

РЕФЕРАТ

Дипломний проект містить: 80 стор., 10 рис., 9 табл., 113 формул, 4 аркуші графічної частини.

Об'єкт проектування: шахта "Новодружеська" ПАТ "Лисичанськвугілля".

Ціль дипломного проектування – розробка заходів щодо відробки виймальної ділянки пл. k_8 .

Методи – розрахунок, техніко-економічне обґрунтування.

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання підготовки пласту і вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт по пл. k_8 прийнятий комплекс 2МКДД з комбайном КДК 500 з добовим навантаженням 1150 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пласту k_8 . Для механізації проведення виробок прийнятий прохідницький комбайн П 220. В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з технологією виймання вугілля, що залишено в охоронних ціликах. Для цього пропонується використовувати бурошнекову установку БШК-2ДМ.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "Новодружеська" при розробці програми розвитку гірничих робіт та складанні бізнес-планів.

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ОХОРОНА ВИРОБОК, ВИЙМАННЯ ЦІЛИКІВ.

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 ОСНОВНА 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.....	28
2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....	28
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	30
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8	30
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта k_8	39
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....	49
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	52
2.4.5 Енергопостачання ділянки.....	61
2.5 Охорона праці.....	63
2.6 Спеціальна частина проекту.....	66
ВИСНОВКИ.....	78
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	79

ВСТУП

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

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

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

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

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

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

Дійсний дипломний проект, метою якого є відробка виймальної ділянки пл. k₈ шахти "Новодружеська", 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 "Новодружеська" розташована в м. Новодружеськ Луганської області. Шахта входить до складу ПАТ "Лисичанськвугілля".

Близько від шахти розташовані наступні населені пункти та міста: Лисичанськ, Привілля, Рубіжне, Шипилівка, Синецький.

Транспортна мережа представлена залізничними шляхами загального користування, під'їзними шляхами до шахти, автодорогами міжрайонного та місцевого значення.

Джерелом електропостачання є мережа "Донбаська електроенергетична система". Електропостачання шахти здійснюється від ПС "Новодружеська".

Водопостачання здійснюється від мережі міськводоканалу м. Новодружеськ. Ринком збуту є українські ТЕС.

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, крейдового і четвертинного віку. Світа C_3^1 не містить вугільних пластів з кондиційними запасами.

По схилам рік, балок, оврагів породи карбону оголюються на поверхню у вигляді потужних товщ пісковиків, висипів вапняків, а місцями виходів вугільних пластів у вигляді сажі.

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

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс свити	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	$\frac{6}{2,2}$	$\frac{171}{61,0}$	$\frac{58}{20,8}$	$\frac{8}{2,7}$	$\frac{37}{13,3}$	$m_7^a, m_6^3, m_6^2, m_3^a, m_3^{cp+n}, m_3^h$	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^h, k_7^l, k_7	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 зміщувача $35...55^\circ$, ширина порушеної зони – 70 м.

На площі шахтного поля є мілкі порушення з розривом і без розриву суцільності з амплітудою від 0,2 до 7,5 м, які ускладнюють ведення гірничих робіт. Простягання цих порушень північно-східне, падіння південно-східне під кутами $20-40^\circ$. Часто вони супроводжуються малоамплітудними тріщинами сколу (0,1-0,2 м). Показник диз'юнктивності для шахти – $0,04-0,8 \text{ км/км}^2$, що характерно для родовищ з простою тектонікою.

По складності геологічної будови поле шахти віднесено до I групи складності.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочих вугільних пластів наведена в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Відстань між пластами	Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна			
	Від – до середня	Від – до середня			
ℓ_2	$\frac{0,95 - 1,09}{1,02}$	$\frac{0,95 - 1,09}{1,02}$	55	проста	витриманий
k_8	$\frac{1,30 - 1,50}{1,40}$	$\frac{1,25 - 1,45}{1,35}$		складна	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 $Q_B^{daf}, \text{ккал/кг}$	
ℓ_2	19,2	10,0	4,2	6,9	8047	ДГ
k_8	16,5	10,2	2,6	7,0	7736	ДГ

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Надходження води в гірничі виробки відбувається зі сторони покрівлі у вигляді капежу і висачування з підшви.

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

По відношенню до металевих конструкцій води середньоагресивні, до бетонів – слабоагресивні.

Вміст токсичних елементів в шахтній воді в основному не перевищує ГДК за виключенням трьохвалентного хрому, вміст якого перевищує ГДК в 10 разів.

В цілому гідрогеологічні умови відробки пластів в шахтному полі класифікуються як прості.

Фактичні водопритоки в шахту складають:

$$Q_{\text{норм}} = 40 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$Q_{\text{макс}} = 69 \text{ м}^3/\text{год}.$$

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

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

Таблиця 1.4 – Основні відомості про бічні породи вугільних пластів

Пласт	Безпосередня покрівля			Основна покрівля			Безпосередня підшва					
	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГ
ℓ_2	вапняк	1,9	8	Б ₅	аргіліт	6,2	4	А ₁	алевроліт	9,6	5	П ₃
k_8	алевроліт	1,2	5	Б ₄	алевроліт	9,5	5	А ₂	аргіліт	2,3	4	П ₂

Категорія шахти за газом метаном – надкатегорійна.

Пласти ℓ_2 та k_8 безпечні за раптовими викидами вугілля і газу, безпечні по гірничим ударам, небезпечні по вибуховості вугільного пилу.

Абсолютна метановість пл. k_8 – 1,58 м³/хв.

Виробки, що проводяться по пісковикам, алевролітам і аргілітам, будуть сілікозонебезпечними.

Геотермічні умови відносно сприятливі – температура вміщуючих порід коливається від 18 до 24°C, максимальна – 32°C. Геотермічний градієнт складає 2,5°C на 100 м.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями шахтного поля є:

- по повстанню на північному сході – границя гідного вугілля;
- по падінню на південному заході – ізогіпса "- 900";
- по простяганню:
 - на північному заході – загальна границя з ш. "Привільнянська";
 - на південному сході – загальна границя з ш. ім. Д.Ф. Мельникова.

Розміри шахтного поля:

- по простяганню – 4400 м;
- по падінню – 3300 м.

Площа шахтного поля – 14,52 км².

Розміри ділянки шахтного поля, яка залишилася до відпрацювання:

- по простяганню – 4400 м;
- по падінню – 600 м.

Площа ділянки шахтного поля, яка залишилася до відпрацювання – 2,64 км².

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

По категоріях розвіданості запаси вугілля розподілені: А=30 %; В=30 %; С₁=40 %.

Визначимо запаси шахтного поля способом середнього арифметичного, тому що кут падіння пласта у межах ділянки, що проектується, коливається не значно (2-3°) за формулою:

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

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	$S_{\text{нак}},$ м ²	$m_{\text{ср.п.}}$ м	$\gamma,$ т/м ³	Q, тис.т	Примітка
ℓ'_2	2640000	1,02	1,31	3527	
k_8	2640000	1,35	1,33	4740	
Разом				8267	

Визначимо проектні втрати вугілля.

Втрати вугілля в цілику під проммайданчик не розраховуємо, тому що вертикальні виробки розташовані в відпрацьованій частині шахтного поля ($\Pi_1 = 0$).

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 – глибина цілика від земної поверхні, м;

L – довжина ходу маркшейдерської зйомки від стовбура 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"							
ℓ ₂	1,02	750	3550	51	600	1,31	41000
к ₈	1,35	870	3650	56	600	1,33	58000
втрати в цілику з ш. ім. Д.Ф. Мельникова							
ℓ ₂	1,02	750	3050	49	600	1,31	37000
к ₈	1,35	870	3150	54	600	1,33	54000
Разом							190000

Втрати вугілля біля геологічних порушень не розраховуємо, тому що ділянку шахтного поля, яка залишилася до відпрацювання, не перетинають геологічні порушення ($\Pi_3 = 0$).

Визначимо проектні експлуатаційні втрати:

$$\Pi_4 = [Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3)] \cdot c, \text{ т,} \quad (1.4)$$

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

c – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$\Pi_4 = [8267000 - (0 + 190000 + 0)] \cdot 0,04 = 323000 \text{ т.}$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

$$\Sigma \Pi = \frac{\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4}{Q_{\text{бал}}} \cdot 100\% \leq 15\%; \quad (1.5)$$

$$\Sigma\Pi = \frac{0 + 190000 + 0 + 323000}{8267000} \cdot 100 = 6,2 < 15 \%,$$

умова виконується.

Визначимо промислові запаси шахти:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4), \text{ т}, \quad (1.6)$$

$$Q_{\text{пр}} = 8267000 - (0 + 190000 + 0 + 323000) = 7754000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 7,7 \text{ млн. т.}$$

Строк служби шахти:

$$T = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{ш,р}}}, \text{ років}, \quad (1.7)$$

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

$$T = \frac{7754}{600} = 13 \text{ років.}$$

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Видобуток шахти за останні роки представлений в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Видобуток шахти за 2018-2020 роки

№	Показник	Од. вимір.	Роки		
			2018	2019	2020
1	Річний видобуток вугілля	тис. т	20,3	19,5	18,6
2	Зольність здобутого вугілля	%	43,3	32,8	33,1

Основні техніко-економічні показники роботи шахти приведені в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік

№	Показник	Од. вимір.	Значення	
			План	Факт
1	Проектна потужність	тис. т	450	18,6
2	Виробнича потужність	тис. т	20,0	18,6
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	0	00
4	Швидкість проведення виробок	м/міс	10	35
5	Чисельність трудящих	чол.	667	586
6	в т.ч. ГРОВ	чол.	50	56
7	Продуктивність праці трудящих з видобутку	т/міс	4,8	3,8
8	Середня заробітна плата	грн/міс	7730,1	7613,3
9	Зольність вугілля	%	35,6	33,1
10	Собівартість вугілля	грн/т	10403,64	11990,00
11	Ціна реалізуемого вугілля	грн/т	4830,00	4950,00

Схема підготовки шахтного поля – етажна.

З 2010 року шахта не має очисних вибоїв. В дійсний час ведуться роботи з відпрацювання ціликів по пл. k₈.

В дійсний час проводяться 2 підготовчі виробки – віткатний штрек гор.730 м та вентиляційний штрек пл.k₈^н. Обидві виробки проводять за допомогою відбійних молотків ВМ-2 та закріплюють дерев'яним кріпленням.

Загальна протяжність всіх виробок на шахті – 31,8 км.

Доставка вугілля від забоїв до приймально-відправного майданчика вантажо-людського ствола №2 гор. 680 м здійснюється у вагонетках ВГ-2,5 за допомогою електровозів АМ-8Д, далі вагонетки з вугіллям підіймаються в кліті на поверхню. Також локомотивний транспорт застосовується для доставки матеріалів та обладнання в шахту на гор. 680 м, а також для видачі гірничої маси від проведення та ремонту виробок.

Недоліки технологічних схем:

- відсутні очисні вибої;
- підготовчі виробки проводять по застарілій технології;
- відсутні стрічкові конвеєра;
- в цілому на шахті вся техніка морально та фізично застаріла.

На основі проведеного аналізу можна визначити наступні задачі технічного переоснащення шахти:

- розрахувати кількість очисних вибоїв для забезпечення виробничої потужності;
- вибрати раціональний спосіб підготовки та раціональну систему розробки;
- вибрати очисне, прохідницьке та транспортне устаткування;
- обґрунтувати технологію виймання вугілля, що залишено в охоронних ціликах.

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

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

Результати розрахунку представлені на листингу 2.1:

Пласт k_8 :

- основна покрівля – неважкообвалювана;
- безпосередня покрівля – середньої стійкості;
- "хибна" покрівля – не утворюється;
- підшва пласта – стійка;
- 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.

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

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

Розрахунок проводимо для пласта k_8 . У даних умовах можливе застосування наступних комплексів:

- 3МКД 90 з комбайном РКУ 13;
- 2МКДД з комбайном КДК 500;
- 1МДТ з комбайном ГШ 200.

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

Розрахунок навантаження по організаційно-технічному фактору робимо на ПК по програмі, розробленої на кафедрі ЕУ.

Відповідно до зроблених розрахунків (див. листинг 2.2) найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу 2МКДД з комбайном КДК 500 і складе при кількості циклів на добу 5 – 1150 т/добу.

Розрахунок нормативного навантаження здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз", відповідно до якого (див. листинг 2.1) нормативне навантаження на лаву складе 897 т/добу.

Перевірку навантаження по газовому фактору робимо у пункті 2.4.4.

Визначимо оптимальний річний видобуток шахти та кількість одночасно розроблюємих пластів по методиці проф. А.С. Малкіна [3]:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$k_{глиб}$ – 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 $H_{\text{в.м}}$ – глибина верхньої границі шахтного поля, м;
 $H_{\text{н.м}}$ – глибина нижньої границі шахтного поля, м

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

$$k_{\text{н.о.в}} = \sqrt{0,8 \cdot 34500 \cdot \frac{1,2}{1,4}} = 1,4;$$

$$k_{\text{пл}} = \frac{1 + \sqrt{2} - 1}{\sqrt{2}} = 2;$$

$$A_{\text{ш.р.}} = (2 + 1,4) \cdot \sqrt{7754 \cdot \frac{1,4}{2,42} \cdot 1,17} = 698 \text{ тис. т.}$$

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 ($t_{\text{згас}} = 1$ рік);

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

$$T_{\text{розр}} = \frac{7754000}{600000} = 13 \text{ років};$$

$$T = 13 + 1 + 1 = 15 \text{ років.}$$

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 шахтного поля і обґрунтування прийнятої системи розробки

Для відробки ділянки шахтного поля, яка залишилася до відпрацювання, пропонуємо панельний спосіб підготовки. Ділимо шахтне поле по простяганню на 2 панелі по 200 м. Кожну панель по простяганню ділимо на 2 крила по 1100 м, а по падінню на 3 яруси по 200 м.

