_o	k_c	$k_{обв}$	
1	Пісковик $m=7$ м	70	0,06-0,07	0,615	0,65	0,6	1	35,5
2	Сланець $m=1,9$ м	55	0,06-0,07	0,615	0,65	0,6	1	27,9
3	Вугілля $m=1,1$ м	18	0,05-0,06	0,55	0,65	0,6	1	9,3
5	Пісковик $m=3$ м	80	0,05-0,06	0,215	0,65	0,9	1	69,68

Якщо в покрівлі або в підшві виробки залягає шар однорідних порід товщиною 2 м та більше, то розрахунок виконують по фактичній міцності цих шарів без урахування порід, розташованих вище (в покрівлі) або нижче (в підшві) цього шару.

Для виробок, розташованих в зоні впливу очисних робіт, додатково розраховуються розрахунковий опір стисканню R_{cep} як середньозважений із розрахункових для покрівлі $R_{снок}$ та підшви $R_{сид}$.

Розрахунковий опір порід розраховується по формулі:

$$R_{cep} = \frac{R_1 \cdot m_1 + R_2 \cdot m_2 + \dots + R_n \cdot m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \text{ МПа}, \quad (3.2)$$

де R_1, R_2, R_n – розрахунковий опір порід стисканню;

m_1, m_2, m_n – потужність і-го шару, м.

Розрахунковий опір порід покрівлі стисканню:

$$R_{снок} = \frac{27,9 \cdot 0,5 + 35,5 \cdot 7}{0,5 + 0,7} = 35, \text{ МПа}.$$

Розрахунковий опір порід підшви стисканню дорівнює $R_{сид} = 69,68$ МПа, так як потужність безпосередньої підшви дорівнює $m_n = 3$ м.

Розрахунковий опір порід боків стисканню становить:

$$R_{сб} = \frac{29,7 \cdot 1,25 + 9,3 \cdot 1,1 + 69,68 \cdot 0,9}{1,25 + 1,1 + 0,9} = 33,17, \text{ МПа}.$$

Середньозважений опір порід покрівлі та підшви стисканню:

$$R_{cep} = \frac{35 \cdot 7,5 + 69,68 \cdot 3}{7,5 + 3} = 44,9 \text{ МПа.}$$

Оцінюю очікувані зміщення порід з урахуванням впливу геологічних та горно технічних факторів на двох стадіях існування виробки: поза зоною впливу очисних робіт та в зоні впливу очисних робіт.

Зміщення порід поза зоною впливу очисних робіт дорівнює:

$$U_{o(nок,нид)} = U_{m(nок,нид)} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{г} \cdot k_t, \text{ мм,} \quad (3.3)$$

$$U_{об} = U_{mб} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_{ш} \cdot h_{г} \cdot k_t, \text{ мм,} \quad (3.4)$$

де $U_{mнок}, U_{mнид}, U_{mб}$ – зміщення порід, що визначаються по графікам (рис. 2 [7]) в залежності від розрахункового значення R_c порід покрівлі, підосви, боків та глибини розташування виробки $H=700$ м:

($U_{mнок} = 300$ мм, $U_{mнид} = 50$ мм, $U_{mб} = 315$ мм);

k_{α} – коефіцієнт впливу куту залягання порід напрямку проходження виробки відносно напластування порід, що визначається по табл. 2 [7] ($k_{\alpha}=1$ при $\alpha \leq 20^{\circ}$).

k_{θ} – коефіцієнт, що характеризує вплив напрямку зміщення порід та приймається для бокових порід ($k_{\theta}=0,35$);

$k_{ш}$ – коефіцієнт впливу ширини виробки, визначений для покрівлі та підосви по формулі:

$$k_{шн} = 0,2 \cdot (b - 1), \quad (3.5)$$

для боків по формулі:

$$k_{шб} = 0,2 \cdot (h - 1), \quad (3.6)$$

де b, h – відповідно ширина та висота виробки при проведенні, м.

$$k_{шн} = 0,2 \cdot (5,5 - 1) = 0,9,$$

$$k_{шб} = 0,2 \cdot (3,5 - 1) = 0,5.$$

$h_{г}$ – коефіцієнт дії інших виробок, приймається згідно з п. 12 ($h_{г}=1$);

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід ($k_t=1$).

