

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

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

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

**Скласти проект відробки виймальної ділянки
пл. к8 ш. «Гірська» ДП «Первомайськвугілля»
з детальною розробкою основного питання:
«Вибір раціональної системи розробки пласта»**

Виконав: студент групи Гір-17д Великотько А.І.
(підпис)

Керівник: Філатьєв М.В.
(підпис)

Завідувач кафедри: Антощенко М.І.
(підпис)

Рецензент:
(підпис)

Сєвєродонецьк 2021

СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

“ _____ ” _____ 2021 року

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

Великотько Артуру Ігоровичу

1. Тема роботи: «Скласти проект відробки виймальної ділянки пл. к8 ш. «Гірська» ДП «Первомайськвугілля» з детальною розробкою основного питання: "Вибір раціональної системи розробки пласта".
Керівник роботи: Філат'єв Михайло Володимирович, доц.,
затверджені наказом закладу вищої освіти від 06.05.21 р. № 88/15.29
2. Строк подання студентом роботи: 10.06.21 р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):
 1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
 2. Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею у лаві.
 3. Паспорт проведення та кріплення підготовчої виробки.
 4. Спеціальна частина проекту.

6. Консультанти розділів проекту

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

7. Дата видачі завдання 07.05.21

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Геологія родовища	10.05.21-12.05.21	
2	Границі та запаси шахтного поля	13.05.21	
3	Розробка основних напрямків проекту	14.05.21	
4	Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти	15.05.21-16.05.21	
5	Розкриття, підготовка та система розробки	17.05.21-22.05.21	
6	Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення виробки	23.05.21-31.05.21	
7	Охорона праці	01.06.21	
8	Спеціальна частина	02.06.21-09.06.21	

Студент _____

Великотько А.І.

Керівник проекту _____

Філатьєв М.В.

РЕФЕРАТ

Дипломний проект містить: 80 стор., 12 рис., 21 табл., 4 аркуша графічної частини.

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

Ціль дипломного проектування – розробка проекту відробки виймальної ділянки.

Методи: розрахунок, техніко-економічне обґрунтування.

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Розроблено паспорт виймальної ділянки та проведення уклону по пласту k_8 . Зроблено розрахунки параметрів провітрювання виймальної ділянки та дільничного транспорту, розроблена схема енергопостачання виїмкової ділянки та розроблені заходи щодо охорони праці

В основній частині вирішені питання, пов'язані з вибором раціональної системи розробки пласта k_8 . Виконано порівняння трьох систем розробки шляхом підрахунку питомих економічних витрат.

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

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ОХОРОНА ВИРОБОК, ТЕХНІКО ЕКОНОМІЧНЕ ОБґРУНТУВАННЯ.

ЗМІСТ

РЕФЕРАТ	4
ВСТУП	6
1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ	7
1.1 Геологія родовища	7
1.2 Границі і запаси шахтного поля.....	10
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА	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	17
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	24
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8	24
2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз.....	24
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення уклону пласта k_8	36
2.4.3 Транспорт на дільниці	47
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	49
2.4.5 Енергопостачання ділянки	57
2.5 Охорона праці	60
2.6 Спеціальна частина	62
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 плінність кадрів на вугільних підприємствах. Усе це явилось наслідком економічного спаду в Україні.

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

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 розробка проекту відробки виймальної ділянки в умовах шахти "Гірська", виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у проекті задач відповідає вимогам виданого завдання.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

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

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

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

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

Джерелом водопостачання шахти служить мережа Первомайського міськводоканалу.

Гірнична маса відправляється в з/д вагонах на ЦЗФ "Гірська". Після збагачення вугілля використовується в енергетичних цілях.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

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

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

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

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

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

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

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

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

1.1.2.2 Тектоніка

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

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

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочого вугільного пласту надана в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочого вугільного пласту

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна		
	Від – до середня	Від – до середня		
k ₈	$\frac{1,70 - 1,90}{1,80}$	$\frac{1,52 - 1,72}{1,62}$	складна	відносно витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

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

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласту	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність $A^{daf}, \%$	Вологість $W_t^r, \%$	Сірчаність $S_t^d, \%$	Вихід летючих речовин $V^{daf}, \%$	Вища теплотворна спроможність $Q_b^{daf}, \text{ккал/кг}$	
k ₈	21	4,4	4,4	40,0	8079	ДГ

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

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

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

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

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

В обводненні гірничих виробок приймають участь пісковики m₃SM₄, M₁SM₂, ℓⁿ₈SM₁, L₇ℓⁿ₈, L₁ℓ¹, K₉Sk₈, K₇SK₈, K₆Sk₆, K₃SK₄ і вапняки M₃, M₁, L₇, L₁, K₉, K₇.

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

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

Фактичні водопритоки в шахту складають: $Q_{\text{норм}} = 500 \text{ м}^3/\text{год}$; $Q_{\text{макс}} = 531 \text{ м}^3/\text{год}$.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

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

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

Вугільний пласт k₈ загрозовий за раптовими викидами вугілля і газу з ізогіпси "- 585 м", небезпечний – з ізогіпси "- 700 м".

Пласти m₃, l^в₈, l₇, l^в₆, l₃, l¹₁ і k₆ схильні до самозаймання.

Кут падіння пласта k₈ складає 6-9°.

Проходження гірничих виробок по вміщуючим породам здійснюється в силікозонебезпечних умовах.

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

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 ДонВУГТ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГТ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГТ
k ₈	вапняк	2,8	9	Б ₅	аргіліт	15	8	А ₁	алевроліт	1,8	4	П ₂

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями шахтного поля є:

по повстанню на сході – виходи пластів під наноси;

по падінню на заході – умовна лінія, що проходить по ізогіпси "- 800 м";

по простяганню:

- на півночі – загальна границя з вільною ділянкою Мирнодолинською Південною, яка проходить на відстані 3 км від центральних стовбурів;

- на півдні – насув Південний, який розташований на відстані 3,8 км від центральних стовбурів.

Розміри ділянки шахтного поля, що проектується:

- по простяганню – 2,4 км;

- по падінню – 2,0 км.

Площа ділянки – 4,8 км².

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

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

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

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

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

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³.

Результати підрахунку запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	$S_{\text{н}}$, м ²	$m_{\text{ср.н}}$, м	γ , т/м ³	Q, тис.т	Примітка
Балансові запаси					
k ₈	4800	1,62	1,36	10575	
Забалансові запаси					
k ₂	4800	0,45	1,36	2940	мала потужність
Геологічні запаси				13515	

Визначимо проектні втрати вугілля.

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

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

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

де l – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, м;

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

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

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

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.6.

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

Індекс пласта	m, м	H, м	L, м	d, м	l, м	γ , т/м ³	Π_2 , т
k ₈	1,62	950	3200	62	2000	1,36	273000

Визначимо проектні втрати біля насуву Південного:

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

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

l_n – довжина тектонічного порушення.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат вугілля біля насуву Південного

Індекс пласта	d_n , м	l_n , м	m , м	γ , т/м ³	Π_3 , т
k_8	100	2000	1,62	1,36	440000

Визначимо проектні експлуатаційні витрати:

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

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

c – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$\Pi_4 = [10575000 - (0 + 273000 + 440000)] \cdot 0,04 = 394000 \text{ т.}$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

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

$$\Sigma\Pi = \frac{0 + 273000 + 440000 + 394000}{10575000} \cdot 100 = 10,5 < 15 \%.$$

Визначимо промислові запаси шахти:

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

$$Q_{\text{пр}} = 10575000 - (0 + 273000 + 440000 + 394000) = 9468000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 9,5 \text{ млн. т.}$$

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Для розробки основних напрямків технічного переоснащення шахти оцінимо динаміку її роботи за останні роки. Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2008 рік приведені в табл. 2.1.

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

№	Показник	Од. вимір.	Значення	
			План	Факт
1	Проектна потужність шахти	тис. т	900	163,6
2	Виробнича потужність шахти	тис. т	180	163,6
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	950	940
4	Швидкість проведення виробок	м/міс	40	25
5	Чисельність трудящих	чол.	1295	1283
6	Продуктивність праці ГРОВ	т/міс	300	280
7	Зольність вугілля	%	33,7	32,5
8	Собівартість вугілля	грн/т	300,0	304,96

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

Спосіб підготовки пласта k_8 погоризонтний, підготовка пласта – пластова. Система розробки – стовпова з відпрацьовуванням стовпів по простяганню.

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

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

Підготовчі виробки проводяться буровибуховим та комбайновим способом. В якості механізації приймаються комбайни ГПКС та буронавантажувальні машинами 1ППН-5, 1ПНБ-2, 2ПНБ 2. Швидкість проведення виробок складає 20-30 м/міс. Аналізуючи вищеприведену інформацію було виявлено наступні "вузькі" місця в технологічній схемі шахти:

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

- недоукомплектованість підземного транспорту необхідною кількістю вагонеток і електровозів;
- робота лав в зоні нестійкої покрівлі;
- відсутність роздільного виймання вугілля і породи в прохідницьких вибоях, що приводить до підвищення зольності до 30 %;
- недоукомплектованість штату робочих основних професій.

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

Даним проектом передбачаємо введення нового очисного вибою в експлуатацію. Для цього необхідно вирішити наступні задачі:

- розрахувати оптимальну виробничу потужність шахти;
- вибрати раціональну систему розробки для відробки пл. k_8 ;
- вибрати очисне, прохідницьке та транспортне устаткування для відробки пл. k_8 ;

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:

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

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

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

технологічна схема з застосуванням вузькозахватних комбайнів і індивідуального кріплення;

технологічна схема з застосуванням механізованих комплексів.

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

Вибір комплексу здійснюємо на основі аналізу областей їх застосування [2]

у залежності від потужності пласта, кута його падіння, категорій покрівлі по стійкості і обвалюванню та ін.

У даних умовах можливе застосування наступних комплексів:

ЗМКД 90 з комбайном РКУ 13;

2КМТ з комбайном ГШ 68Б;

КМ 138 з комбайном РКУ 13.

Розрахунок навантаження по організаційно-технічному фактору робимо на ПК по програмі, розробленої на кафедрі ЕУ (див. листинг 2.2). Найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу ЗМКД 90 з комбайном РКУ 13.