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 зворотноточним провітрюванням (рисунки 2.1) і стовпова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору від флангових виробок (рисунок 2.2).

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

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

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

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

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

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – 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	1,62	100
2	471900	279500	751400	1,97	122

Як видно з табл. 2.3, варіант 1 на 22 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{\text{д.доб}} = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{ м/добу}, \quad (2.8)$$

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

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

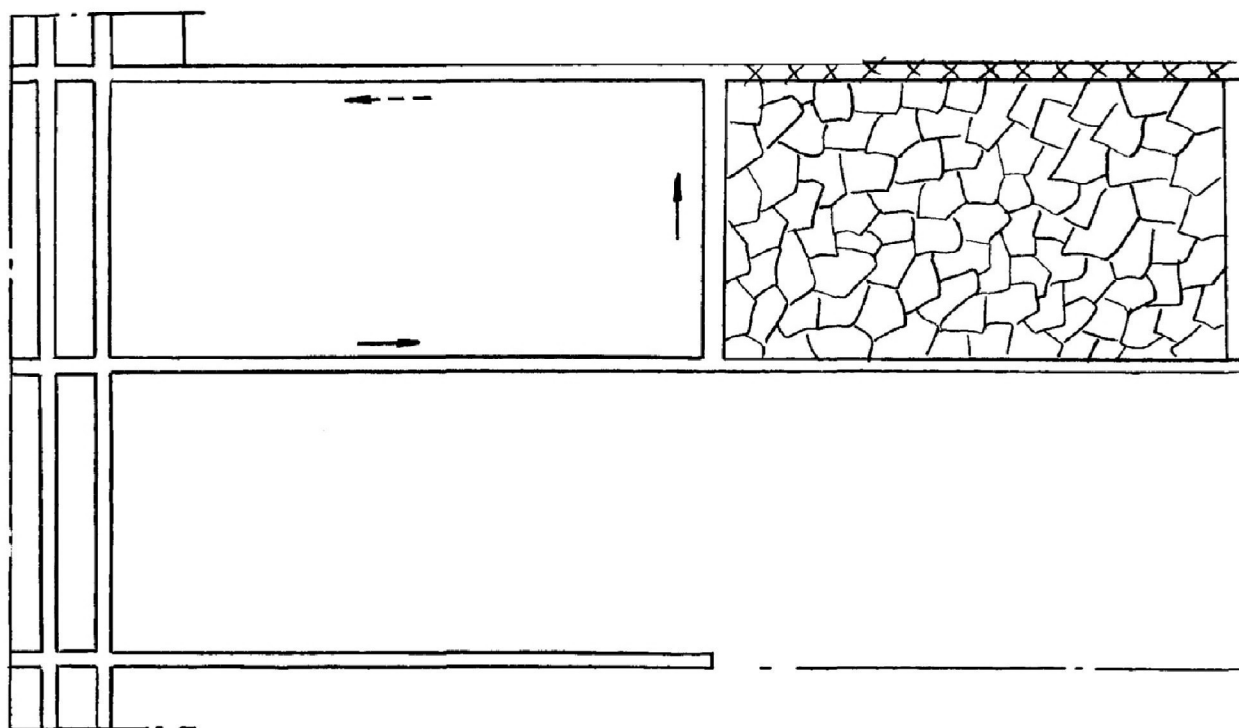


Рисунок 2.1 – Стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням

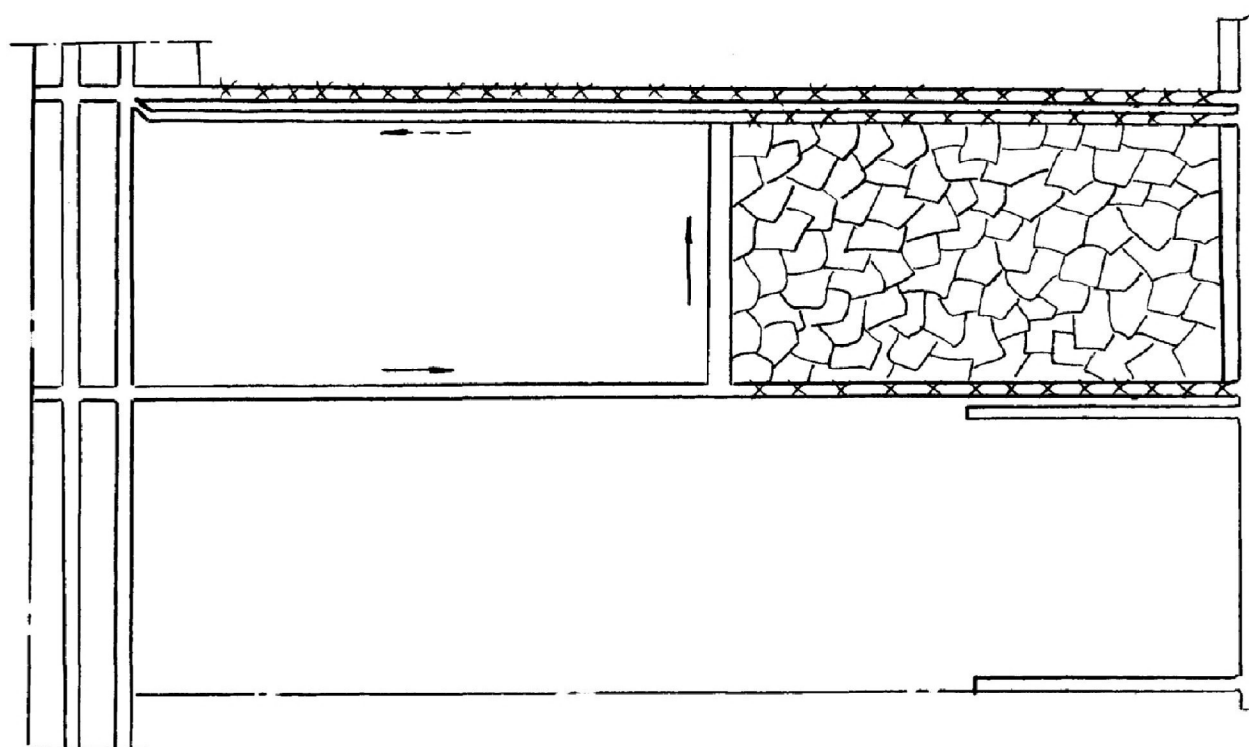


Рисунок 2.2 – Стовпова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору від флангових виробок

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

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{д.річ}} = N \cdot V_{\text{д.доб}} \cdot K, \text{ м/рік,} \quad (2.9)$$

де N – число робочих днів за рік ($N = 300$, див. п. 2.2.2);
 K – коефіцієнт гірничо-геологічних умов ($K = 0,95$ [3]);

$$V_{\text{д.річ}} = 300 \cdot 3,15 \cdot 0,95 = 912 \text{ м/рік.}$$

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

$$\Sigma p = \Sigma m \cdot \gamma_{\text{ср}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.10)$$

$$\Sigma p = 2,42 \cdot 1,33 = 3,6 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв по пластах, що одночасно відпрацьовуються, по кожному пласту:

$$h_{\text{д}} = \frac{A_{\text{шр}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_{\text{д}} \cdot \Sigma p \cdot c}, \text{ м,} \quad (2.11)$$

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

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

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

$$h_{\text{д}} = \frac{600000 \cdot 1 \cdot 0,92}{912 \cdot 3,6 \cdot 0,95} = 365 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_{\text{д}}}{l_{\text{л}}}, \text{ лав,} \quad (2.12)$$

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

$$\Sigma n = \frac{365}{200} = 1,8 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{д} = \Sigma n_{л,д} \cdot l_{л}, \text{ м}, \quad (2.13)$$

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

Виходячи з рекомендацій [3], в даних гірничо-геологічних умовах резервно-діючих лав не приймаємо.

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\Sigma n_{заг} = \Sigma n_{л,д} + \Sigma n_{р,д,л}, \text{ лав}, \quad (2.14)$$

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

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

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{заг} = \Sigma n_{заг} \cdot l_{л}, \text{ м}, \quad (2.15)$$

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

Середня продуктивність пластів:

$$p_{ср} = \frac{\Sigma p}{n_{пл}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.16)$$

$$p_{ср} = \frac{3,6}{2} = 1,8 \text{ т/м}^2.$$

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

$$A_{шр(\max)} = \Sigma h_{заг} \cdot V_{д,річ} \cdot p_{ср} \cdot c, \text{ т/рік}, \quad (2.17)$$

$$A_{шр(\max)} = 400 \cdot 912 \cdot 1,8 \cdot 0,95 = 668000 \text{ т/рік.}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{рез} = \frac{A_{шр(\max)}}{A_{шр}}; \quad (2.18)$$

$$k_{\text{рез}} = \frac{668000}{600000} = 1,11.$$

Визначимо середнє рiчне посування загальної лiнii очисних вибоїв:

$$V_{\text{заг}} = \frac{V_{\text{з.р.}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рiк}; \quad (2.19)$$

$$V_{\text{заг}} = \frac{912}{1,3} = 700 \text{ м/рiк}.$$

Для того, щоб вчасно пiдготувати нове виймальне поле, не допускаючи за-пiзнювань у пiдготовцi i не створюючи зайвих випереджень, розрахуємо оптима-льне спiввiдношення очисних i пiдготовчих робiт, виходячи з умови своєчасної пiдготовки [6]:

$$T_{\text{пiдг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (2.20)$$

де $T_{\text{пiдг}}$ – загальнi витрати часу на пiдготовку виймального поля, мiс.;

$t_{\text{рез}}$ – нормативний резерв часу на пiдготовку нового виймального по-ля, мiс. ($t_{\text{рез}} = 1-2$ мiс.);

$T_{\text{оч}}$ – тривалiсть вiдробки частини поля, що залишилась, мiс.

Визначимо витрати часу на пiдготовку виймального поля:

$$T_{\text{пiдг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} \cdot t_{\text{р.п}} \cdot t_{\text{мон}} = t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{в.п}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{мон}}, \text{ мiс}, \quad (2.21)$$

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

$t_{\text{ш}}$, $t_{\text{р.п}}$ – вiдповiдно час, що витрачається на проведення штреку i розрiзної печi, мiс.;

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

$L_{\text{в.п}}$ – довжина виймального поля, м.;

$l_{\text{л}}$ – довжина лави, м.;

$V_{\text{ш}}$, $V_{\text{рп}}$ – швидкiсть проведення вiдповiдно штреку i розрiзної печi, м/мiс.

Час на вiдпрацювання стовпа:

$$T_{\text{оч}} = \frac{X}{V_{\text{оч}}}, \text{ мiс}. \quad (2.22)$$

Умовимося, що в середньому швидкiсть проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = V_{\text{ш}} = V_{\text{рп}}, \text{ м/мiс}, \quad (2.23)$$

тодi впливає, що в середньому швидкiсть проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot l_{\text{л}} + L_{\text{в.п}}}{\frac{X}{V_{\text{оч}}} - (t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} + t_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}})}, \text{ м/міс}; \quad (2.24)$$

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot 200 + 1100}{\frac{500}{80} - (1 + 1 + 1 + 1 + 1)} = 150 \text{ м/міс}.$$

Для своєчасної підготовки нового виймального поля швидкість проведення виробок повинна бути не менше 150 м/міс, причому підготовку нового поля необхідно почати, коли в діючому полі залишиться відробити 500 м.

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

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

Параметри технології розрахуємо згідно з [7]:

Ширина смуги:

$$\text{Ш} = k \cdot m, \text{ м}, \quad (2.25)$$

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

$$\text{Ш} = 1,2 \cdot 1,4 = 1,6 \text{ м}.$$

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

$$\Delta = b \cdot h_{\text{н}}, \text{ м}, \quad (2.26)$$

де b – коефіцієнт, що враховує міцність порід підшви на стиск;

$h_{\text{н}}$ – 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 похилих стовбурів приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розраховуємо згідно з [7]:

$$b_{\text{ц}} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м}, \quad (2.27)$$

де H – глибина розробки, м;
 σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{покp}} + \sigma_{\text{під}}}{2}, \text{ МПа}, \quad (2.28)$$

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

$$\sigma = \frac{60 + 60}{2} = 60 \text{ МПа};$$

$$v = 30 + \frac{900 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{60 - 30}{30} \cdot 10 = 40 \text{ м.}$$

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкрите трьома вертикальними стволами:

- головний ствол № 1;
- клітьовий ствол № 2;
- допоміжний ствол № 3;
- західний похилий ствол пл. k_8 .

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

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

Схема розкриття, підготовки, система розробки представлені на листі № 2 графічної частини.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

Характеристика стовбурів приведена в табл. 2.4.

Перетини стовбурів зображені на листі 2 графічної частини.

2.3.3.2 Пристовбурний двір і головні розкриваючі виробки

Пристовбурний двір складається з протяжних виробок та камер. Об'єм виробок у світлі складає 5000 м³, об'єм камер 30 % об'єму виробок.

Таблиця 2.4 – Характеристика стволів

Показник	головний ствол № 1			клітьовий ствол № 2			допоміжний ствол № 3			західний похилий ствол пл. k ₈		
	Площа перетину у світлі, м ²	15,9	бетон	23,7	бетон	38,5	бетон	12,5	3-б стійки металеві верхняки, КМШ 3А, дерево			
Тип підйомної установки	ЦР 4х3/0,7			2х6х2,4						1х3х2ух4л		
Підйомні судини, грузо-підйомність	скіп 6,0 т			кліть 11,26 т						ВГ-2,5 4,0 т		
Глибина підйому, м	259			623						1700		
Стан виробки	задовільне			задовільне			задовільне			задовільне		

У камері водовідливу встановлено 2 насосні агрегати. Довжина камери 30 м, висота – 3,0 м, ширина - 3,0 м, перетин у світлі – 9 м². Пол камери водовідливу, а також камери центральної електропідстанції розташован на 0,5 м вище рівня головок рейок в пристовбурному дворі. Довжина камери центральної електропідстанції 20 м, висота 3,0 м, ширина – 4,0 м, перетин у світлі – 12 м². Сполучення і камери закріплені бетонним кріпленням, а протяжні виробки – металевим арковим кріпленням типу КМП-3А с залізобетонним затягуванням.

