

РЕФЕРАТ

Дипломний проект: 81 стор., 5 рис., 13 табл., 30 джерел літератури, 4 аркуші графічної частини.

Об'єкт проектування: технологічні ланцюги ш. ім. Г.Г. Капустіна ПАТ "Лисичанськвугілля".

Ціль дипломного проектування – розробка проекту відробки виймальної ділянки пл. k₈ ш. ім. Г.Г. Капустіна ПАТ "Лисичанськвугілля".

Методи обґрунтування: інженерний аналіз і техніко-економічне порівняння конкурентоспроможних варіантів.

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 підготовки прийнято панельну підготовку. В якості системи розробки прийнята стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку в якості вентиляційного і прямоточним провітрюванням. Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс 1МКД 90 з комбайном КА 90 і добовим навантаженням 860 т. Розроблено паспорт виймальної ділянки по пласту k₈. Для механізації проведення виробок прийнятий прохідницький комбайн 4ПП 5. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання ділянки та діляничного транспорту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з обґрунтуванням заходів щодо запобігання підняття підшви у виробках пл. k₈. Для боротьби зі здиманням підшви запропоноване активне розвантаження порід з наступним їх зміцненням.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. ім. Г.Г. Капустіна ПАТ "Лисичанськвугілля" при розробці програми розвитку гірничих робіт.

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ОХОРОНА ВИРОБОК, ПІДНЯТТЯ ПІДОШВИ, 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.....	10
2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	13
2.1 Розробка основних напрямків проекту.....	13
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....	14
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.....	28
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8	28
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта k_8	37
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....	48
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	50
2.4.5 Енергопостачання ділянки.....	60
2.5 Охорона праці.....	61
2.6 Спеціальна частина проекту.....	63
ВИСНОВКИ.....	79
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	80

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 плінність 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 додалось 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 конкурентоздатності вугілля, за рахунок збільшення потужності шахт, підлеглих реконструкції; будівництва нових великих шахт; комплексної механізації основних та допоміжних процесів при веденні гірничих робіт.

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

Дійсний дипломний проект, метою якого є відробка виймальної ділянки пл. к₈^н шахти ім. Г.Г. Капустіна ПАТ "Лисичанськвугілля", 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 ім. Г.Г. Капустіна розташована на території Попаснянського району Луганської області в м. Привільному. Надра належать ПАТ "Лисичанськвугілля".

Найближчими крупними населеними пунктами є міста: Лисичанськ та Новодружеськ.

Шахта пов'язана з навколишніми підприємствами під'їзними автомобільними дорогами, які мають вихід на автомагістралі області та залізничними під'їзними шляхами з виходом на станцію "Переїзна", розташованої на ділянці залізничної магістралі Попасна-Сватове Донецької залізниці.

Джерелом електроенергії служить мережа "Донбасенерго".

Джерелом водопостачання шахти являється міський водопровід.

Вугілля використовується як енергетичне паливо на електростанціях та у побутовому секторі.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові шахтного поля беруть участь відкладення середнього та верхнього відділів карбонів світ C_3^1 , C_2^5 , C_2^6 та C_2^7 , що перекриті на півдні і південному заході відкладеннями мезо-кайнозою тріасового, крейдяного і четвертинного віку. Світа C_3^1 не містить вугільних пластів з кондиційними запасами.

В літологічному відношенні товща складена аргілітами, алевролітами, пісковиками, вапняками і вугіллям, причому тільки перші верхні світи не містять вугільних пластів, що представляють промисловий інтерес.

Короткі відомості про стратиграфію і літологію наведені в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс світи	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Маркіруючі горизонти
		пісковик	алевроліт	аргіліт	вугілля	вапняк		
		$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$		
C_2^7	280	$\frac{6}{2,2}$	$\frac{171}{61,0}$	$\frac{58}{20,8}$	$\frac{8}{2,7}$	$\frac{37}{13,3}$	$m_7^6, m_6^3, m_6^2,$ m_3^6, m_3^{cp+n}, m_3^H	M_9, M_8, M_7 M_6, M_3
C_2^6	180	$\frac{49}{27,4}$	$\frac{58}{32,0}$	$\frac{59}{33,0}$	$\frac{7}{3,8}$	$\frac{7}{3,8}$	$l_8, l_6, l_5,$ l_3, l_2^1, l_1^1	L_8, L_7, L_6 L_4, L_3, L_1
C_2^5	240	$\frac{127}{53,0}$	$\frac{46}{19,2}$	$\frac{50}{20,9}$	$\frac{3}{1,4}$	$\frac{13}{5,5}$	k_8, k_8^H	K_8

1.1.2.2 Тектоніка

В тектонічному відношенні поле шахти приурочено до північно-східного крила Бахмутської улоговини. Простягання порід карбону змінюється від північно-західного на більшій частині шахтного поля, до субширотного на сході. Падіння порід південно-західне під кутами від 9° до 50° .

Значні зміни кутів падіння обумовлені наявністю двох флексурних перегинів. Простягання флексурних перегинів широтне. Кути падіння збільшуються до $30...50^\circ$. Середні кути падіння по полю шахти рівні $15...20^\circ$. На незначній площі, в східній частині шахтного поля, моноклінальне залягання порід ускладнено північно-західним закінченням Поздовжнього скиду, що має амплітуду зміщення до 38 м. Простягання скиду змінюється від субмеридіонального до субширотного, кути падіння площини змішувача $35...55^\circ$, ширина порушеної зони – 70 м.

Гірничими роботами зрідка зустрінуті малоамплітудні порушення типу скидів та насувів з амплітудами зміщення $0,2...0,5$ м, які істотного впливу на ведення очисних робіт не надають.

По складності тектонічної будови родовище відноситься до II групи.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочого вугільного пласту наведена в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочого вугільного пласту

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна		
	Від – до середня	Від – до середня		
k_8	$\frac{0,80-1,00}{0,90}$	$\frac{0,80-1,00}{0,90}$	проста	відносно витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Характеристика якості вугілля наведена в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості					Марки вугілля
	Зольність $A^{daf}, \%$	Вологість $W_t^r, \%$	Сірчаність $S_t^d, \%$	Вихід летючих речовин $V^{daf}, \%$	Вища теплотворна спроможність $Q_B^{daf}, \text{ккал/кг}$	
k_8	19,5	3,1	2,2	43,4	7810	ДГ

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Підземні води шахтного поля приурочені до четвертинних, палеогенових, крейдянних, тріасових і кам'яновугільних відкладень.

В обводненні гірничих виробок, в основному, беруть участь води продуктивної товщі кам'яновугільних відкладень. Водомісткими серед кам'яновугільних відкладень є шари вапняків і пісковиків. З'єднуються водоносні пласти між собою по зонах розривних порушень і в місцях штучної тріщинуватості порід над гірничими виробками.

Живлення водоносного комплексу карбону, головним чином, атмосферне і відбувається в місцях виходу на поверхню водопроникних відкладень.

Надходження води в підготовчі та очисні виробки, залежно від водообільності водоносних горизонтів і їх положення щодо вугільних пластів, відбувається у вигляді капіжу і струменів.

Водоносні горизонти, які беруть участь в обводненні виробок шахти, приурочені до пісковиків m_3SM_4 , M_1Sm_3 , L_7Sl_8 , L_6Sl_6 , L_4SL_5 , L_3SL_4 , $l_1^1SL_3$, $L_1Sl_1^1$, k_8SL_1 та вапняків M_1 , L_7 , L_6 , L_5 , L_4 , L_3 та L_1 .

Шахтні води за своїм складом хлоридно-сульфатно-натрієві з мінералізацією 6,6...7,1 г/дм³. Жорсткість води 34 ммоль/дм³, рН – 7,5.

Фактичний приплив води складає:

нормальний – 151 м³/годину;

максимальний – 257 м³/годину.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Категорія шахти по газу – надкатегорійна.

Відносна метаноносність вугільних пластів – 12,4 м³/т.

Газоносність вмещаючих порід незначна, в зонах впливу тектонічних порушень досягає 0,4 м³/т порід.

Глибина зони газового вивітрювання 235 м.

Випадків суфлярних виділень метану не зареєстровано.

Небезпека шахти за вибуховістю пилу – небезпечна.

Вугілля пластів не схильне до самозаймання.

Небезпека пластів за раптовими викидами вугілля, газу та породи – безпечна.

Небезпека шахти за гірськими ударами – безпечна.

Проходження гірничих виробок по вмещаючих породах здійснюється в силікозо-небезпечних умовах.

Геотермічний градієнт на глибинах 500-1000 м в середньому складає 2,0 °С на 100 м, геотермічна ступінь – 50 м/°С. Температура порід +26 °С відмічається на відмітці мінус 600 м. З цих глибин проведення гірничих виробок здійснюється з застосуванням заходів по охолодженню та кондиціюванню повітря.

Основні відомості про бічні породи вугільного пласту наведені в табл. 1.4.

Таблиця 1.4 – Основні відомості про бічні породи вугільного пласту

Пласт	Безпосередня покрівля			Основна покрівля				Безпосередня підшва				
	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
k ₈	аргіліт	2,0	4	Б ₃	алевроліт	5,2	4	A ₂	аргіліт	4,5	5	П ₃

По геологічній будові, витриманості потужності та морфології вугільних пластів родовище віднесене до II групи складності.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями шахтного поля є:

по повстанню на північному сході – вихода пластів на поверхню;

по падінню на південному заході – ізогіпса "-750 м";

по простяганню:

на північному заході – загальна границя з вільною ділянкою, яка розташована на відстані 3000 м від центральних стовбурів;

на південному сході – загальна границя з "Привільнянська", яка розташована на відстані 3000 м від центральних стовбурів.

Розмір шахтного поля:

- по простяганню: 6,0 км;

- по падінню: 2,1 км.

Розмір ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання:

по простяганню – 3,0 км;

по падінню – 1,0 км.

Загальна площа ділянки складає 3,0 км².

Шахтне поле детально розвідано сіткою свердловин з інтервалом:

- по падінню – 350 м;

- по простяганню – 500 м.

Запаси вугілля по розвіданості категорії А складає 25 % від загальних запасів А+В+С₁, по категорії А+В – 55 %, категорії С₁ – 45 %.

Так як ділянка має просту будову, то підрахунок запасів робимо способом середнього арифметичного:

$$Q_{\text{ср.ар}} = \frac{S_r}{\cos \alpha} \cdot m_{\text{ср}} \cdot \gamma, \text{ Т}, \quad (1.1)$$

де S_r – горизонтальна 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 балансових запасів

Індекс пласта	S_r , м ²	$m_{ср.н.}$, м	γ , т/м ³	Q, тис.т	Примітка
k ₈	3000000	0,90	1,33	3591	

Визначимо проектні втрати вугілля.

Втрати вугілля в цілику під проммайданчик не розраховуємо, тому що в шахтному полі вертикальні виробки відсутні ($\Pi_1 = 0$).

Визначимо втрати в бар'єрних ціликах:

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

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'єрних ціликах

Індекс пласта	m , м	H , м	L , м	d , м	ℓ , м	γ , т/м ³	Π_2 , т
втрати в цілику з ш. "Привільнянська"							
k ₈	0,90	970	3650	56	1000	1,33	95000
втрати в цілику з вільною ділянкою							
k ₈	0,90	970	3150	54	1000	1,33	92000
Разом							187000

Визначимо проектні втрати за геологічними чи гірничо-геологічними ознаками:

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

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 у геологічних порушень

Індекс пласта	d_n , м	ℓ_n , м	m , м	γ , т/м ³	Π_3 , т
k ₈	50	1000	0,90	1,33	60000

Визначимо проектні експлуатаційні втрати:

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

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

$$\Pi_4 = [3591000 - (0 + 187000 + 60000)] \cdot 0,04 = 134000 \text{ т}.$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

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

$$\Sigma\Pi = \frac{0 + 187000 + 60000 + 134000}{3591000} \cdot 100 = 7,3 < 15 \%.$$

Визначимо промислові запаси шахти:

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

$$Q_{\text{пр}} = 3591000 - (0 + 187000 + 60000 + 134000) = 3210000 \text{ т}.$$

$$Q_{\text{пр}} = 3,2 \text{ млн. т}.$$

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;

$$T = \frac{3210}{600} = 6 \text{ років}.$$

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік наведені 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	600000	30300	5,1
2	Виробнича потужність	т	65000	30300	46,6
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	92	71	77,2
4	Кількість лав	шт	2	1	50,0
5	Посування ЛОЗ	м/міс	8,9	7,1	79,8
6	Швидкість проведення виробок	м/міс	9,5	8,0	84,2
7	Чисельність трудящих ППП	чол.	1225	1025	83,7
8	в тому числі робочих з видобутку	чол.	973	798	82,0
9	в тому числі ГРОВ	чол.	139	127	91,4
10	прохідників	чол.	70	73	104,3
11	Середня заробітна платня ППП	грн/міс	7266,2	6860,0	94,4
12	робочих з видобутку	грн/міс	5544	5202	93,8
13	ГРОВ	грн/міс	10068,3	8714,8	86,6
14	прохідників	грн/міс	10114,3	8104,4	80,1
15	Зольність видобуваного вугілля	%	44,0	37,6	85,5
16	Собівартість вугілля	грн/т	4658,23	7181,58	154,2
17	Ціна реалізуемого вугілля	грн/т	4900	4960	101,2

В даний час на шахті в роботі знаходиться 1 лава – 7 східна лава пл. к₈, оснащена індивідуальним кріплення та відбійними молотками ОМ-6. Підготовлена 7 західна лава пл. к₈.

По пл. ℓ₁ ведуться роботи по демонтажу 81 західної лави, яка оснащена комплексом 1МКД-90 з комбайном 1К 101.

Проводиться 7 східний вентиляційний уклон по пл. к₈.

Підготовка шахтного поля – етажна. Виймання пластів проводиться по системі лава-етаж. Порядок відробки етажів – низсходячий.

Аналізуючи технологічні схеми видно, що основною причиною низької виробничої потужності є наявність "вузьких місць" виробництва, по таким чинникам як: "очисні роботи", "вентиляція", "під'їм", "підготовчі роботи", а також старіння основних фондів.

На основі проведеного аналізу можна визначити наступні задачі проекту:

- довести річну виробничу потужність до проектних показників;

- замінити очисне, прохідницьке та транспортне устаткування на більш прогресивне і продуктивне;
- вибрати раціональну систему розробки з обґрунтуванням її раціональних параметрів.

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

Вибір і обґрунтування технологічних схем ведення очисних робіт і очисного устаткування робимо на основі прогнозу гірничо-геологічних умов відпрацювання. Прогноз здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз", розробленої на кафедрі гірництва (див. листинг 2.1).

Дані представлені на листингу 2.1.

- основна покрівля – неважко обвалювана;
- безпосередня покрівля – середньої стійкості;
- "хибна" покрівля – не утворюється;
- підшва пласта – середньої стійкості;
- водоприток 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;
- технологічна схема з застосуванням стругів і індивідуального кріплення;
- технологічна схема з застосуванням стругових механізованих комплексів.

Так як застосування мехкомплексів дозволяє підвищити середньодобове навантаження на лаву і продуктивність праці ГРОВ більше, ніж у 2 рази в порівнянні з комплектами вузькозахватного устаткування або стругів з індивідуальним кріпленням, то приймаємо технологічну схему з використанням механізованих комплексів, причому для забезпечення потокової організації робіт транспорт вугілля з лави доцільно здійснювати конвеєрним транспортом.