$$U_{онок} = 300 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1 = 270, \text{ мм,}$$

$$U_{онид} = 50 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1 = 45, \text{ мм,}$$

$$U_{об} = 315 \cdot 1 \cdot 0,35 \cdot 0,5 \cdot 1 \cdot 1 = 55 \text{ мм.}$$

Зміщення порід в уклоні після проходження лави розраховуються по формулам:

$$U_{нок} = U_{онок} + (U_i \cdot k_k + m \cdot k_{ок} \cdot k_{t1}) \cdot k_{кр} \cdot k_s, \text{ мм,} \quad (3.7)$$

$$U_{нид} = U_{онид} + [(U_i \cdot (1 - k_n) + 5 \cdot V_1)] \cdot k_{нок} \cdot k_s, \text{ мм,} \quad (3.8)$$

$$U_{\bar{o}} = U_{об} + [(0,75 \cdot U_i + 2,5 \cdot V_1)] \cdot k_{кр} \cdot k_s \cdot k_{\theta}, \text{ мм,} \quad (3.9)$$

де $k_{нок}$ – коефіцієнт впливу класу покрівлі по обвалюємості, приймаємо згідно табл. 10 [7] ($k_{нок} = 1,0$);

k_s – коефіцієнт, що враховує вплив перетину виробки в світі до осадки, що визначається по таблиці 11 [7] ($k_s = 1,2$);

U_i – зміщення порід (мм) в зоні тимчасового опорного тиску очисного вибою, що визначаються по графіку рис. 4 ($U_i = 600$ мм при $R_{сеп} = 44,9$ МПа та $H = 700$ м);

k_k – коефіцієнт, що враховує долю зміщень порід покрівлі в загальних зміщеннях порід у виробках, що визначається по графікам на рис. 5 ($k_k = 0,9$ при $R_{снок} = 35$ МПа, $R_{снів} = 69,68$ МПа);

m – виймальна потужність пласту, м;

$k_{ок}$ – коефіцієнт, що враховує вплив податливості штучних огорож, приймаємо згідно п. 21 по [7] ($k_{ок} = 0,1$);

k_{t1} – коефіцієнт впливу часу підтримання виробки між відробкою першого та другого очисних вибоїв, приймаємо по табл. 15 ($k_{t1} = 0,8$ при $t = 1,5$ року);

V_1 – швидкість зміщення порід (мм) у зоні остаточного опорного тиску в виробках, що охороняються штучними спорудами, визначаємо по графіку рис. 34 ($V_1 = 60$ мм/міс при $R_{сеп} = 44,9$ МПа та $H = 700$ м).

$$U_{нок} = 270 + (600 \cdot 0,9 + 1100 \cdot 0,1 \cdot 0,8) \cdot 1,2 \cdot 1 = 1023, \text{ мм,}$$

$$U_{нид} = 45 + [(600 \cdot (1 - 0,9) + 5 \cdot 60)] \cdot 1,2 \cdot 1 = 477, \text{ мм,}$$

$$U_{\bar{o}} = 55 + [(0,75 \cdot 600 + 2,5 \cdot 60)] \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 0,35 = 307, \text{ мм.}$$

Порівнюю отримане значення зміщень порід покрівлі з конструктивною податливістю кріплення КМП-А5: $\Delta = 400$ мм.

Умова $\Delta \geq U_{нок}$ не виконується.

Отже, в виробці потрібно застосовувати рамно-анкерне кріплення з ущільненням порушених порід.

Назначимо величину активності силової дії на масив гідростійками $P=420$ кН. Використовуючи залежність або номограму (рис. 4.7) при $P=420$ кН и $k_{mp}^{ucx}=0,065$ знаходимо значення коефіцієнтів тріщинуватості порід після. Результати зводимо в таблицю 3.2.