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

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

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Прогноз гірничо-геологічних умов відпрацьовування представлений на листингу 2.1.

Результати розрахунку:

- основна покрівля – неважкообвалювана;
- безпосередня покрівля – середньої стійкості;
- "хибна" покрівля – не утворюється;
- підшва пласта – стійка;
- водоприток у лаву < 1м³/год.

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 пласта k₈

Згідно п. 2.2. для механізації очисних робіт приймаємо комплекс 2МКДД, до складу якого входять [2]:

- вузькозахватний комбайн КДК 500;
- механізоване кріплення 2КДД;
- скребковий конвеєр СПЦ 151;
- кріплення сполучень КСШ-5А;
- скребковий перевантажувач – ПС;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

Схема роботи комбайна – двостороння, ширина смуги, що виймається – 0,63м, спосіб зарубки комбайна в пласт – косим заїздом.

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою [7]:

$$R = \frac{\sum h_i \cdot \gamma_i \cdot (L_n + L_k)^2 \cdot L_n}{2 \cdot [(L_n - b_2)^2 + L_n^2]} \leq 0,8R_t, \text{ МН/м}, \quad (2.29)$$

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

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

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

L_n – максимальна ширина при вибійного простору при знятій смузі вугілля

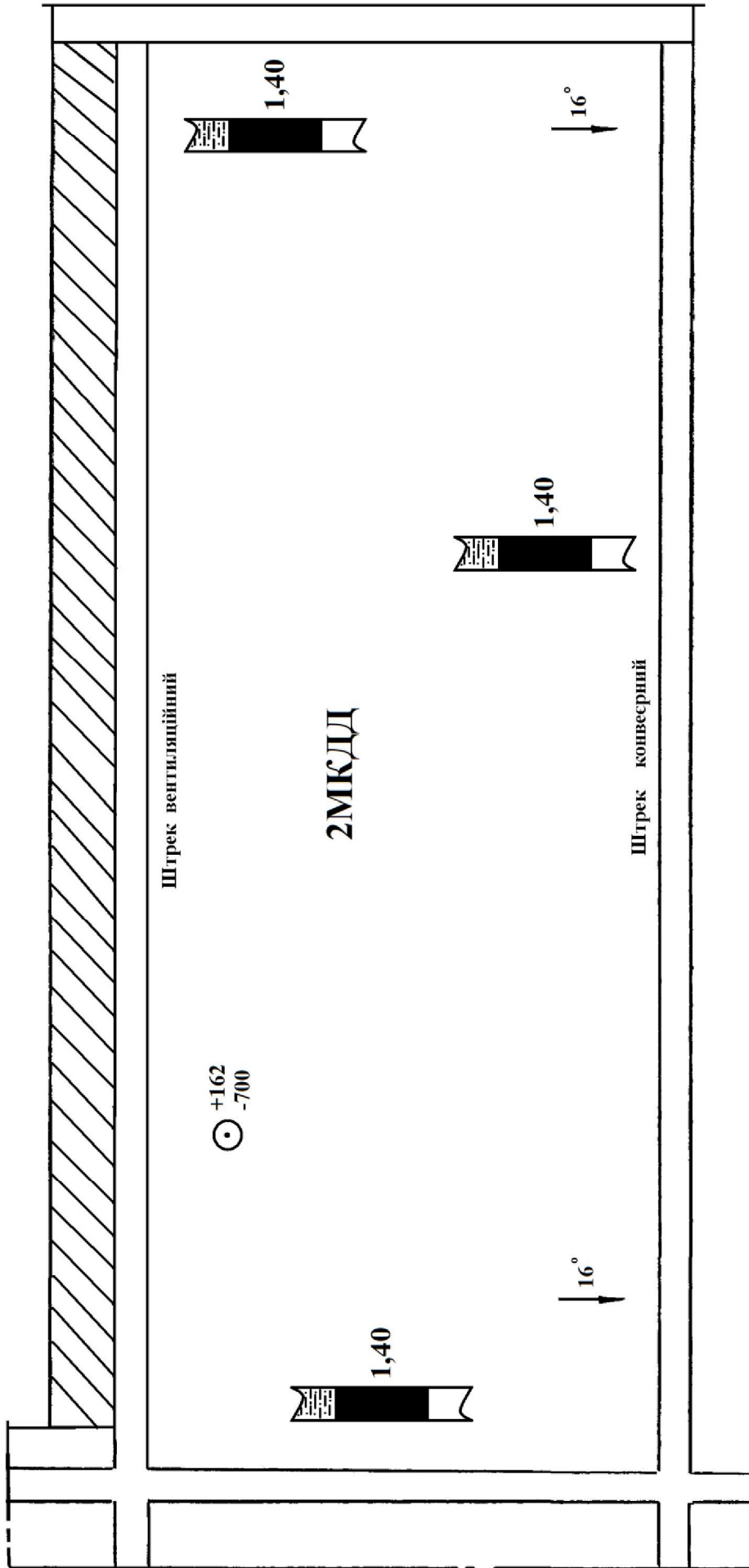


Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

і не пересуненій секції кріплення, м;

L_k – крок пересування кріплення, м;

b_2 – відстань між стійками в секції, м;

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

$$R = \frac{9,5 \cdot 0,026 \cdot (6 + 0,8)^2 \cdot 6}{2 \cdot [(6 - 1,1)^2 + 6]} = 0,7 \leq 2 \cdot 0,8 = 1,6 \text{ МН/м.}$$

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 відкотному штреку приймаємо металеві стійки 17ГКУ 30, що встановлюються під кожен раму 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 2КДД у даних гірничо-геологічних умовах може експлуатуватися з достатньою ефективністю, то заходи щодо розупрочнення покрівлі не передбачаємо.

Вибір заходів щодо первинного осадку покрівлі у лаві.

Для забезпечення безпеки робіт, запобігання завалів лави, повітряних ударів при першому осаді завислої на великій площі покрівлі після відходу лави від різної печі приймаємо спеціальні заходи:

- обтягування гайок на скріплюючих скобах аркового кріплення попереду лави на відстані 40 м;
- встановлення скріплюючих скоб та міжрамних стяжок, поламаних в результаті посилення гірничого тиску;
- заміна деформованих ремонтин в зоні опорного гірничого тиску попереду лави на відстані 40 м;
- перенастройка маслостанції СНТ-32 на підвищений тиск емульсії для збільшення несучою здібності секції кріплення;
- забезпечення запасу емульсії для гідросистеми механізованого кріплення 2КДД;
- пересування секцій кріплення вслід за комбайном проводити з відставанням не більш 0,2-0,3 м;
- пересування секцій кріплення проводити з попереднім підпором верхніх перекриттів без відриву від покрівлі пласта;
- забезпечення необхідного запасу лісних матеріалів для посилення кріплення (дерев'яні стійки $l = 2$ м, $d = 0,18-0,20$ м).

Визначимо ступінь підняття порід підосви в штреках [7]:

$$k = \frac{k \cdot H}{\sigma_{\pi}}, \quad (2.30)$$

де k – коефіцієнт, що враховує ступінь обвалювання порід покрівлі;
 H – глибина розробки, м;
 σ_{π} – міцність порід підосви, МПа;

$$k = \frac{3 \cdot 700}{60} = 35.$$

Визначимо ступінь підняття порід підосви в уклоні [7]:

$$k = \frac{H}{\sigma_{\pi}}, \quad (2.31)$$

$$k = \frac{700}{60} = 11,7.$$

Отже, згідно [7], підосва в штреках відноситься до сильно пучащій, а в уклоні до слабопучащій.

На підставі порівняння розрахункового коефіцієнту ступеня підняття підосви з табличним значенням коефіцієнту [7], можна зробити висновок, що прийнятий спосіб охорони штреків не забезпечує допустимий ступінь підняття підосви, тому що $k = 35 > k_{\tau} = 14$. Тому, в якості способу боротьби з підняттям підосви приймаємо камуфлетне підривання порід з наступних їх зміцненням.

Параметри технології:

- довжина шпура – 2 м;
- відстань між рядами шпурів – 2 м;
- відстань між шпурами в ряду – 0,5 м;
- величина заряду – 0,2 кг.

2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

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

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

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

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д}}, \text{ т}, \quad (2.32)$$

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;

$$D_{\text{міс}} = 1150 \cdot 30 = 34500 \text{ т.}$$

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

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_{\text{к}} = L_{\text{к}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.33)$$

де $L_{\text{к}}$ – 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;

$$D_{\text{к}} = 200 \cdot 1,4 \cdot 0,63 \cdot 1,33 \cdot 0,98 = 230 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

$$n_{\text{ор}} = \frac{r}{d} \cdot n_{\text{ор}}, \text{ стійок}, \quad (2.34)$$

де d – діаметр стійки, м;
 $n_{\text{ор}}$ – кількість рядів органного кріплення;

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

Викладення дерев'яних кострів:

$$n_{\text{к}} = \frac{r}{a_{\text{к}}} \cdot n_{\text{к}}, \text{ штук}, \quad (2.35)$$

де $a_{\text{к}}$ – крок встановлення кострів, м;
 $n_{\text{к}}$ – кількість рядів кострів;

$$n_{\text{к}} = \frac{0,63}{2,4} \cdot 1 = 0,26 \text{ штук.}$$

Зведення литої смуги:

$$Q_{л.п} = Ш \cdot m \cdot r, \text{ м}^3, \quad (2.36)$$

де Ш – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 1,6 \cdot 1,4 \cdot 0,63 = 1,4 \text{ м}^3.$$

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

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_r}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.37)$$

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

$$K_{ц} = \frac{N_y}{D_{ц}^k}, \quad (2.38)$$

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

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

$$K_{ц} = \frac{610}{230} = 2,7;$$

$$T_k = \frac{6,9}{2,7} = 2,5 \text{ чол. - змін.}$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_m = \frac{1}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.39)$$

$$T_m = \frac{1}{2,7} = 0,37 \text{ чол.-змін.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{ГРОВ} = T_k - T_m, \text{ чол.-змін}, \quad (2.40)$$

$$T_{ГРОВ} = 2,5 - 0,37 = 2,13 \text{ чол.-змін.}$$

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	Обґрун- тування ЕНВ-93 ЕНВ-98
		за збірни- ком	загальний коэф.	встано- влена					
Віймка вугілля комплексом, т	6,9	384	1,588	610	230				3, т.7, 17в
МГВМ бр.						0,5	71,17	937,72	
ГРОВ 5р.						2,95	61,26	3661,07	
Зведення органічних рядів, ст.		85	1	85	8,4	0,13	61,26	159,38	39, т.72, 6а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		22,6	0,9	20,34	0,26	0,02	61,26	291,44	41, т.74, 2а
Зведення литої смуги, м ³		1,133	1	1,133	1,4	1,15	61,26	1351,25	32, т.68, 1в
Разом						4,75		6324,25	

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = \frac{D_{\text{ц}}}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін}, \quad (2.41)$$

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

$$N_k = \frac{230}{4,75} = 47,4 \text{ т/чол.змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_{\text{ц}}}, \text{ грн/т}, \quad (2.42)$$

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{6324,25}{230} = 27,50 \text{ грн/т.}$$

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

$$N_{\text{я}} = \frac{D_{\text{доб}}}{N_k \cdot k_{\text{пер}}}, \text{ чол.}, \quad (2.43)$$

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

$$N_{\text{я}} = \frac{1150}{47,4 \cdot 1,08} = 18 \text{ чол.}$$

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

1. Для комплексу 2МКДД і планового видобутку 1150 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	КДК 500	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Мехкріплення	2КДД	133	18,4	2447	
Конвеєр скребковий	СПЦ 151	1	1388	1388	
Кріплення сполучень	КСШ-5А	2	171	342	
Перевантажувач	ПС	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		1,3	115	150	
Дорога на підшві	ДКН4-2	1	995	995	
Усього				9189	
Разом				17540	

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

$$N_{\text{ч}} = \Sigma T_{\text{ор}} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{\text{зм}}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.44)$$

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

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

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

K_3 – коефіцієнт, що враховує непланові ремонти устаткування, виконувані 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:

$$Ч_{\text{об}} = N_{\text{яв}} \cdot k_{\text{об}}, \text{ чол.}, \quad (2.45)$$

де $k_{об}$ – коефіцієнт облікового складу;
Обліковий склад робітників-відрядників:

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

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

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

Обґрунтування можливих варіантів технології проведення виробки.

Згідно рекомендаціям [12,13,14] в заданих гірничо-геологічних умовах, а також з урахуванням виробничо-технічних факторів, виробку доцільно проводити з роздільним вийманням вугілля і породи.

Крім цього, виробку доцільно проводити вузьким вибоєм, так як цей спосіб забезпечить меншу трудомісткість робіт, більшу стійкість виробки, а отже і менші витрати на її підтримання [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 важкого типу П 220.

Відбита гірнична маса буде перевантажуватися на скребковий перевантажувач СП 202 і далі транспортуватися стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У.

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВГ-3,3-900 та на платформах шахтних ПТО 900. Виробка обладнується одноколійним рейковим шляхом. Ширина колії – 900 мм, рейки Р-24 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:

$$V_{доб} = \frac{V_{міс}}{n_{р.д}}, \text{ м/доб,} \quad (2.46)$$

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

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

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. $f = 6$, то приймаємо аркову форму поперечного перерізу з металевим рамним кріпленням.