Вибір комплексів 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:

- 1КМ 103М з комбайном 1К 103М;
- 1МКД 90 з комбайном КА 90;
- 1МК 98С зі стругом СО 75.

Порівняння варіантів робимо по фактору забезпечення максимального навантаження на очисний вибій.

Розрахунок навантаження по організаційно-технічному фактору робимо на ПК по програмі (див. листинг 2.2). Найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу 1МКД 90 з комбайном КА 90 і складе 860 т/добу.

Розрахунок нормативного навантаження здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз". Відповідно до розрахунку (див. листинг 2.1) нормативне навантаження на комплекс 1МКД 90 складає 683 т/доб.

Перевірку навантаження по газовому фактору робимо у пункті 2.4.4.

Отже, для подальшого розрахунку приймаємо навантаження по організаційно-технічному факторі, яке дорівнює 860 т/добу при виконанні 5 циклів.

Визначимо оптимальний річний видобуток шахти по методиці проф. А.С. Малкіна [3]:

$$A_{\text{ш.р.}} = (k_{\text{пл}} + k_{\text{н.о.в}}) \sqrt{Z_{\text{пр}} \frac{m_{\text{о.р}}}{m_{\text{сум}}} k_{\text{глиб}}}, \text{ тис.т.} \quad (2.1)$$

де $k_{\text{пл}}$ – коефіцієнт, що враховує вплив числа вугільних пластів в шахтному полі і прийнятих до одночасної розробки;

$$k_{\text{пл}} = \frac{n_{\text{пл.ор}} + \sqrt{n_{\text{пл}} - n_{\text{пл.ор}}}}{\sqrt{n_{\text{пл}}}}, \quad (2.2)$$

де $n_{\text{пл.ор}}$ – кількість пластів, прийнятих до одночасної розробки;

$n_{\text{пл}}$ – кількість пластів в шахтному полі;

$k_{\text{н.о.в}}$ – коефіцієнт, що враховує вплив навантаження на очисний вибій на рівень проектної потужності шахти;

$$k_{\text{н.о.в}} = \sqrt{\psi_6 \cdot A_{\text{ов}} \cdot \frac{m_{\text{сер}}}{m_{\text{рі}}}}, \quad (2.3)$$

де ψ_6 – коефіцієнт, що демонструє ступінь впливу середнього навантаження на очисний вибій на річну потужність шахти;

$A_{\text{ов}}$ – місячне навантаження на очисний вибій, т/міс;

$m_{\text{сер}}$ – середня потужність вугільних пластів в шахтному полі, м;

$m_{\text{рі}}$ – потужність і-го пласту, для якого розраховане навантаження на очисний вибій, м;

$Z_{\text{пр}}$ – промислові запаси шахтного поля, тис. т;

$m_{\text{о.р}}$ – потужність пластів, прийнятих до одночасної розробки, м;

$m_{\text{сум}}$ – сумарна потужність пластів в шахтному полі, м;

$k_{\text{глиб}}$ – коефіцієнт, що враховує вплив глибини розробки і кута падіння пластів;

$$k_{\text{глиб}} = 1 + \frac{H_{\text{в.м}}}{H_{\text{н.м}}}, \quad (2.4)$$

де $H_{в.м}$ – глибина верхньої границі шахтного поля, м;
 $H_{в.н}$ – глибина нижньої границі шахтного поля, м.

$$k_{\text{глиб}} = 1 + \frac{200}{1200} = 1,17;$$

$$k_{\text{н.о.в}} = \sqrt{0,8 \cdot 30750 \cdot \frac{1,12}{1,25}} = 1,4;$$

$$k_{\text{пл}} = \frac{1 + \sqrt{1-1}}{\sqrt{1}} = 1;$$

$$A_{\text{ш.р.}} = (1+1,4) \cdot \sqrt{3210 \cdot \frac{0,90}{0,90}} \cdot 1,17 = 686 \text{ тис. т.}$$

Приймаємо найближчу меншу типову проектну потужність шахти $A_{\text{ш.р}} = 600$ тис. т.

Повний термін служби шахти:

$$T = T_{\text{розр}} + t_{\text{осв}} + t_{\text{згас}}, \text{ лет}, \quad (2.5)$$

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

$t_{\text{осв}}$ – час на освоєння виробничої потужності шахти, років (при $A_{\text{ш.р}} = 600$ тис. т $t_{\text{осв}} \leq 3$ роки);

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

$$T_{\text{розр}} = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{ш.р}}}, \text{ років}; \quad (2.6)$$

$$T = \frac{3210}{600} = 6 \text{ років.}$$

$$T = 6 + 1 + 1 = 8 \text{ років.}$$

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

2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів

Приймаємо в якості підготовки для відробки запасів, що залишилися до відпрацювання панельну підготовку.

Вибір системи розробки проводимо методом техніко-економічного порівняння. У даних гірничо-геологічних умовах найбільш підходять дві системи розробки: стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і прямоточним провітрюванням (рис. 2.1) і стовпова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору від флангових виробок (рис. 2.2).

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

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

$$C = \frac{\Sigma K + \Sigma R}{Z_{\text{яп}}}, \text{ грн/т,} \quad (2.7)$$

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

$Z_{\text{яп}}$ – запаси вугілля в ярусі, т.

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Результати розрахунку питомих витрат

Варіант	Витрати на проведення, грн	Витрати на підтримання, грн	Сумарні витрати, грн	Питомі витрати, грн/т	Питомі витрати, %
1	263900	371200	635100	1,77	100
2	471900	279500	751400	2,12	123

Як видно з табл. 2.2, варіант 1 на 23 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

$$p = m \cdot \gamma_{\text{ср}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.8)$$

$$p = 0,90 \cdot 1,33 = 1,197 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв:

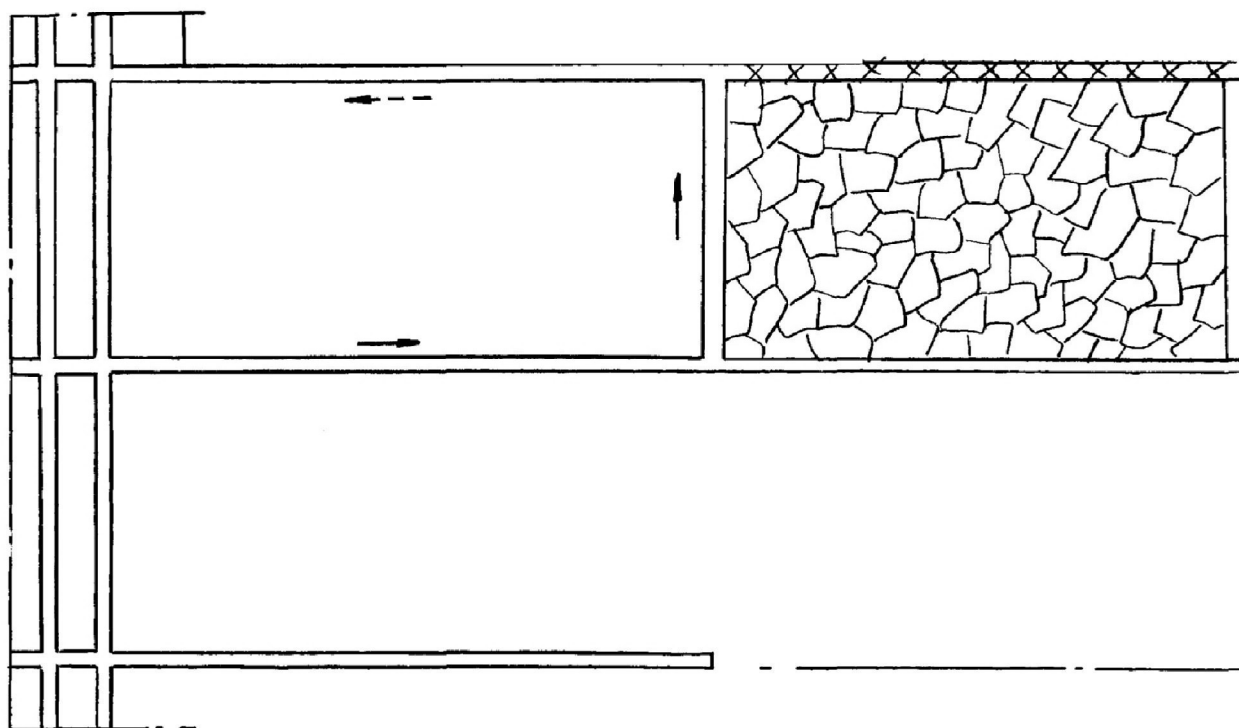


Рисунок 2.1 – Стівпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і прямоочним провітрюванням

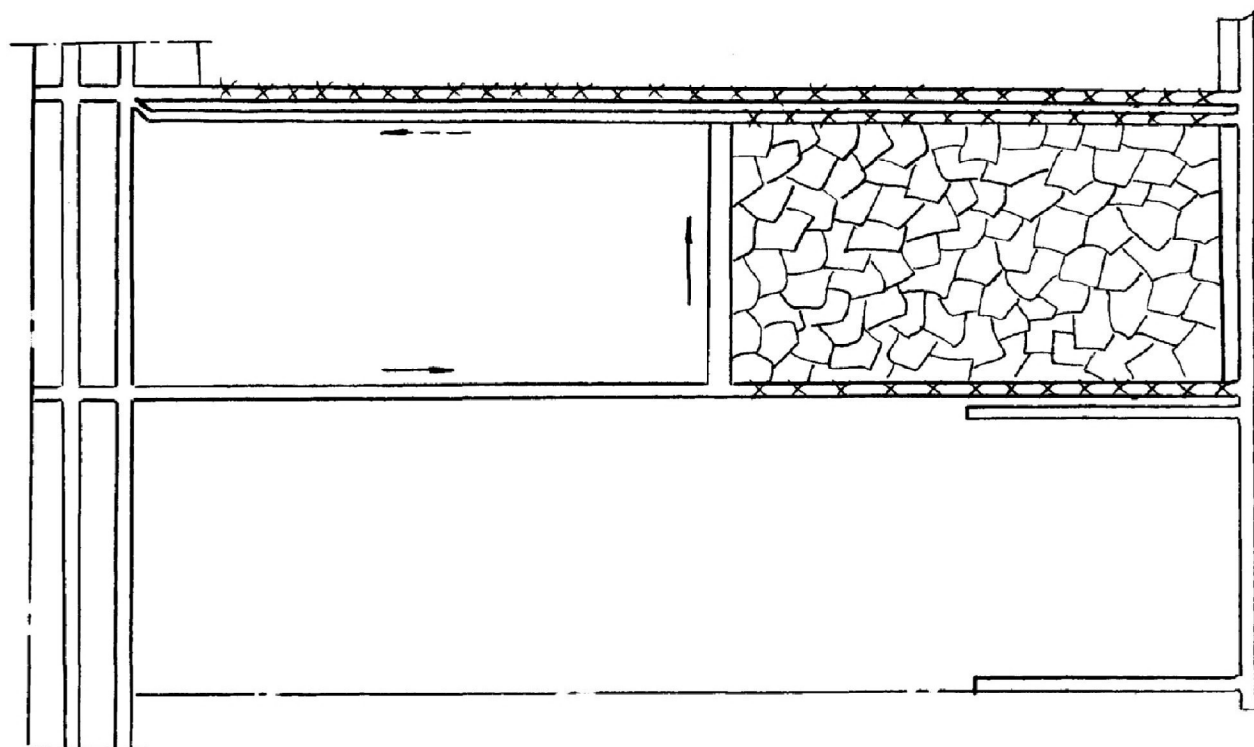


Рисунок 2.2 – Стівпова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору від флангових виробок

$$h_d = \frac{A_{\text{шр}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_d \cdot \Sigma p \cdot c}, \text{ м}, \quad (2.10)$$

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]);

$$h_d = \frac{600000 \cdot 1 \cdot 0,92}{1163 \cdot 1,197 \cdot 0,95} = 350 \text{ м.}$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_d}{l_l}, \text{ лав}, \quad (2.11)$$

де l_l – довжина лави;

$$\Sigma n = \frac{350}{200} = 1,75 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_d = \Sigma n_{\text{л.д}} \cdot l_l, \text{ м}, \quad (2.12)$$

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

Виходячи з рекомендацій [3], не приймаємо на 2 діючі лави резервно-діючих лав.

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\Sigma n_{\text{заг}} = \Sigma n_{\text{л.д}} + \Sigma n_{\text{р.д.л}}, \text{ лав}, \quad (2.13)$$

де $\Sigma n_{\text{р.д.л}}$ – сумарна кількість резервно-діючих лав;

$$\Sigma n_{\text{заг}} = 2 + 0 = 2 \text{ лави.}$$

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{\text{зар}} = \Sigma n_{\text{зар}} \cdot l_{\text{л}}, \text{ м}, \quad (2.14)$$

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

Визначимо максимально можливу річну продуктивність шахти, з урахуванням одночасної роботи діючих і резервно-діючої лави:

$$A_{\text{шп}}(\text{max}) = \Sigma h_{\text{зар}} \cdot V_{\text{д}} \cdot p_{\text{ср}} \cdot c, \text{ т/рік}, \quad (2.15)$$

$$A_{\text{шп}}(\text{max}) = 600 \cdot 1163 \cdot 1,197 \cdot 0,95 = 691000 \text{ т/рік}.$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{\text{рез}} = \frac{A_{\text{шп}}(\text{max})}{A_{\text{шп}}}; \quad (2.16)$$

$$k_{\text{рез}} = \frac{691000}{600000} = 1,1.$$

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

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{зар}} = \frac{V_{\text{д}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рік}; \quad (2.17)$$

$$V_{\text{зар}} = \frac{1163}{1,1} = 1157 \text{ м/рік}.$$

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

$$T_{\text{підг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (2.18)$$

де $T_{\text{підг}}$ – загальні витрати часу на підготовку етажу міс.;

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

$T_{\text{оч}}$ – тривалість відробки частини етажу, що залишилась, міс.

Визначимо витрати часу на підготовку яруса:

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{мон}} + \frac{l_{\text{ш}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{рез}}, \text{ міс}, \quad (2.19)$$

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

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

$V_{\text{ш}}, V_{\text{рп}}$ – швидкість проведення відповідно штреку і розрізної печі, м/міс.

Час на відпрацювання виймального поля:

$$T_{\text{оч}} = \frac{X}{V_{\text{оч}}}, \text{ міс}. \quad (2.20)$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = V_{\text{ш}} = V_{\text{рп}}, \text{ м/міс}, \quad (2.21)$$

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

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot l_{\text{л}} + H}{\frac{X}{V_{\text{оч}}} - (t_{\text{пл}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}})}, \text{ м/міс}; \quad (2.22)$$

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot 200 + 1000}{\frac{700}{94,5} - (1 + 1 + 1)} = 150 \text{ м/міс}.$$

Для своєчасної підготовки нового виймального поля швидкість проведення виробок повинна бути не менше 150 м/міс., причому підготовку необхідно почати, коли в діючому полі залишиться відробити 700 м.