Таблиця 3.2 – Значення коефіцієнтів тріщинуватості до і після ущільнення

Коефіцієнт тріщинуватості порід покрівлі	Відстань від контуру виробки							
	0,25	0,5	0,75	1,0	1,25	1,5	1,75	2,0
Вихідний	0,065	0,065	0,065	0,065	0,065	0,065	0,065	0,065
Ущільнений	0,015	0,021	0,033	0,044	0,056	0,063	0,065	0,065

Як бачимо із наведених даних, ущільнення розповсюджується на глибину 1,5 м. Середнє значення k_{mp} в ущільненій зоні:

$$k_{mp\text{сер}} = \frac{\left(\sum_0^{\text{сум}} k_{mpi} \right)}{n} = \frac{0,015 + 0,021 + 0,033 + 0,044 + 0,056 + 0,063}{6} = 0,039.$$

Приймаю такі параметри рамно-анкерного кріплення:

місткість встанови анкерів, $n=1,0$ анк/м²;

зусилля напруги армопородної конструкції $P=420$ кН;

несуча здатність анкера, $N_{анк}=120$ кН;

щільність встанови кріплення $n_k=1$ рам/м;

несуча здатність кріплення у податливому режимі момент опіру верхняку $W_k=75$ см³ (СВП-22);

підатливість $\Delta=400$ мм.

Користуючись номограмами визначасмо значення коефіцієнтів збільшення опору k_k та k_a , збільшення замежевих деформацій ρ_k та ρ_a та зниження модуля спаду β_k та β_a системи «масив-кріплення-анкер» в залежності від прийнятих параметрів рамно-анкерного кріплення та коефіцієнту тріщинуватості в зоні ущільнення: $k_k=1,28$; $\beta_k=0,23$; $\rho_k=1,15$; $k_a=1,48$; $\beta_a=0,15$; $\rho_a=1,75$.

Межева несуча здатність масиву в ущільненому шарі порід потужністю $m=1,5$ м дорівнює:

$$[R_m] = \frac{m_2 \cdot R_2 + m_1 \cdot R_1}{m_2 + m_1} \cdot k_c \cdot k_{обв}, \text{ МПа}, \quad (3.10)$$

де m_1, m_2 – потужність ущільнених порід, м.

$$[R_m] = \frac{0,5 \cdot 55 + 1 \cdot 70}{1,5} \cdot 0,6 \cdot 1 = 39, \text{ МПа.}$$

Визначимо несучу здатність системи «масив-кріплення-анкер»:

$$R_s = [R_m] \cdot \left[(k_k + k_a - 1) + (1 - k_o) \cdot k_p \cdot (1 - \beta_k \cdot \rho_k - \beta_a \cdot \rho_a) \right], \text{ МПа;} \quad (3.11)$$

$$R_s = 39 \cdot \left[(1,28 + 1,48 - 1) + (1 - 0,75) \cdot 0,615 \cdot (1 - 0,23 \cdot 1,15 - 0,15 \cdot 1,75) \right] = 71,5, \text{ МПа.}$$

Несуча здатність системи «масив-кріплення» дорівнює:

$$R_s = [R_m] \cdot (k_k - (1 - k_o) \cdot k_p \cdot \beta_k \cdot \rho_k), \text{ МПа,} \quad (3.12)$$

$$R_s = 39 \cdot (1,28 - (1 - 0,75) \cdot 0,615 \cdot 0,23 \cdot 1,15) = 48,33, \text{ МПа.}$$

Несуча здатність системи «масив-анкер»:

$$R_s = [R_m] \cdot (k_a - (1 - k_o) \cdot k_p \cdot \beta_a \cdot \rho_a), \text{ МПа,} \quad (3.13)$$

$$R_s = 39 \cdot (1,48 - (1 - 0,75) \cdot 0,615 \cdot 0,15 \cdot 1,75) = 56, \text{ МПа.}$$

Несуча здатність масиву дорівнює:

$$R_m = [R_m] \cdot (1 - (1 - k_o) \cdot k_p), \text{ МПа,} \quad (3.14)$$

$$R_m = 39 \cdot (1 - (1 - 0,75) \cdot 0,615) = 33, \text{ МПа.}$$

Аналізуючи отримані дані несучої здатності масиву без кріплення та у взаємодії з рамним, анкерним та рамно-анкерним кріпленням, можна сказати, що доля масиву в несучій здатності системи «масив-кріплення-анкери» складає 46 %, анкерів – 32 % та кріплення – 22 %.

Зміщення порід покрівлі поза зоною впливу очисних робіт дорівнюють:

$$U_{\text{опок}} = U_{\text{тток}} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\text{ш}} \cdot k_{\epsilon} \cdot k_t, \text{ мм,} \quad (3.15)$$

$$U_{\text{опок}} = 70 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1 = 64 \text{ мм.}$$

Де $U_{\text{тток}}$ – 70 мм (див. мал. 2 [7] при $H=700$ м та $R_{\text{сток}}=71,5$ МПа.