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

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м,} \quad (2.47)$$

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

$$m = 0,4 + (1,8 - h^k) \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ м,} \quad (2.48)$$

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;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ м,} \quad (2.49)$$

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:

$$h_b = h_6 + h_p, \text{ м}, \quad (2.50)$$

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:

$$R = \sqrt{(h_{\text{л}} + h_6 + \Delta h_{\text{л}} - h_0)^2 + (b_{\text{л}} + c_1)^2}, \text{ м}, \quad (2.51)$$

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;

$$b_{\text{л}} = \frac{(B + \Delta v_c + c_1) + (h + h_b - h_0)^2 - (h_{\text{л}} + h_6 + \Delta h_{\text{л}} - h_0)^2 - c_1^2}{2 \cdot (B + \Delta v_c + 2 \cdot c_1)}, \text{ м}, \quad (2.52)$$

де Δv_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:

$$r = R - \frac{c_1}{\cos \beta_0} + h_{\text{фл}}, \text{ м}, \quad (2.53)$$

де β_0 – центральний кут дуги стійки, 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:

$$h_{ц} = h_0 + c_1 \cdot \operatorname{tg} \beta_0, \text{ м}; \quad (2.54)$$

$$\alpha_0 = 180^\circ - 2 \cdot \beta_0, \text{ град}; \quad (2.55)$$

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

$$\alpha_0 = 180^\circ - 2 \cdot 49^\circ = 82^\circ.$$

Ширина виробки у світлі на рівні ґрунту:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_1), \text{ м}; \quad (2.56)$$

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

Висота виробки у світлі від рівня ґрунту:

$$H = h_{ц} + r + h_{п}, \text{ м}, \quad (2.57)$$

де $h_{п}$ – 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:

$$S_{св}^1 = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_0 - h_6) - c_1^2, \text{ м}^2; \quad (2.58)$$

$$S_{св} = (0,94 \div 0,96) \cdot S_{св}^1, \text{ м}^2; \quad (2.59)$$

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

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

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_H = S_{св}^1 + (P - B_1) \cdot (h_{сп} + h_{зт} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}), \text{ м}^2, \quad (2.60)$$

де P – периметр виробки у світлі, м²;

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + r \cdot (h_c - h_6) + B_1, \text{ м}, \quad (2.61)$$

де R – радіус дуги стояка, м;

r – радіус дуги верхняка, м;

h_c – довжина прямої частини стояка, м;

h_b – товщина баласту, м;

$h_{сп}$ – висота профілю, м;

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

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

Δh – вертикальне зміщення порід покрівлі, м;

$$P = 1,57 \cdot (2,33 + 2,32) + 2,32 \cdot (1,0 - 0,19) + 4,62 = 13,8 \text{ м};$$

$$S_n = 11,9 + (13,8 - 4,62) \cdot (0,11 + 0,05 + \frac{0,043 + 0,44}{2}) = 15,6 \text{ м}^2.$$

Згідно типовим перетинам виробок [15] приймаємо площу поперечного перерізу виробки у світлі до осадки $12,5 \text{ м}^2$. Ширина виробки складає $4,75$ м.

Перевіримо переріз виробки у світлі по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{св}}, \text{ м/с}, \quad (2.62)$$

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 $V = 3,2 \text{ м/с}$, швидкість руху повітря задовольняє ПБ.

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [16].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{кр} = U + k_{кр} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.63)$$

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

$$U = k_\alpha \cdot k_\Theta \cdot k_s^l \cdot k_b \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.64)$$

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 типове, мм;

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

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

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

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

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

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

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_n \cdot k_h \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^н, \text{ кН/м}, \quad (2.65)$$

де k_n – коефіцієнт перевантаження;

k_h – коефіцієнт надійності;

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

b – ширина виробки в прохідці, м;

$P^н$ – нормативне навантаження;

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

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (2.66)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

В якості кріплення приймаємо кріплення металеве податливе арочне п'ятиланкове 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:

$$U^I_{кр} = U_{кр} + (2 \cdot U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм}, \quad (2.67)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

$$U^I_{кр} = 245 + (2 \cdot 490 \cdot 0,4 + 1010 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 791 \text{ мм.}$$

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:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м,} \quad (2.68)$$

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 кожну раму основного кріплення.
Тип кріплення по податливості:

$$\Delta \geq k_{oc} \cdot k_{анк} \cdot k_{yc} \cdot U_{кр}^I, \text{ мм,} \quad (2.69)$$

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

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

Остаточо приймаємо кріплення металеве податливе арочне п'ятиланкове КМП-А5 з спецпрофілю СВП-27 (податливість 800 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо під кожну 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. 2.6.

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м,} \quad (2.70)$$

де N – змінна норма виробки на бригаду, м ($N = 1,66$ (§ 1, табл. 3, п. 88 д);

k – коефіцієнт за збірником;

$$Q = 1,66 \cdot 0,97 = 1,6 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м}, \quad (2.71)$$

де T – змінна нормативна трудомісткість, чол.-змін, м ($T = 3,85$ чол.-змін (§ 1, табл. 3, п. 88 е));

$$Q_{1ч} = \frac{1,66}{3,85} = 0,43 \text{ м.}$$

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

$$Q_{зм} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м}; \quad (2.72)$$

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

Трудомісткість на зміну:

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

$$T_{зм} = \frac{1,6}{0,42} = 3,8 \text{ чол. - зм.}$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q}, \text{ чол. - зм}; \quad (2.74)$$

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{1,6} = 0,625 \text{ чол. - зм};$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{ПРОХ} = \frac{(T_{зм} - 1)}{Q}, \text{ чол. - зм}; \quad (2.75)$$

$$T_{ПРОХ} = \frac{(3,8 - 1)}{1,6} = 1,75 \text{ чол. - зм.}$$

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

Таблиця 2.6 – Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в прохідницькому вибої

Вид робіт	Одиниця вимірювання	Норма виробки			Обсяг робіт на зміну, м	Потрібна кількість чол-змін на 1 м	Потрібна кількість чол-змін	Тарифна ставка, грн.	Розцінка за 1 м, грн.	Обґрунтування для встановлення норми виробки
		за збірником	коефіцієнт за збірником	встановлена						
Проведення виробки комбайном П 220 машиніст гірничих виймальних машин VI розряду	м	0,43	0,97	0,42	2	4,375	4,75		2229,96	табл. 3, п. 88 д
					2	1,625	1,25	71,17	670,42	
прохідник V розряду					2	2,750	3,50	61,26	1602,54	

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11] в табл. 2.7.

Таблиця 2.7 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на од.	на все	
1	Комбайн	П 220	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	

Остаточню приймаємо явочну кількість робітників за добу:

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

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.76)$$

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

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

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

Обліковий склад прохідників V розряду:

$$Ч_{об} = 9 \cdot 1,59 = 15 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

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

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

- начальник ділянки – 1 чол.;

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

Розробка графіку організації робіт

Розробку графіку проводимо згідно з [18,19]. 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. 2.8.

Загальна питома трудомісткість виймання 1 м³ гірничої маси:

$$N = \frac{N_i}{V \cdot S_{\text{нач}}}, \text{чол.} - \text{хв/м}^3, \quad (2.77)$$

де N_i – сумарна трудомісткість окремих операцій, чол.-хв/м³;

$$N = \frac{1137}{2 \cdot 19,9} = 28,5 \text{ чол.} - \text{хв/м}^3.$$

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

Доставка вугілля по лаві здійснюється скребковим конвеєром СПЦ 151, що входить до складу комплексу 2МКДД.

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [20]:

$$Q_p = \frac{Q_{\text{доб}} \cdot k_n}{3 \cdot t_{\text{зм}} \cdot k_m}, \text{т/год.}, \quad (2.78)$$

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]);

Розрахунковий вантажопотік з лави:

$$Q_p = \frac{1150 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 115 \text{ т/год.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{т/год.}, \quad (2.79)$$

Таблиця 2.8 – Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірничих порід

Найменування операції	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-заключні операції			4		103,2		25,8	§ 2, табл. 50
Усунення дрібних несправностей			4		72,4		18,1	§ 2, табл. 50
Керування комбайном	м	1	1	$181,5 \cdot 1 = 181,5$	$181,5 \cdot 2 = 363,0$	$90,75 \cdot 1 = 90,75$	$90,75 \cdot 2 = 181,5$	§ 2, табл. 51
Відведення і проробки виконавчого органу, огляд комбайну, заливка масла	м	1	1	$10,72 \cdot 1 = 10,72$	$10,72 \cdot 2 = 21,4$	$7,69 \cdot 1 = 7,69$	$7,69 \cdot 2 = 15,4$	§ 2, табл. 51
Огляд та заміна зубків, підтягування кабелю і шланга зрошення	м	1	1	$12,55 \cdot 1 = 12,55$	$12,55 \cdot 2 = 25,1$	$7,11 \cdot 1 = 7,11$	$7,11 \cdot 2 = 14,2$	§ 2, табл. 51
Розбивка великих шматків породи, підкидка гірничої маси до вантажного органу та зачистка ґрунту	м	1	1	$73,52 \cdot 1 = 73,52$	$73,52 \cdot 2 = 147,0$	$36,76 \cdot 1 = 36,76$	$36,76 \cdot 2 = 73,52$	§ 2, табл. 51
Розштібовування перевантажувача та натяжної головки конвеєру	м	1	1	$21,64 \cdot 1 = 21,64$	$21,64 \cdot 2 = 43,3$	$10,82 \cdot 1 = 10,82$	$10,82 \cdot 2 = 21,64$	§ 2, табл. 51
Перевірка напрямку виробки	м	1	1	$6,3 \cdot 1 = 6,3$	$6,3 \cdot 2 = 12,6$	$2,9 \cdot 1 = 2,9$	$2,9 \cdot 2 = 5,8$	§ 2, табл. 51
Кріплення	м	1	2-4	$145,1 \cdot 1 = 145,1$	$145,1 \cdot 2 = 290,2$	142,8	285,6	§ 2, табл. 52
Нарощування конвеєру	м	1	3	$69,6 \cdot 1 = 69,6$	$69,6 \cdot 2 = 139,2$	$25,2 \cdot 1 = 25,2$	$25,2 / 3 = 8,4$	§ 2, табл. 52
Нарощування вент. трубопроводу	м	1	2	$3,54 \cdot 1 = 3,54$	$3,54 \cdot 2 = 7,1$	-	$7,1 / 2 = 3,5$	§ 2, табл. 52
Нарощування рейкового шляху	м	1	2-4	$44,27 \cdot 1 = 44,27$	$44,27 \cdot 2 = 88,5$	-	$88,5 / 4 = 22,1$	§ 34, табл. 132
Усього				769	1538			

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

По графікам застосовності [20] робимо вибір стрічкового конвеєра: для заданих умов підходить конвеєр 2ЛТ 100У, тому що при необхідній його довжині $L = 1100$ м і куті нахилу $\beta = 0^\circ$ $Q_p = 115 < Q_t = 550$ т/год.

Графік застосовності представлено на рисунку 2.7.

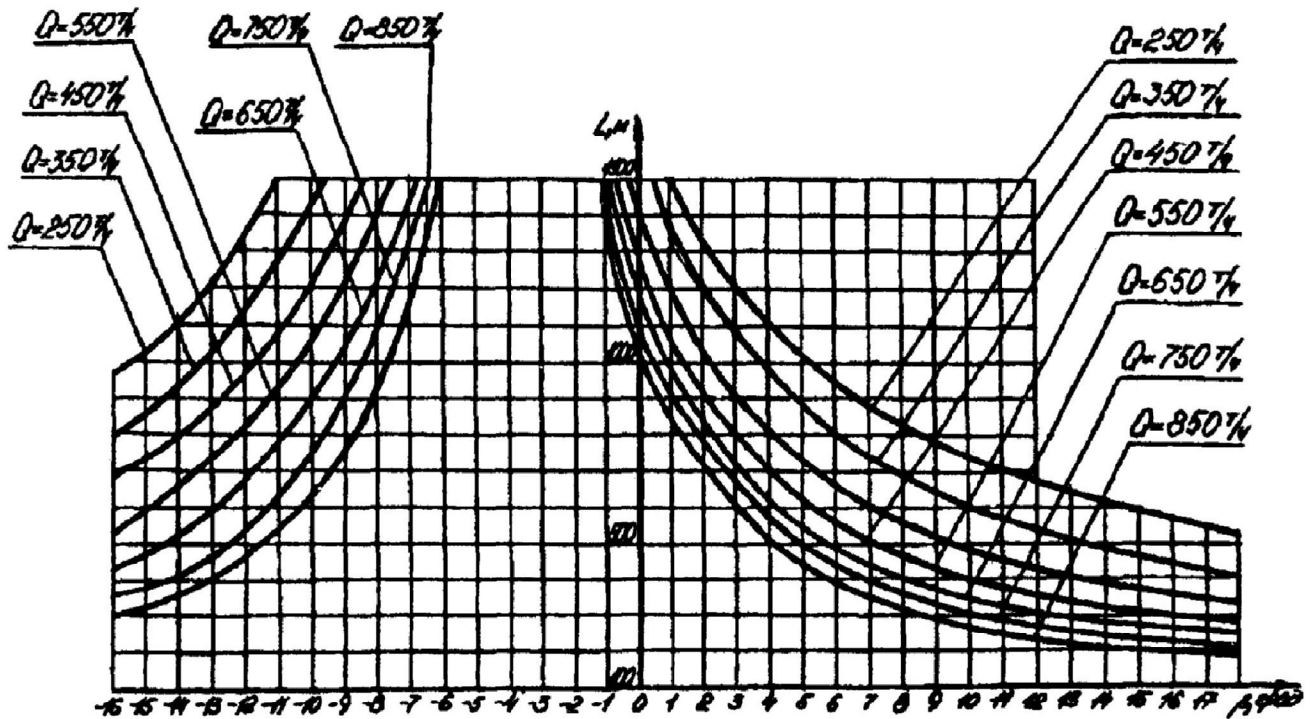


Рисунок 2.7 – Графік застосовності конвеєру 2ЛТ 100У

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра СПЦ 151 на стрічковий 2ЛТ 100У приймаємо перевантажувач скребковий ПС, що входить до складу мехкомплексу 2МКДД [2].