Розрахунок нормативного навантаження здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз". Відповідно до розрахунку нормативне навантаження на комплекс ЗМКД 90 складає 1470 т/доб.

Отже, для подальшого розрахунку приймаємо кількість циклів на добу 6 з навантаженням на лаву 1800 т/добу.

Для встановлення кількості одночасно розробляємих пластів та для визначення оптимального річного видобутку шахти скористаємось методикою 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 в 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;

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

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_{pi} – 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;

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

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

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

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

$$k_{\text{н.о.в.}} = \sqrt{0,8 \cdot 45000 \cdot \frac{1}{1}} = 1,4;$$

$$k_{\text{ш.п.}} = \frac{1 + \sqrt{1-1}}{\sqrt{1}} = 1;$$

$$A_{\text{ш.р.}} = (1 + 1,4) \cdot \sqrt{6864 \cdot \frac{1}{1} \cdot 1,17} = 985 \text{ тис. т.}$$

Приймаємо найближчу меншу типову проектну потужність шахти $A_{\text{ш.р.}} = 900$ тис. т.

Повний термін служби шахти:

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

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

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

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

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

$$T_{\text{расч}} = \frac{6864000}{900000} = 4 \text{ роки}$$

$$T = 4 + 0 + 1 = 5 \text{ років.}$$

Режим роботи шахти по видобутку:

- число робочих днів за рік – 300;
- число робочих змін по видобутку вугілля за добу – 3;
- тривалість робочої зміни:
 - на підземних роботах – 6 годин;
 - на поверхні – 8 годин.

2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів

Для відробки пл. k_8 на шахті прийнятий погоризонтний спосіб підготовки. Залишаємо його без змін.

Вибір системи розробки проводимо в розділі 2.6 – Спеціальна частина.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{\text{д.доб}} = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{ м/добу}, \quad (2.7)$$

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

$n_{\text{ц}}$ – кількість циклів за добу ($n_{\text{ц}} = 6$, див. п. 2.2);

$$V_{\text{д.доб}} = 0,63 \cdot 6 = 3,78 \text{ м/добу}.$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{д.річ}} = N \cdot V_{\text{д.доб}} \cdot K, \text{ м/рік}, \quad (2.8)$$

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

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

$$V_{\text{д.річ}} = 300 \cdot 3,78 \cdot 0,95 = 1077 \text{ м/рік}.$$

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

$$\begin{aligned} p &= m \cdot \gamma, \text{ т/м}^2, \\ p &= 1,8 \cdot 1,36 = 2,45 \text{ т/м}^2. \end{aligned} \quad (2.9)$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв:

$$h_{\text{д}} = \frac{A_{\text{шр}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_{\text{д}} \cdot p \cdot c}, \text{ м}, \quad (2.10)$$

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

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

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

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

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_{\text{л}}}{l_{\text{л}}}, \text{ лав,} \quad (2.11)$$

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

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

Приймаємо 1 лаву.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\begin{aligned} \Sigma h_{\text{д}} &= \Sigma n_{\text{л.д}} \cdot l_{\text{л}}, \text{ м,} \\ \Sigma h_{\text{д}} &= 1 \cdot 200 = 200 \text{ м.} \end{aligned} \quad (2.12)$$

Виходячи з рекомендацій [3], в даних гірничо-геологічних умовах приймаємо на 1 діючу лаву 1 резервно-діючу лаву.

Визначимо загальне число лав по шахті:

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

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

$$\Sigma n_{\text{заг}} = 1 + 1 = 2 \text{ лави.}$$

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

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

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

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

$$A_{\text{шп (max)}} = \Sigma h_{\text{заг}} \cdot V_{\text{д.річ}} \cdot \rho \cdot c, \text{ т/рік,} \quad (2.15)$$

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

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

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

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

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

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

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

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

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

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

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

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

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

Визначимо витрати часу на підготовку стовпа:

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

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

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

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

Час на відпрацювання стовпа:

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

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

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

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

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

$$V_{пв} = \frac{2 \cdot 200 + 1000}{\frac{800}{809} - (1 + 1 + 1)} = 150 \text{ м/міс.}$$

Для своєчасної підготовки нового стовпа швидкість проведення виробок повинна бути не менше 150 м/міс., причому підготовку нового стовпа необхідно почати, коли в діючому стовпі залишиться відробити 800 м.

Вибір раціонального способу охорони виробок, що примикають до лави, робимо з використанням програми "Лава 2".

Відповідно до зробленого розрахунку уклін доцільно охороняти за допомогою литої смуги, тому що витрати на підтримку при даному варіанті найменші.

Параметри технології розрахуємо згідно з [7]:

Ширина смуги:

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

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

$$Ш = 1,2 \cdot 1,8 = 2 \text{ м.}$$

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

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

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

$h_{н}$ – середня висота нижньої підривки, м;

$$\Delta = 0,6 \cdot 1,2 = 0,7 \text{ м.}$$

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

Хідник згашається слідом за очисним вибоєм, а для його тимчасового підтримання приймаємо викладення 1 ряду дерев'яних кострів.

Для охорони головного штреку приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розрахуємо згідно з [7]:

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

де H – глибина розробки, м;

σ – міцність порід, що вміщують, Мпа;

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

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

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

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

Ширина цілика для охорони головного штреку складе 30 м.

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розділене на два блоки: північний і південний.

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

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

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

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

Щоб забезпечити безперебійне виконання шахтою встановленого плану видобутку вугілля, необхідно вчасно робити підготовку нових горизонтів. Для цього необхідно знати, у якій послідовності повинна вестися розробка кожного пласту в часі і просторі. Звідси виникає необхідність складання календарного плану відпрацювання 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 посунання варто брати відповідно рівним 50 і 75 % від прийнятого, а в наступні роки – 100 %.

Схема розкриття, підготовки, система розробки, а також календарний план відпрацювання пласту k_2 представлені на листі № 2 графічної частини.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стволи

Характеристика стволів представлена в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Характеристика ствола

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

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

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

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

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

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

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

2.3.3.2 Приствольний двір і головні розкриваючі виробки

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

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

Приствольні двори у блочних повітря подавальних стволів на північному (гор. 700 м, 800 м і 900 м) і південному (гор. 700 м, 750 м і 900 м). блоках використовуються для спуску-підйому людей, доставки матеріалів і обладнання на блоки, подачі в шахту повітря, а також видача породи з гор. 900 м на поверхню (північний блок) (рис. 2.1.).

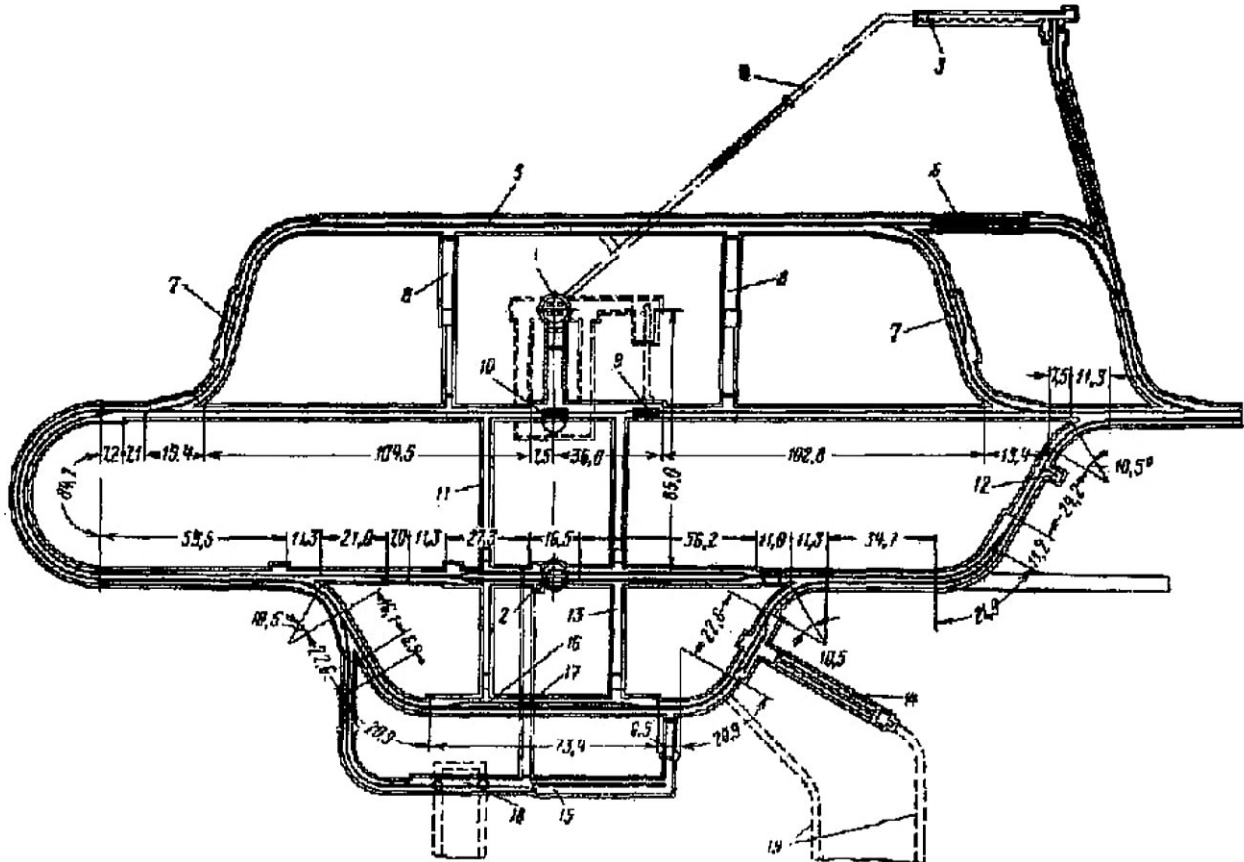
Приствольні двори у вентиляційних стволів на гор. 700 м призначені для видачі відпрацьованого повітря з шахти.

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

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

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

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



1 – скіповий стовбур; 2 – клітьовий стовбур; 3 – склад ВМ; 4 – сбійка для провітрювання складу ВМ; 5 – зарядна камера; 6 – ремонтна майстерня; 7 – місто стоянки запасних електровозів; 8 – преобразовча підстанція; 9 – породна розвантажувальна яма; 10 – вугільна розвантажувальна яма

Рисунок 2.1 – Схема пристовбурного двору

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Уточнення гірничо-геологічних умов відпрацьовування не проводимо, тому що швидкість посування очисного вибою не змінюється. Прогнозні дані представлені в п 2.