Зміщення порід позаду забою лави знаходимо по формулі 3.7:

$$U_{\text{нок}} = 64 + (300 \cdot 0,6 + 1100 \cdot 0,1 \cdot 0,8) \cdot 1 \cdot 1,2 = 386, \text{ мм.}$$

де $U_i=300$ мм (по рис. 4 [7] при $R_{сер}=70,3$ МПа та $H=700$ м);

$k_k=0,6$ (по рис. 5 [7] при $R_{снок}=71,5$ МПа, $R_{снi}=71,5$ МПа).

Порівнюємо отримане значення зміщень порід покрівлі з конструктивною податливістю кріплення КМП-А5, застосовуємої у виробці: $386 \text{ мм} < 400 \text{ мм}$. Умова виконується.

Згідно величині зміщень порід покрівлі, що враховують технологічну дію на масив рамно-анкерного кріплення на ущільнення порід, знаходимо нормативне навантаження на кріплення – $P^H=90$ кПа (при $U=386$ мм та $b=5,5$ м) та по формулі (8) «Інструкції...» [7] визначаємо розрахункове навантаження зі сторони покрівлі:

$$P_p = P^H \cdot k_n \cdot k_{np} \cdot b = 90 \cdot 1 \cdot 0,6 \cdot 5,5 = 297, \text{ кН/м}, \quad (3.16)$$

де k_n – коефіцієнт перевантаження, $k_n=1$;

k_{np} – коефіцієнт впливу способу проведення виробки, $k_{np}=0,6$;

b – ширина виробки при проведенні, $b=5,5$ м.

Виконуємо перевірку по несучій здатності застосовує мого в виробці кріплення, враховуючи те, що вона встановлюється з кроком 1 р/м та підсилюється в зоні впливу очисних робіт дерев'яною стійкою:

$$P_{cp} = (N_{кр} + n_{см}) \cdot n_{вет}, \text{ кН/м}, \quad (3.17)$$

де $N_{кр}$ – опір кріплення в податливому режимі, згідно застосовуємого замка ЗПК, $N_{кр}=290$ кН/м;

$n_{см}$ – опір дерев'яної стійки, $n_{см}=180$ кН/м;

$n_{вет}$ – крок встановлення кріплення, $n_{вет}=1$ р/м.

$$P_{cp} = (290 + 180) \cdot 1 = 470, \text{ кН/м},$$

$$470 > 297.$$

Умова $P_{cp} > P_p$ виконується.

Отже, для кріплення виробки приймаємо обрані параметри рамно-анкерного кріплення та величину активної силової дії гідростійками при ущільненні розшарованих порід поперед лави.

3.5 Організація робіт при зміцненні порід покрівлі

Для підтримання виробки в зоні впливу очисних робіт передбачається зміцнення порід з величиною силової дії гідро стійками $P=420$ кН та встановлення анкерів АД-1 довжиною 2,0 м. Анкерування виконується 2 рядами з числом анкерів

у ряду $n=2$. Коефіцієнт міцності по шкалі М.М. Протод'яконова $f=5-7$. Чисельно-кваліфікований склад ланки – 2 прохідника 5-го розряду.

Змінна норма виробки на буріння шпурів для встанови анкерів розраховується по формулі:

$$H_{\text{вб}} = \frac{T_{\text{зм}} - t_{\text{нз}}}{k_o \cdot (t_{\text{он}} \cdot l_{\text{ш}} + t_{\text{пер}})}, \text{ шп/зм}, \quad (3.18)$$

де $T_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, хв. ($T_{\text{зм}}=360$ хв.);

$t_{\text{нз}}$ – сумарний норматив часу на підготовчо-заклучні операції, відносні до зміни, хв. ($t_{\text{нз}}=30$ хв.)

k_o – коефіцієнт, що враховує час періодичного відпочинку за зміну, $k_o=1,1$;

$t_{\text{он}}$ – витрати часу на буріння 1 м шпуру, хв. (табл. 3.3);

$l_{\text{ш}}$ – середня глибина шпурів, м, $l_{\text{ш}}=1,5$ м;

$t_{\text{пер}}$ – час на перехід до буріння іншого шпуру, $t_{\text{пер}}=5$ б.