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

Відповідно до зробленого розрахунку (див. листинг 2.5) 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:

$$Ш = k \cdot m, \text{ м}, \quad (2.23)$$

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

$$Ш = 1,2 \cdot 0,9 = 1,0 \text{ м}.$$

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

$$\Delta = b \cdot h_n, \text{ м}, \quad (2.24)$$

де b – коефіцієнт, що враховує міцність порід підшоши на стиск;
 h_n – середня висота нижньої підривки, 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 капітального бремсберга і хідника приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розраховуємо згідно з [7]:

$$b_{ц} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м}, \quad (2.25)$$

де H – глибина розробки (згідно з [7] округляємо до 900 м);
 σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

$$\sigma = \frac{\sigma_{покp} + \sigma_{під}}{2}, \text{ МПа}, \quad (2.26)$$

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

$$\sigma = \frac{40 + 30}{2} = 35 \text{ МПа}.$$

Згідно з [7] округляємо до 40 МПа.

$$b_{ц} = 30 + \frac{900 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{40 - 30}{30} \cdot 10 = 30 \text{ м}.$$

2.3.2 Розкриття шахтного поля

В дійсний час шахта ім. Г.Г. Капустіна представляє одну адміністративну одиницю із загальними відкатними і вентиляційними горизонтами і загальним польовим діагональним конвеєрним похилим стволом для транспортування вугілля на поверхню, що ліквідував ступінчастість транспортних ланок по вугіллю. Похилі стволи шахт № 1, 2, 3, 4 використовуються в основному для цілей вентиляції, допоміжних операцій і транспорту породи.

Всі чотири стовбура закріплені прямокутним кам'яним кріпленням та 3 ланковим арковим кріпленням.

Конвеєрний стовбур обладнаний стрічковим конвеєром КРУ-260 до 32 пікету, після – 2ЛУ 100.

Породний, людський та допоміжний стовбури обладнані підйомною установкою СКМЗ 32×4×1,7, що виконує функції по видачі породи, спуску-підйому людей, матеріалів та устаткування. Підйомні судини – вагонетки ВГ-1,6 та вагонетки пасажирські ВЛ-30-3.

2.3.3.2 Пристовбурний двір

Пристовбурний двір розташовано на горизонті 529 м. Пристовбурний двір складається з протяжних виробок та камер. Об'єм виробок в світлі складає 5000 м³, об'єм камер 50 % об'єму виробок. У камері водовідливу встановлено 2 насосні агрегати. Довжина камери 30 м, висота – 3 м, перетин у світлі – 9 м². Пол камери водовідливу, а також камери центральної електропідстанції розташований на 0,5 м вище рівня головок рейок в пристовбурному дворі. Довжина камери центральної електропідстанції 20 м, висота 3 м, ширина 4 м, перетин у світлі 12 м². Камера дождання розташована в безпосередній близькості від допоміжного стовбура. Камера дождання розрахована на 40 чоловік. Ширина камери 2,6 м, висота 2,2 м, перетин у світлі 5,7 м². Камера підземного медпункту також розташована поблизу допоміжного стовбура. Довжина камери 7,6 м, ширина 3 м, висота 2,2 м, перетин у світлі 6,6 м².

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибої пл. 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 для механізації очисних робіт приймаємо комплекс 1МКД 90, до складу якого входять [2]:

- вузькозахватний комбайн КА 90;
- механізоване кріплення 1КД 90;
- скребковий конвеєр СПЦ 162-12;
- кріплення сполучень КСД 90;

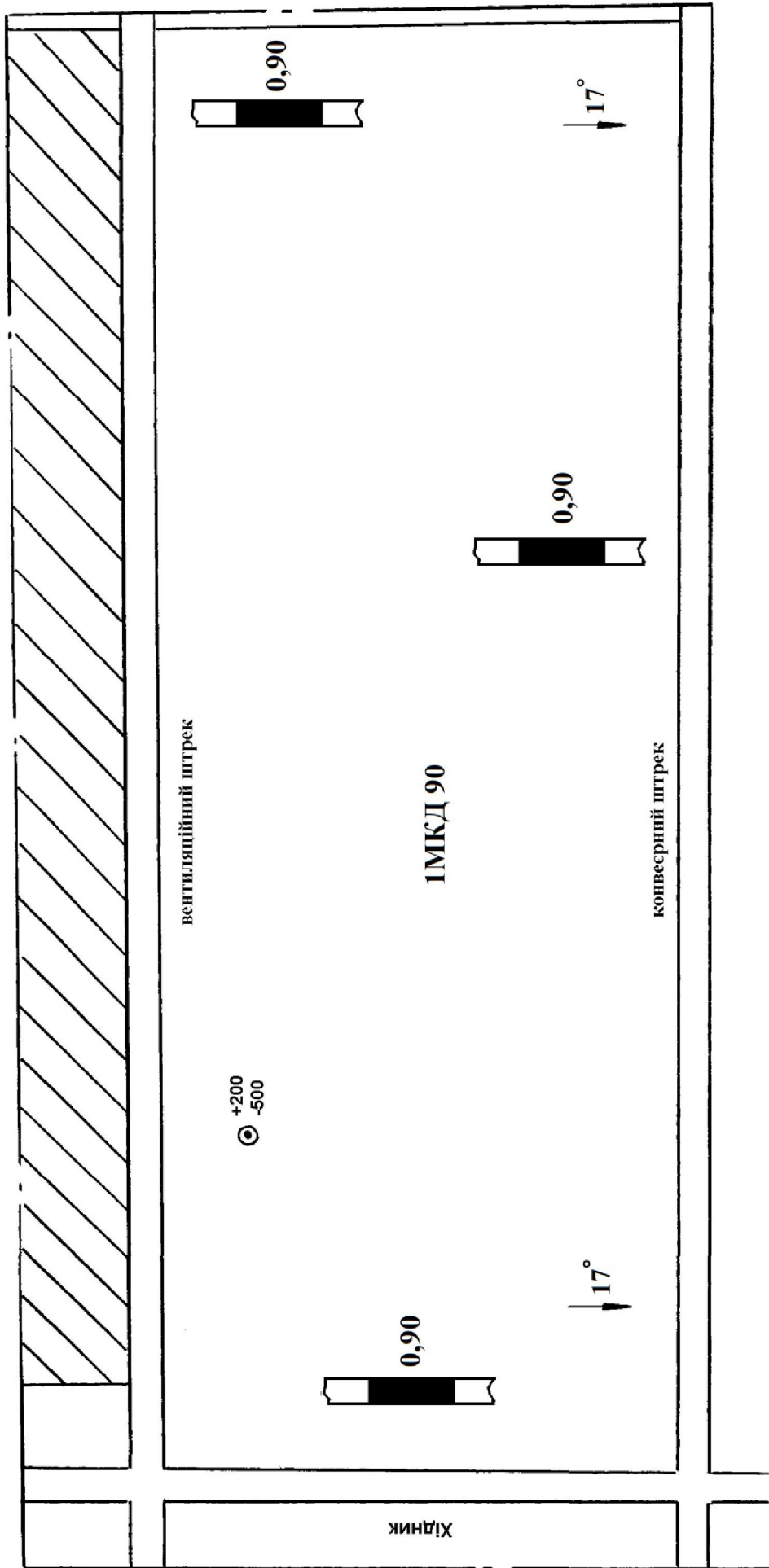


Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

Схема роботи комбайна – двостороння, ширина смуги, що виймається – 0,8 м, спосіб зарубки комбайна в пласт – "косими" заїздами.

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою:

$$R = \sum h_i \cdot \gamma_i \cdot (l_n + l_{ш}) + B \cdot \gamma_2 \cdot h_2 \cdot Ш_{п} \leq 0,8 R_T, \quad (2.27)$$

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

h_i – потужність i -го пласту безпосередньої покрівлі, м;

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

l_n – максимальна ширина при вибійного простору при знятій смузі вугілля і не пересуненій секції кріплення, м;

$l_{ш}$ – крок пересування кріплення, м;

l_2 – крок обвалення основної покрівлі, м;

h_2 – потужність основної покрівлі, м;

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

$$R = 1 \cdot 0,026 \cdot (6 + 0,8) + 0,5 \cdot 0,026 \cdot 18,3 \cdot 5 = 10,5 \leq 0,8 \cdot 18,8 = 15.$$

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

Кріплення брівки здійснюється металевими стійками типу СУГМ і дерев'яними верхняками [8].

У якості кріплення посилення в уклоні приймаємо металеві стійки 17ГКУ 30, 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 спеціальних опорах кріплення сполучень.

2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

Розрахунок, приведений у п. 2.4.1.2, показав, що механізоване кріплення 1КД 90 у даних гірничо-геологічних умовах може експлуатуватися з достатньою ефективністю, то заходи щодо розупрочнення покрівлі не передбачаємо.

Визначимо ступінь підняття порід підосви в головному конвеєрному штреку [7]:

Визначимо ступінь підняття порід підосви в штреках [7]:

$$k = \frac{k \cdot H}{\sigma_{п}}, \quad (2.28)$$

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

H – глибина розробки, м;

$\sigma_{п}$ – міцність порід підосви, МПа;

$$k = \frac{2 \cdot 700}{30} = 46.$$

Визначимо ступінь підняття порід підшоши в уклоні [7]:

$$k = \frac{H}{\sigma_n}, \quad (2.29)$$

$$k = \frac{700}{30} = 23.$$

Отже, згідно [7], підшоша в штреках відноситься до сильнопучащій, а в уклоні до слабопучащій.

Питання, пов'язані з обґрунтуванням заходів щодо запобігання підняття підшоши у виробках пл. k_8 , розглянуті в спеціальній частині проекту.

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 чотиризмінний 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:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д}}, \text{ т}, \quad (2.30)$$

де $A_{\text{доб}}$ – прийняте в п. 2.2 навантаження на очисний вибій, т/доб;

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

$$D_{\text{міс}} = 860 \cdot 25 = 21500 \text{ т}.$$

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

Виймка вугілля комбайном:

$$D_k = L_k \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.31)$$

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;

$$D_k = 200 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot 1,33 \cdot 0,95 = 172 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

$$n_{op} = \frac{r}{d} \cdot n_{op}, \text{ стійок,} \quad (2.32)$$

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

$$n_{op} = \frac{0,8}{0,15} \cdot 2 = 11 \text{ стійок.}$$

Викладення дерев'яних кострів:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук,} \quad (2.33)$$

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

$$n_k = \frac{0,8}{2,4} \cdot 1 = 0,33 \text{ штук.}$$

Зведення литої смуги:

$$Q_{л.п} = Ш \cdot m \cdot r, \text{ м}^3, \quad (2.34)$$

де $Ш$ – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 1,0 \cdot 0,9 \cdot 0,8 = 0,72 \text{ м}^3.$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 2.4 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_r}{K_u}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.35)$$

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

Таблиця 2.4 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої

Вид робіт	Норма обслу- гову- вання	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Трудомі- сткість на цикл	Тарифна ставка, грн	Сума зарплати, грн	Обґрунту- вання ЕНВ-98
		за збірни- ком	загальний коэф.	встано- влена					
Виймка вугілля комплексом, т	6,9	764	0,9	688	172	0,34	71,17	1030,83	3, т. 7, 17в
МПВМ бр.									
ГРОВ 5р.						2,01	61,26	3759,38	
Зведення органних рядів, ст.		85	1	85	11	0,13	61,26	199,38	39, т. 72, 6а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		22,6	0,9	20,34	0,33	0,02	61,26	295,44	41, т. 74, 2а
Зведення литої смуги, м ³		1,133	1	1,133	1,2	1,05	353,58	97,52	32, т. 68, 1в
Разом						3,33		5440,30	

$K_{\text{ц}}$ – коефіцієнт циклічності;

$$K_{\text{ц}} = \frac{N_y}{D_{\text{ц}}^k}, \quad (2.36)$$

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

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

$$K_{\text{ц}} = \frac{688}{172} = 4;$$

$$T_{\text{к}} = \frac{6,9}{4} = 1,75 \text{ чол. - змін.}$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_{\text{м}} = \frac{1}{K_{\text{ц}}}, \text{ чол.-змін}; \quad (2.37)$$

$$T_{\text{м}} = \frac{1}{1,75} = 0,34 \text{ чол. - змін.}$$

$$N_{\text{к}} = \frac{D_{\text{ц}}}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін}, \quad (2.38)$$

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

$$N_{\text{к}} = \frac{172}{3,33} = 62,2 \text{ т/чол. - змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_{\text{ц}}}, \text{ грн/т}, \quad (2.39)$$

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{5440,30}{172} = 31,63 \text{ грн/т.}$$

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

$$N_{я} = \frac{D_{доб}}{N_{к} \cdot k_{пер}}, \text{ чол.}, \quad (2.40)$$

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

$$N_{я} = \frac{860}{62,2 \cdot 1,08} = 18 \text{ чол.}$$

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

1. Для комплексу 1МКД 90 і планового видобутку 860 т/добу таблична норма часу складе 49,4 чол.-годин (табл. 1, п 1);

2. Поправочні коефіцієнти до табличної норми часу, що враховують:

- зміна 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. 2.5.

Таблиця 2.5 – 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	КА 90	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Мехкріплення	ІКД 90	133	18,4	2447	
Конвеєр скребковий	СПЦ 162-09	1	1388	1388	
Кріплення сполучень	КСД 90	2	171	342	
Перевантажувач	ПТК-3У	1	1183	1183	
Коефіцієнти				1,1	
Усього				8351	
в інших виробках					
Конвеєр стрічковий	2ЛТ-100У	1	4124	4124	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Насосна станція	СНТ-32	2	1681	3362	
Лебідка	ЛВД-34	3	186	558	
Трубопровід, км		1	150	150	
Дорога на підшві	ДКН4-2	1	995	995	
Усього				9189	
Разом				17540	

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

$$N_{\text{ч}} = \Sigma T_{\text{оп}} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{\text{зм}}}, \text{чол.-змін,} \quad (2.41)$$

де $\Sigma T_{\text{оп}}$ – 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, $K_3 = 1,3$;

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

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

Для подальших розрахунків приймаємо:

- ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну – 7 чол.;

- електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

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

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

Обліковий склад робітників-відрядників:

$$Ч_{\text{об}} = 18 \cdot 1,59 = 29 \text{ чол.}$$

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

$$Ч_{\text{об}} = 7 \cdot 1,59 = 12 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{\text{об}} = 8 \cdot 1,42 = 11 \text{ чол.}$$

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 штреку пласта k_8

Згідно рекомендаціям [12, 13, 14] виробку доцільно проводити вузьким вибоєм, так як цей спосіб забезпечить меншу трудомісткість робіт, більшу стійкість виробки, а отже і менші витрати на її підтримання [12].

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 4ПП-5.

Відбита гірнича маса буде перевантажуватися на скребковий перевантажувач ПТК-3У і далі транспортуватися стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У.

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВГ 2,5-900 та на платформах шахтних ПТО 900. Виробка обладнується одноколійним 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 $V=150$ м. Тоді добове посування складе:

$$V_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{міс}}}{n_{\text{р.д}}}, \text{ м/доб}, \quad (2.44)$$

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

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

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

У вугільній промисловості аркову форму поперечного перерізу з металевим рамним кріпленням застосовують при проведенні виробок у породах з $f = 3-9$, які знаходяться у зоні встановившогося гірничого тиску, а також у зоні впливу очисних робіт при відсутності порід в підшві, що схильні до підняття [12].

Оскільки у даних гірничо-геологічних умовах міцність порід по шкалі проф. Протод'яконова М.М. $f=7$, то приймаємо аркову форму поперечного перетину з металевим рамним кріпленням.