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт представлений на рис. 2.2.

2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8

Згідно п. 3 для механізації очисних робіт приймаємо комплекс ЗМКД 90, до складу якого входять [2]:

- вузькозахватний комбайн РКУ 13;
- механізоване кріплення ЗКД 90;
- скребковий конвеєр СПЦ 162-12;
- кріплення сполучень КСД 90;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

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

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою:

$$R = B \cdot D \cdot \gamma_2 \cdot h_2 \cdot L_2 \leq 0,8 R_T, \quad (2.27)$$

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

D – коефіцієнт, що залежить від присутності над шаром важкозрушуваних порід легкозрушуваних;

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

h_2 – потужність основної покрівлі, м;

L_2 – шаг зрушення основної покрівлі, м;

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

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

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

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

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

Монтаж і демонтаж комплексу здійснюється відповідно до [9].

Роботи з монтажу ведуться ланками гірномонтажників чисельністю 6 чоловік.

Розвантаження, розміщення і монтаж устаткування ведеться в наступному порядку:

- електро і гідроустаткування;
- лінійні риштаки конвеєра з нижньою гілкою скребкового ланцюга і навісним устаткуванням;
- секції механізованого кріплення з гідро устаткуванням;
- комбайн;
- приводні голівки конвеєра;
- кріплення сполучень.

Послідовність дій при монтажі скребкового конвеєру:

- з відрізків ланцюга збирають нижню гілку і лебідкою розтягують її по розрізу, наприкінці ланцюга встановлюють відкисні стійки;

- стикують по 5-6 риштаків, кріплять до них канат тягової лебідки і по розтягнутій нижній гілці ланцюга транспортують їх по розрізу до місця розташування верхнього приводу;

- після монтажу групи риштаків вантажний канат лебідки доставляється до місця нової партії риштаків, у такій послідовності монтують весь риштакний став;

- доставляють і встановлюють навісне устаткування і лемехи.

Послідовність дій при монтажі секцій мехкріплення:

- доставлені під розріз секції на сполученні розвертають консолями по напрямку руху;

- до секції прикріплюють вантажний і холостий канати лебідок, подається сигнал машиністу на включення лебідок і здійснюється транспортування секції до розрізу;

- після доставки секції до місця установки, роблять її розворот (за допомогою лебідки і обвідного блоку), приєднують гідро устаткування і роблять розпір.

У такій послідовності монтують і інші секції мехкріплення. Монтаж комбайну РКУ 13 здійснюється в уклоні. Складові частини комбайну доставляються до розрізу і лебідкою затягуються в нішу для монтажу.

Схема монтажу комплексу представлена на рис. 2.3.

Графік організації монтажу представлений на рис. 2.4.

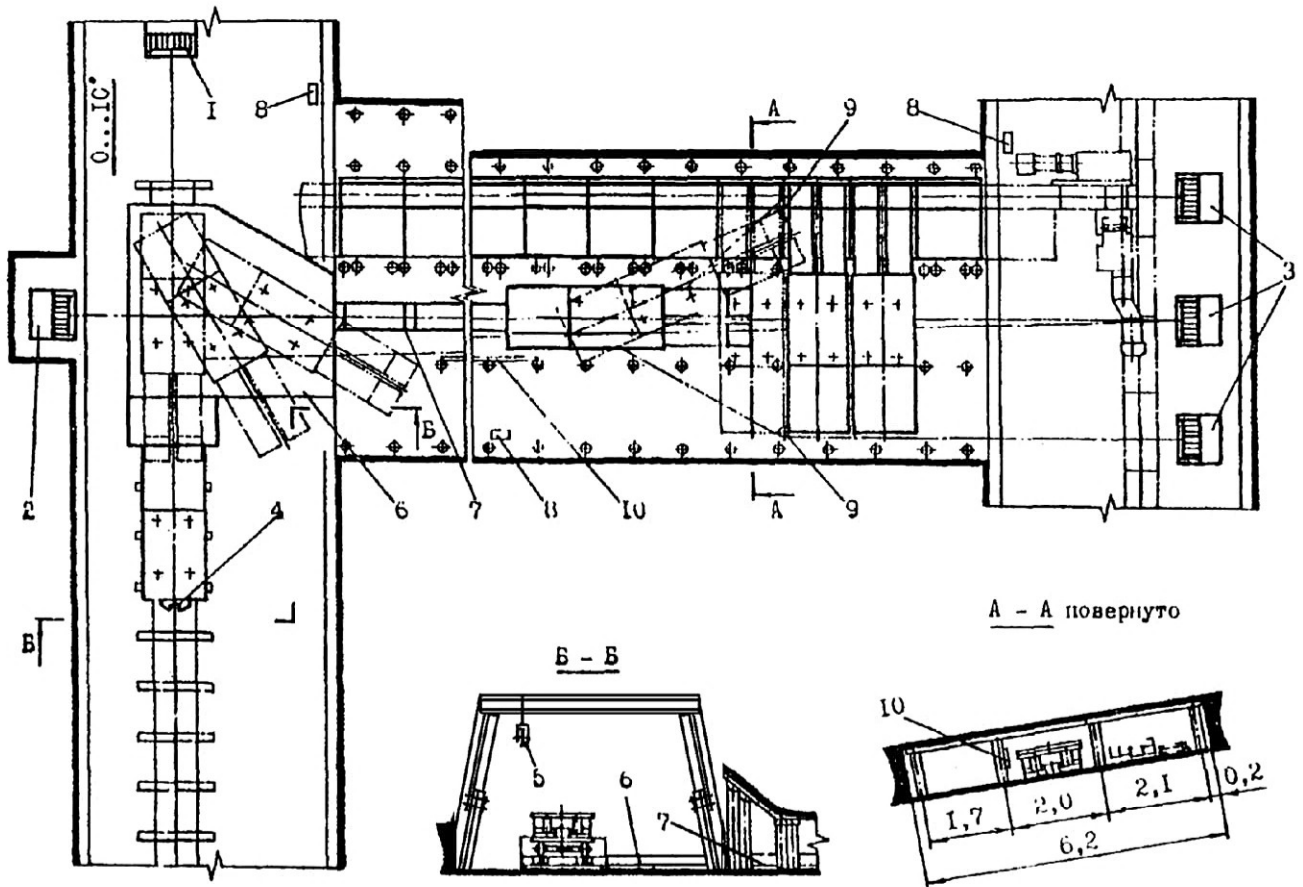
Розрахунок, приведений у п. 2.4.1.2, показав, що механізоване кріплення ЗКД 90 у даних гірничо-геологічних умовах може експлуатуватися з достатньою ефективністю, тому заходи щодо розупрочнення покрівлі не передбачаємо.

Вибір заходів щодо первинного осаду покрівлі у лаві.

Для забезпечення безпеки робіт, запобігання завалів лави, повітряних ударів при першому осаді завислої на великій площі покрівлі після відходу лави від розрізного просіку приймаємо спеціальний захід [7] – попереднє ослаблення основної покрівлі шляхом вибуху зарядів, розташованих у свердловинах над виробленим простором.

Параметри технології:

- схема розташування свердловин – двостороння одиначно-паралельна;
- кут нахилу свердловини – 60°;
- відстань між свердловинами – 10 м;
- кількість рядів свердловин – 3;
- діаметр свердловини – 100 мм;
- довжина свердловини – 80 м.



- 1 – лебідка ЛПКВ
- 2 – лебідка ЛМ 25
- 3 – лебідка ЛТП 55
- 4 – платформа ПТК
- 5 – лебідка ручна ЛРЦ
- 6 – полок монтажний
- 7 – дорога монтажна МД
- 8 – апаратура сигналізації та зв'язку АПКМ
- 9 – блок відхиляючий
- 10 – відбійник направляючий

Рисунок 2.3 – Схема монтажу комплексу ЗМКД 90 з застосуванням лебідок

2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

Визначимо ступінь підняття порід підосви в уклоні [7]:

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

де k – коефіцієнт, що враховує ступінь обвалювання порід покрівлі;
 H – глибина розробки, м;
 σ_n – міцність порід підосви, МПа;

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

Визначимо ступінь підняття порід підосви в штреках [7]:

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

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

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

На підставі порівняння розрахункового коефіцієнту ступеня підняття в уклоні з табличним значенням коефіцієнту [7], можна зробити висновок, що прийнятий спосіб охорони не забезпечує допустимий ступінь підняття підосви, тому що $k = 35,5 > k_T = 14$. Тому, в якості способу боротьби з підняттям підосви приймаємо камуфлетне висадження 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:

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

де $A_{\text{доб}}$ – навантаження на очисний вибій, т/доб;
 $n_{\text{р.д}}$ – кількість робочих днів на місяць, днів;

$$D_{\text{міс}} = 1800 \cdot 25 = 45000 \text{ т.}$$

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

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_{\text{к}} = L_{\text{к}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.31)$$

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;

$$D_{\text{к}} = 200 \cdot 1,8 \cdot 0,63 \cdot 1,36 \cdot 0,98 = 300 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів біля уклону та хідника:

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

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 для охорони хідника:

$$n_{\text{к}} = \frac{r}{a_{\text{к}}} \cdot n_{\text{к}}, \text{ штук}, \quad (2.33)$$

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

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

Зведення литої смуги:

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

де Ш – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 2 \cdot 1,8 \cdot 0,63 = 2,1 \text{ м}^3.$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки зводимо в табл. 2.3 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

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

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_{ц}$ – коефіцієнт циклічності;

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

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

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

$$K_{ц} = \frac{610}{260} = 2,3;$$

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

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

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

$$T_m = \frac{1}{2,3} = 0,43 \text{ чол} - \text{змін.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{\text{ГРОВ}} = T_{\text{к}} - T_{\text{м}}, \text{ чол.-змін}; \quad (2.38)$$

$$T_{\text{ГРОВ}} = 3 - 0,43 = 2,57 \text{ чол.-змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_{\text{к}} = \frac{D_{\text{ц}}}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін}, \quad (2.39)$$