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.82:

$$Q_p = 115 < Q_t = 400 \text{ т/год};$$

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

$$Q_p = \frac{560 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 58 \text{ т/год},$$

що відповідає умові $Q_p = 58 < Q_t = 550$ т/год.

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

2.4.4 Провітрювання дільниці

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної дільниці

Схему провітрювання приймаємо в залежності від прийнятого способу підготовки, системи розробки, напрямку видачі струменя повітря, що виходить із лави, взаємного впливу очисних виробок на їхнє провітрювання, напрямку руху повітря по очисній виробці і взаємному напрямку свіжого і відробленого струменів.

Відповідно до [21], приймаємо схему провітрювання типу 1-М-Н-в-вт.

2.4.4.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної дільниці і очисного вибою по пласту k_8 :

Визначимо очікуване метановиділення очисної виробки:

$$I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{оч}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.80)$$

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

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

$$I_{\text{оч}} = \frac{1150 \cdot 2,7}{1440} = 1,7 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Очікуване метановиділення очисної ділянки:

$$I_{\text{діл}} = \frac{1150 \cdot 4,9}{1440} = 3,1 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$I_{\text{оч}} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\text{max}} \cdot S_{\text{min}} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.81)$$

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

k – коефіцієнт нерівномірності метановиділення в лаві (з табл. 6.3 [21]);

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

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

$$S_{\text{min}} = k_{\text{O}_3} \cdot S_{\text{оч.min}}, \text{ м}^2, \quad (2.82)$$

де k_{O_3} – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до при вибійного (з табл. 6.4 [21]).

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

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 4 \cdot 1}{1,28} = 7,5 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{оч}} = 1,7 \text{ м}^3/\text{хв}. < I_p = 7,5 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, немає необхідності проводити дегазацію.

2.4.4.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки

2.4.4.3.1 Розрахунок витрати повітря для пласта k_8

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

$$Q_{\text{оч}} = \frac{Q_{\text{дл}} \cdot k_{\text{оз}}}{k_{\text{ут.в}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.83)$$

де $Q_{\text{дл}}$ – витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки, $\text{м}^3/\text{хв}$;

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

$k_{\text{ут.в}}$ – коефіцієнт, який враховує втрати повітря через вироблений простір в межах виймальної ділянки, (приймаємо по монограмі 6.13 [21]);

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{дл}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.84)$$

де $I_{\text{дл}}$ – середнє виділення вуглекислого газу в межах виймальної ділянки, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$k_{\text{н}}$ – коефіцієнт нерівномірності виділення метану, частки од.;

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

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

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot 3,1 \cdot 1,28}{1 - 0,05} = 418 \text{ м}^3 / \text{хв};$$

$$Q_{\text{оч}} = \frac{418 \cdot 1,25}{1,5} = 348 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

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

Розрахунок кількості повітря по числу людей:

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot n_{\text{чол}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.85)$$

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

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

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

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

де $S_{\text{оч min}}$ – мінімальна площа поперечного перерізу привибійного простору очисної виробки у світлі, м^2 (приймаємо по табл. 6.5 [21]);

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

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot 4 \cdot 1,6 \cdot 1,25 = 340 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Перевірка витрат повітря по швидкості здійснюється по наступним факторам:
- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

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

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, м^2 (приймаємо по табл. 6.5 [21]);

$$348 > 60 \cdot 4,0 \cdot 0,25 \cdot 1,25 = 75 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.88)$$

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

$$348 < 60 \cdot 4,0 \cdot 4 \cdot 1,25 = 1200 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

Остаточо приймаємо $Q_{\text{оч}} = 348 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Перевіримо витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки по максимальній швидкості повітря:

$$Q_{\text{діл}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{ут.в}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{ут.в}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.89)$$

$$Q_{\text{діл}} = 418 \leq 60 \cdot 4,0 \cdot 4 \cdot 1,5 = 1440 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

Витрати повітря, що перевіряється по кількості людей, повинна задовольняти умові:

$$Q_{\text{діл}} \geq 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.90)$$

де $n_{\text{чол}}$ – максимальна кількість людей, що одночасно працюють на виймальній ділянці, чол.;

$$418 > 6 \cdot 30 = 180 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова виконується.

Остаточо приймаємо $Q_{\text{діл}} = 418 \text{ м}^3/\text{хв}$.

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

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.91)$$

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]);

$$A_{\text{max}} = 1150 \cdot 5,15^{-1,67} \cdot \left[\frac{660 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 1340 \text{ т/добу}.$$

2.4.4.5 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання для тупикових виробок

2.4.4.5.1 Розрахунок метанообільності штреку, проведеного по пласту k_8 Метановиділення в виробку, проведеному по пласту:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов 1}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.92)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов 2}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.93)$$

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

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.94)$$

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

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

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

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{тy}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.95)$$

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

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

$$k_{\text{тy}} = a \cdot T_{\text{y}}^b, \quad (2.96)$$

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.;

$$T_{\text{y}} = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв}; \quad (2.97)$$

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

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

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

$$k_{\text{тy}} = 0,118 \cdot 5,4^{0,25} = 0,2;$$

$$I_{\text{о.у.п}} = 1,0 \cdot 0,2 \cdot (9,8 - 4,5) = 1,1 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов}1} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,4 \cdot 6 \cdot (9,8 - 4,5) \cdot 0,98 = 1,4 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов}2} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,4 \cdot 6 \cdot (9,8 - 4,5) \cdot 0,13 = 0,6 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{п}} = 1,4 + 1,1 = 2,5 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{3,\text{п}} = 0,6 + 1,1 = 1,7 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

2.4.4.5.2 Розрахунок кількості повітря для провітрювання штрека пл. k_8

Розрахунок витрати повітря для виробки, яка проводиться комбайном:

$$Q_{3,\text{п}} = \frac{100 \cdot I_{3,\text{п}}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.98)$$

$$Q_{з.п} = \frac{100 \cdot 1,7}{1 - 0,05} = 179 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{з.п} = 6 \cdot n_{чол}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.99)$$

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

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{п \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.100)$$

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

$$Q_{з.п} = 60 \cdot 0,25 \cdot 12,5 = 187 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

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

$$Q_{з.п} = 20 \cdot V_{прив \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.101)$$

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

$$Q_{з.п} = 20 \cdot 1,0 \cdot 12,5 = 250 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Приймаємо $Q_{з.п} = 250 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Витрати повітря для провітрювання усєї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot I_{п} \cdot k_{н.п}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.102)$$

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

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot 2,5 \cdot 1}{1,0 - 0,05} = 263 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{п} = 6 \cdot n_{чол.н}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.103)$$

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

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

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{\text{п}} \geq Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.104)$$

де $k_{\text{ут.тр}}$ – 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.

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр1}} \cdot k_{\text{ут.тр2}}, \quad (2.105)$$

де $k_{\text{ут.тр1}}$ – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [21]); довжина ділянки трубопроводу $l_{\text{тр1}} = 500$ м, діаметр $d_{\text{тр}} = 0,8$ м, $k_{\text{ут.тр1}} = 1,19$;

$k_{\text{ут.тр2}}$ – коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [21]); довжина ділянки трубопроводу $l_{\text{тр2}} = 600$ м, діаметр $d_{\text{тр}} = 0,8$ м, $k_{\text{ут.тр2}} = 1,03$;

$$k_{\text{ут.тр}} = 1,19 \cdot 1,03 = 1,22;$$

$$Q_{\text{п}} = 263 \geq 250 \cdot 1,22 = 305 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова не дотримується, тому приймаємо $Q_{\text{п}} = 305 \text{ м}^3/\text{хв.}$

2.4.4.5.3 Вибір засобів провітрювання штреку пл. k_8

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (l_{\text{тр1}} + 20 \cdot d_{\text{тр1}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр1}} \cdot n_2) + \\ + r_{\text{тр.к}} \cdot (l_{\text{тр2}} + 20 \cdot d_{\text{тр2}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр2}} \cdot n_2), \text{ кц}, \quad (2.106)$$

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

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

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

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

$r_{\text{тр.к}}$ – аеродинамічний опір 1 м трубопроводу з поліетиленовим рукавом, кц/м;

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

$d_{\text{тр}2}$ – діаметр ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0161 \cdot (500 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + \\ + 0,0046 \cdot (600 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 9,3 \text{ кц.}$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.107)$$

$$Q_p = 250 \cdot 1,22 = 305 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.108)$$

$$h_p = 5,1^2 \cdot 9,3 \cdot \left(\frac{0,59}{1,22} + 0,41 \right)^2 = 202 \text{ даПа.}$$

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

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

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.9.

Таблиця 2.9 – Вихідні дані для розрахунку режиму роботи вентилятора

$Q_{\text{з.п}}, \text{ м}^3/\text{с}$	2	3	4	5
$k_{\text{ут.тр}}$	1,1	1,14	1,17	1,2
$Q_p, \text{ м}^3/\text{с}$	2,2	3,4	4,7	6,0
$h_p, \text{ даПа}$	63	113	184	260

Побудуємо характеристику трубопроводу на аеродинамічній характеристиці вентилятора (рис. 2.8).

З побудови видно що $Q_{\text{ф}} = 5,3 \text{ м}^3/\text{с} = 318 \text{ м}^3/\text{хв}; h_{\text{ф}} = 215 \text{ даПа.}$

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{\text{з.п.ф}} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{\text{ф}}}{R_{\text{тр.г}}}} - 0,69 \cdot Q_{\text{ф}}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.109)$$

$$Q_{\text{з.п.ф}} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{215}{9,3}} - 0,69 \cdot 5,3 = 4,3 \text{ м}^3/\text{с} = 258 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

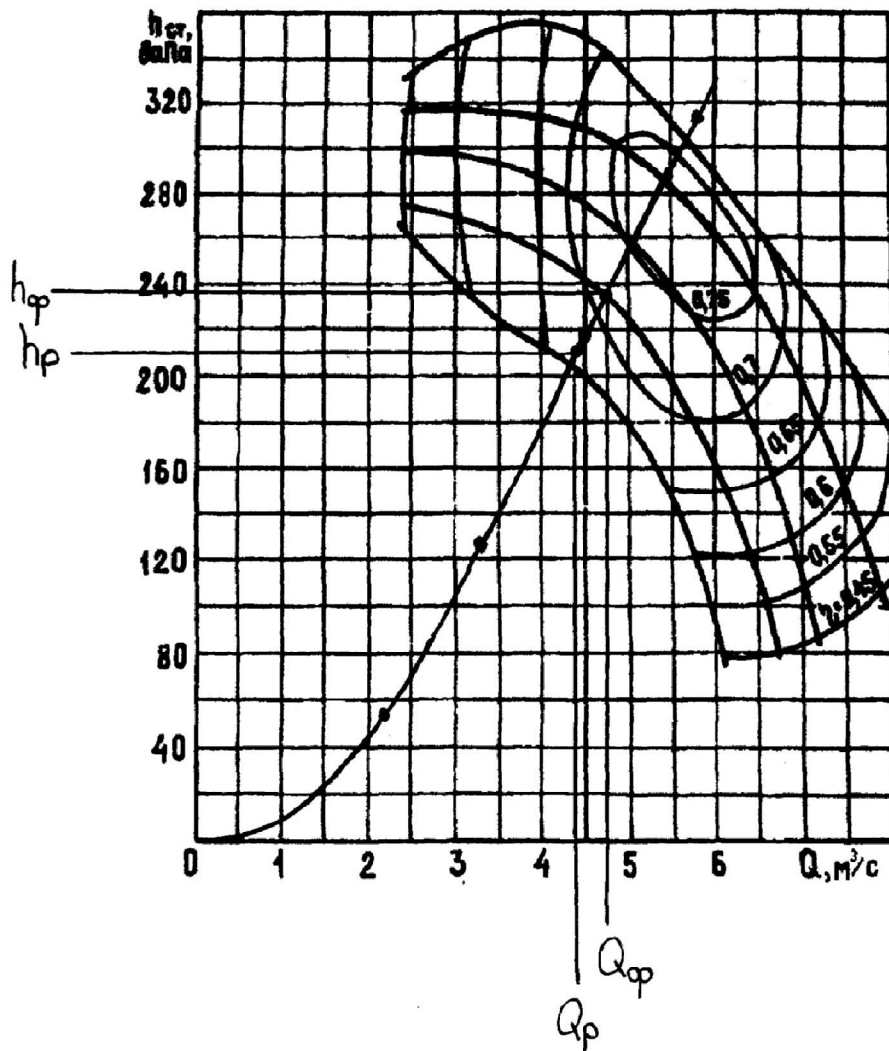


Рисунок 2.8 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМ-6 та вентиляційного трубопроводу

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot Q_{\text{ф}} \cdot k_{\text{р}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.110)$$

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

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot 318 \cdot 1,1 = 500 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.5 Енергопостачання дільниці

Для живлення усіх видів машин і механізмів на дільниці 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. 2.10.