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

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

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

$$m = 0,4 + (1,8 - h^k) \cdot \text{tg } \alpha, \text{ м}, \quad (2.46)$$

де 0,4 – зазор між кріпленням і конвеєром на висоті 1,8 м від підшви виробки, м;

h^k – висота конвеєра, м;

α – кут переходу прямої частини стійки в криву, град;

$$m = 0,4 + (1,8 - 1,24) \cdot \operatorname{tg} 10^\circ = 0,5 \text{ м};$$

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ м}, \quad (2.47)$$

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

h – висота пересувного составу, м;

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

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,2 - 0,16) \cdot \operatorname{tg} 10^\circ = 0,77 \text{ м};$$

$$B = 0,5 + 1,45 + 0,4 + 1,32 + 0,77 = 4,44 \text{ м}.$$

Вісь виробки перебуває посередині ширини виробки, а ґрунт відстоїть від рівня головки рейок на висоті верхньої будови рейкового шляху:

$$h_b = h_6 + h_p, \text{ м}, \quad (2.48)$$

де h_6 – товщина баластного шару (відстань від ґрунту виробки до верхнього рівня баласту), м;

h_p – відстань від баластного шару до рівня головки рейок, м;

$$h_b = 0,19 + 0,16 = 0,35 \text{ м}.$$

Визначимо радіус дуги стійки:

$$R = \sqrt{(h_{\text{л}} + h_6 + \Delta h_{\text{л}} - h_0)^2 + (b_{\text{л}} + c_1)^2}, \text{ м}, \quad (2.49)$$

де $h_{\text{л}}$ – висота проходу для проходу людей від рівня баласту, м;

$\Delta h_{\text{л}}$ – величина вертикального зсуву кріплення до рівня проходу людей, м;

h_0 – довжина прямої частини стійки, м;

c_1 – зсув радіуса дуги стійки від осі виробки, м;

$b_{\text{л}}$ – ширина від осі виробки до габариту зведеного проходу для людей, м;

$$B_{\text{л}} = \frac{(B + \Delta B_c + c_1) + (h + h_b - h_o)^2 - (h_{\text{л}} + h_{\text{б}} + \Delta h_{\text{л}} - h_o)^2 - c_1^2}{2 \cdot (B + \Delta B_c + 2 \cdot c_1)}, \text{ м}, \quad (2.50)$$

де ΔB_c – величина горизонтального зсуву кріплення на рівні рухомого составу, прийнята для попереднього визначення типорозміру кріплення в зоні сталого гірського тиску ($\Delta h_{\text{л}} = 75$ мм, в зоні впливу очисних робіт $\Delta h_{\text{л}} = 200$ мм);

$$B_{\text{л}} = \frac{(4,44 + 0,2 + 0,018) + (1,2 + 0,35 + 1,0)^2 - (1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 - 0,018^2}{2 \cdot (4,44 + 0,2 + 2 \cdot 0,018)} = 2,05 \text{ м};$$

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 + (2,05 + 0,018)^2} = 2,33 \text{ м}.$$

Радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_1}{\cos \beta_o} + h_{\text{фл}}, \text{ м}, \quad (2.51)$$

де β_o – центральний кут дуги стойки, град;

$h_{\text{фл}}$ – висота фланця профілю СВП (при СВП-27 $h_{\text{фл}} = 26$ мм);

$$r = 2,33 - \frac{0,018}{\cos 49^\circ} + 0,026 = 2,32 \text{ м}.$$

Висота від ґрунту виробки до центра радіуса дуги верхняка та центральний кут дуги верхняка:

$$h_{\text{ц}} = h_o + c_1 \cdot \text{tg } \beta_o, \text{ м}; \quad (2.52)$$

$$\alpha_o = 180^\circ - 2 \cdot \beta_o, \text{ град}; \quad (2.53)$$

$$h_{\text{ц}} = 1 + 0,018 \cdot \text{tg } 49^\circ = 1,22 \text{ м};$$

$$\alpha_o = 180^\circ - 2 \cdot 49^\circ = 82^\circ.$$

Ширина виробки у світлі на рівні ґрунту:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_1), \text{ м}; \quad (2.54)$$

$$B_1 = 2 \cdot (2,33 - 0,018) = 4,62 \text{ м}.$$

Висота виробки у світлі від рівня ґрунту:

$$H = h_{\text{ц}} + r + h_{\text{п}}, \text{ м}, \quad (2.55)$$

де $h_{\text{п}}$ – вертикальна піддатливість у нижніх замках п'ятиланкового кріплення, м;

$$H = 1,22 + 2,32 + 0,2 = 3,74 \text{ м.}$$

Площа поперечного перетину виробки у світлі до і після осідання:

$$S_{\text{св}}^1 = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_o - h_6) - c_1^2, \text{ м}^2; \quad (2.56)$$

$$S_{\text{св}} = (0,94 \div 0,96) \cdot S_{\text{св}}^1, \text{ м}^2; \quad (2.57)$$

$$S_{\text{св}}^1 = 0,785 \cdot (2,33^2 + 2,32^2) + 4,62 \cdot (1,0 - 0,19) - 0,018^2 = 11,9 \text{ м}^2;$$

$$S_{\text{св}} = 0,95 \cdot 11,9 = 11,3 \text{ м}^2.$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_{\text{н}} = S_{\text{св}}^1 + (P - B_1) \cdot (h_{\text{сп}} + h_{\text{зт}} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}), \text{ м}^2, \quad (2.58)$$

де P – периметр виробки у світлі, м²;

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + r \cdot (h_c - h_6) + B_1, \text{ м}, \quad (2.59)$$

де R – радіус дуги стояка, м;

r – радіус дуги верхняка, м;

h_c – довжина прямої частини стояка, м;

h_6 – товщина баласту, м;

$h_{\text{сп}}$ – висота профілю, м;

$h_{\text{зт}}$ – товщина затяжки, м ($h_{\text{зт}} = 0,05$ м);

Δb – горизонтальне зміщення порід боків виробки на рівні шару баласту, м;

Δh – вертикальне зміщення порід покрівлі, м;

$$P = 1,57 \cdot (2,33 + 2,32) + 2,32 \cdot (1,0 - 0,19) + 4,62 = 12,1 \text{ м};$$

$$S_{\text{н}} = 11,9 + (13,8 - 4,62) \cdot (0,11 + 0,05 + \frac{0,043 + 0,44}{2}) = 13,2 \text{ м}^2.$$

Згідно типовим перетинам виробок [15] приймаємо площу поперечного перерізу виробки у світлі до осадки 12,5 м². Ширина виробки складає 4,75 м.

Перевіримо переріз виробки у світлі по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{\text{св}}}, \text{ м/с}, \quad (2.60)$$

де Q – кількість повітря, яке проходить по виробці, $\text{м}^3/\text{с}$;

$$V = \frac{40}{12,5} = 3,20 \text{ м/с.}$$

Згідно ПБ [1] швидкість руху повітря в дільничних виробках не повинна перевищувати 6 м/с. Тому що $V = 3,2$ м/с, швидкість руху повітря задовольняє ПБ.

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [16].

Для визначення зміщення порід складемо схему до визначення розрахункового опору порід стисненню. Так як в покрівлі і підшві залягають шари потужністю більше 2 м, то розрахунок проводимо по фактичній міцності цих шарів.

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{\text{кр}} = U + k_{\text{кр}} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.61)$$

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

$$U = k_\alpha \cdot k_\Theta \cdot k_s^l \cdot k_b \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.62)$$

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

k_Θ – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k_s^l – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

U_T – зміщення порід, прийняте за типові, мм;

$k_{\text{кр}}$ – 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;

$$U = 0,85 \cdot 0,45 \cdot 0,4 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 210 = 29 \text{ мм};$$

$$U_{\text{кр}} = 29 + 1 \cdot 1,1 \cdot 0,4 \cdot 490 = 245 \text{ мм.}$$

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_n \cdot k_H \cdot k_{\text{пр}} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м}, \quad (2.63)$$

де k_n – коефіцієнт перевантаження;

k_H – коефіцієнт надійності;

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

b – ширина виробки в прохідці, м;

P^H – нормативне навантаження;

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,16 \cdot 35 = 199 \text{ кН/м.}$$

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м,} \quad (2.64)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

В якості кріплення приймаємо кріплення металеве податливе арочне п'яти-ланкове КМП-А5 з спец профілю СВП-27.

$$n = \frac{199}{210} = 0,95 \text{ рам/м.}$$

Приймаємо 1 раму/м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U_{кр}^I = U_{кр} + (2 \cdot U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм,} \quad (2.65)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

$$U_{кр}^I = 245 + (2 \cdot 490 \cdot 0,4 + 900 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 791 \text{ мм.}$$

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,16 \cdot 80 = 454 \text{ кН/м.}$$

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м,} \quad (2.66)$$

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

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

$$n_1 \geq \frac{454 - 1 \cdot 210}{300} = 0,81 \text{ ст/м.}$$

Встановлюємо одну стійку посилення під кожен раму основного кріплення.

Тип кріплення по податливості:

$$\Delta \geq k_{oc} \cdot k_{анк} \cdot k_{ус} \cdot U_{кр}^I, \text{ мм}, \quad (2.67)$$

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

$$\Delta \geq 1 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 791 = 554 \text{ мм}.$$

Остаточню приймаємо кріплення металеве податливе абочне п'ятиланкове КМП-А5 з спецпрофілю СВП-27 (податливість 800 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо під кожен 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 [17] і вносимо в табл. 2.7.

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м}, \quad (2.68)$$

де N – змінна норма виробки на бригаду, м ($N = 1,5$ (§ 1, табл. 6, п. 68 д);

k – коефіцієнт за збірником;

$$Q = 1,5 \cdot 0,86 = 1,3 \text{ м}.$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м}, \quad (2.69)$$

де T – змінна нормативна трудомісткість, чол.-змін, м ($T = 3,3$ чол.-змін (§ 1, табл. 6, п. 68 е);

$$Q_{1ч} = \frac{1,5}{3,3} = 0,45 \text{ м}.$$

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

$$Q_{зм} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м}; \quad (2.70)$$

$$Q_{зм} = 0,45 \cdot 0,86 = 0,39 \text{ м}.$$

Трудомісткість на зміну:

Таблиця 2.7 – 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/год	Розцінка за 1 м, грн.	Обґрунтування для встановлення норми виробки
		за збірником	коефіцієнт за збірником	встановлена						
Проведення виробки комбайном 4ПШ 5	м	0,45	0,86	0,39	2	2,54	4,96		2339,9	табл. 6, п. 68 д
машиніст гірничих виймальних машин VI розряду					2	0,72	1,44	71,17	508,54	
прохідник V розряду					2	1,76	3,52	61,26	1831,4	

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.71)$$

$$T_{зм} = \frac{1,3}{0,39} = 3,3 \text{ чол.} - \text{зм.}$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:
а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.72)$$

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{1,3} = 0,72 \text{ чол.} - \text{зм};$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{ПРОХ} = \frac{(T_{зм} - 1)}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.73)$$

$$T_{ПРОХ} = \frac{(3,3 - 1)}{1,3} = 1,76 \text{ чол.} - \text{зм.}$$

Приймаємо явочну кількість у зміну МГВМ VI розряду 1 чол., прохідників V розряду – 3 чол.

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11] в табл. 2.8.

Таблиця 2.8 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на од.	на все	
1	Комбайн	4ПП 5	1	1660	1660	ЕНВ-2004
2	Перевантажувач	ПТК-3У	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	

Остаточно приймаємо явочну кількість робітників за добу:

- МГВМ VI розряду – 4 чол.;
- прохідників V розряду – 9 чол.;
- слюсарів – 4 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.74)$$

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

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

$$Ч_{об} = 4 \cdot 1,92 = 8 \text{ чол.}$$

Обліковий склад прохідників V розряду:

$$Ч_{об} = 9 \cdot 1,92 = 17 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{об} = 4 \cdot 1,65 = 7 \text{ чол.}$$

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 [18,19]. 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. 2.9.

Таблиця 2.9 – 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.		Обґрунтування (ЄНВ, розділ 2)
	од. вим.	на цикл		на цикл	на зміну	на цикл	на зміну	
Підготовчо-заклюочні операції			4					
Усунення дрібних несправностей			4		72,4		18,1	§ 2, табл. 50
Керування комбайном	М	1	2	$134,0 \cdot 0,8 = 107,2$	$107,2 \cdot 2 = 214,4$	$67,0 \cdot 0,8 = 53,6$	$53,6 \cdot 2 = 107,2$	§ 2, табл. 51
Відведення і проробки виконавчого органу, огляд комбайну, заливка масла	М	1	2	$9,89 \cdot 0,8 = 7,9$	$7,9 \cdot 2 = 15,8$	$7,13 \cdot 0,8 = 5,7$	$5,7 \cdot 2 = 11,4$	§ 2, табл. 51
Огляд та заміна зубків, підтягування кабелю і шланга зрошення	М	1	2	$10,95 \cdot 0,8 = 8,8$	$8,8 \cdot 2 = 17,6$	$6,36 \cdot 0,8 = 5,1$	$5,1 \cdot 2 = 10,2$	§ 2, табл. 51
Розбивка великих шматків породи, підкидка гірничої маси до вантажного органу та зачистка ґрунту	М	1	1	$52,09 \cdot 0,8 = 41,7$	$41,7 \cdot 2 = 83,4$	$26,0 \cdot 0,8 = 20,8$	$20,8 \cdot 2 = 41,6$	§ 2, табл. 51
Розшпигування натяжної головки конвеєру	М	1	1	$19,15 \cdot 0,8 = 15,3$	$15,3 \cdot 2 = 30,6$	$9,6 \cdot 0,8 = 7,7$	$7,7 \cdot 2 = 15,4$	§ 2, табл. 51
Перевірка напрямку виробки	М	1	2	$6,3 \cdot 0,8 = 5,0$	$5,0 \cdot 2 = 10,0$	$2,9 \cdot 0,8 = 2,3$	$2,3 \cdot 2 = 4,6$	§ 2, табл. 51
Кріплення	М	1	2-4	$173,9 \cdot 0,8 = 139,2$	$139,2 \cdot 2 = 278,4$	130,1	260,2	§ 2, табл. 52
Перевішування перевантажувача	М	1	2	$69,6 \cdot 0,8 = 55,7$	$55,7 \cdot 2 = 111,4$	$25,2 \cdot 0,8 = 20,2$	$20,2 / 2 = 10,1$	§ 2, табл. 52
Нарощування вент. трубопроводу	М	1	2	$3,54 \cdot 0,8 = 2,8$	$2,8 \cdot 2 = 5,6$	-	$7,1 / 2 = 3,6$	§ 2, табл. 52
Нарощування рейкового шляху	М	1	2-4	$44,27 \cdot 0,8 = 35,4$	$35,4 \cdot 2 = 70,8$	-	$177,1 / 4 = 44,3$	§ 34, табл. 132
Усього				729	1458			

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

Доставка вугілля по лаві здійснюється скребковим конвеєром СПЦ 162-12, що входить до складу комплексу 1МКД 90.

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [20]:

$$Q_p = \frac{Q_{\text{доб}} \cdot k_n}{3 \cdot t_{\text{зм}} \cdot k_m}, \text{ т/ГОД.}, \quad (2.75)$$

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

k_n – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку ($k_n = 1,5$ [20]);

$t_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, год.;

k_m – коефіцієнт машинного часу ($k_m = 0,8$ [20]);

$$Q_p = \frac{860 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 140 \text{ т/ГОД.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/ГОД.}, \quad (2.76)$$

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

Згідно [20] приймаємо конвеєр 2ЛТ 100У.

По графіку застосовності (рис. 2.4) перевіримо конвеєр 2ЛТ 100У на можливість використання. При необхідній його довжині $L = 1000$ м і куті нахилу $\beta = 0^\circ$ $Q_p = 140 < Q_t = 850$ т/год.