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

$$N_{\text{к}} = \frac{300}{3,75} = 69,3 \text{ т/чол. – зм.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_{\text{ц}}}, \text{ грн/т}, \quad (2.40)$$

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{354,75}{300} = 1,36 \text{ грн/т.}$$

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

$$N_{\text{об}} = \frac{D_{\text{доб}}}{N_{\text{к}} \cdot k_{\text{пер}}}, \text{ чол.}, \quad (2.41)$$

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

$$N_{\text{об}} = \frac{1800}{69,3 \cdot 1,08} = 18 \text{ чол.}$$

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

1. Для комплексу ЗМКД 90 і планового видобутку 1300 т/добу таблична норма часу складе 49,4 чол.-годин (табл. 1, п 1);

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

ступінь стійкості бічних порід – 0,85;

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

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

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

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Ремонтну складність устаткування визначимо в табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість T_{op} , чол.-годин		Обґрунтування	
			на од.	на все		
в лаві						
Комбайн	РКУ 13	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т.9	
Мехкріплення	ЗКД 90	133	18,4	2447		
Конвеєр скребковий	СПЦ 162-12	1	1388	1388		
Кріплення сполучень	КСД 90	2	171	342		
Перевантажувач	ПТК-3У	1	1183	1183		
Усього				8351		
в інших виробках						
Конвеєр стрічковий	2ЛТ-100У	1	4124	4124		
Насосна станція	СНТ-32	2	1681	3362		
Лебідка	ЛВД-34	3	186	558		
Трубопровід, км		1,3	115	150		
Дорога на підшві	ДКН4-2	1	995	995		
Усього				9189		
Разом				17540		

Нормативна облікова чисельність електрослюсарів:

$$N_{ч} = \Sigma T_{op} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{зм}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.42)$$

де ΣT_{op} – сумарна річна нормативна трудомісткість планового технічного обслуговування і ремонту устаткування;

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

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

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

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

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

Для подальших розрахунків приймаємо:
 ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну – 7 чол.;
 електрослюсарів – 8 чол.
 Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{об} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.43)$$

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.
 амортизація.

Розрахунок фонду оплати праці та собівартості вугілля робимо на ПК по програмі, розробленої на кафедрі ЕУ.

2.4.2 Паспорт проведення та кріплення уклону пласта k_8

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

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

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

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

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

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, необхідної величини випередження очисних робіт підготовчими (див. п. 2.3.1.4), приймаємо місячне посування підготовчого вибою $V = 150$ м. Тоді добове посування складе:

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

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

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

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

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

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

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

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \text{ctg } \beta, \text{ м}, \quad (2.46)$$

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;

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

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

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

Ширина виробки у світлі по баласту до осаду:

$$l_6 = B + 2(h_p + h) \cdot \text{ctg } \beta, \text{ м}; \quad (2.47)$$

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

Ширина виробки у світлі по верхняку до осаду:

$$l_B = B - 2(h_1 - h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}, \quad (2.48)$$

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

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

Висота виробки від рівня баласту до верхняку до осаду:

$$\begin{aligned} h_B &= h_1 + h_p, \text{ м}, \\ h_B &= 2,5 + 0,19 = 2,69 \text{ м.} \end{aligned} \quad (2.49)$$

Площа поперечного перерізу виробки у світлі:
до осаду:

$$\begin{aligned} S_{\text{св}} &= \frac{l_6 + l_B}{2} \cdot h_B, \text{ м}^2; \\ S_{\text{св}} &= \frac{4,8 + 3,9}{2} \cdot 2,69 = 11,7 \text{ м}^2. \end{aligned} \quad (2.50)$$

після осаду:

$$S'_{\text{св}} = \frac{(l_6 + l_B) \cdot (h_B - \Delta h)}{2}, \text{ м}^2; \quad (2.51)$$

де Δh – конструктивна податливість кріплення КСП ($\Delta h = 0,7$ м);

$$S'_{\text{св}} = \frac{(4,8 + 3,9) \cdot (3,9 - 0,7)}{2} = 10,5 \text{ м}^2.$$

Периметр виробки у світлі:

$$\begin{aligned} P &= \frac{l_6 + l_B + h_B}{\sin \beta}, \text{ м}; \\ P &= \frac{4,8 + 3,9 + 2,69}{\sin 80^\circ} = 13,0 \text{ м.} \end{aligned} \quad (2.52)$$

Висота виробки начорно до осаду:

$$h_H = h_B + h_{\text{СП}} + 2 \cdot h_3, \text{ м}, \quad (2.53)$$

де $h_{\text{СП}}$ – висота профілю СВП;
 h_3 – товщина затягування, м;

$$h_n = 2,69 + 0,11 + 0,1 = 2,9 \text{ м.}$$

Проектна ширина виробки начорно по покрівлі:

$$\begin{aligned} l_{n.\text{пок}} &= l_b + 2 \cdot (h_{\text{сп}} + h_3), \text{ м;} \\ l_{n.\text{пок}} &= 3,9 + 2 \cdot (0,11 + 0,1) = 4,2 \text{ м.} \end{aligned} \quad (2.54)$$

Проектна ширина виробки начорно по підозві:

$$\begin{aligned} l_{n.\text{під}} &= l_b + 2 \cdot (h_{\text{сп}} + h_3), \text{ м;} \\ l_{n.\text{під}} &= 4,8 + 2 \cdot (0,11 + 0,1) = 5,1 \text{ м.} \end{aligned} \quad (2.55)$$

Площа поперечного перетину виробки начорно:

$$\begin{aligned} S_n &= 0,5 \cdot (l_{n.\text{пок}} + l_{n.\text{під}}) \cdot h_n, \text{ м}^2; \\ S_n &= 0,5 \cdot (4,2 + 5,1) \cdot 2,9 = 13,4 \text{ м}^2. \end{aligned} \quad (2.56)$$

Площа поперечного перетину виробки в проходці з урахуванням товщини забутовочного слою:

$$\begin{aligned} S_{\text{прох}} &= S_n \cdot \mu, \text{ м}^2; \\ S_{\text{прох}} &= 13,4 \cdot 1,08 = 14,5 \text{ м}^2. \end{aligned} \quad (2.57)$$

Перевіримо переріз виробки у світлі по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{\text{св}}}, \text{ м/с,} \quad (2.58)$$

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

$$V = \frac{20}{11,9} = 1,7 \text{ м/с.}$$

Згідно ПБ [1] швидкість руху повітря в дільничних виробках не повинна перевищувати 6 м/с. Тому що $V = 1,7$ м/с, швидкість руху повітря задовольняє ПБ.

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [15].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{\text{кр}} = U + k_{\text{кр}} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм,} \quad (2.59)$$

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

$$U = k_\alpha \cdot k_\Theta \cdot k_s^l \cdot k_b \cdot k_t U_T, \text{ мм,} \quad (2.60)$$

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;

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

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

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_n \cdot k_h \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м}, \quad (2.61)$$

де k_n – коефіцієнт перевантаження;
 k_h – коефіцієнт надійності;
 $k_{пр}$ – коефіцієнт умов проведення виробки;
 b – ширина виробки в прохідці, м;
 P^H – нормативне навантаження;

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

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (2.62)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

В якості кріплення приймаємо кріплення металеве податливе трапецієвидне КМП-Т з спецпрофілю СВП-27.

$$n = \frac{393}{450} = 0,87 \text{ рам/м}.$$

Приймаємо відстань між рамами 1,0 м.

Сумарне зміщення за весь час існування виробки:

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

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

$$U^I_{\text{кр}} = 208 + (380 \cdot 0,4 + 1800 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 510 \text{ мм.}$$

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

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

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м,} \quad (2.64)$$

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

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

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

Встановлюємо одну стійку посилення через одну раму основного кріплення.

Тип кріплення по податливості:

$$\Delta \geq k_{\text{ос}} \cdot k_{\text{анк}} \cdot k_{\text{ус}} \cdot U^I_{\text{кр}}, \text{ мм,} \quad (2.65)$$

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

$$\Delta \geq 1 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 510 = 357 \text{ мм.}$$

Остаточню приймаємо кріплення металеве податливе трапецієвидне КМП-Т з спецпрофілю СВП-27 (податливість 600 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо через одну раму основного кріплення.

Протяжність встановлення кріплення посилення:

l_1 – ділянка кріплення попереду першого вибою = 30 м;

l_2 – ділянка кріплення позаду першого вибою = 65 м;

l_3 – ділянка кріплення попереду другого вибою = 40 м.

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

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м,} \quad (2.66)$$

де N – змінна норма виробки на бригаду, м ($N = 1,91$ (§ 1, табл. 3, п. 77 д);
 k – коефіцієнт за збірником;

$$Q = 1,91 \cdot 0,86 = 1,64 \text{ м.}$$

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

Вид робіт	Одиниця вимірювання	Норма виробки			Обсяг робіт на зміну, м	Потрібна кількість чол.-змін на 1 м	Потрібна кількість чол.-змін	Тарифна ставка, грн.	Розцінка за 1 м, грн.	Обґрунтування для встановлення норми виробки
		за збірником	коефіцієнт за збірником	встановлена						
Проведення виробки комбайном ГКПС	м	0,48	0,86	0,41	2	2,38	4,76		230,21	табл. 3, п. 77 д
машиніст гірничих виймальних машин VI розряду					2	0,61	1,22	107,88	65,81	
прохідник V розряду					2	1,77	3,54	92,88	164,40	

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м,} \quad (2.67)$$

де T – змінна нормативна трудомісткість, чол.-змін, м ($T = 4$ чол.-змін (§ 1, табл. 3, п. 77 е);

$$Q_{1ч} = 1,91/4 = 0,48 \text{ м.}$$

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

$$Q_{зм} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м;} \quad (2.68)$$

$$Q_{зм} = 0,48 \cdot 0,86 = 0,41 \text{ м.}$$

Трудомісткість на зміну:

$$T_{зм} = Q / Q_{зм}, \text{ чол.-зм.} \quad (2.69)$$

$$T_{зм} = 1,64 / 0,41 = 3,9 \text{ чол.-зм.}$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{\text{МГВМ}} = 1 / Q, \text{ чол.-зм.} \quad (2.70)$$

$$T_{\text{МГВМ}} = 1 / 1,64 = 0,61, \text{ чол.-зм.}$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{\text{ПРОХ}} = \frac{(T_{\text{зм}} - 1)}{Q}, \text{ чол. - зм;} \quad (2.71)$$

$$T_{\text{ПРОХ}} = \frac{(3,9 - 1)}{1,64} = 1,77 \text{ чол. - зм.}$$

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

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

Таблиця 2.6 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на од.	на все	
1	Комбайн	ГКПС	1	1660	1660	ЕНВ-2004
2	Перевантажувач	ПТК-3У	1	1183	1183	
3	Стрічковий конвеєр	2ЛТ 100У	1	4311	4311	
4	Дорога напочвенна	ДКН4-2	1	995	995	
5	Лебідка	ЛВД 34	1	186	186	
6	Трубопроводи		1,1	185	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	

Остаточо приймаємо явочну кількість робітників за добу:

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

Обліковий склад:

$$Ч_{\text{об}} = N_{\text{яв}} \cdot k_{\text{об}}, \text{ чол.}, \quad (2.72)$$

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

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

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

Обліковий склад прохідників V розряду:

$$Ч_{об} = 9 \cdot 1,59 = 14 \text{ чол.}$$

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 [17, 18]. Для будови лінійного графіку організації процесу комбайнового виймання розраховуємо поопераційно трудомісткість і тривалість робіт, а також час, що відкладемо на графіку. Результати розрахунків зводимо в табл. 2.7-2.12.