Таблиця 3.3 – Нормативи часу на буріння шпурів під анкери колонковими електросвердлами

Найменування операції	Час у чол.-хв. на один метр анкерного шпуру
Допоміжні t_g :	
Оборка покрівлі та насічка шпурів	0,89
Забурювання	0,82
Зміна бурових штанг та різців	1,82
Перехват штанги	1,595
Перестановка колонки	2,681
Основні t_{om} :	
Буріння анкерного шпуру	7,6
Всього	15,406

$$H_{\text{вб}} = \frac{360 - 30}{1,1 \cdot (15,406 \cdot 1,5 + 5)} = 10,67, \text{ шп/зм.}$$

Змінна норма виробки на встановлення анкерів:

$$H_{\text{вв}} = \frac{T_{\text{зм}} - t'_{\text{нз}}}{k_o \cdot t_{\text{он}}}, \text{ анкерів}, \quad (3.19)$$

де $t'_{\text{нз}}=20$ хв.;

$$k_o = 1,15;$$

t_{on} – час встановлення одного анкеру, хв. (табл. 3.4).

Таблиця 3.4 – Нормативи часу на кріплення гірничих виробок металевими анкерами з утіленням при контурного масиву

Найменування операції	Час у чол.-хв. на один анкер при кріпленні з металічними верхняками
Допоміжні t_g :	
Підноска елементів кріплення	4,64
Пристрій, розборка та перенос подм.	2,31
Основні t_{on} :	
Встановлення та заклинювання анкерів	2,53
Встановлення підхватів	1,31
Встановлення гідродомкратів та утілення масиву	7,59
Стягування гайок на анкерах	4,03
Всього	22,41

$$H_{66} = \frac{360 - 20}{1,15 \cdot 22,41} = 13,19, \text{ анкерів/зм.}$$

Загальна норма виробки становить:

$$H_g = \frac{T_{cз} - T_{нз}}{\sum (t_o + t_g) \cdot (1 + k_{om})}, \text{ анкерів/зм,} \quad (3.20)$$

де $T_{нз}$ – сумарні витрати часу на підготовчо-заклучні операції, хв.

$$T_{нз} = t_{нз} + t'_{нз}, \text{ хв.,} \quad (3.21)$$

$$T_{нз} = 30 + 20 = 50, \text{ хв.}$$

де $\sum (t_o + t_g)$ – сумарна нормативна тривалість виконання одиниці об'єму робіт по основним t_o та допоміжним t_g операціям, хв./анкер.

$$\sum (t_o + t_g) = 15,406 + 22,41 = 37,816, \text{ хв./анкер,}$$

де k_{om} – нормативне значення коефіцієнту відпочинку, $k_{om} = 0,12$.

Таблиця 3.5 – Графік організації робіт

№	Найменування операцій	Об'єм робіт		Тривалість, хв.
		Од. вимір.	Кількість	
1	Підготовчо-заклюочні операції	-	-	50
2	Встановлення гідростійок, уцілення покрівлі	шт.	9	34,9
3	Оборка покрівлі, насічка шпурів	шп/м	13,5	12,01
4	Забурювання	шп/м	13,5	11,07
5	Буріння шпурів	шп/м	13,5	102,6
6	Зміна бурових штанг та різців	шп/м	13,5	24,57
7	Перехват штанги	шп/м	13,5	21,53
8	Перестановка колонки	шп/м	13,5	36,19
9	Устройство, розборка та перенос подмоостей	анк.	9	31,19
10	Підготовка анкерів	анк.	9	60,3
11	Встановлення анкерів	анк.	9	34,16
12	Встановлення підхвата	шт.	3	17,69
13	Затягування гайок	шт.	9	54,4
14	Демонтування та перенос гідростійок	шт.	9	32,8

$$H_6 = \frac{360 - 50}{37,816 \cdot (1 + 0,12)} = 7,3, \text{ анкерів/зм.}$$

Згідно тривалості виконання операції будуємо графік організації робіт (див. лист 4 графічної частини).

3.6 Заходи безпеки

Перед початком робіт необхідно обібрати навислі шматки породи і вугілля.

При виконанні робіт всі дії узгоджуються один з одним.

Вантаження і вивантаження дерев'яних стійок з конвеєра проводити тільки за задній по ходу руху конвеєра кінець стійки.

Всі роботи проводити тільки під керівництвом особи технічного нагляду ділянки.

Дозволяється користуватися тільки справним інструментом.