Таблиця 2.10 – Перелік застосовуваного обладнання

№	Вид обладнання	Тип електродвигуна	Кількість електродвигунів	Потужність, кВт	
1	Комбайн КДК 500	ЕКВЕ 4-200	2	2 × 200 = 400	
2	Скребокний конвеєр СПЦ 151	2ЕДКОФВ250В4	2	2 × 110 = 220	
3	Перевантажувач ПС	2ЕДКОФВ250В4	2	2 × 55 = 110	
4	Насосна станції СНТ-32	АГУМ.225.М4	1	55	= 58
		АГУМ.112.М2	1	3	
5	Насосна станції СНТ-32	АГУМ.225.М4	1	55	= 58
		АГУМ.112.М2	1	3	
6	Установка насосна НУМС 30	ВРП200М2	1	25,2	
7	Лебідка ЛВД 24	АГУМ.225.М4	1	55	
8	Компресор	АГУМ.225.М4	1	55	
Усього				981,2	

Схема електропостачання дільниці представлена на рис. 2.9.

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

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

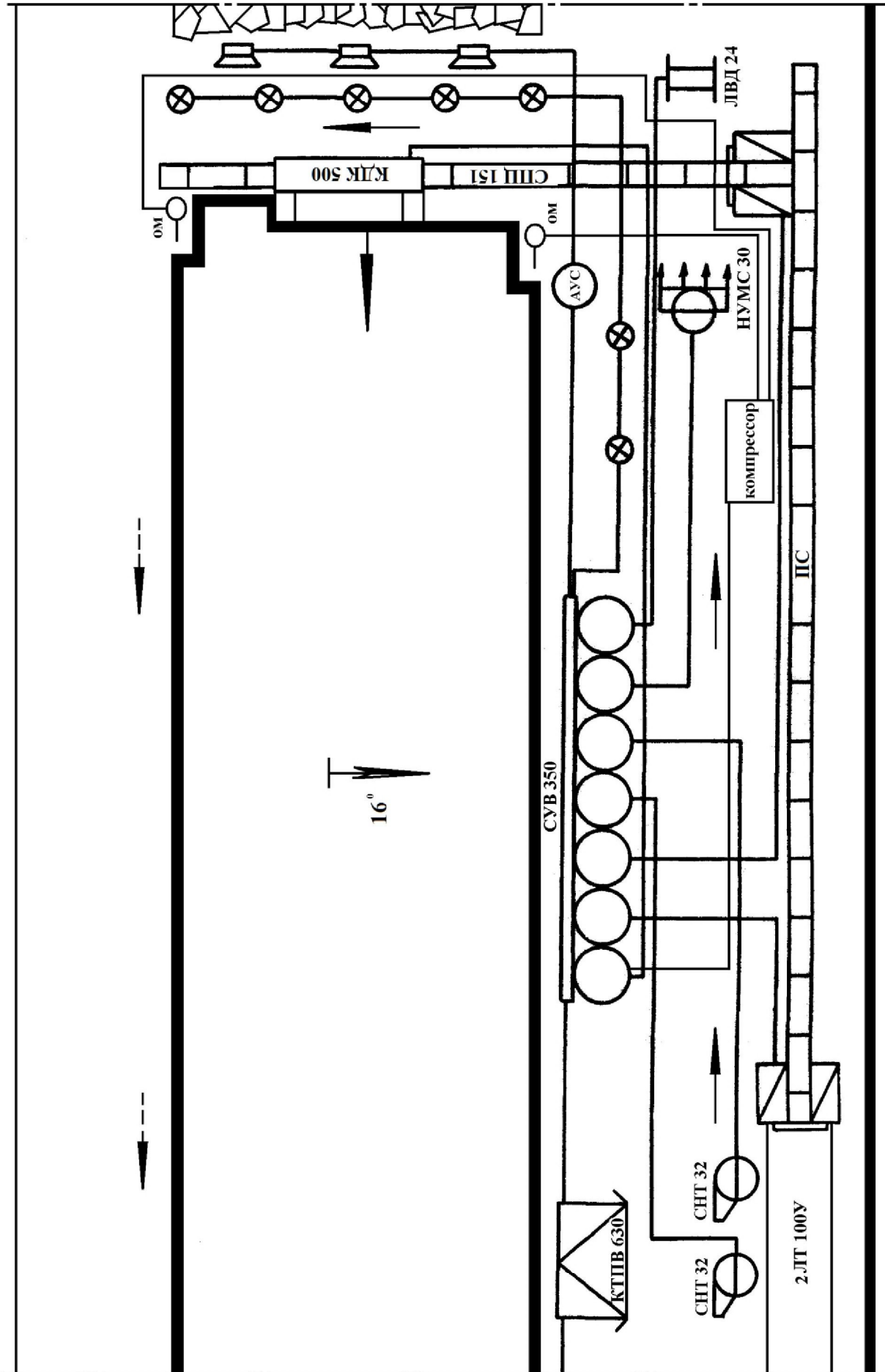


Рисунок 2.9 – Схема електропостачання ділянки

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 КДК 500, конвеєру СПЦ 151, перевантажувача ПС, 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 КДК 500 і забійного конвеєру СПЦ 151 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.

Головний заземлювач у шахті влаштований у водозбірнику, який знаходиться в зумпфі допоміжного стовбура. В якості заземлювача використовуємо сталеву смугу шириною 40 см та довжиною 2,5 м. На випадок огляду, чищення або ремонту головного заземлювача передбачаємо влаштування резервного заземлювача в східному водозбірнику. 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.

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 станції управління СУВ-350. Величина уставки БРУ при 660 В не менш 30 кОм.

2.5 Охорона праці

2.5.1 Санітарно-гігієнічні заходи

Згідно з [1] для всіх технологічних процесів передбачаємо застосування засобів механізації не тільки основних, але і допоміжних робіт, що виключають або зводять до мінімуму важку ручну працю.

Перевезення людей здійснюємо при відстані до місця роботи 1 км і більше по горизонтальних, а по вертикальних і похилих підготовчих виробках – якщо різниця між відмітками кінцевих пунктів виробки перевищує 25 м.

У клітьового стовбура влаштовуємо камеру очікування, а на приймальних майданчиках похилих виробок, обладнаних засобами перевезення людей в пасажирських вагонетках – спеціальні місця очікування. Приміщення, камери і місця

очікування утеплюємо, освітлюємо і обладнуємо сидіннями, телефонним зв'язком і сигналізацією про дозвіл посадки в транспорт. Температура в них повинна бути не нижче + 16°C.

Для пересування людей мінімальна ширина проходу повинна бути не менше 0,7 м. У виробках вказана ширина повинна зберігатися на висоті 1,8 м від підшви. В очисних вибоях при робочому стані кріплення висота проходу повинна бути не менше 0,5 м.

Шляхи пересування і доставки людей по виробкам повинні бути зручні і безпечні, а водостічні канавки перекриті.

Стан гірничих виробок, робочих місць і приміщень повинен відповідати санітарним нормам і правилам.

Приствольні, головні відкотні і вентиляційні виробки, машинні і трансформаторні камери білимо по мірі їх забруднення, але не рідше за один раз в півроку. Білення даних виробок проводимо по графіках згідно вимогам пилегазового режиму.

В стволах влаштуємо водоуловлювачі, в клітках – пристосування для захисту від капежа, а в місцях посадки і виходу людей з кліти здійснюємо заходи, що забезпечують запобігання попаданню води на людей.

У вибоях з інтенсивним капежом і притоком води працівники забезпечуються водозахисним спецодягом і спецвзуттям.

Для цілей пилопридушення використовуємо воду, що відповідає вимогам державного стандарту. Допускається, за узгодженням з органами санітарно-епідеміологічного нагляду, використання шахтної води після очищення від механічних домішок і бактерійного знезараження.

У проектах і паспортах передбачений шумовіброзахист працівників. Контроль дотримання допустимих рівнів і тривалості дії шуму і вібрації здійснюється установами Держсанепідемслужби у відповідності вимогами Державних санітарних правил і норм «Підприємства вугільної промисловості».

2.5.2 Медичне і гігієнічне забезпечення

На шахті обладнані підземні і поверхневі медпункти.

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

Всі працівники шахти навчені наданню першої допомоги постраждалим і мають при собі індивідуальні перев'язувальні пакети в міцній водонепроникній оболонці.

У всіх цехах поверхні шахти, вбиральнях, в надшахтних будівлях, пристовбурних дворах, на підземних ділянках, у виходів з очисних забоїв і в забоях підготовчих виробок, а також в машинних камерах є укомплектовані аптечки для надання першої допомоги і носилки з твердим ложем. Носилки пристосовані для установки їх в санітарному транспорті без перевантаження потерпілого.

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

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

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

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

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

2.5.3 Заходи по боротьбі з пилом

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

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

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

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

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

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

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

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.

2.6 Спеціальна частина проекту. Обґрунтування технології виймання вугілля з охоронних ціликів

2.6.1 Загальні відомості

Запаси вугілля біля вентиляційного хідника 71 пл. k_8 вже відпрацьовані, а сам хідник охоронявся ціликами вугілля шириною 20-30 м, які плануємо відпрацювати.

Відрібок цілику намічається вести бурошнековим комплексом БШК-2ДМ. Вибурювання вугілля буде проводитися з хідника буровими коронками $D = 825$ мм смугами шириною 2,1 м і довжиною 20-30 м.

Для доставки нарощування і складування секцій шнекового ставу, а також монтажних робіт використовується технологічне устаткування комплексу і тельфер на монорейці.

Управління покрівлею при бурошнекової виїмці здійснюється міжсмужними ціликами вугілля шириною 0,5-0,8м.

Виробка, в якій розташовуватиметься комплекс, пройдений по пласту вугілля зі змішаною підриркою. Кріплення - КМП А3-13,8 (місцями КМП А3-11,2) затягування дерев'яне суцільне, крок встановлення рам кріплення 1 м.

Паспорт розроблений відповідно до технологічної схеми № 1 КД-12.01.201-98, розробленої ДонВУГІ для відробки вельми тонких і тонких пологих пластів із застосуванням бурошнекових машин і «Керівництва БШК-2ДМ»

Враховуючи нетрадиційний спосіб виїмки вугілля, рішення ухвалені справжнім паспортом в процесі експлуатації при необхідності можуть коректуватися.

2.6.2 Пристрій і робота комплексу

Буріння і виймання вугілля з виймальної смуги здійснюється бурошнековою машиною, яка передає момент, що крутить, і осьове зусилля і приводить в дію буровий шнек, що складається з двох гілок шнекового ставу лівої і правої навивки і вентиляційного трубопроводу, розташованого між ними.

Ріжуча частина бура є виконавчим органом, оснащеним трьома буровими коронками. Момент, що обертає, на середню коронку, передається через редуктор виконавського органу від правого шнекового ставу.

Пилопридушення забезпечується підведенням води до форсунок виконавчого органу по гнучких рукавах, прокладених по вентиляційному ставу.

Обертання шнекових ставів здійснюється двома відособленими приводами, встановленими на рамі приводу.

Для установки кулачкових муфт шнекових ставів в зручне положення для замикання і розмикання замкових з'єднань шнеків приводи вращателів обладнані механізмами довороту.

Подача бура шнекового проводиться шляхом переміщення блоків приводів, закріплених на рамі приводу, по направляючих гідроподатчиків.

На бурошнековій машині є лижі, якими вона спирається на ґрунт, і на них здійснює переміщення комплексу по виробленню.

Механізми блоків орієнтації забезпечують установку рами машини по куту залягання пласта при бурінні.

Бічний розпір бурошнекової машини в стінки гірського вироблення забезпечується гідроциліндрами розпору.

Складування, збірка і розбирання елементів шнекового ставу комплексу забезпечується тельфером з монорельсом, які вмонтовуються в гірському виробленні.

Транспортування вибурюваного вугілля проводиться скребковим конвейером, розташованим по виробленню.

Між бурошнекової машиною і енергоустановкою знаходиться пульт оператора, де розташовані органи управління комплексом.

Енергоустановка комплексу включає маслостанцію, що живить гідросистему бурошнекової машини, з блоками апаратури управління і газового захисту, розташованими на рамі пульта оператора; станцію управління типу СУВ-350АВ, до якої підключені всі електроспоживачі комплексу.

Станція управління комплексом встановлена на окремих санчатах.

Машина бурошнековая, пульт оператора і енергоустановка сполучені між собою, утворюючи склад, який волоком переміщається по виробленню.

Відстань одного пересування між смугами складає 2,6-3,1 м залежно від гірничо-геологічних умов виїмки пласта.

2.6.3 Розрахунок навантаження на очисний вибій

Тривалість циклу при бурінні однієї виємочної смуги бурошнековою машиною визначається по формулі:

$$T_{\text{ц}} = \left[L_{\text{кр}} \left(\frac{1,05}{V_6 K_{\text{rБ}}} + \frac{3,15}{V_{\text{м}} K_{\text{rМ}}} + \frac{5,82}{1c} \right) + T_{\text{к}} \right] \cdot K_{\text{р}}, \quad (2.111)$$

де $T_{\text{ц}}$ – тривалість циклу буріння однієї виємочної смуги, хв.;

$L_{\text{ск}}$ – довжина виємочної смуги, м;

V_6 – швидкість буріння, м/хв.;

$V_{\text{м}}$ – маневрова швидкість подачі, м/хв.;

$L_{\text{с}}$ – довжина секцій шнекового ставу, м;

$T_{\text{к}}$ – витрати часу на виконання кінцевих операцій (монтаж і демонтаж робочого органу, перегін, установка, розпір машини та ін), хв.;

$$T_{\text{ц}} = \left[65 \cdot \left(\frac{1,05}{1,8 \cdot 0,75} + \frac{3,15}{4,5 \cdot 0,85} + \frac{5,82}{1,527} \right) + 595 \right] \cdot 1,4 = 990 \text{ хв.}$$

Вихід вугілля з 1 м виємочної смуги визначається по формулі:

$$q = V_{\text{ск}} \cdot m \cdot \gamma \cdot K_{\text{ц}}, \quad (2.112)$$

де $B_{ск}$ – ширина виймальної смуги, м;
 m – потужність пласта, м;
 γ – щільність вугілля, т/м³;
 K_u – коефіцієнт вилучення вугілля;

$$q = 2 \cdot 1,4 \cdot 1,33 \cdot 0,95 = 3,5 \text{ т.}$$

Добова продуктивність бурошнекової машини:

$$Q_{доб} = \frac{(T_{см} - T_{пзо}) \cdot L_{ск} \cdot q \cdot n}{T_{ц}}, \text{ т;} \quad (2.113)$$

$$Q_{доб} = \frac{(360 - 60) \cdot 20 \cdot 3,5 \cdot 3}{990} = 145 \text{ т.}$$

2.6.4 Транспортування складових частин комплексу БШК-2ДМ до місця застосування

Транспортування складових частин комплексу до стовбура і спуск по стовбуру починається з тельфера і гідроциліндра переміщення комплексу або лебідки, які використовуються при монтажі комплексу. Потім спускається складальні одиниці (блоки) і елементи бура шнекового.