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра СПЦ 162-12 на стрічковий 2ЛТ 100У приймаємо перевантажувач скребковий ПТК 3У.

Перевірка перевантажувача:

$$Q_p = 140 < Q_t = 700 \text{ т/ГОД.}$$

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

$$Q_p = \frac{380 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 39 \text{ т/ГОД.},$$

що відповідає умові $Q_p = 39 < Q_t = 850$ т/год.

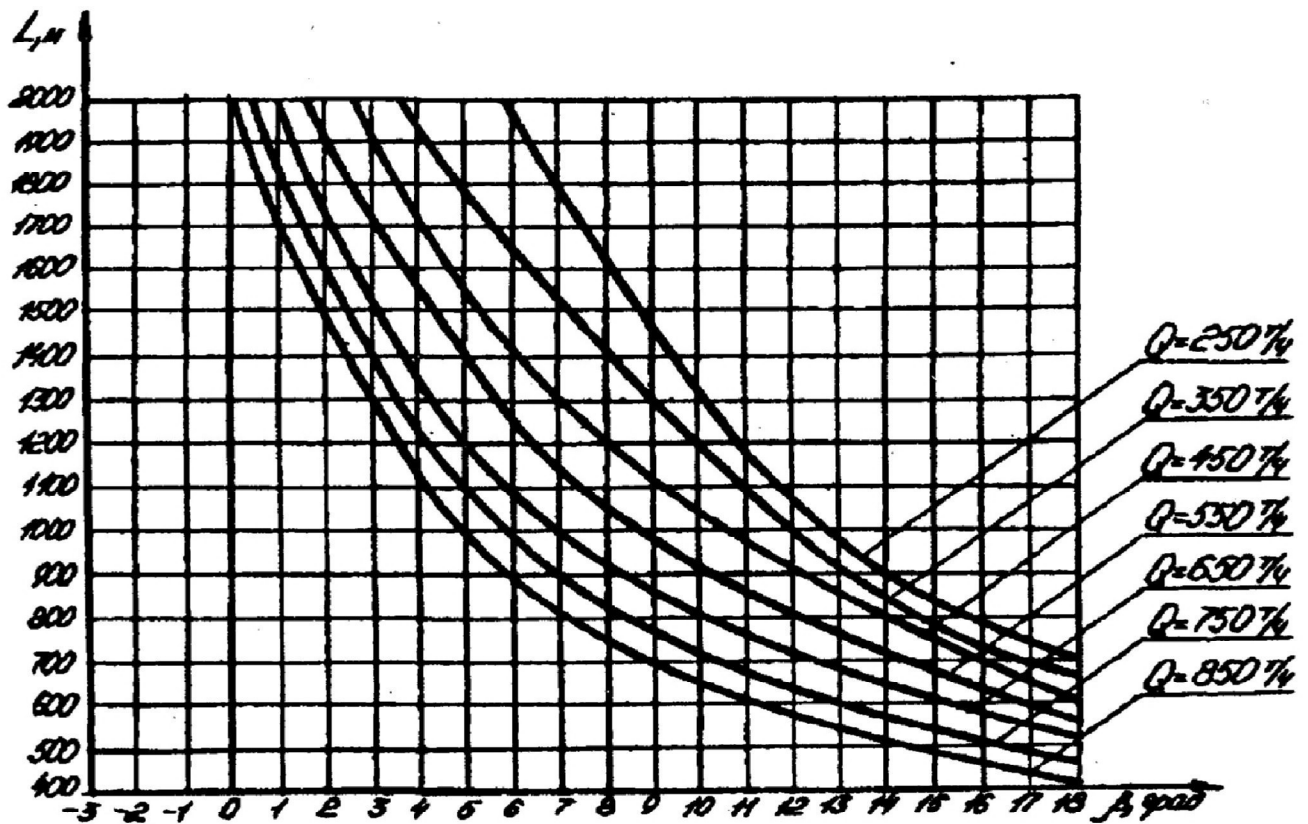


Рисунок 2.4 – Графік застосовності конвеєра 2ЛТ 100У

Для транспортування устаткування і матеріалів по уклону приймаємо дорогу напідосвенну канатну ДКН 4-2 з вагонеткою ВГ 3,3-900.

Для транспортування вантажів по хіднику приймаємо канатну відкатку лебідками ЛВД 34.

Перевезення людей здійснюємо засобами ДКН 4-2.

Маневрові операції здійснюємо за допомогою лебідок ЛВД 34.

2.4.4 Провітрювання дільниці

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної ділянки

Даним проектом передбачена відробка пласта k_8 . Спосіб підготовки пласта – панельний; система розробки – стовпова; кількість лав – 2; механізація очисних робіт – комплекс 1МКД 90; навантаження на лаву – 860 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [21], приймаємо схему провітрювання виймальних ділянок типу 3-В-Н-н-пт.

2.4.4.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою по пласту k_8

Визначимо очікуване метановиділення очисної виробки та виймальної дільниці:

$$I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{оч(діл)}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.77)$$

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

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

$$I_{\text{оч}} = \frac{860 \cdot 4,6}{1440} = 8,7 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{діл}} = \frac{860 \cdot 18,6}{1440} = 35,3 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$I_{\text{оч}} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\text{max}} \cdot S_{\text{min}} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.78)$$

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 ;

$$S_{\text{min}} = k_{\text{оз}} \cdot S_{\text{оч.min}}, \text{ м}^2, \quad (2.79)$$

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

$$S_{\text{min}} = 1,2 \cdot 3,2 = 3,8 \text{ м}^2;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 3,8 \cdot 1}{1,43} = 6,4 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{оч}} = 8,7 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 6,4 \text{ м}^3/\text{хв},$$

умова не виконується, отже необхідно проводити дегазацію.

Проводимо наступні способи дегазації:

дегазація свердловинами, пробуреними по пласту з підготовчих виробок

$$k_{\text{дег}} = 0,45;$$

дегазація пласта-супутника свердловинами, пробуреними з підготовчих виробок $k_{\text{дег}} = 0,2-0,5$;

відсос газу з виробленого простору $k_{\text{дег}} = 0,3-0,7$.

Визначимо очікуване метановиділення з очисної виробки і виймальної ділянки:

$$q_{\text{оч}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}^I + q_{\text{о.у}}^{II}) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + k_{\text{в.п}} \cdot q_{\text{в.п}}^I, \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.80)$$

$$q_{\text{діл}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + q_{\text{в.п}}^I, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.81)$$

де $k_{\text{д.пл}}$ – коефіцієнт ефективності дегазації розроблююмого пласта, частки од;

$k_{\text{в.п}}$ – коефіцієнт, що враховує метановиділення з виробленого простору в при вибійний, частки од;

$q_{\text{в.п}}^I$ – очікуване метановиділення з виробленого простору на виймальній ділянці, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q_{\text{в.п}}^I = [k_{\text{е.п}} (X - X_0) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + (\sum q_{\text{сп.пі}} + q_{\text{пор}}) \cdot (1 - k_{\text{д.сп}}) + \sum q_{\text{сп.ні}} (1 - k_{\text{д.сн}})] \cdot (1 - k_{\text{д.вп}}^I) \cdot (1 - k_{\text{д.в.о}}), \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.82)$$

де $k_{\text{д.сп}}$, $k_{\text{д.сн}}$, $k_{\text{д.в.о}}$, $k_{\text{д.вп}}^I$ – коефіцієнти, що враховують ефективність дегазації зближених пластів і порід, що надроблюються; зближених пластів, що підроблюються; виробленого простору та ефективність ізольованого відводу метану відповідно, частки од;

$$q_{\text{в.п}}^I = [0,03 \cdot (20,4 - 1,9) \cdot (1 - 0,45) + (6,5 + 4,5) \cdot (1 - 0,4) + 0 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0,5) \cdot (1 - 0,5) = 1,7 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{\text{оч}} = (3,1 + 1,5) \cdot (1 - 0,45) + 0 \cdot 1,7 = 2,5 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{\text{діл}} = (3,1 + 3,1) \cdot (1 - 0,45) + 1,7 = 5,1 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$I_{\text{оч}} = \frac{2730 \cdot 2,5}{1440} = 4,7 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{діл}} = \frac{2730 \cdot 5,1}{1440} = 9,7 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 4,7 \cdot 1}{1,57} = 7,2 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{оч} = 4,7 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 7,2 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, дегазація ефективна.

2.4.4.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки пласта k_8

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

$$Q_{оч} = \frac{100 \cdot I_{оч} \cdot k_H}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.83)$$

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

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

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

$$Q_{оч} = \frac{100 \cdot 4,7 \cdot 1,57}{1 - 0,05} = 228 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

Розрахунок кількості повітря по числу людей:

$$Q_{оч} = 6 \cdot n_{чол} \cdot k_{O_3}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.84)$$

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

k_{O_3} – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного простору (приймаємо по табл. 6.4 [21]);

$$Q_{оч} = 6 \cdot 15 \cdot 1,2 = 108 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$Q_{оч} = 60 \cdot S_{оч \min} \cdot V_{оч} \cdot k_{O_3}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.85)$$

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

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot 3,8 \cdot 1,6 \cdot 1,2 = 216 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Приймаємо $Q_{\text{оч}} = 228 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Перевіримо прийняті витрати повітря по мінімальній і максимальній швидкості повітря:

- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \geq Q_{\text{оч min}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч max}} \cdot V_{\text{min}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.86)$$

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

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

$$Q_{\text{оч}} = 228 > 60 \cdot 3,8 \cdot 0,25 \cdot 1,2 = 68 \text{ м}^3/\text{хв.},$$

умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.87)$$

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

$$Q_{\text{оч}} = 228 < 60 \cdot 3,8 \cdot 4 \cdot 1,2 = 1094 \text{ м}^3/\text{хв.},$$

умова дотримується.

Остаточо приймаємо $Q_{\text{оч}} = 228 \text{ м}^3/\text{хв.}$

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

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{дл}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_{\text{о}}}, \text{ м}^3/\text{хв.}; \quad (2.88)$$

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot 9,7 \cdot 1,41}{1 - 0,05} = 520 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрати повітря на підсвіження вихідного з очисної виробки вентиляційного струменя:

$$Q_{\text{доп}} = Q_{\text{дл}} - Q_{\text{оч}} \cdot \frac{k_{\text{ут.в}}}{k_{\text{оз}}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.89)$$

де $k_{\text{ут.в}}$ – коефіцієнт, що враховує витрати повітря через вироблений простір у межах виймальної ділянки (приймаємо по рисунку 6.12 [21]);

$$Q_{\text{доп}} = 520 - 228 \cdot \frac{2,2}{1,2} = 16 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Розраховані витрати повітря повинні задовольняти умові:

$$Q_{\text{доп}} \geq 60 \cdot S \cdot V_{\text{мін}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.90)$$

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

$$Q_{\text{доп}} = 16 \geq 60 \cdot 15,3 \cdot 0,25 = 152 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова не виконується, тому приймаємо $Q_{\text{доп}} = 152 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки складуть:

$$Q_{\text{дл}} = Q \cdot \frac{k_{\text{ут.в}}}{k_{\text{о.з}}} + 60 \cdot S \cdot V_{\text{мін}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.91)$$

$$Q_{\text{дл}} = 228 \cdot \frac{2,2}{1,2} + 60 \cdot 15,3 \cdot 0,25 = 520 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Кількість повітря, що буде поступати в лаву по штреку:

$$Q_{\text{в.х}} = Q_{\text{дл}} - Q_{\text{доп}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.92)$$

$$Q_{\text{к.ш}} = 520 - 152 = 368 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Розраховані витрати повітря повинні задовольняти умові 2.90:

$$Q_{\text{к.ш}} = 520 \geq 60 \cdot 15,3 \cdot 0,25 = 368 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова виконується.

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

$$A_{\text{мах}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.93)$$

де I_p – середня абсолютна метанообільність очисної виробки (приймаємо по табл. 7.1 [21]);

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 [21]);

$$A_{\max} = 860 \cdot 4,7^{-1,67} \cdot \left[\frac{1094 \cdot (1-0,05)}{194} \right]^{1,93} = 2490 \text{ т/добу.}$$

2.4.4.5 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання уклону пл. k₈

Метановиділення в виробку, проведenu по пласту:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов 1}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.94)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов 2}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.95)$$

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

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.96)$$

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 [21]).

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

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{тy}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.97)$$

де j – технічна продуктивність комбайну, $\text{т}/\text{хв.}$ (приймаємо по табл. 3.3 [21]);

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

$$k_{\text{тy}} = a \cdot T_{\text{y}}^b, \quad (2.98)$$

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

T_{y} – час знаходження вугілля в привибійному просторі, хв.;

$$T_{\text{y}} = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв}; \quad (2.99)$$

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

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

$$T_{\text{y}} = \frac{4,5 \cdot 1 \cdot 1,33}{0,7} = 8,6 \text{ хв};$$

$$k_{\text{тy}} = 0,118 \cdot 8,6^{0,25} = 0,21;$$

$$I_{\text{о.у.п}} = 0,7 \cdot 0,21 \cdot (20,4 - 1,9) = 2,7 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов 1}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,9 \cdot 4,8 \cdot (20,4 - 1,9) \cdot 0,98 = 2,2 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов } 2} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,9 \cdot 4,8 \cdot (20,4 - 1,9) \cdot 0,13 = 0,3 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{п}} = 2,2 + 2,7 = 4,9 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{3,\text{п}} = 0,3 + 2,7 = 3,0 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок кількості повітря для провітрювання штрека пл. k_8

Розрахунок витрати повітря для виробки, яка проводиться комбайном:

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

$$Q_{3,\text{п}} = \frac{100 \cdot 3,0}{1 - 0,05} = 290 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{3,\text{п}} = 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.101)$$

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

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{3,\text{п}} = 60 \cdot V_{\text{п min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.102)$$

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

$$Q_{3,\text{п}} = 60 \cdot 0,25 \cdot 15,3 = 230 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$Q_{3,\text{п}} = 20 \cdot V_{\text{прив min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.103)$$

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);

$$Q_{3,\text{п}} = 20 \cdot 1,0 \cdot 15,3 = 206 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Приймаємо $Q_{3,\text{п}} = 290 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Витрати повітря для провітрювання усієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{\text{п}} = \frac{100 \cdot I_{\text{п}} \cdot k_{\text{н.п}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.104)$$

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

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot 4,9 \cdot 1}{1,0 - 0,05} = 406 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{п} = 6 \cdot n_{чол.н}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.105)$$

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:

$$Q_{п} \geq Q_{з.п} \cdot k_{ут.тр}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.106)$$

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

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.

$$k_{ут.тр} = k_{ут.тр1} \cdot k_{ут.тр2}, \quad (2.107)$$

де $k_{ут.тр1}$ – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [21]); довжина ділянки трубопроводу $l_{тр1} = 200$ м, діаметр $d_{тр} = 0,8$ м, $Q_{з.п} = 5,3 \text{ м}^3/\text{с.};$

$k_{ут.тр2}$ – коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [21]); довжина ділянки трубопроводу $l_{тр2} = 800$ м, діаметр $d_{тр} = 0,8$ м; $Q'_{з.п} = 5,5 \text{ м}^3/\text{с.};$

$$k_{ут.тр} = 1,06 \cdot 1,1 = 1,17;$$

$$Q_{п} = 406 \geq 316 \cdot 1,17 = 370 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується, приймаємо $Q_{п} = 406 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Вибір засобів провітрювання штрека.