Забороняється поєднання робіт по виїмці вугілля і оформленню геологічного порушення.

Забороняється знаходження людей на конвеєрі.

Забороняється під час викладення клітей ведення будь-яких робіт, що створюють шум.

Вантаження і вивантаження дерев'яних стійок з конвеєра проводити тільки при зупиненому конвеєрі.

Забороняється знаходження людей на конвеєрі без зняття напруги з пускача конвеєра і комбайна.

Забороняється виїмка вугілля комбайном в зоні гірничо-геологічного порушення без застосування виносного пульта управління.

Забороняються роботи по виїмці вугілля комбайном за відсутності зв'язку і передпускової сигналізації в лаві.

При веденні робіт по викладенню клітей повинен вестися постійний контроль за станом крівлі спеціально призначеним робочим.

При виявленні ознак, загрозливих безпеці людей, роботи негайно припиняються.

Забороняється працювати в лаві без спецодягу.

При посадці основної покрівлі робочі, захоплені в зоні гірничо-геологічного порушення, повинні лягти обличчям вниз між першим і другим рядами стійок мехкріплення ЗКД 90 по можливості закрити спецодягом відкриті ділянки тіла.

3.7 Економічний ефект від впровадження засобу зміцнення порід покрівлі в районі сполучення лави з уклоном

Економічну ефективність розрахуємо двома способами.

Річний економічний ефект від зміни якості вугілля визначається по [25, 26].

Величина середньої експлуатаційної зольності розраховується до формулі:

$$A_B^d = \frac{A_{B(1)}^d \cdot L_{(1)} + A_{B(2)}^d \cdot L_{(2)}}{L_L}, \%, \quad (3.22)$$

де $A_{B(1)}^d, L_{(1)}$ – відповідно, зольність (%) на ділянці з потужністю нестійких порід $h_{н.п} = 0,06-0,24$ м і довжина цієї ділянки уздовж лави (м);

$A_{B(2)}^d, L_{(2)}$ – відповідно, зольність (%) на ділянці з $h_{н.п} = 0,7-1,5$ м і довжина цієї ділянки уздовж лави (м);

L_L – довжина лави, м.

Експлуатаційна зольність розраховується по формулі:

$$A_B^d = \frac{m_{пл} \cdot d_{пл} \cdot A_{пл}^d + h_{н.п} \cdot d_{н.п} \cdot A_{н.п}^d}{m_{пл} \cdot d_{пл} + h_{н.п} \cdot d_{н.п}}, \%, \quad (3.23)$$

де $m_{пл}, d_{пл}, A_{пл}^d$ – відповідно, потужність (м), об'ємна маса (т/м^3) і зольність (%) пласту вугілля;

$h_{н.п}, d_{н.п}, A_{н.п}^d$ – відповідно, потужність (м), об'ємна маса (т/м^3) і зольність (%) нестійких порід.

На ділянці 1 ($h_{н.п} = 0,06-0,24$ м) зольність складе:

$$A_B^d = \frac{0,98 \cdot 1,81 \cdot 10 + 0,15 \cdot 2,5 \cdot 70}{0,98 \cdot 1,81 + 0,15 \cdot 2,5} = 20,5 \%$$

На ділянці 2 ($h_{н.п} = 0,7-1,5$ м) зольність складе:

$$A_B^d = \frac{0,98 \cdot 1,81 \cdot 10 + 1,1 \cdot 2,5 \cdot 70}{0,98 \cdot 1,81 + 1,1 \cdot 2,5} = 46,1 \%$$

Експлуатаційна зольність складе:

- до заходів:

$$A_{B \text{ до зах}}^d = \frac{20,5 \cdot 169 + 46,1 \cdot 31}{200} = 24,5 \%$$

- після заходів:

$$A_{B \text{ після зах}}^d = \frac{0,98 \cdot 1,81 \cdot 10 + 0,15 \cdot 1,3 \cdot 1,35 + 0,15 \cdot 2,5 \cdot 70}{0,98 \cdot 1,81 + 0,15 \cdot 2,5} = 20,2 \%$$

Величина оптової розрахункової ціни визначається по формулі:

$$\text{Ц}_p = \text{Ц}_{\text{опт}} \cdot \left[1 + \frac{(A_{\text{пр}}^d + A_{\text{ф}}^d) \cdot \Delta A}{100} \right], \text{ грн/т.} \quad (3.24)$$

де $\text{Ц}_{\text{опт}}$ – ціна 1 т вугілля, грн/т (по прейскуранту оптових цін);

$A_{\text{пр}}^d$ – норма зольності по прейскуранті, %;

$A_{\text{ф}}^d$ – середня експлуатаційна зольність, %;

ΔA – величина знижки (надбавки до ціни за зміну зольності на 1%).