Для вантаження устаткування на платформи і у вагонетки використовуються автонавантажувачі і тельфери відповідної вантажопідйомності.

Для зволікання і напряму руху вантажу використовуються спеціальні крюки або канатні відтяжки.

Для попередження ковзання вантажу по платформі під нього укладаються дошки або дерев'яні бруси.

Складові частини комплексу вантажаться так, щоб вони не стосувалися напівскатів, щоб була забезпечена стійкість, і вантаж не виступав за габарити транспортних засобів.

При транспортуванні грузув, поміщений на платформі, надійно закріплюється за допомогою дротяних або канатних розтяжок, що виключають подовжній або бічний зсув вантажу. При цьому завантажувати платформу слід рівномірно, щоб виключити можливість її перекидання.

При спуску складових частин по стовбуру шахти виконуються наступні правила:

- робота по спуску вантажу проводиться під керівництвом осіб, призначених головним механіком шахти;
- платформи або вагонетки повинні бути надійно застопорені стопорами, що є на кліті.

Доставка складових частин комплексу до місця монтажу проводиться у вагонетках або на платформах, при цьому складові частини не повинні виступати за габарити транспортних засобів. Кожна складальна одиниця комплексу кріпиться на транспортному засобі.

Устаткування доставляється до місця монтажу по горизонтальних виробленнях з супроводжуваними особами, які повинні знаходитися позаду рухомого складу. При цьому швидкість руху не повинна бути вище 3-4 км/год.

По вентиляційному ходку устаткування доставляється лебідкоюЛВ-25 з НПОП допоміжного бремсберга, при цьому вага устаткування, що доставляється, повинна бути не більше 3 тонн.

Доставлене устаткування розвантажується за допомогою тельфера ТГП-2,5 або талі ТР-1М, при цьому вага той, що піднімається тельфером не повинен перевищувати 2,5т, а талью - 1т.

Всі складальні одиниці розміщуються разом монтажу в строгій відповідності з послідовністю збірки.

При виконанні транспортних робіт дотримуються наступні правила безпеки:

- всі робочі, зайняті на навантажувально-розвантажувальних роботах, повинні знати правила виконання робіт такелажів;
- транспортні засоби і підйомні механізми повинні бути справні і мати відповідні документи;
- всі робочі, зайняті на роботах в безпосередній близькості від стовбура або в стовбурі повинні мати запобіжні пояси;
- запобіжний пояс повинен бути надійно закріплений;
- стежити, щоб під час спуску ланцюг запобіжного поясу не був захоплений деталлю, що спускалася, або вузлом.
- не спускати устаткування під кліттю з швидкістю вище 0,3 м/сек.
- забороняється під час спуску устаткування проводити які-небудь роботи в розвантажувальних кривих, на копрі, на нульових майданчиках і поблизу стовбура;
- забороняється знаходження сторонніх людей на нульових майданчиках і поблизу стовбура;
- забороняється спуск устаткування по стовбуру під кліттю без попереднього огляду його стану.

Під час спуску необхідно невідступно знаходитися у сигнального пункту і подавати сигнали на вимогу відповідальної за приймання устаткування особи.

2.6.5 Установка тельфера

Правила експлуатації тельфера

Для навантажувально-розвантажувальних, монтажних-демонтажних робіт необхідно встановити тельфер.

1.1 Тельфер призначений для механізації навантажувально-розвантажувальних і транспортних операцій у виробленні перетином в світлу не менше 9,2м.кв.

1.2 Конструкція тельфера і підвісного шляху приведена на кресленні, а технічна характеристика в таблиці:

1.3 Відповідальним за експлуатацію тельфера призначається обличчя технічного нагляду ділянки, у веденні якої він знаходиться.

1.4 Особи, призначені для обслуговування і управління тельфером, повинні пройти навчання і перевірку практичних знань; перед початком зміни - проходити інструктаж і отримувати наряд на виконання робіт.

Склад ланки робочих, обслуговуючих тельфер, повинні бути не менших двох чоловік, один з яких призначається старшим.

1.5. На місці експлуатації тельфера повинна бути вивішена таблиця з вказівкою:

- відповідального за експлуатацію тельфера;
- максимальній вантажопідйомності тельфера;
- схем раціональної строповки вантажів.

1.6. Управління приводом повинне здійснюватися з виносного кнопочового пульта. Зміна напрямку руху тельфера здійснюється реверсуванням двигуна.

1.7. Кінцеві ділянки підвісного шляху повинні бути забезпечені обмежувачами сходу тельфера, а механізм підйому - автоматичним кінцевим вимикачем (обмежувачем висоти підйому крюка).

При русі тельфера не слід доводити його до кінцевих упорів підвісного шляху, не допускати про них різких ударів тельфером, а за наявності декількох тельферів на одному шляху - ударів одного про іншу.

1.8. Кабель або шланг, що підводить енергію до приводу, при довжині переміщення тельфера більше 30 метрів повинен підвішуватися на спеціальних підвісках.

1.9. Після тривалої зупинки тельфера (більше доби) необхідно провітрити:

- прохідність тельфера по підвісному шляху, здійснивши його пересування вперед-назад без вантажу на ділянці експлуатації;
- дія обмежувача висоти підйому крюка. При виявленні несправності усунути.

1.10. Укладати вантажі у вагонетки і на платформи необхідно з урахуванням зручності і безпеки при розвантаженні.

2.6.6 Монтаж-демонтаж тельфера

1.1. Тельфер перед спуском в шахту повинен бути підданий ретельному огляду і ревізії. Потім повинні бути проведені контрольна збірка і випробування на поверхні.

1.2. Для транспортування до місця монтажу вузли і деталі тельфера і підвісного шляху слід вантажити на платформи або у вагонетки, укладати на дерев'яні підкладки і укріплювати дротом діаметром 5.6мм так, щоб виключити подовжній і поперечний зсув вантажу.

1.3. Тельфери ТГП-2,5 можуть експлуатуватися як на прямолінійних, так і криволінійних в плані ділянках виробленнях.

1.4. Робоче місце при монтажі повинне бути оснащене наступним інструментом і пристосуваннями: набір гайкових ключів, кувалда, плоскогубці, монтування (лом), сходи, полиць, підйомні пристрої.

1.5. Порядок монтажу:

1.5.1. Підвісити до верхнякам кріпи ланцюгові підвіски із захопленнями або сполучними ланками ланцюга 18x6 відповідно до креслення.

1.5.2. Прикріпити до ланцюгів підвісний шлях, звертаючи при цьому особливу увагу на правильність його установки в горизонтальній площині.

1.5.3. Завести секцію підвісного шляху під катки тельфера.

1.5.4. Провести строповку тельфера в зборі з секцією підвісного шляху і підняти його до місця установки за допомогою підйомних пристроїв. Прикріпити ланцюгами секцію підвісного шляху з тельфером.

1.5.5. Провести стиковку секцій підвісного шляху відповідно до креслення.

1.5.6. Встановити кінцеві обмежувачі сходу тельфера.

1.5.7. Під'єднати електроустаткування.

1.6. Наладка і регулювання.

1.6.1. Відрегулювати величину притиснення до монорельса тягового катка механізму пересування.

1.6.2. Перевірити кількість масла в редукторах; при необхідності поповнити його відповідно до карти мастила.

1.6.3. Перевірити надійність кріплення кабелів (шлангів) і справність заземлень корпусів пускачів.

1.6.4. Перевірити прохідність тельфера відповідно до п.19 правил експлуатації тельфера.

1.6.5. Перевірити дію механізму підйому і обмежувача висоти підйому крюка без вантажу. Для цього включити двигун на опускання, потім на підйом до зіткнення підвіски крюка з важелем. Якщо підйом при цьому припиняється - обмежувач підйому справний. Інакше слід негайно зупинити двигун і усунути несправність.

1.6.6. Перевірити дію механізму підйому і гальма з вантажем, рівним номінальній вантажопідйомності тельфера.

1.6.7. Перевірити прохідність тельфера з тим же вантажем на ділянці експлуатації. При цьому перевіряється і стан підвісного шляху.

1.7. Демонтаж повинен проводитися в послідовності, зворотній монтажу.

- від'єднати електровипробування;

- розстиковувати секції підвісного шляху;

- зняти тельфер в зборі з секцією підвісного шляху;

- вивести секції підвісного шляху з-під катків тельфера;

- демонтувати підвісний шлях і ланцюгові підвіски.

1.8. Вантаження вузлів і деталей тельфера і підвісного шляху в транспортні засоби проводити відповідно до вимог п.1.2. сьогоденню правил експлуатації.

Вимоги безпеки

1. При роботі тельфера забороняється:

- допускати до управління сторонніх осіб або знаходитися їм в місцях навантажувально-розвантажувальних робіт і в зоні переміщення вантажу;

- піднімати грузнув, вага якого перевищує максимальну вантажопідйомність тельфера;

- користуватися обмежувачем підйому крюка, як засобом зупинки механізму підйому, що постійно діє;

- використовувати для роботи несправні і невипробувані пристосування і стропа.

- Піднімати і транспортувати легкозаймісті речовини, вибухові і отруйні матеріали;
 - Після закінчення або в перерві робіт залишати грузнув в підвішеному стані;
 - При включеному тельфері одночасно з ним включається і страхова лебідка.
2. Тельфер повинен бути заземлений за допомогою заземлюючої жили кабелю, підкранова балка - місцевим заземлітелем.
3. Забороняється починати експлуатацію тельфера:
- виявленні несправностей, що свідчать про відсутність нагляду за його технічним станом:
 - неприпустимому зносі крюка і каната;
 - несправності механізму підйому або його гальма;
 - не горизонтальності підвісного шляху;
 - несправності ланцюгових підвісок або захоплень;
 - порушенні правильності стиковки секцій підвісного шляху.
4. При експлуатації тельфера повинні застосовуватися стропа заводського виготовлення і минулі випробування.

2.6.7 Монтаж комплексу БШК-2ДМ

Після підготовки місця під установку комплексу, монтажу необхідного шахтного устаткування (вентиляційної системи з вентилятором, монорельса з тельфером, гідроциліндра або лебідки для переміщення комплексу по ходку, конвейера, живлячого кабелю для системи типу СУВ-350АВ, підведення води для системи пилеподавлення і ін.) відповідно до схеми розташування комплексу БШК-2ДМ по штреку проводиться збірка даного комплексу, його підключення і випробування.

Монтаж комплексу проводиться безпосередньо у вентиляційному ходці.

Висота виємочного ходка повинна бути не меншого 2,8 м.

Кріплення вироблення повинне допускати підвіску 2,5- тонною талі.

До місця монтажу прокладаються рейковий шлях, протипожежний трубопровід, підведена електроенергія, освітлення, встановлюються вентилятор для провітрювання смуги і лебідка 1ЛГКН для переміщення комплексу по ходку.

Для монтажу готується устаткування і відповідний інструмент.

Порядок і послідовність збірки комплексу здійснюється згідно «Технічним вимогам на збірку на місці застосування УДВШК-2ДМ.00.00.000ТТС».

Місце розташування комплексу і вантажною пункт обладнався телефонним зв'язком і освітленням.

Заправка комплексу маслом і робочою рідиною.

Після монтажу комплексу здійснюється заправка робочої рідини в гідробак за допомогою насоса з ручним приводом, для чого всмоктуючий рукав від насоса опускається в ємність з маслом і, повертаючи рукоятку насоса на 900 (вперед-назад), закачується масло. Закачування робочої рідини проводиться до верхньої мітки на верхньому оглядовому склі маслоуказателя гидробака.

Для заправки робочої рідини в бак гідросистеми секції управління знімається задня кришка секції управління, відгвинчується пробка - воздушник у верхній частині бака гідросистеми секції управління і через воронку, забезпечену фільтром, заливається масло в бак, після чого пробка ставиться на місце.

Гидромуфта ГП48ОА заправляється робочою рідиною в об'ємі $14 \pm 0,2$ л.

Для заправки гидромуфти необхідне:

- відсунути болти кришки вікна проставки гидромуфти і зняти кришку;
- повернути гидромуфту так, щоб заливна пробка опинилася у вікні проставки, і відвернути пробку;
- вставити в заливний отвір воронку з фільтруючою сіткою і повернути гидромуфту разом з воронкою вгору до упору шкарпетки воронки у верхній торець вікно проставки;
- залити об'єм робочої рідини ($14 \pm 0,2$);
- зняти воронку. Обережно повертаючи гидромуфту «на себе», зупинити її у момент початку зливу рідини через край заливного отвору;
- загорнути пробку в заливний отвір гидромуфти, встановити кришку вікна проставки на місце, закріпивши її болтами.

Щоб заправити редуктор блоку приводу БШК-2ДМ потрібно на верхній частині корпусу редуктора відгвинтити кришку заливного отвору, вставити в неї воронку з сіткою, залити масло з місткості. Рівень залитого в редуктор масла контролюється вимірною шупом і повинен відповідати верхній його відмітці.