Загальна питома трудомісткість виймання 1 м³ гірничої маси:

$$N = \frac{N_i}{V \cdot S_{нач}}, \text{чол.} - \text{хв/м}^3, \quad (2.73)$$

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

$$N = \frac{1510}{2 \cdot 17,6} = 34,4 \text{ чол.} - \text{хв/м}^3.$$

Розрахунок собівартості проведення 1 м виробки.

Таблиця 2.7 – Розрахунок суми доплат за роботу у нічний час

№ п/п	Професія	Тариф. ставка (оклад), грн	Кількість годин		Розмір доплати за 1 годину роботи в нічний час, грн	Сума, грн
			за добу	за місяць		
1	МГВМ VI р	132,00	8	200	5,59	1118,00
2	Прохідник	113,58	40	800	4,81	4810,00
3	Пом. нач. ділянки	3067	6	125	5,56	1205,00
4	Гірничий майстер	2640	8	200	5,08	1016,00
5	Усього					7383,00

Таблиця 2.8 – Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірничих порід

Найменування операцій	Об'єм робіт		Число робітників, чол.	Трудомісткість по процесам (операціям), чол.-хв.		Тривалість процесів (операцій), хв.		Обґрунтування (ЄНВ, розділ 2)
	Од. вим.	на цикл		на цикл	на зміну	на цикл	на зміну	
Підготовчо-заключні операції			4				25,8	§ 2, табл. 50
Усунення дрібних несправностей			4				18,1	§ 2, табл. 50
Керування комбайном	м	1	2	$143,18 \cdot 1 = 143,18$	$143,18 \cdot 2 = 286,4$	$71,59 \cdot 1 = 71,59$	$71,59 \cdot 2 = 143,18$	§ 2, табл. 51
Відведення і проробки виконавчого органу, огляд комбайну, заливка масла	м	1	2	$9,89 \cdot 1 = 9,89$	$9,89 \cdot 2 = 19,8$	$7,13 \cdot 1 = 7,13$	$7,13 \cdot 2 = 14,3$	§ 2, табл. 51
Огляд та заміна зубків, підтягування ка-белю і шланга зрошення	м	1	2	$10,95 \cdot 1 = 10,95$	$10,95 \cdot 2 = 21,9$	$6,36 \cdot 1 = 6,36$	$6,36 \cdot 2 = 12,7$	§ 2, табл. 51
Розбивка великих шматків породи, підкидка гірничої маси до вантажного органу та зачистка ґрунту	м	1	1	$52,09 \cdot 1 = 52,09$	$52,09 \cdot 2 = 104,2$	$26,0 \cdot 1 = 26,0$	$26,0 \cdot 2 = 52,0$	§ 2, табл. 51
Розштібовування перевантажувача та натажної головки конвеєру	м	1	1	$19,15 \cdot 1 = 19,15$	$19,15 \cdot 2 = 38,3$	$9,57 \cdot 1 = 9,57$	$9,57 \cdot 2 = 19,1$	§ 2, табл. 51
Встановлення та пересування тимчасового кріплення, перевірка напрямку виробки	м	1	2	$6,3 \cdot 1 = 6,3$	$6,3 \cdot 2 = 12,6$	$2,9 \cdot 1 = 2,9$	$2,9 \cdot 2 = 5,8$	§ 2, табл. 51
Кріплення	м	1	2-4	$139,1 \cdot 1 = 139,1$	$139,1 \cdot 2 = 278,2$	139,1	278,2	§ 2, табл. 52
Нарощування конвеєру	м	1	3	$69,6 \cdot 1 = 69,6$	$69,6 \cdot 2 = 139,2$	$25,2 \cdot 1 = 25,2$	$25,2 \cdot 3 = 8,4$	§ 2, табл. 52
Нарощування вент. трубопроводу	м	1	2	$3,54 \cdot 1 = 3,54$	$3,54 \cdot 2 = 7,1$	-	$10,62 / 2 = 5,3$	§ 2, табл. 52
Нарощування рейкового шляху	м	1	2-4	$44,27 \cdot 1 = 44,27$	$44,27 \cdot 2 = 88,5$	-	$132,81 / 4 = 33,2$	§ 34, табл. 132
Усього				755	1510			

Таблиця 2.9 – Розрахунок штату та фонду оплати праці ділянки ГПР

Професія робітника (посада)	Од. вимір	Обсяг робіт				Чисельність робіт- ників на роботі				За списком	Розці- нка, тарифна ставка, оклад, грн.	Фонд оплати праці, грн/м							
		на місяць	на добу	по змінам				1	2			3	4	пряма з.п.	премія	доплати		Усього	
				1	2	3	4									нічні	інші		
МГВМ 6 р	м	150	6	0	2	2	2	4	1	1	1	1	6	132,00	14097,0	3020,50	4810,0	6121,5	21670,50
Прохідник 5р								9	0	3	3	3	19	113,58	5544,0	1396,20	0	735,62	7675,82
Електрослюсар 5р								4	4	0	0	0	6	99,06	5094,0	1123,23	902,0	389,56	6748,79
Начальник ділянки								1	0	1	0	0	1	3408,00	3408,00	256,40	0	49,80	1206,20
Зам. нач. ділянки								1	1	0	0	0	1	3181,00	3181,00	242,30	0	49,80	1172,10
Пом. нач. ділянки								1	0	0	1	0	1	3067,00	3067,00	229,50	655,0	49,80	1226,55
Механік ділянки								1	1	0	0	0	1	3181,00	3181,00	235,10	0	49,80	1144,90
Гірничий майстер								5	2	1	1	1	6	2640,00	16120,0	1693,56	1016,0	498,56	7866,62
Оплата передбачених робіт																			295,60
Усього								29	9	7	7	6	41		55900,0	8196,79	7383,0	7944,5	129424,2

Таблиця 2.10 – Розрахунок вартості матеріалів

№ п/п	Матеріал	Од. вим	Норма витрат на 1м	Обсяг на місяць	Витрати матеріалів в місяць	Ціна за одиницю, грн	Вартість матеріалів за місяць
1	Кріплення КМП-Т	компл.	1,0	150	150	2000,00	300000,0
2	Затяжка	м ³	0,23		51,75	885,00	30532,50
3	Вент труба	м	1		225	800,00	180000,0
4	Рейки Р-24	т	0,048		7,2	3000,0	21600,0
5	Шпали дерев'яні	м ³	0,064		14,4	180,00	2592,00
6	Усього						434724,5

Таблиця 2.11 – Розрахунок вартості амортизаційних відрахувань

№ п/п	Обладнання	Кількість	Ціна за одиницю, грн	Витрати на транспорт та монтаж (15%), грн	Первісна стоимость, грн	Річна норма амортизації, %	Сума амортизаційних відрахувань, грн
1	ГКПС	1	950000,00	142500,00	1092500,0	24	62850,00
2	ПТК 3У	1	120000,00	18000,00	138000,0	24	19260,00
3	2Л100У	1	290400,00	43560,00	333960,00	24	41679,20
4	ВМП	1	11664,00	1749,60	13413,60	24	4268,27
5	ЛВД 34	1	9600,00	1440,00	11040,00	24	2205,00
6	КТПВ	1	120800,00	18120,00	138920,00	24	22105,50
7	ПВИ 250БТ	5	40290,00	6043,50	46333,50	24	906,17
8	АВ 400ДО	2	8040,00	2412,00	18492,00	24	364,15
9	Усього						153638,3

Таблиця 2.12 – Калькуляція собівартості 1м виробки

№ п/п	Елемент витрат	Сума витрат, грн/міс	Обсяг робіт на місяць, м	Собівартість 1м, грн/м	Уд. вага, %
1	Витрати на оплату праці	129424,20	150	862,83	16
2	Відрахування на соц. міри (49,5%)	64064,98	150	427,10	8
3	Допоміжні матеріали	434724,5	150	2898,16	64
4	Амортизація	153638,3	150	1024,25	12
5	Усього			5212,34	100

2.4.3 Транспорт на дільниці

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

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [21]:

$$Q_P = \frac{Q_{\text{доб}} \cdot k_n}{3 \cdot t_{\text{зм}} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.74)$$

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

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

$t_{зм}$ – тривалість зміни, год.;

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

Розрахунковий вантажопотік з лави:

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

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год} \quad (2.75)$$

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

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

Графік застосовності конвеєру представлено на рис. 2.5.