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$\begin{aligned} R_{тр.г} = & r_{тр} \cdot (l_{тр1} + 20 \cdot d_{тр1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{тр1} \cdot n_2) + \\ & + r_{трк} \cdot (l_{тр2} + 20 \cdot d_{тр2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{тр2} \cdot n_2), \text{ кц}, \end{aligned} \quad (2.108)$$

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

$l_{тр1}$ – довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, $м$;

$d_{тр1}$ – діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, $м$;

n_1, n_2 – число поворотів трубопроводів на 90° і 45° відповідно;

$r_{трк}$ – аеродинамічний опір $1 м$ трубопроводу з поліетиленовим рукавом, $к\mu/м$;

$l_{тр2}$ – довжина ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, $м$;

$d_{тр2}$ – діаметр ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, $м$;

$$R_{тр.г} = 0,0161 \cdot (200 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + \\ + 0,0046 \cdot (1400 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 14,9 \text{ к}\mu.$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{з.п} \cdot k_{ут.тр}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.109)$$

$$Q_p = 316 \cdot 1,17 = 370 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Повинна виконуватися умова:

$$Q_p \geq Q_{п}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.110)$$

$$Q_p = 370 \geq Q_{п} = 406 \text{ м}^3/\text{хв}.,$$

умова не виконується, тому приймаємо $Q_p = 406 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{тр.г} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{ут.тр}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.111)$$

$$h_p = 8,6^2 \cdot 14,9 \cdot \left(\frac{0,59}{1,17} + 0,41 \right)^2 = 471 \text{ даПа}.$$

По додатку 1 [21] і розрахунковим значенням Q_p і h_p вибираємо вентилятор типу ВМ-8М.

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

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.10.

Таблиця 2.10 – Результати розрахунків

$Q_{з.п.}, \text{м}^3/\text{с}$	1	2	3	4	5	6	7	8
$k_{ут.тр}$	1,06	1,09	1,12	1,13	1,14	1,15	1,16	1,17
$Q_p, \text{м}^3/\text{с}$	1,06	2,2	3,4	4,5	5,7	7,0	8,1	9,4
$h_p, \text{даПа}$	12	43	97	152	201	300	403	574

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

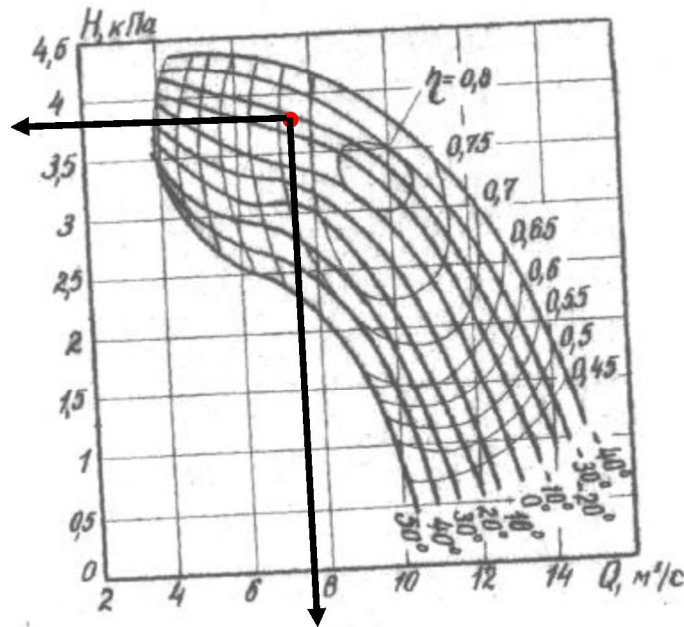


Рисунок 2.5 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМ-8М та вентиляційного трубопроводу

З побудови видно що $Q_{\phi} = 9,1 \text{ м}^3/\text{с}$ ($546 \text{ м}^3/\text{хв}$); $h_{\phi} = 510 \text{ даПа}$.

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{вс} \geq 1,43 \cdot Q_{\phi} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.112)$$

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

$$Q_{вс} \geq 1,43 \cdot 546 \cdot 1,1 = 859 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{\phi}}{R_{тр.г}}} - 0,69 \cdot Q_{\phi}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.113)$$

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{510}{14,9}} - 0,69 \cdot 9,1 = 5,5 \text{ м}^3/\text{с} = 330 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.5 Енергопостачання дільниці

Для живлення усіх видів машин і механізмів на ділянці використовується тільки електрична енергія. Напруга в електромережі ділянки складає 660 В.

Приймаємо трансформаторну підстанцію КТПВ-630/6-0,69.

Для місцевого та дистанційного керування електроспоживачів дільниці і для захисту їх від струмів короткого замикання, а також безупинного контролю за заземленням обираємо пересувну станцію керування вибухобезпечну СУВ 350-660, яка має у своєму складі 4 виводи на 63 А (контактор КТУ 2А) та 3 виводи на 250 А (контактор КТУ 4А).

Живлення трансформаторної підстанції здійснюється за допомогою кабелю типу СБН. У якості силових гнучких кабелів приймаємо кабелі марки КГЕШ.

У якості світильників приймаємо світильник РВЛ-20.

Перелік застосовуваного обладнання представлений в табл. 2.11.

Таблиця 2.11 – Перелік застосовуваного обладнання

№	Вид обладнання	Тип електродвигуна	Кількість електродвигунів	Потужність, кВт	
1	Комбайн КА 90	1ЭКВ3,5-200	1	200	
2	Скребокний конвеєр СПЦ 162-09	2ЭДКОФВ250В4	2	2 × 110 = 220	
3	ВСП	АИУМ.225.М4	2	2 × 55 = 110	
4	Перевантажувач ПТК-3У	2ЭДКОФВ250В4	2	2 × 55 = 110	
5	Насосна станції СНТ-32	АИУМ.225.М4	1	55	= 58
		АИУМ.112.М2	1	3	
6	Насосна станції СНТ-32	АИУМ.225.М4	1	55	= 58
		АИУМ.112.М2	1	3	
7	НУМС 30	ЭДКОФ 87-4	1	55	
8	Компресор	ЭДКОФ 87-4	1	55	
9	ЛВД 24	ВАО 72-4	1	30	

У підземних виробках улаштована загальна мережа заземлення. Заземленню підлягають металеві частини електротехнічних пристроїв, що нормально не перебувають під напругою, але які можуть опинитися під напругою у разі пошкодження ізоляції, а також трубопроводи, сигнальні троси та ін., розміщені у виробках, в яких є електричні установки та проводки. Заземлювальна мережа створена шляхом безупинного електричного з'єднання між собою усіх металевих оболонок та жил, що заземлюють, незалежно від величини напруги, із приєднанням їх до головного та місцевого заземлювача.

Головний заземлювач у шахті влаштований у водозбірнику. На випадок огляду, чищення або ремонту головного заземлювача передбачаємо влаштування резервного заземлювача в зумпфі допоміжного ствола. 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.

Місцеві заземлювачі улаштовуємо у кожного розподільчого 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 КА 90, конвеєру СПЦ 162-09, 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.

Для комбайну КА 90 і забійного конвеєру СПЦ 162-09 передбачаємо іскробезпечну схему безперервного контролю заземлення. Крім цього, допускається застосування схем управління з використанням заземлюючої жили силового кабелю, попередній контроль цілісності якої здійснюється по іскробезпечному ланцюгу перед подачею напруги на машину.

Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом.

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

Захист від витікання струменя на стороні 6 кВ передбачається блокуючим реле витікання БРУ, які вмонтовано у розподільчий пристрій. Захист від витікання у мережі напругою 660 В передбачається за допомогою апарату АЗУР. Він вмонтований в блок захисту підстанції КТПВ-630/6-0.69. Реле витікання БРУ встановлені також в пускачах. Величина уставки БРУ при 660 В не менш 30 кОм.

2.5 Охорона праці

Промислова санітарія та гігієна.

1. На шахті здійснюється комплекс технічних та санітарно-гігієнічних заходів, що забезпечують нормальні умови праці та запобігають професійним захворюванням.

2. Шахта має паспорт санітарно-технічного стану умов праці.

3. Для всіх технологічних процесів передбачається застосування засобів механізації не тільки основних, а й допоміжних робіт, що унеможливають або зводять до мінімуму ручну працю.

4. Перевезення людей обов'язкове, якщо відстань до місця роботи 1 км та більше по горизонтальних, а по вертикальних та похилих підготовчих виробках, якщо різниця між помітками кінцевих пунктів виробок перевищує 25 м.

5. Біля шахтних стволів, по яким здійснюють спускання та піднімання людей, влаштовуються приміщення або камери очікування, а на приймальних майданчиках похилих виробок, обладнаних засобами транспортування людей у пасажирських вагонетках, спеціальні місця очікування.

6. Для пересування людей мінімальна ширина проходу не менш за 0,7м. У гірничих виробках зазначена ширина повинна зберігатися на висоті 1,8м від підлоги. В очисних вибоях при робочому стані кріплення висота проходу повинна бути не меншою за 0,5 м.

7. Стан гірничих виробок, робочих місць та приміщень відповідає санітарним нормам та правилам.

8. Приствольні, головні відкотні та вентиляційні виробки, машинні та трансформаторні камери біляться в залежності від їхнього забруднення не менше одного разу на півроку.

9. У шахтних стволах установлюються водо-вловлювачі у клітках - пристрої для захисту від протікання, а в місцях посадки та виходу людей із клітці здійснюються заходи, що забезпечують запобігання попадання води на людей.

10. З метою пило заглушення повинна використовуватися вода, що відповідає вимогам державних стандартів. Дозволяється за погодженням з органами санітарно-епідеміологічного нагляду використання шахтної води після її очищення від механічних домішок та бактеріального знезараження.

Боротьба з пилом.

1. На шахті здійснюється заходи щодо запилювання повітря відповідно до Інструкції з комплексного знепилювання повітря.

2. 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.

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

4. 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, й проводиться знепилювання повітря, що виходить із цих вибоїв.

5. 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.

6. Забороняється на діючих шахтах подавання свіжого струменя повітря на стволах, обладнаних підйомами зі скіпами або перекидними клітками, які не мають засобів пило заглушення.

7. Під час виробничих процесів, що супроводжуються утворенням або виділенням пилу повинен здійснюватися контроль його концентрації відповідно до Інструкції з виміру концентрації пилу в шахтах та обліку пилових навантажень.

Протипожежний захист на шахті.

Протипожежний захист шахти спроектований і виконаний так, щоб запобігти можливості пожежі, а у разі його виникнення в будь-якому місці і з будь-якої причини забезпечується його ефективна локалізація і гасіння в початковій стадії.

2.6 Спеціальна частина проекту. Вибір раціонального способу боротьби зі здиманням підшви у конвеєрному штреку пл. k₈

2.6.1 Існуючі способи боротьби зі здиманням підшви в підготовчих виробках

У даному пункті розглядаються найбільш прийнятні і ефективні заходи щодо боротьби з підняттям підшви [26-29].

2.6.1.1 Анкерне кріплення

Робота анкерного кріплення при проявленні підняття підшви характеризується наступними ознаками:

- 1) шари малостійких порід "пришиваються" до нижче лежачих порідних шарів;
- 2) декілька порідних шарів, що скріплюються між собою протидіють згинаючому моменту сил, як єдина складова балка, яка має значно більший граничний опір на вигін, ніж сума опорів окремих шарів;
- 3) "зшита" анкерами товща порід краще протидіє тангенціальним напруженням, що виникають у ній.

Дослідження роботи анкерного кріплення у підшві виробки підтвердили правомірність цих теоретичних передумов. Але випробування у різних гірничо-геологічних умовах (у Донецькому, Підмосковному та Карагандинському басейнах) дають різні результати. Позитивний ефект застосування анкерного кріплення був отриманий лише у сприятливих гірничо-геологічних умовах, у нестійких породах невеликої потужності, при наявності міцних порід підшви у яких можна закріпити замки анкерів, при незначному впливі очисних робіт. У більшості випадків застосування анкерного кріплення приводило к зниженню швидкості підняття підшви у 1,5-2,0 рази лише у початковий період після його устанавлення внаслідок чого строк першопочаткової підривки підшви відсовувався, а надалі закріплені та не закріплені анкерами ділянки порід поводити себе однаково, причому анкерне кріплення заважало роботі по підривці підшви у виробці.

У гірничо-геологічних умовах Донбасу при роботі на великих глибинах і при наявності у підшві пласта потужних нестійких порід, застосування анкерного кріплення є не ефективним, підняття підшви майже не зменшується у зрівнянні з незакріпленими ділянками і відбувається з такою ж швидкістю.

2.6.1.2 Активне розвантаження з подальшим зміцненням

Цей спосіб призначений для запобігання підняттю підшви внаслідок втручання у природний деформаційний процес і спрямований на усунення подовжнього поперечного вигину і подальшого видавлювання порід у виробку. Розвантаження порід у підшві виробки здійснюється вибухом у шпурі зарядів ВР, які розраховані на утворення зони інтенсивної тріщинуватості. Це дозволяє зняти підвищені напруження і забезпечує проникнення скріплюючого розчину в утворені

тріщини. Після виконання зазначених робіт у підозві виробки утворюється захищена товща зміцнених порід, несуча здібність якої досягає від $2 \cdot 10^3$ Н до $6 \cdot 10^3$ Н на 1 м^3 підозви виробки. Кількість шпурів для розвантаження визначається міцністю вміщуючих порід і приймається для міцних порід на 1 м^2 площини виробки – 1 шпур; для слабких і середньої міцності порід – 0,8 шпурів. Глибина шпуру визначається необхідною товщиною захисної товщі, яка повинна виходити за контур виробки. Для цього бокові шпури буряться під кутом $55-60^\circ$ до горизонтальної площини, центральні шпури мають довжину на 20-25 % більше товщини захисного шару. Після проведення розвантаження починається виробництво робіт по зміцненню підозви. Для цього бурять і обладнують ін'єкційні свердловини, у які нагнітають скріплюючі розчини. Кількість ін'єкційних свердловин приймають у межах 75 % від числа шпурів для утворення зони інтенсивної тріщинуватості. Роботи по зміцненню для виключення завад прохідницькими роботами проводяться на відстані 10 – 20 м і більше від вибою виробки. Питома вартість цього способу на 1 м довжини виробки у середньому дорівнює 300-350 грн. Застосування цього способу підвищує стійкість виробки, ліквідує підняття підозви виробки без суттєвого ремонту і пере кріплення. Цей спосіб має великі перспективи для подальшого ефективного застосування.

2.6.1.3 Вибухоукріплення

Цей спосіб передбачає одночасне виконання робіт по розвантаженню породного масиву і його укріпленню. Сутність способу полягає у тому, що на ділянці охорони виробки бурять шпури, кількість і глибина яких визначається згідно рекомендацій по способу активного розвантаження. Шпури заповнюються ампулами з скріплюючим розчином і зарядом ВР. При вибуху зарядів здійснюється розпушування контурного масиву по довжині шпуру, руйнування оболонки ампул і проникання укріплюючого розчину в утворені у породному масиві тріщини. Промислові дослідження способу, що проводилися в умовах шахти "Красный Октябрь", показують, що найкращі результати у наданих умовах досягаються при глибині розвантажувальних шпурів 2 м, відстань між ними по ширині виробки 0,8 м, між рядами 0,5 м. У шпурах розміщали дві ампули з пінополіуретаном і один патрон ВР. Додаткові трудові витрати на проведення 1 м виробки дорівнює 0,5 чол/змін і вартістю до 200-300 грн. На ділянці застосування способу вибухоукріплення порід їх зміщень не перевищували 60 мм (в подальшому не спостерігалось) на звичайних ділянках за цей період (60 діб) зміщення дорівнювало 350 мм і продовжувало розвиватися.