Перед початком роботи по бурінню перевіряється рівень масла в маслобаке, який розташований на рамі приводу. При необхідності заливається мастило в маслобак.

Затисками регулюється подача масла для забезпечення рівномірного розподілу по тих, що направляють. Під час роботи контролюється якість мастила по наявності масляної плівки на тих, що направляють.

Після закінчення робіт по виїмці свердловини, а також під час технологічних зупинок перекривається подача мастила, щоб не допускати її розливу.

При заправці комплексу робочою рідиною і змащувальними матеріалами виконуються загальні правила по забезпеченню чистоти масел. Для цього перед заправкою очищаються заправні отвори і всмоктуючою рукав ручного насоса від бруду і штиба, заливка масел проводиться тільки через фільтруючий елемент, а доставка масла в шахту проводиться тільки в чистій і сухій місткості.

Зовнішній огляд комплексу.

При підготовці комплексу до роботи проводиться зовнішній огляд і перевірка робочих місць, а також перевіряє готовність виробу до роботи. Для цього перевіряються:

- відсутність механічних пошкоджень складальних одиниць і приводів електросхеми;
- наявність і справність всіх електричних блокувань, цілісність і надійність закріплення кабелів в кабельних введеннях, і якість їх ущільнення і кріплення;
- цілісність кабелів, прокладених по комплексу, і справність штепсельних роз'ємів;

- комплектність і цілісність гідрорукавов, прокладених по комплексу;
- рівень заправки робочою рідиною і змащувальними матеріалами складальних одиниць;
- цілісність і ув'язку кабелів управління тельфера;
- відповідність ділянки вироблення з складованим шнековим ставом і вентиляційним трубопроводом в зоні обслуговування тельфера;
- кріплення підведення і надійність герметизації рідини зрошування;
- надійність герметизації і кріплення воздухоподающего рукава до патрубка;
- цілісність манометрів.

Орієнтування і кріплення комплексу

Перед початком роботи, проводиться орієнтування комплексу у виємочном ходці по відношенню до пласта, що виймається, для чого:

- включається насосна установка комплексу;
- перемикач на пульті управління комплексом БШК-2ДМ встановлюється в положення РОЗПР;
- за допомогою гідроциліндрів розпору бурошнековая машина виставляється перпендикулярно осі вироблення;

Управління гідроциліндром розпору проводиться ручними розподільниками з пульта управління комплексом;

- за допомогою гідроциліндрів орієнтації задається кут нахилу бурошнекової машини рівним куту падіння пласта і узгоджується положення бурошнекової машини щодо пласта по висоті. Гідроциліндри розпору при цьому повинні бути втягнуті. Управління гідроциліндрами орієнтації проводиться ручними розподільниками з пульта управління комплексом;

- гідроциліндрами розпору проводиться розпір бурошнекової машини в стінки вироблення.

Комплекс готовий до роботи.

2.6.8 Технологія видобутку вугілля

1. Підготовка робочого місця до вибурування.

До початку підготовки нового робочого місця до вибурування відновлюються стійки арочної кріпіння ходка попереднього циклу у гирлі попередньої виємочної смуги викладається бутова смуга шириною не меншого 2 м з шматків породи від підривання вентиляційного швидка.

У місці буріння сполучення швидка з виємочною смугою підтримується тимчасовою кріпкою (камерною), що складається з балки спецпрофілю СВП-27, прикріпленої спеціальними хомутами до верхнякам рам арочної кріпіння (див. граф. частина)

Після установки камерною по черзі по одній (але більше чотири) віддаляються стійки арочної кріпіння, забирається затягування, ломиком обираються навислі шматки породи на голому просторі. Для запобігання обваленню порід брівки смуги, а також створення травмоопасной ситуації при висипанні кусів породи із-за затягування верхняков на кінці верхняков встановлюються «Г» - образні відрізки спецпрофілю на які укладається канат із стійок або бруса.

Після видалення ніжок зачищають вироблення на точці буріння і готують машину БШК-2ДМ до роботи в підготовчій виємочній смузі.

2. Вибурювання вугілля.

Після того, як комплекс підготовлений до роботи, приводять його електричну схему в робоче положення, потім включають автоматичні вимикачі блоків А1, А2 і А3. Далі машиніст натисненням кнопки ПУСК включає маслосос гідросистеми.

Одночасно на блок, що центрує до ребер притисками кріплять установку опор. При цьому столи відкидні повинні знаходитися в нижньому положенні. Потім гірник, обслуговуючий тельфер, доставляє на бурошнекову машину виконавський орган, а два помічники машиніста виставляють його по напрямку вугільного пласта і замикають замкові з'єднання на шпінделях блоків приводів і воздухоподаючого ставу.

Після установки виконавського органу машиніст включає вентилятор, систему пилеподавлення відкриттям крана-фільтру КФК.000-01 або включенням насосної установки зрошування, встановлює перемикач виду робіт на пульті управління в положення РОБОТА, подає попереджувальний звуковий сигнал. Потім натисненням кнопок ПУСК на пульті управління машиніст послідовно включає електродвигун першого бура, потім з витримкою часу 3-5 сек. - електродвигун другого бура, включає робочу подачу і проводить те, що забурює виконавського органу по напрямку пласта.

Те, що забурює рекомендується проводитися на мінімальній швидкості подачі. Коли коронки виконавського органу виходять за межі столів відкидних, подача і обертання виконавського органу вимикається, і столи відкидні піднімаються і фіксуються у верхньому положенні за допомогою фіксаторів, після чого те, що забурює продовжується. Відбите вугілля шнеками подається на скребковий конвейер, встановлений в ходці, і далі транспортується до вантажного пункту ділянки. Управління скребковим конвейером проводиться з пульта управління конвейером.

Після того, що забурює і переміщення виконавського органу на довжину лінійної секції шнека (1540мм) спрацьовує кінцевий вимикач і відключає робочу подачу, а машиніст відключає обертання виконавського органу кнопками СТОП і встановлює перемикач виду робіт на пульті управління в положення ДОПОМІЖ. ОПЕР. Відключається система пилеподавлення. Натискається кнопка СТОП з фіксацією, розташована на бурі шнекової машині.

Забурювання рекомендується проводити на мінімальній швидкості подачі. Коли коронки виконавчого органу виходять за межі столів відкидних, подача і обертання виконавського органу вимикається, і столи відкидні піднімаються і фіксуються у верхньому положенні за допомогою фіксаторів, після чого те, що забурює продовжується. Відбите вугілля шнеками подається на скребковий конвейер, встановлений в ходці, і далі транспортується до вантажного пункту ділянки. Управління скребковим конвеєром проводиться з пульта управління конвеєром.

Після забурювання і переміщення виконавчого органу на довжину лінійної секції шнека (1540мм) спрацьовує кінцевий вимикач і відключає робочу пода-

чу, а машиніст відключає обертання виконавського органу кнопками СТОП і встановлює перемикач виду робіт на пульті управління в положення ВСПОМОГ. ОПЕР. Відключається система пилеподавлення. Натискається кнопка СТОП з фіксацією, розташована на бурошнекової машині, щоб виключити вірогідність випадкового включення приводів обертання шнеків. Столи відкидні і місток демонтується. Від'єднується рукав подачі води в систему пилеподавлення від трубопроводу на секції управління.

Після відключення робочої подачі напівмуфти замкових з'єднань шнекового ставу зупиняються в зоні роботи захоплення блоку центрування, але їх орієнтація довільна. Помічники машиніста, що знаходяться з правою і з лівого боку бурошнекової машини, стежать за тим, щоб штовхачі замкових з'єднань шнеків були розташовані горизонтально. При необхідності проводиться доворот шнеків і установка штовхачів в горизонтальне положення. Для цього помічники машиніста, використовуючи рукоятки розподільників доворота шнеків, висувають штоки гідроциліндрів доворота, відкривають кожухи, що закривають колесо доворота. Штирями сполучають штоки з колесами доворота і, обертаючи шнек гідроциліндром доворота, встановлюють штовхачі горизонтально. Потім штирі витягуються, кожух закривається, і штирі встановлюються в кільця, закріплені на кожусі. Оскільки робоча рідина до гідроциліндрів доворота правого і лівого шнека подається від різних потоків насоса, то доворот обох шнеків може проводитися одночасно. При цьому робоча рідина на входи розподільників гідроциліндрів розпору і орієнтування не поступає і випадкове включення цих гідроциліндрів виключене навіть при перемиканні рукоятки відповідного розподільника.

Машиніст, використовуючи рукоятку розподільника центруючого пристрою, проводить захоплення і утримання шнекових ставів і вентиляційного трубопроводу. При цьому захоплення центруючого пристрою натискають на штовхачі і замкові з'єднання шнеків розкриваються.

Роз'єднання воздухоподаючого трубопроводу здійснюється поворотом на нім замкового кільця.

Після роз'єднання шнекових ставів і воздухоподаючого трубопроводу машиніст рукояткою розподільника, встановленого на бурошнекової машині, включає маневрову подачу від забою (НАЗАД) і відводить приводну раму в крайнє заднє положення, звільняючи місце для установки нової секції бурового ставу.

Одночасно гірник, обслуговуючий тельфер, з допомогою траверси доставляє на бурошнекову машину зібрані в касету два шнеки - правої і лівої навівки - і вентиляційний трубопровід, розташований між ними, і встановлює їх між приводом і буровим ставом.

Машиніст рукояткою розподільника включає подачу на забій (ВПЕРЕД) і вводить центровики приводів в напівмуфти встановлюваних шнеків. Центровики встановлюваних шнеків повинні увійти до напівмуфт шнеків, зафіксованих захопленнями центруючого пристрою. При подальшому русі вперед замкові пристрої шнеків автоматично замикаються.

Одночасно секція воздухоподаючого трубопроводу отворами на задньому фланці одягається на ловці, розташовані на приводній рамі, а ловці, розташовані в її передній частині, входить в отвори фланця трубопроводу шнекового ставу, за-

фіксованого захопленням центруючого пристрою. Після подачі вперед помічник машиніста сполучає воздухоподаючі трубопроводи, повертаючи кільце і замикаючи замок.

Під'єднується рукав подачі води в систему пилеподавлення і укладається в лоток, розташований на секції воздухоподаючого трубопроводу. У цей же лоток укладається кабель управління, що сполучає секцію управління з пультом управління.

3. Переміщення комплексу.

Після закінчення процесу буріння виконавський орган розташовують на буршнекової машині. Для переміщення комплексу на нове місце необхідно:

- прибрати розпори гидродомкрати;
- перевести машину в горизонтальне положення за допомогою блоків орієнтації;
- звільнити шлях переміщення від предметів, матеріалів і устаткування, що перешкоджають вільному переміщенню комплексу;
- підтягти, у разі потреби електрокабелі і рукави системи пилеподавлення.

Машиніст і його помічники під час переміщення спостерігають за тим, щоб розпори гидродомкрати передньої частини комплексу не зачіпали ніжки арочної кріпії, не пошкодили електрогидрокомунікацій і інше.

Переміщення комплексу здійснюють гидродомкратом або лебідкою, чіпляючи її трос за блок БШК-2ДМ., який кріпиться до санчат останнього зчеплення УДБШК-2ДМ або до траверсі БШК-2ДМ

При переміщенні комплексу знаходження людей в зоні дії каната лебідки забороняється.

Для запобігання травмуванню лебідчика від можливого обриву каната в 3м нижче за лебідку встановлюються дерев'яні ґрати.

Кріплення лебідки 1ЛГКН аналогічно кріпленню лебідки ЛВ-25.

4. Завершальні операції.

Після витягання шнеків робочі відновлюють видалені ніжки кріпії, сполучають їх сполучними хомутами з верхняками.

Після відновлення ніжок кріпії знімається балка СВП переноситься і закріплюється на новому місці вибурування. Гирло вибуреної смуги ізолюється дво metroвою бутовою смугою.

5. Дії обслуговуючого персоналу в екстремальних умовах.

При попаданні в аварійні умови експлуатації обслуговуючий персонал зобов'язаний:

- прибрати домкрати розпорів комплексу, що перешкоджають проходу людей по виробленню;
- відключити комплекс від джерела електричної енергії, зафіксувавши кнопку СТОП АВАРІЙ.

ВИСНОВОК

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання підготовки пласту і вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт по пл. k_8 прийнятий комплекс 2МКДД з комбайном КДК 500 з добовим навантаженням 1150 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пласту k_8 . Для механізації проведення виробок прийнятий прохідницький комбайн П 220. В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з технологією виймання вугілля, що залишено в охоронних ціликах. Для цього пропонується використовувати бурошнекову установку БШК-2ДМ.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "Новодружеська" при розробці програми розвитку гірничих робіт та складанні бізнес-планів.

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.-400с.
5. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981.-60с.
6. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983.-487с.
7. Клишин Н.К. Методические указания к практическим занятиям по курсу УСМГП. Алчевск: ДГМИ, 1995.-168с.
8. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. Е.П. Мухин, Е.П. Захаров, Е.Д. Дубов и др. К.: Тэхника, 1994.-190с.
9. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов КМ 103М, КМК 97М, КД 80, КМ 137, КМТ, КМ 138. Луганск, 1991.
10. Единые нормы выработки на очистные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. Донецк: Донецкий ЦОГ, 1993.-445с.
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. Единые нормы выработки на горно-подготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. Донецк: Донецкий ЦОГ, 1992.-285с.
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. Морев А.Б., Котлярский И.А., Мудряк В.А. Бурошнековые установки для выемки угля М.: Недра, 1973, 128 с.

25. Черняк И.Л. Управление состоянием массива горных пород. –М.: Недра, 1996. – 320 с.

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

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