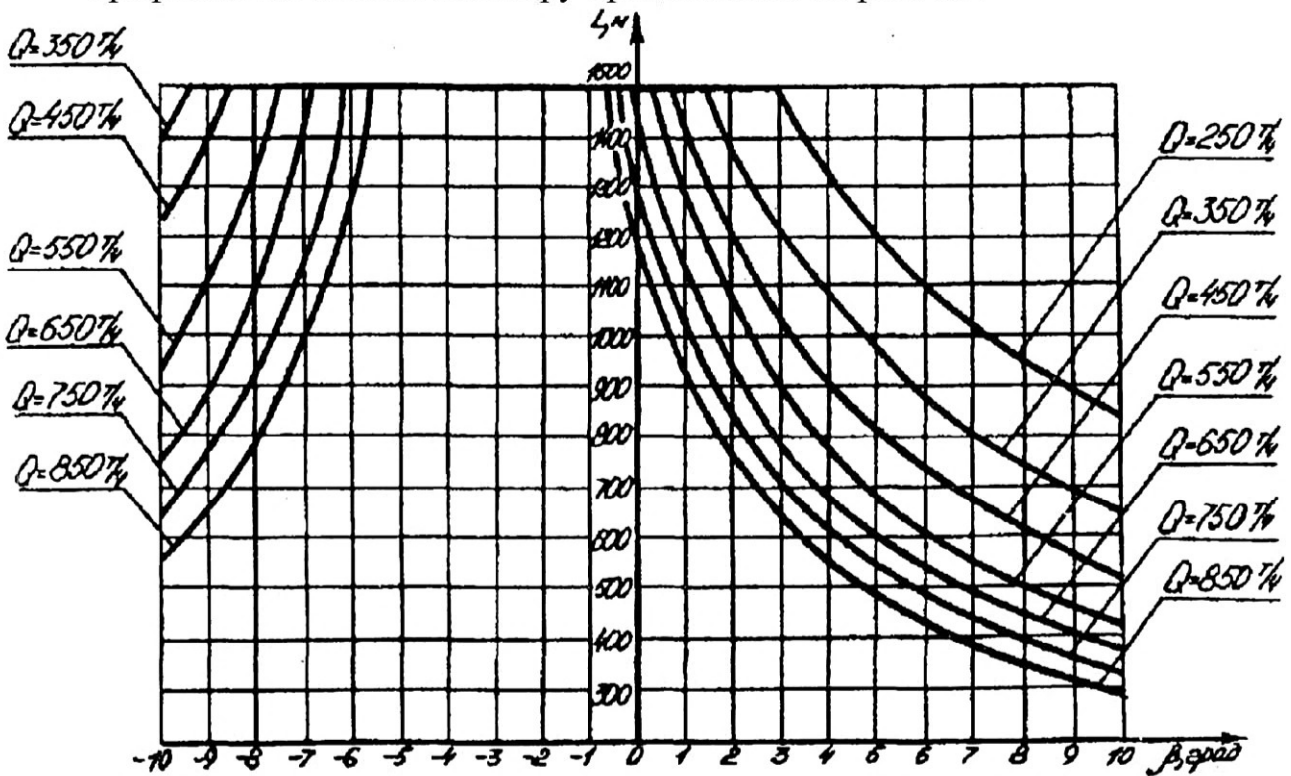


Рисунок 2.5 – Графік застосовності конвеєру 2ЛТ 100У

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

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.76.

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

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

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

Що відповідає умові $Q_p = 51 < Q_t = 200$ т/год. Для транспортування устаткування і матеріалів по штреку приймаємо відкатку лебідками ЛВД 34.

2.4.4 Провітрювання ділянки

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної ділянки

Даним проектом передбачена відробка пласта k_8 . Спосіб підготовки пласта – погоризонтний з відробкою стовпів по простяганню; система розробки – стовпова; кількість лав – 2; механізація очисних робіт – комплекс ЗМКД 90; навантаження на лаву – 1800 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [21], приймаємо схему провітрювання виймальних ділянок типу ЗВ-Н-г-пт.

2.4.4.2. Розрахунок відносної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою пласту k_8

Відносна метанообільність пласта виймальної ділянки:

$$q_{\text{діл}} = q_{\text{пл}} + q_{\text{сп}} + q_{\text{пор}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.76)$$

де $q_{\text{пл}}$ – метановиділення з розроблюваного пласту, $\text{м}^3/\text{доб}$;

$q_{\text{сп}}$ – метановиділення зі зближених вугільних пластів, $\text{м}^3/\text{доб}$;

$q_{\text{пор}}$ – метановиділення з порід, що вміщують, $\text{м}^3/\text{доб}$;

$$q_{\text{пл}} = q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}} + k_{\text{е.п}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.77)$$

де $k_{\text{е.п}}$ – коефіцієнт, що враховує експлуатаційні втрати вугілля в межах виймальної ділянки;

X_0 – залишкова метаноносність вугілля, що залишається у виробленому просторі, у ціликах і т.п., $\text{м}^3/\text{т}$;

$$X_0 = X_{\text{о.г}} \cdot k_{\text{WA}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.78)$$

де $X_{\text{о.г}}$ – залишкова метаноносність вугілля, $\text{м}^3/\text{т.с.б.м.}$;

$$X_{\text{о.г}} = 18,3 \cdot (V^{\text{daf}})^{-0,6}, \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.}, \quad (2.79)$$

де V^{daf} – вихід летючих речовин, %;

$$X_{o,r} = 18,3 \cdot 40^{-0,6} = 2,0 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.};$$

k_{WA} – коефіцієнт перерахування металоносності пласта на вугілля, частки од.

$$k_{WA} = \frac{100 - W - A}{100}, \text{ частки од.}, \quad (2.80)$$

де W і A – відповідно пластова вологість і зольність, %;

$$k_{WA} = \frac{100 - 4,4 - 21,0}{100} = 0,75;$$

$$X_o = 2,0 \cdot 0,75 = 1,5 \text{ м}^3/\text{т};$$

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

$$X = X_r \cdot k_{WA}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.81)$$

де X_r – природна метаноносність пласта, $\text{м}^3/\text{т.с.б.м.}$;

$$X = 12,8 \cdot 0,75 = 9,6 \text{ м}^3/\text{т};$$

$q_{o,п}$ – відносне метановиділення з очисного вибою, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q_{o,п} = 0,85 \cdot X \cdot k_{пл} \cdot \exp(-n), \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.82)$$

де $k_{пл}$ – коефіцієнт, що враховує вплив системи розробки на метановиділення із пласта;

$$k_{пл} = \frac{l_{оч} - 2 \cdot b_{з.д.}}{l_{оч}}, \quad (2.83)$$

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

$$k_{пл} = \frac{200 - 2 \cdot 14}{200} = 0,86;$$

n – показник ступеня, що залежить від швидкості посування очисного вибою, виходу летючих речовин з вугілля та глибини розробки;

$$n = a_1 \cdot V_{оч} \cdot \exp(-0,001 \cdot H + b_1 \cdot V^{daf}), \quad (2.84)$$

де a_1, b_1 – коефіцієнти, значення яких приймаються в залежності від V^{daf} ;

$$n = 0,152 \cdot 3,78 \cdot \exp(-0,001 \cdot 900 + 0,051 \cdot 40) = 1,8;$$

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

$$q_{o,y} = q_{o,y}^I + q_{o,y}^{II}, \text{м}^3/\text{т}, \quad (2.85)$$

де $q_{o,y}^I, q_{o,y}^{II}$ – відносне метановиділення з відбитого вугілля в лаві та в штреку відповідно, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q_{o,y}^I = X \cdot k_{пл} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] (b_2 \cdot k_{т,y} + b_3 \cdot k_{т,y}^I), \text{м}^3/\text{т}; \quad (2.86)$$

$$q_{o,y}^{II} = X \cdot k_{пл} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] b_2 \cdot k_{т,y}^{II}, \text{м}^3/\text{т}; \quad (2.87)$$

де b_2, b_3 – коефіцієнти, що враховують частку відбитого вугілля, що знаходиться відповідно на конвеєрі і залишається на ґрунті в лаві, частки од.;

$k_{т,y}, k_{т,y}^I, k_{т,y}^{II}$ – коефіцієнти, що враховують ступінь дегазації відбитого від масиву вугілля відповідно в очисній виробці на конвеєрі, на ґрунті в лаві і на конвеєрі у виробці виймальної ділянки, частки од.;

$$k_{т,y} = a \cdot T_{т,л}^B; \quad (2.88)$$

$$k_{т,y}^I = a \cdot T_{т,л,л}^B; \quad (2.89)$$

$$k_{т,y}^{II} = a \cdot T_{т,к}^B - a \cdot T_{т,л}^B; \quad (2.90)$$

де a, b – коефіцієнти, що характеризують газовітдачу з відбитого вугілля;

$T_{т,л}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля на конвеєрі в лаві, хв.;

$$T_{т,л} = \frac{\ell_{оч}}{60 \cdot V_{к,л}}, \text{хв}, \quad (2.91)$$

де $V_{к,л}$ – швидкість транспортування вугілля в лаві, м/с;

$T_{т,л,л}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля на підозві в лаві при однобічній виїмці вугілля, хв.;

$T_{т,к}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля у транспортній виробці в межах виймальної ділянки, хв.;

$$T_{т,к} = \frac{\sum_{i=1}^{n_i} \ell_{тi}}{60 \cdot V_{тi}}, \text{хв}, \quad (2.92)$$

де n_i – кількість ділянок довжиною $\ell_{тi}$ з різною швидкістю руху вугілля;

$\ell_{тi}$ – довжина виробки з i -м видом транспорту, м;

$V_{тi}$ – швидкість транспортування вугілля на ділянці $\ell_{тi}$, м/с;

$$T_{т,к} = \frac{1000}{60 \cdot 2,5} = 6,7 \text{ хв};$$

$$T_{т,л} = \frac{200}{60 \cdot 1,4} = 2,4 \text{ хв};$$

$$\begin{aligned}
k_{т.у} &= 0,052 \cdot 2,4^{0,71} = 0,097; \\
k_{т.у}^l &= 0; \\
k_{т.у}^{ll} &= 0,118 \cdot 6,7^{0,25} - 0,052 \cdot 2,4^{0,71} = 0,1; \\
q_{о.п} &= 0,85 \cdot 9,6 \cdot 0,86 \cdot \exp(-1,8) = 1,1 \text{ м}^3/\text{т}; \\
q_{о.у}^l &= 9,6 \cdot 0,86 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,8)] (1 \cdot 0,097 + 0) = 0,7 \text{ м}^3/\text{т}; \\
q_{о.у}^{ll} &= 9,6 \cdot 0,86 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,8)] \cdot 1 \cdot 0,11 = 0,8 \text{ м}^3/\text{т}; \\
q_{о.у} &= 0,7 + 0,8 = 1,5 \text{ м}^3/\text{т}; \\
q_{пл} &= 1,1 + 1,5 + 0,03 \cdot (9,6 - 1,5) = 2,8 \text{ м}^3/\text{т}.
\end{aligned}$$