Спосіб ефективний у породах слабкої і середньої стійкості, у яких при вибуху утворюються велика зона тріщинуватості. В еластичних породах його ефект не дуже сильний. Вартість цього способу з урахуванням застосування скріплюючого складу (пінополіуретану) у теперішній час достатньо висока і складає до 4000-5500 грн на 1 м виробки, що ускладнює його застосування.

2.6.1.4 Проведення виробок збільшеним перерізом

Його застосовують для збереження проектних розмірів виробки після закінчення процесу зміщень породного контуру. Спосіб передбачає боротьбу з підняттям і можливий тільки при податливому постійному кріпленні. Використання розрахункового перерізу у зрівнянні з перерізом дає загальну оцінку необхідності збільшення початкового перерізу, що дозволяє оцінити очікуємі при цьому початкові витрати, які пов'язані з збільшенням об'єму породи, що виймається.

З урахуванням нерівномірності зміщень особливо у початковий період підтримування виробки. Спосіб не виключає ремонтні роботи, які пов'язані з можливою деформацією кріплення, яка може бути пов'язана і викликана нерівномірністю зміщень порід по периметру виробки. Застосування цього способу викликає збільшення об'ємів породи, що виймається, збільшення об'єму матеріалів і витрат на їх споживання та ін. Вартість цього способу достатньо велика, що робить його застосування не раціональним і економічно не вигідним.

2.6.1.5 Вибухоцілінне розвантаження породного масиву

Сутність способу полягає у штучному утворенні навколо виробки у законтурному породному масиві податливих порожнин, які утворюються вибухом серії шпурів одночасно (у передостанній серії затримання), з вибійними шпурами при проведенні виробки з застосуванням БВР. При проведенні виробки прохідницькими комбайнами буріння і вибух шпурів здійснюється з відставанням від вибою на 10-20 м, за спеціально складеним паспортом БВР.

Спосіб знижує діючі на контурі виробки напруження, ускорює процес утворення зони непружних деформацій, забезпечує практичну можливість керування цим процесом.

Дослідження способу на моделях з еквівалентних матеріалів показують, що застосування способу зменшує напруження у подошві виробки в середньому у 2,5-4 рази, сприяє перенесенню максимальних напружень у глиб масиву і знижує величину підняття у 2,5-3 рази.

2.6.2 Аналіз фактичного стану підготовчих виробок на шахті

На досягнутих за нашого часу глибинах (800-1200 м) при бокових породах середньої міцності спостерігаються слідуєчі явища:

1) опорний тиск, що випереджає лаву, утворює систему розломів, що розповсюджується в обидві сторони від виробки на 15-20 м. З боку вугільного масиву ці розломи орієнтовані під кутом 25-35° до виробки. У подошві здійснюється розшарування порід;

2) при вийманні вугілля у першій лаві монолітний блок порід покрівлі опускається вертикально, як одне ціле, причому він розгортається приблизно на 20°;

3) одночасно здійснюється видавлювання вугілля у порожнину виробки, від чого у покрівлі пласта утворюються розлами з тріщинами. Породні блоки, які розчленуються цими розламами, зміщаються відносно один одного. Утворюються

зони сколювання з S- подібними вторинними розламами;

4) у породах підшви утворюються тріщини скидання;

5) підшва виробки вже сильно послаблена розшаруванням порід, під дією насуву руйнується;

6) по формі шарів можна робити висновок, що найбільш сильно руйнуються породи з боку вугільного масиву;

7) з боку підшви кріплення не чинить опір, тому породні шари під виробкою зазнають змінання на велику глибину.

Підняття порід підшви у виробці є результатом змінання і утворення складок у породних шарах підшви. Перші підняття шарів підшви спричиняється паралельним нашаруванню тиском. Потім, зім'яті у складку і розвантажені від горизонтальних напружень, породні шари починають видавлюватися у виробку під дією вертикального тиску. При цьому змінання шарів і величина складок збільшується. Наявність води знижує тертя на поверхні контакту шарів і плоскості тріщин і зменшує, таким чином, опір шарів зім'яттю у складки. Особливо сильно складкоутворення і підняття складок спостерігається при наявності у підшві порід пониженої міцності ($f = 3-4$). У таких умовах породами підшви, що видавлюються, може бути заповнено увесь поперечний переріз виробки.

Отже, виробки на шахті знаходяться у дуже незадовільному стані. У обстежених виробках (до 65 %) їх стан показує, що у 35-40 % випадків ремонтні роботи пов'язані з підриркою порід підшви. Підрирка підшви виконується вручну, без застосування механізмів. У зв'язку з цим необхідно розробити більш ефективні заходи щодо боротьби з підняттям підшви у підготовчих виробках.

2.6.3 Вибір раціонального способу боротьби зі здиманням підшви у підготовчих виробках

2.6.3.1 Розрахунок параметрів і техніко-економічних показників активного розвантаження з подальшим зміцненням

Геомеханічні і технологічні параметри способу

Геомеханічні параметри способу: прогнозуємі зміщення порід підшви виробки; розрахункове навантаження з боку гірничого масиву на зворотне склепіння; розміри області розвантаження і зміцнення порід; вантажонесуча здібність зворотного зводу.

Розрахунковий опір масиву:

$$R_c = R \cdot k_c \cdot k_b, \text{ МПа}, \quad (2.114)$$

де R - міцність порід одновісному стісненню, МПа;

k_c, k_b - коефіцієнти, що враховують відповідно зниження міцності порід за рахунок порушення і обводнювальності масиву [27].

$$R_c = 40 \cdot 0,8 \cdot 0,65 = 27,2 \text{ МПа}.$$

Розрахункове навантаження на зворотній звід:

$$P = k_{\pi} \cdot k_{\pi} \cdot \tau_{\text{в}} \cdot P^{\text{н}}, \text{ МПа}, \quad (2.115)$$

де k_{π} – коефіцієнт перевантаження;

k_p – коефіцієнт, що приймається для усіх виробок, крім головних розкриваючи виробок;

$m_{\text{в}}$ – коефіцієнт проведення виробок;

$P^{\text{н}}$ – нормативне навантаження на кріплення, МПа;

$$P = 1 \cdot 1,1 \cdot 1,5 = 1,65 \text{ МПа}.$$

Мінімальна вантажонесуча здібність зворотнього зводу:

$$P_{\text{min}} = m \cdot P, \text{ МПа}, \quad (2.116)$$

де m - коефіцієнт умов роботи;

$$P_{\text{min}} = 1,1 \cdot 1,65 = 1,82 \text{ МПа}.$$

Визначаємо необхідну глибину зміцнення порід у виробці за допомогою монограми [28]. По монограмі знаходимо, що $h_y = 1,7$ м. Також приймаємо масу заряду по монограмі, рівною 0,25 кг. Визначаємо технологічні параметри буровибухових робіт. До них відноситься: кількість, глибина і схема розташування шпурів. На початку визначаємо параметри буровибухових робіт для розвантаження порід підшоши від напружень.

Радіус зони потребуємого дрібнення:

$$r_{\text{д}} = 2,5 \cdot \sqrt{\frac{q^3}{R_c}}, \text{ м}, \quad (2.117)$$

$$r_{\text{д}} = 2,5 \cdot \sqrt{\frac{0,25^3}{27,2}} = 0,52 \text{ м}.$$

Радіус зони потребуємої тріщинуватості:

$$r_{\text{тр}} = r \cdot \sqrt{\frac{q^3}{R_c}}, \text{ м}; \quad (2.118)$$

$$r_{\text{д}} = r \cdot \sqrt{\frac{0,25^3}{27,2}} = 1,47 \text{ м}.$$

Глибина шпурів для розвантаження:

$$l_{\text{ш}} = h_y - \sqrt{\beta_d} \cdot r_d, \text{ м}, \quad (2.119)$$

де h_y – глибина зміцнення, м;

β_d - коефіцієнт, що враховує анізотропію міцних властивостей порід – таблиця 1 [28].

$$l_{\text{ш}} = 1,7 - \sqrt{0,6} \cdot 0,52 = 1,3 \text{ м.}$$

Відстані між зарядами:

$$d_p = \frac{\omega \cdot r_{\text{тр}}}{\sqrt{2 \cdot \beta_{\text{тр}}}}, \text{ м}, \quad (2.120)$$

де ω – коефіцієнт, що враховує анізотропію міцних властивостей порід;

$\beta_{\text{тр}}$ - коефіцієнт, що враховує відхилення зон тріщиноутворення [28]

$$d_p = \frac{1,5 \cdot 1,47}{\sqrt{2 \cdot 0,8}} = 1,7 \text{ м.}$$

Кількість шпурів у перерізу виробки по підосві для розвантаження:

$$P_p = \frac{2 \cdot a}{d_p} + 1, \text{ шпурів}, \quad (2.121)$$

де a – половина ширини виробки, м

$$P_p = \frac{2 \cdot 2,6}{1,7} + 1 = 4,0 \text{ шпура.}$$

Глибина зони розвантаження

$$h_p = 1,2 \cdot l_{\text{ш}} + \sqrt{\beta_{\text{тр}}} \cdot r_{\text{тр}}, \text{ м}; \quad (2.122)$$

$$h_p = 1,2 \cdot 1,3 + \sqrt{0,7} \cdot 1,47 = 2,8 \text{ м.}$$

Глибина середніх шарів для розвантаження приймається на 20 % більш $l_{\text{ш}}$:

$$l_{\text{с.ш}} = l_{\text{ш}} + 0,2 \cdot l_{\text{ш}}, \text{ м}; \quad (2.123)$$

$$l_{\text{с.ш}} = 1,3 + 0,2 \cdot 1,3 = 1,6 \text{ м.}$$

Величина підняття підшови лави виробки після вибуху зарядів приймається за табл. 2 [28] і дорівнює $\delta = 7$ см.

Технологічні параметри зміцнення визначаються нижче:

Глибина тампонажних шпурів:

$$l_{\text{г.ш}} \geq 0,8 \cdot h_y, \text{ м;} \quad (2.124)$$

$$l_{\text{г.ш}} = 0,8 \cdot 1,7 = 1,4 \text{ м.}$$

Горизонтальна відстань між стінкою виробки і контуром зони зміцнення:

$$C_y = \frac{r_d}{\sqrt{\beta_d}}, \text{ м;} \quad (2.125)$$

$$C_y = \frac{0,52}{\sqrt{0,6}} = 0,7 \text{ м.}$$

Відстань між тампонажними шпурами до довжині виробки:

$$d_y = \frac{\eta \cdot 2 \cdot (a + C_y)}{n_y}, \text{ м,} \quad (2.126)$$

де η – коефіцієнт, що враховує розтікання розчину по тріщинам;

n_y – кількість тампонажних шпурів у перерізу виробки по підшві. Визначається за табл. 3 [28] в залежності від відносної глибини зони зміцнення:

$$h = \frac{h_y}{2 \cdot a}; \quad (2.127)$$

$$h = \frac{1,7}{2 \cdot 2,6} = 0,336.$$

При $h = 0,336$, число тампонажних шпурів у перерізу виробки по підшві дорівнює 3. Отже:

$$d_y = \frac{1 \cdot 2 \cdot (2,6 + 0,7)}{3} = 2,2, \text{ м.}$$

Витрати тампонажного розчину на 1 м виробки:

$$V_{\text{тр}} = 3 \cdot \delta \cdot 2 \cdot a, \text{ м}^3, \quad (2.128)$$

де δ – величина підняття підошви після вибуху

$$V_{\text{тр}} = 3 \cdot 0,07 \cdot 2 \cdot 2,6 = 1,1 \text{ м}^3.$$

Для зміцнення порід приймається портландцемент марки 500 у суміші з піском з модулем з крупністю 1 мм, що містить 1,5% глинопилових фракцій. Розчин буде виготовлятися на місці робіт. Потім переливається у вагонетку, звідкіля за допомогою ін'єкційної установки під тиском буде нагнітатися по нагнітаючому рукаву у підошву виробки через шпурви, що пробурені і підошві виробки.

Економічні параметри способу

Процеси даного способу складаються з нормованих та ненормованих операцій: до нормованих відносяться:

- 1) буріння шпурів під розвантаження;
- 2) буріння шпурів під нагнітання розчину;
- 3) приготування розчину;
- 4) нагнітання розчину;

до ненормованих відносяться:

- 1) прийом та здача зміни, хв. – 15;
- 2) підготовка обладнання, хв. – 20;
- 3) заряджання та підривання, хв. – 12;
- 4) провітрювання, хв. – 20;
- 5) огляд місця вибуху, хв. – 10.

Тривалість заряджання:

$$t_{\text{зар}} = \frac{N_{\text{ш}} \cdot 3}{N_{\text{зар}}}, \text{ хв}, \quad (2.129)$$

де $N_{\text{ш}}$ – кількість шпурів;

$N_{\text{зар}}$ – кількість людей на зарядження

$$t_{\text{зар}} = \frac{8 \cdot 3}{2} = 12 \text{ хв.}$$

Сумарний час ненормованих процесів:

$$t_{\text{шт}} = 15 + 20 + 12 + 20 + 10 = 77 \text{ хв.}$$

Об'єм робіт по бурінню шпурів під розвантаження на зміну:

$$V_{\text{б.ш.р.}} = 8 \text{ шпурів.}$$

Об'єм робіт по бурінню шпурів під нагнітання розчину на зміну:

$$V_{\text{б.ш.н.}} = 6 \text{ шпурів.}$$

Об'єм робіт по нагнітання розчину на зміну:

$$V_{\text{н.р.}} = 4,84 \text{ м}^3.$$

Об'єм робіт по приготуванні розчину на зміну:

$$V_{\text{т.р.}} = 4,84 \text{ м}^3.$$

Розрахунок витрат на заробітну плату робочим, що займаються зміцненням наведений у табл. 2.12.

Таблиця 2.12 – Витрати на заробітну платню робочим, що займаються зміцненням

Найменування робіт		Одиниця виміру	Обсяг робіт на зміну	Норма виробки	Трудо-міскість, чол.-зм.	Тарифна ставка, грн	Пряма зарплата, грн.	Основа для встановлення норми виробки
Буріння шпурів під розвантаження	1,3	м	5,2	37,7	0,14	176,76	33,00	[26]
	1,6	м	6,4	37,7	0,17	176,76	45,79	
Буріння шпурів під нагнітання		м	8,4	37,7	0,22	176,76	40,43	[26]
Приготування розчину		м ³	4,84	3,24	1,49	176,76	238,39	[26]
Нагнітання розчину		м ³	4,84	2,3	2,10	176,76	395,05	[26]
Разом					4,12		882	

Кількість людей у зоні приймається рівним 4. Тоді коефіцієнт перевиконання робіт:

$$K_{\text{пер}} = \frac{4,12}{4,00} = 1,03.$$

Тривалість основних нормованих процесів:

$$t_i = \frac{N_i \cdot L \cdot T_{\text{зм}}}{n_{\text{зв}} \cdot K_{\text{пер}}}, \text{ годин,} \quad (2.130)$$

де N_i – трудомісткість i -го процесу, чол.-год;

L – коефіцієнт, що враховує витрати часу на ненормовані процеси;

$T_{зм}$ – тривалість зміни, год.

$$\alpha = \frac{T_{ц} - \sum t_n}{T_{ц}}, \quad (2.131)$$

де $T_{ц}$ – тривалість циклу виконання робіт.