Розрахункова ціна 1 т вугілля складе:

- до заходів:

$$\text{Ц}_{p \text{ до зах}} = 840 \cdot \left[1 + \frac{(15,37 + 24,5) \cdot 1,86}{100} \right] = 610,4 \text{ грн/т.}$$

- після заходів:

$$\text{Ц}_{p \text{ після зах}} = 840 \cdot \left[1 + \frac{(15,37 + 20,2) \cdot 1,86}{100} \right] = 650,3 \text{ грн/т.}$$

Зміна розрахункової ціни:

$$\Delta \text{Ц}_p = \text{Ц}_p \text{ після зах} - \text{Ц}_p \text{ до зах, грн/т;} \quad (3.25)$$

$$\Delta \text{Ц}_p = 650,3 - 610,4 = 39,9 \text{ грн/т.}$$

Економічний ефект від зміни розрахункової ціни складе:

$$E_{\text{ц}} = \Delta \text{Ц}_p \cdot A_{\text{доб}} \cdot \frac{L_{\text{н.п}}}{V_{\text{доб}}}, \text{ грн.} \quad (3.26)$$

де $A_{\text{доб}}$ – добове навантаження на лаву, т/добу;

$L_{\text{н.п}}$ – довжина зони нестійких порід (містить у собі ділянки $L_{(1)}$ і $L_{(2)}$ по посуванню лави, м;

$V_{\text{доб}}$ – посування лави за добу, м/добу.

$$E_{\text{ц}} = 39,9 \cdot 1040 \cdot \frac{180}{3,2} = 210500 \text{ грн.}$$

Економічний ефект від впровадження більш прогресивної технології визначається по формулі:

$$E = [C_{\bar{6}} \cdot A_{\text{доб}} - (C_{\text{п}} \cdot A_{\text{доб}} + L \cdot h_{\text{н.п}} \cdot V_{\text{доб}} \cdot K \cdot C)] \cdot \frac{L_{\text{н.п}}}{V_{\text{доб}}}, \text{ грн}, \quad (3.27)$$

де $C_{\text{п}}$ – собівартість 1 т вугілля при проектному варіанті, грн/т;

$C_{\bar{6}}$ – собівартість 1 т вугілля при базовому варіанті, грн/т (на основі емпіричних даних $C_{\bar{6}} = 1,5 - 2,0 C_{\text{п}}$);

$A_{\text{доб}}$ – добовий видобуток з лави т;

L – довжина ділянки, на якій здійснюється нагнітання, м;

$h_{\text{н.п}}$ – потужність нестійких порід, м;

$V_{\text{доб}}$ – добове посування лави, м;

K – втрата складу для зміцнення, т/м³;

C – вартість 1 т хімічного складу, грн/т;

$L_{\text{н.п}}$ – довжина зони нестійких порід по посуванню лави, м.

$$E = [610,4 \cdot 1040 - (650,3 \cdot 1040 + 31 \cdot 1,1 \cdot 3,2 \cdot 0,01 \cdot 1200)] \cdot \frac{150}{3,2} = 560000 \text{ грн.}$$

Висновок.

На підставі проведених розрахунків можна зробити висновок, що застосування технології анкетування з хімічним закріпленням анкерів замість прийнятих на шахті заходів викликає наступний економічний ефект:

- від впровадження більш прогресивної технології – 210500 грн;

- від зміни розрахункової ціни за 1 т вугілля 560000 грн.

Сумарний ефект становить $210500 + 560000 = 770500$ грн.