Відносне метановиділення із супутників:

$$q_{сп} = \Sigma q_{сп.п} + \Sigma q_{сп.н} \text{ м}^3/\text{т}. \quad (2.93)$$

Відносне метановиділення як з пласта (супутника), що підроблюється $q_{сп.п}$, так і з пласта (супутника), що надроблюється $q_{сп.н}$, визначається по формулі:

$$q_{сп} = 1,14 \cdot V_{оч}^{-0,4} \cdot \frac{m_{сп}}{m_b} \cdot (X_{сп} - X_o) \cdot \left(1 - \frac{M_{сп}}{M_p}\right), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.94)$$

де $m_{сп.i}$ – сумарна потужність вугільних пачок окремого i -го супутника, м;

$X_{сп.i}$ – природна метаносність i -го супутника, $\text{м}^3/\text{т}$;

$X_{о.i}$ – природна метаносність i -го супутника, $\text{м}^3/\text{т}$;

m_b – виймальна корисна потужність розроблюємого пласту, м;

$M_{сп}$ – відстань по нормалі між покрівлею розроблюємого і підошвою зближеного (при підробітці) пластів і між підошвою розроблюємого і покрівлею зближеного (при надробітці) пластів, м;

M_p – відстань по нормалі між розроблюємим і зближеним пластами, при якому метановиділення з останнього практично дорівнює нулю, м.

При надробітці пологих і похилих вугільних пластів значення $M_p = 60$ м, а при підробітці пологих і похилих пластів визначається по формулі:

$$M_p = 1,3 \cdot \ell_{оч} \cdot k_{у.к} \cdot k_{л} \cdot \sqrt{m_{в.пр}} \cdot (\cos \alpha_{пл} + 0,05 \cdot k_{л}), \text{ м}, \quad (2.95)$$

де $m_{в.пр}$ – потужність пласта, що виймається, з урахуванням породних пропластків, м;

$k_{у.к}$ – коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею;

$k_{л}$ – коефіцієнт, що враховує вплив ступеня метаморфізму на величину зводу розвантаження;

$$k_{л} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot V^{daf}), \quad (2.96)$$

де $\alpha_{пл}$ – кут падіння пласта, град.

$$k_{л} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot 40) = 0,9;$$

$$M_p = 1,3 \cdot 200 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot \sqrt{1,8} \cdot (\cos 7 + 0,05 \cdot 0,9) = 325 \text{ м};$$

$$q_{\text{сп}k_9} = 1,14 \cdot 3,78^{-0,4} \cdot (1,1/1,8) \cdot (9,6 - 1,5) \cdot (1 - 130/325) = 2,0 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{\text{сп}k_3} = 1,14 \cdot 3,78^{-0,4} \cdot 0,7/1,8 \cdot (9,6 - 1,5) \cdot (1 - 30/60) = 1,0 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{\text{сп}} = 2 + 1 = 3 \text{ м}^3/\text{т}.$$

У зв'язку з відсутністю даних з метаноносності вміщуючих порід метановиділення визначаємо по формулі:

$$q_{\text{пор}} = 1,14 \cdot V_{\text{оч}}^{-0,4} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{сп}} \cdot (H - H_0), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.97)$$

де $k_{\text{сп}}$ – коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею і літологічний склад порід, частки. од;

H – глибина розробки, м;

H_0 – глибина верхньої границі зони метанових газів, м;

$$q_{\text{пор}} = 1,14 \cdot 3,78^{-0,4} \cdot (9,6 - 1,5) \cdot 0,00106 \cdot (900 - 200) = 4 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{\text{діл}} = 2,8 + 3 + 4 = 9,8 \text{ м}^3/\text{т}.$$

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

Визначимо очікуване метановиділення очисної виробки:

$$I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{оч}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.98)$$

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

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

$$I_{\text{оч}} = \frac{1800 \cdot 2,8}{1440} = 3,5 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Очікуване метановиділення очисної ділянки:

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

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

$$I_{\text{оч}} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\text{max}} \cdot S_{\text{min}} \cdot c}{k_H}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.99)$$

де V_{\max} – максимально припустима по ПБ швидкість руху повітря в лаві, м/с;
 k_H – коефіцієнт нерівномірності метановиділення в лаві (з табл. 6.3 [22]);
 c – припустима по ПБ максимальна концентрація метану у вихідному з лави струмені повітря, %;
 S_{\min} – мінімальна площа перетину лави, м²;

$$S_{\min} = k_{O_3} \cdot S_{O_3, \min}, \text{ м}^2, \quad (2.100)$$

де k_{O_3} – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до при вибійного (з табл. 6.4 [22]).

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

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

$$I_{O_3} = 3,5 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 6,6 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, немає необхідності проводити дегазацію.

2.4.4.4 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки пл. k_8

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

$$Q_{O_3} = \frac{100 \cdot I_{O_3} \cdot k_H}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.101)$$

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

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

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

$$Q_{O_3} = \frac{100 \cdot 3,5 \cdot 1,63}{1 - 0,05} = 600 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

Розрахунок кількості повітря по числу людей:

$$Q_{O_3} = 6 \cdot n_{\text{чол}} \cdot k_{O_3}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.102)$$

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

$k_{оз}$ – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного простору (приймаємо по табл. 6.4 [22]);

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

Розрахунок витрати повітря з умови оптимальної швидкості повітря по пило-вому фактору:

$$Q_{оч} = 60 \cdot S_{оч \text{ min}} \cdot V_{оч} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.103)$$

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

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

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

Перевірка витрат повітря по швидкості здійснюється по наступним факторам:

- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{оч} \geq Q_{оч \text{ min}} \cdot k_{оз} = 60 \cdot S_{оч \text{ max}} \cdot V_{\text{min}} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.104)$$

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

$S_{оч \text{ max}}$ – максимальна площа поперечного перерізу привибійного простору очисної виробки у світлі, м^2 ;

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

Умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{оч} \leq Q_{оч \text{ max}} \cdot k_{оз} = 60 \cdot S_{оч \text{ min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.105)$$

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

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

Умова дотримується.

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

Розрахуємо витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки по газам, що постійно виділяються:

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{дл}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_{\text{о}}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.106)$$

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

Витрати повітря на підсвіження:

$$Q_{\text{доп}} = Q_{\text{дл}} - Q_{\text{оч}} \cdot \frac{k_{\text{ут.в}}}{k_{\text{оз}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.107)$$

де $k_{\text{ут.в}}$ – коефіцієнт, що враховує витрати повітря через вироблений простір у межах виймальної ділянки (приймаємо по рисунку 6.12 [22]);

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

Розраховані витрати повітря повинні задовольняти умові:

$$Q_{\text{доп}} \geq 60 \cdot S \cdot V_{\text{мін}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.109)$$

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

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

Умова виконується.

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

$$Q_{\text{діл}} \geq 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.108)$$

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

$$1760 > 6 \cdot 20 = 120 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова виконується.

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

2.4.4.5 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.109)$$

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, м³/хв. (приймаємо по табл. 7.1 [21]);

$$A_{\max} = 1800 \cdot 0,85^{-1,67} \cdot \left[\frac{265 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 2360 \text{ т/добу.}$$

2.4.5 Енергопостачання ділянки

Механізація, що приймається в очисному вибої: механізований комплекс ЗМКД 90 з комбайном РКУ 13, скребковим конвеєром СПЦ 162-12. По уклону вугілля транспортується за допомогою скребкового перевантажувача ПТК 3У. Далі вугілля транспортується стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У.

Величину напруги – 660 В. Характеристика споживачів наведена в табл. 2.13.

Таблиця 2.13 – Характеристика споживачів ділянки

№ п/п	Найменування машин і механізмів	Напруга	Тип двигуна	Номінальна потужність, кВт	Кількість	Сумарна потужність, кВт	Коефіцієнт потужності номінальний
1	РКУ 13	660	ЭКВЭ – 200	200	1	200	0,85
2	СПЦ 162-12	660	ЭДКОФ 53,4	110	2	220	0,91
3	ПТК 3У	660	ЭДКОФ 53,4	110	2	220	0,91
4	СНТ 32	660	ВАО 82-4	55 + 4	2	118	0,87
5	ЛВД 24	660	ВАО 72-4	30	1	30	0,89

Розрахунок підстанції робимо на ПК. Результати розрахунків представлені на листингу 2.4. До установки приймаємо КТПВ 630/6-0.69.

Схема електропостачання ділянки представлена на рис. 2.6.

Електропостачання ділянки здійснюється від розподільної підземної станції (РПП – 16) від осередку КРУВ – 6. Звідси напруга 6 кВ подається по кабелю СБН 63x35 на суху пересувну підстанцію КТПВ – 630. Перетин фідерного кабелю приймається 120 мм². Від трансформаторної підстанції живиться станція управління СУВ – 350, яка живить усі основні механізми ділянки. Для забезпечення подачі сигналу перед запуском конвеєра (комбайна) по лаві і для зв'язку лави з насипним пунктом і розподільчим пунктом використовується апаратура гучномовного зв'язку з передпусковою сигналізацією АУС. Для газового захисту приймаємо апаратуру "Метан", яка забезпечує безупинний контроль концентрації метану, сигналізує та

відключає усі приймачі електричного струму на виймальній ділянці у разі виникнення небезпечних концентрацій. До оператора АГЗ виведені свідчення приладів газового захисту, що контролюють газову обстановку в цілому по ділянці. При перевищенні концентрації газу апаратура газового захисту впливає на загальний пускач штреку або загальний фідерний автомат і відключає напругу в загазованій виробці.