$T_{ц}$ – приймається рівним $T_{зм}$.

$$\alpha = \frac{6 - 1,3}{6} = 0,78.$$

Тривалість буріння шпурів під розвантаження довжиною 1,3 м:

$$t_{б.р}^{1,3} = \frac{0,14 \cdot 0,78 \cdot 6}{4 \cdot 1,03} = 0,17 \text{ годин.}$$

Тривалість буріння шпурів під розвантаження довжиною 1,6 м:

$$t_{б.р}^{1,6} = \frac{0,17 \cdot 0,78 \cdot 6}{4 \cdot 1,03} = 0,20 \text{ годин.}$$

Тривалість буріння шпурів під нагнітання

$$t_{б.н} = \frac{0,22 \cdot 0,78 \cdot 6}{4 \cdot 1,03} = 0,25 \text{ годин.}$$

Тривалість приготування розчину:

$$t_{п.р} = \frac{1,49 \cdot 0,78 \cdot 6}{4 \cdot 1,03} = 1,7 \text{ години.}$$

Тривалість нагнітання розчину:

$$t_{н.р} = \frac{2,10 \cdot 0,78 \cdot 6}{4 \cdot 1,03} = 2,4 \text{ години.}$$

Вартість і витрати матеріалів на зміну наведені у табл. 2.13.

Таблиця 2.13 – Вартість і витрати матеріалів

Матеріал	Одиниці вимірювання	Витрати на зміну	Вартість одиниці матеріалу, грн.	Загальна вартість на зміну, грн.
Вибухові речовини	кг	4	143,1	212,4
Детонатор	шт.	8	52,2	197,6
Провід	м	120	22,6	72,0
Коронки	шт.	7	45,5	178,5
Нагнітаючий розчин	м ³	4,84	822,6	1560,3
Машинне буріння	маш.-зм.	0,62	158,3	398,15
РАЗОМ				2558

Собівартість одного метра виробки:

$$C_{1м} = \frac{C_{з.п} + C_{м}}{l_{в}}, \text{ грн/м,} \quad (2.132)$$

де $C_{з.п}$ – витрати заробітної плати на зміну, грн.;

$C_{м}$ – витрати матеріалів на зміну, грн.;

$l_{в}$ – довжина виробки, що зміцнюється за зміну, м

$$C_{1м} = \frac{882 + 7558}{3,6} = 7255 \text{ грн/м.}$$

2.6.3.2 Розрахунок параметрів і техніко-економічних показників вибухощільного розвантаження породного масиву

Геомеханічні і технологічні параметри способу

Радіус розвантаженої зони, виходячи з умови, що зміщення порід підшоши після вибуху не перевищують 0,2 м:

$$R_{з.т.р} = R_{в} \cdot \exp \left\{ \frac{\left[\frac{2 \cdot U_{\text{под}}}{R_{в} (K_{р} - 1)} - 1 \right]^A - 1}{2 \cdot A} \right\}, \text{ м,} \quad (2.133)$$

де $R_{в}$ – радіус виробки, м;

$K_{р}$ – коефіцієнт розпушення порід;

$U_{\text{под}}$ - припустні зміщення порід підосви у виробці, м;
 A – умовна характеристика середовища

$$A = \sin \varphi \cdot (1 - \sin \varphi), \quad (2.134)$$

де φ – кут внутрішнього тертя порід, град.

$$A = \sin 30^\circ \cdot (1 - \sin 30^\circ) = 0,25.$$

$$R_{\text{з.т.р}} = 2,98 \cdot \exp \left\{ \frac{\left[\frac{2 \cdot 0,2}{2,98(1,1-1)} - 1 \right]^{0,25} - 1}{2 \cdot 0,25} \right\} = 1,89 \text{ м} \approx 2,0 \text{ м}.$$

Довжина розвантажувальних шпурів при горизонтальному їх розташуванні у боках виробки:

$$l_{\text{ш}} = \left(0,15 + \frac{\gamma \cdot H}{\sigma_{\text{сж}}} \right)^{2 \cdot A} \cdot B, \text{ м}, \quad (2.135)$$

де γ – об'ємна вага порід, МН/м³;
 H – глибина закладення виробки, м;
 $\sigma_{\text{сж}}$ – міцність порід безпосередньої почви, МПа;
 B – ширина виробки начорно, м;

$$l_{\text{ш}} = \left(0,15 + \frac{0,25 \cdot 718}{27,2} \right)^{2 \cdot 0,25} \cdot 5,68 = 3,95 \approx 4,0 \text{ м}.$$

Довжина розвантажувальних шпурів з урахуванням кута нахилу:

$$l'_{\text{ш}} = \frac{l_{\text{ш}}}{\cos \beta}, \text{ м}, \quad (2.136)$$

де β – кут нахилу шпуру, град.

$$l'_{\text{ш}} = \frac{4,0}{\cos 25} = 4,4 \text{ м}.$$

Розміри зони дроблення при камуфлетному вибуху визначається в залежності від міцності порід на одновісний стиск та енергії вибуху:

$$R_3 = (0,66 - 9,2 \cdot 10^{-3} \cdot \sigma_{\text{сж}} + 0,33 \cdot 10^4 \cdot E_B) \cdot \sqrt{Q}, \text{ м}, \quad (2.137)$$

де E_B – енергія вибуху, кДж;
 Q – маса одного заряду ВР, кг

$$Q = \frac{l_{\text{ш}} \cdot K \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \Delta}{4}, \text{ кг}, \quad (2.138)$$

де K - коефіцієнт заповнення шпура;
 d – діаметр патрона ВР, м;
 Δ - щільність патронування, кг/м²

$$Q = \frac{4,4 \cdot 0,4 \cdot 3,14 \cdot 0,036^2 \cdot 1000}{4} = 1,5 \text{ кг};$$

$$R_3 = (0,66 - 9,2 \cdot 10^{-3} \cdot 27,2 + 0,33 \cdot 10^4 \cdot 400) \cdot \sqrt{1,5} = 0,6 \text{ м}.$$

Відстань між розвантажувальними шпурами при вибуху окремих зарядів по периметру виробки визначається з умови стикання зон дроблення:

$$l_0 = 2 \cdot R_3, \text{ м}; \quad (2.139)$$

$$l_0 = 2 \cdot 0,6 = 1,2 \text{ м}.$$

Відстань між розвантажувальними шпурами по довжині виробки:

$$l'_0 = 2 \cdot a \cdot R_3, \text{ м}, \quad (2.140)$$

де a – безрозмірний коефіцієнт, що враховує кількість одночасно підриваємих зарядів ВР [26].

$$l'_0 = 2 \cdot 2 \cdot 0,5 = 2,4 \text{ м}.$$

Економічні параметри способу

Процеси даного способу складаються з нормованих та ненормованих операцій.

До нормованих відносяться:

1) буріння шпурів під розвантаження.

До ненормованих відносяться:

1) прийом та здача зміни, хв. – 15;

2) підготовка обладнання, хв. – 20;

3) заряджання та підривання, хв. – 20;

4) провітрювання, хв. – 20;

5) огляд місця вибуху, хв. – 10.

Тривалість заряджання:

$$t_{\text{зар}} = \frac{26 \cdot 3}{2} = 20 \text{ хв.}$$

Сумарний час ненормованих процесів:

$$t_{\text{н.п}} = 15 + 20 + 20 + 20 + 10 = 85 \text{ хв.}$$

Обсяг робіт по бурінню шпурів у покрівлю на зміну:

$$V_{\text{ш}}^{\text{пок}} = 2 \cdot R_{\text{з.тр}} + 2 \cdot \frac{R_{\text{з.тр}}}{\sin 60}, \text{ м}; \quad (2.141)$$

$$V_{\text{ш}}^{\text{пок}} = 2 \cdot 2,0 + 2 \cdot \frac{2,0}{\sin 60} = 8,6 \text{ м.}$$

Обсяг робіт по бурінню шпурів у бока виробки на зміну:

$$V_{\text{ш}}^{\text{б}} = 4 \cdot l_{\text{ш}}, \text{ м}; \quad (2.142)$$

$$V_{\text{ш}}^{\text{б}} = 4 \cdot 4 = 16 \text{ м.}$$

Обсяг робіт по бурінню шпурів у підшву виробки на зміну:

$$V_{\text{ш}}^{\text{поч}} = 3 \cdot l_{\text{ш}} + 2 \cdot l'_{\text{ш}}, \text{ м}; \quad (2.143)$$

$$V_{\text{ш}}^{\text{поч}} = 3 \cdot 4 + 2 \cdot 4,4 = 20,8 \text{ м.}$$

Розрахунок витрат на заробітну платню робочим, що займаються вибуховими роботами наведений у табл. 2.13.

Кількість людей у ланці приймається рівним 2. Тоді коефіцієнт перевиконання робіт:

$$K_{\text{пер}} = \frac{2,1}{2} = 1,05.$$

Тривалість буріння шпурів у покрівлю довжиною 2,0 м:

$$t_{\text{з.пок}}^{2,0} = \frac{0,195 \cdot 0,77 \cdot 6}{2 \cdot 1,05} = 0,44 \text{ години.}$$

Тривалість буріння шпурів у покрівлю довжиною 2,3 м:

Таблиця 2.14 – Розрахунок витрат на заробітну платню робочим

Найменування робіт		Одиниця виміру	Обсяг робіт на зміну	Норма виробки	Трудо-міскість, чол.-зм.	Тарифна ставка, грн	Пряма зарплата, грн.	Основа для встановлення
Буріння шпурів у покрівлю	2,0	м шп.	4,0	22,3	0,195	176,76	38,11	[26]
	2,3	м шп.	4,6	20,5	0,324	176,76	50,09	
Буріння шпурів у бока	4,0	м шп.	16	39,1	0,480	176,76	64,58	[26]
Буріння шпурів у підшву	4,0	м шп.	12	21,6	0,586	176,76	154,4	[26]
	4,4	м шп.	8,8	20,9	0,471	176,76	293,7	
Разом					2,101	176,76	920	

$$t_{\text{б.пок}}^{2,3} = \frac{0,324 \cdot 0,77 \cdot 6}{2 \cdot 1,05} = 0,72 \text{ години.}$$

Тривалість буріння шпурів у боки виробки довжиною 4,0 м:

$$t_{\text{б.б}}^{4,0} = \frac{0,480 \cdot 0,77 \cdot 6}{2 \cdot 1,05} = 1,08 \text{ години.}$$

Тривалість буріння шпурів у підшву виробки довжиною 4,0 м:

$$t_{\text{б.пож}}^{4,0} = \frac{0,586 \cdot 0,77 \cdot 6}{2 \cdot 1,05} = 1,29 \text{ години.}$$

Тривалість буріння шпурів у підшву виробки довжиною 4,4 м:

$$t_{\text{б.поч}}^{4,0} = \frac{0,471 \cdot 0,77 \cdot 6}{2 \cdot 1,05} = 1,05 \text{ години.}$$

Вартість і витрати матеріалів на зміну наведені у табл. 2.14.

Собівартість одного метра виробки:

$$C_{1\text{м}} = \frac{920 + 2801}{2,4} = 8416 \text{ грн/м.}$$

Таблиця 2.15 – Вартість і витрати матеріалів

Матеріал	Одиниці вимірювання	Витрати на зміну	Вартість одиниці матеріалу, грн.	Загальна вартість на зміну, грн.
Вибухові речовини	кг	15	143,1	612,4
Детонатор	шт.	13	52,2	408,6
Провід	м	200	16,6	1020,0
Коронки	шт.	12	45,5	606,0
Машинне буріння	маш.-зм.	0,76	158,3	520,3
РАЗОМ				2801

2.6.4 Техніко-економічне порівняння способів боротьби зі здиманням підошви

Порівняння варіантів наведено в табл. 2.16.

Як видно з таблиці з економічної точки зору у наданих умовах найбільш економічно доцільним є спосіб № 1. Спосіб № 2 є найбільш дорожчим. Це пов'язано з більшою кількістю шпурів, що необхідно пробурити на 1 м виробки, що у свою чергу пов'язано з глибиною робіт.

Таблиця 2.16 – Порівняння способів

№ способу	Найменування способу	Вартість грн./м	%
1	Активне розвантаження з подальшим зміщенням	7255	100
2	Вибухощільне розвантаження	8416	116
3	Підривання підошви на шахті	8053	111

2.6.5 Обладнання для здійснювання робіт

Буріння шпурів здійснюється перфоратором типу ПП-36 В. У якості бурових коронок приймаються хрестоподібні штиреві коронки. Зовнішній діаметр коронок 40 мм. Приготування зміцнюючого розчину здійснюється за допомогою бетономішалки типу КГЛ 150. Доставка необхідних матеріалів здійснюється у вагонетках типу ВГ-1,6 за допомогою канатної дороги типу ДКНЛ.

ВИСНОВОК

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 підготовки прийнято панельну підготовку. В якості системи розробки прийнята стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку в якості вентиляційного і прямоточним провітрюванням. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пласту k_8 .

Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс 1МКД 90 з комбайном КА 90 і добовим навантаженням 860 т. Розроблено паспорт виймальної ділянки по пласту k_8 . Для механізації проведення виробок прийнятий прохідницький комбайн 4ПП 5. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання дільниці та дільничного транспорту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з обґрунтуванням заходів щодо запобігання підняття підшви у виробках пл. k_8 . Для боротьби зі здиманням підшви запропоноване активне розвантаження порід з наступним їх зміцненням.

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

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 Донату, 1999.-194с.
4. Правила технической эксплуатации шахт. М.: Недра, 1985. – 400 с.
5. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981. – 60 с.
6. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983. – 487 с.
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., Зими́на 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. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Т. 1 Сечения выработок, закреплённых металлической арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного профиля, при откатке грузов в вагонетках ёмкостью 1-4 м³. К.: Будівельник, 1971.-415с.
16. 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.
17. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. К., 2004 – 302 с.
18. 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).

19. Типовые агрегатные нормы на проведение подготовительных горных выработок проходческими комбайнами в угольных шахтах. – М.: МУП СССР, 1975. – 136 с.
20. Кузьменко В.И. Горные транспортные машины в примерах и задачах. Учебное пособие. Луганск: Лугань, 1997.-208 с.
21. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 1994.-312с.
22. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992.-400с.
23. Давиденко В.А. Основы экологии: Учебное пособие. – Алчевск: ДГМИ, 2002. – 207 с.
24. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт. М.: Недра, 1978.
25. Бурчаков А.С., Зыков В.М. Оптимизация систем разработки на угольных шахтах. М.: Недра, 1977.
26. Борьба с пучением пород в горных выработках. С.Д.Сонин, М.Н.Шейхет, И.Л.Черняк и др. М.: Недра, 1986 – 152 с.
27. Технологические схемы повышения устойчивости горных выработок активной разгрузкой и последующим упрочнением пород почвы. Г.Г.Литвинский и др. Коммунарск: ДГМИ, 1987. – 47 с.
28. Технология физико-химического упрочнения горных пород / В.В.Васильев, В.И. Левченко. – М.: Недра, 1991. – 267 с.
29. Технологические схемы повышения устойчивости горных выработок активной разгрузкой и последующим упрочнением пород почвы. Г.Г.Литвинский и др. Коммунарск: ДГМИ, 1987. – 47 с.
30. Временные методические рекомендации по оценке экономической эффективности мероприятий научно-технического прогресса в угольной промышленности Украины. - Донецк: ЦБНТИ угольной промышленности, 1994.-280с.