ВИСНОВКИ

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розрахована кількість запасів вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання розкриття і підготовки пластів, вибору системи розробки. В якості способу підготовки прийнятий погоризонтний спосіб, в якості системи розробки прийнята стовпова система розробки з відробкою виймального стовпа по повстанню з охороною транспортної виробки для повторного використання в якості вентиляційної і погашенням вентиляційної виробки вслід за проходженням лави. Вирішені питання механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс МДМ з комбайном РКУ 13 і добовим навантаженням 1550 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пл. к₈. Для механізації проведення виробок прийнятий комбайн КСП-32. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання дільниці та дільничного транспорту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з вибором способу і обґрунтуванням параметрів зміцнення покрівлі на сполученнях лав з виробками. Після зроблених розрахунків зроблено висновок, що для зміцнення покрівлі на сполученні лави з виробками необхідно застосовувати анкерування з хімічним закріпленням анкерів. Сумарна економічна ефективність після запропонованих заходів складе 770,5 тис. грн.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. Нормативно-правовий акт з охорони праці. – К.: 2012. – 398 с.
2. Украинская техника для угольных шахт: Каталог. / В.В. Косарев, Н.И. Стадник, С.С. Гребенкин и др.: Под общей редакцией В.В. Косарева. – Донецк: Астро, 2008. – 321 с.
3. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. Навчальний посібник для вищих навчальних закладів. К.Ф. Сапицький, В.П. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та ін. Донецьк: РВА ДонДТУ, 1999.-194с.
4. Правила технической эксплуатации шахт. М.: Недра, 1985.-400с.
5. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981.-60с.
6. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983.-487с.
7. Клишин Н.К. Методические указания к практическим занятиям по курсу УСМГП. Алчевск: ДГМИ, 1995.-168с.
8. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. Е.П. Мухин, Е.П. Захаров, Е.Д. Дубов и др. К.: Тэхника, 1994.-190с.
9. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов КМ 103М, КМК 97М, КД 80, КМ 137, КМТ, КМ 138. Луганск, 1991.
10. Єдині норми виробітку на очисні роботи для вугільних шахт. К., 2006 – 352 с.
11. Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. М.: Минуглепром СССР, 1998.-136с.
12. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебное пособие для вузов. М.: Недра, 1989.-240с.
13. Бокий Б.В., Зимина Е.А., Смирнянов В.В. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М.: Недра, 1972.-336с.
14. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: Недра, 1991.-250с.
15. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок / НИИ горной геомеханики и маркшейдерского дела ВНИМИ. – 2-е изд., перераб. и доп. – СПб., 1991. – 123 с.
16. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. К., 2004 – 302 с.
17. Методические указания к выполнению индивидуальных заданий на практических занятиях по разделу "Комбайновая выемка горных пород" курса "Процессы горнопроходческих работ" (для студентов специальности 5.090304.01) / Сост. Г.В.Бабиюк, Б.И.Куленич.- Алчевск, ДГМИ, 1995. – 40 с. (№ 117).
18. Типовые агрегатные нормы на проведение подготовительных горных выработок проходческими комбайнами в угольных шахтах. – М.: МУП СССР, 1975. – 136 с.
19. Единые нормы выработки (времени) на горно-подготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. Утв. МУП

УССР 18.01.80.-М.: 1992.-402 с.

20. Единые нормы выработки на горно-подготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. Донецк: Донецкий ЦОГ, 1992.-285 с.

21. Кузьменко В.И. Горные транспортные машины в примерах и задачах. Учебное пособие. Луганск: Лугань, 1997.-208 с.

22. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 1994.-312 с.

23. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992.-400 с.

25. Методика расчёта норм показателей качества углей и продуктов их переработки. – Ворошиловград: УкрНИИУглеобогащение, 1987. – 34 с.

26. Временные методические рекомендации по оценке экономической эффективности мероприятий научно-технического прогресса в угольной промышленности Украины. – Донецк: ЦБНТИ угольной промышленности, 1994. – 280 с.

27. Клишин Н.К., Марченко Г.А. Безшпуровой способ упрочнения кровли в лавах. Монография. Алчевск: ДГМИ, 1999. – 96 с.

28. Геомеханічне забезпечення гірничих робіт: Задачник / М.К.Клішин – Алчевськ: Донату, 2005. – 128 с.

29. Широков А.П., Лидер В.А., Петров А.И. Крепление сопряжения лав. М.: Недра, 1987. – 192 с.

30. Методика расчёта норм показателей качества углей и продуктов их переработки. - Ворошиловград: УкрНИИУглеобогащение, 1987.-34с.

31. Временные методические рекомендации по оценке экономической эффективности мероприятий научно-технического прогресса в угольной промышленности Украины. - Донецк: ЦБНТИ угольной промышленности, 1994.-280с.