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

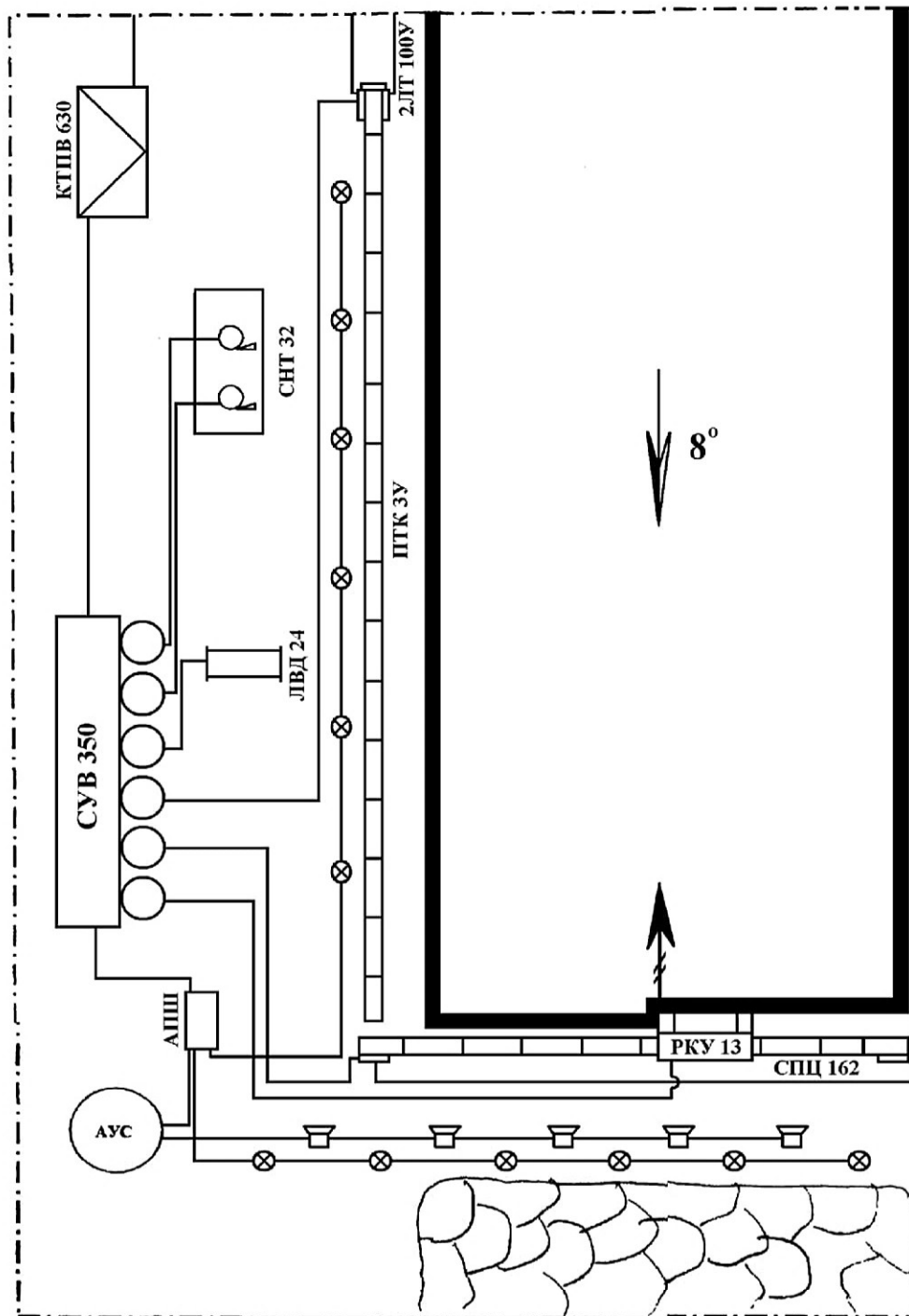


Рисунок 2.6 – Схема електропостачання ділянки

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

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

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

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

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

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

Схема заземлення ділянки представлена на рис. 2.7.

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

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

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

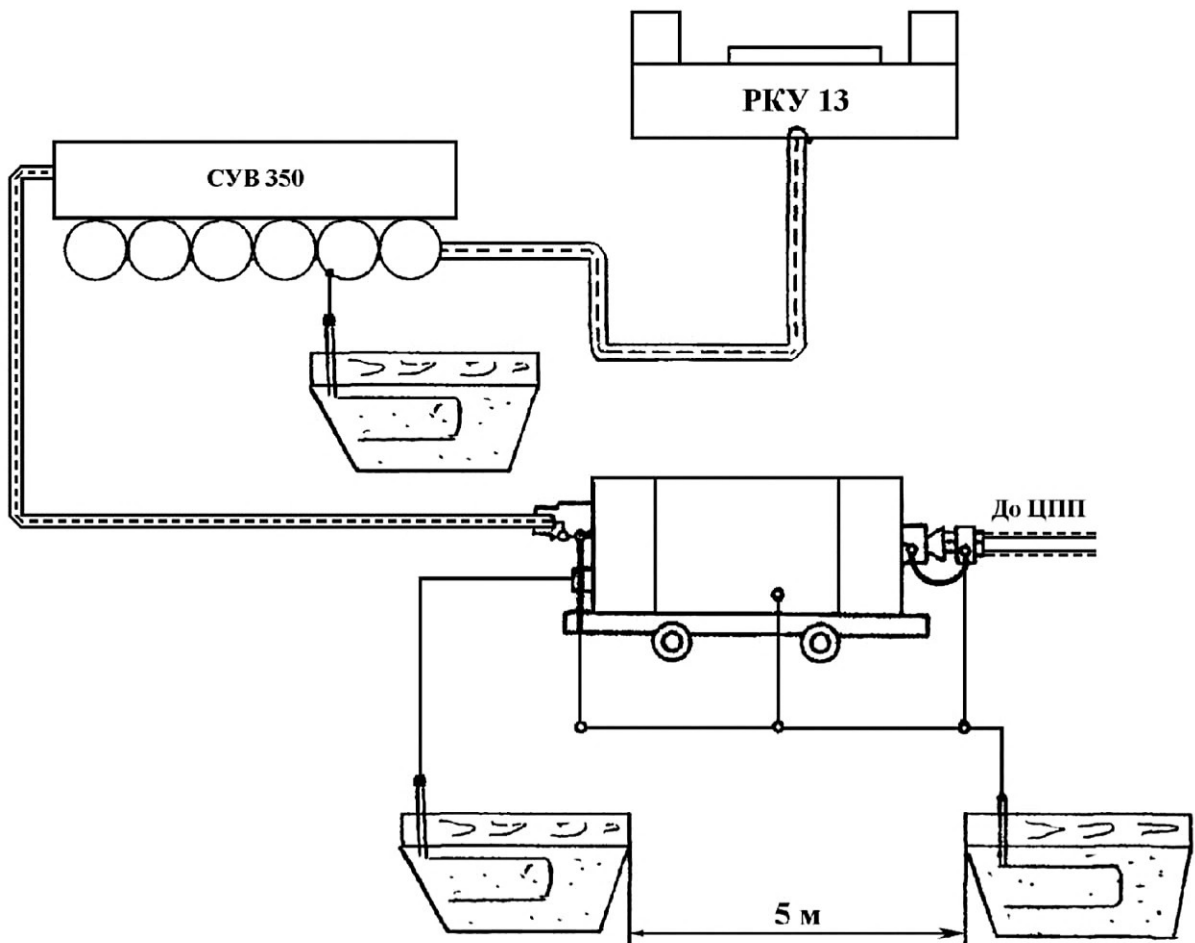


Рисунок 2.7 – Схема заземлення ділянки

2.5 Охорона праці

Для забезпечення безпеки при веденні очисних робіт необхідно:

- виїмку вугілля в очисному вибої здійснювати відповідно до паспорта виїмки вугілля, кріплення та управління покрівлею із застосуванням комплексу заходів для запобігання всіх небезпечних і шкідливих виробничих факторів;
- ведення очисних робіт до первинного осаду основної покрівлі, первинний осад основної покрівлі, а також підхід вибою до технічних границь виймальної ділянки проводити по заходах, передбачених паспортом виїмки вугілля, кріплення та управління покрівлею;
- у випадку зупинки робіт в очисному вибої на час понад добу вживати заходи по попередженню обвалення покрівлі в привибійний простір, загазуванню та затопленню;
- у процесі роботи здійснити перевірку стійкості покрівлі і вибою шляхом огляду й остукування;
- лаву, обладнану механізованим комплексом, оснащувати гучномовним зв'язком із прийомопередаючими пристроями, встановленими через кожні 10 м, а також на сполученнях;

- первинний осад основної покрівлі робити під керівництвом начальника ділянки чи його заступника;

- у випадку затримки обвалення покрівлі понад встановлений паспортом крок посадки необхідно застосовувати штучне обвалення, при цьому забороняється здійснювати роботи в лаві по видобутку вугілля до обвалення покрівлі;

- сполучення очисних виробок із транспортними і вентиляційними виробками повинні бути закріплені механізованим пересувним кріпленням.

При монтажно-демонтажних роботах необхідно:

- закріпити монтажну камеру відповідно до паспорту кріплення;

- усі дії по веденню робіт здійснити по умовних сигналах;

- при веденні будь-яких робіт робітником знаходитися тільки в закріплених місцях;

- при транспортуванні устаткування по монтажній камері забороняється знаходитися перед устаткуванням, що рухається;

- використовувати доставочне відділення для проходу людей заборонено.

Заходи щодо забезпечення безпеки робіт при веденні прохідницьких робіт:

- способи і прийоми ведення гірничих робіт і підтримки виробок повинні включати обвали гірничих порід у робочий простір. Проведені гірничі виробки повинні бути вчасно закріплені і утримуватися весь термін експлуатації відповідно до вимог проектів і паспортів. Матеріали, застосовувані для кріплення виробок, повинні відповідати вимогам стандартів, затверджених технічних умов і паспортів. Забороняється ведення гірничих робіт без затвердженого паспорта, а також відступу від нього;

- відставання постійного кріплення від вибоїв підготовчих виробок визначається паспортом, але не повинно бути більш 3 м. На початок нового циклу відставання постійного кріплення від вибою не повинне перевищувати кроку її установки. Усі порожнечі за кріпленням повинні бути закладені, забучені чи затампоновані;

- відстань від кінця чи перегородок вентиляційних труб до вибою не повинна перевищувати 8 м. Наприкінці гнучких повітропроводів повинна навішуватися труба з твердого матеріалу довжиною не менш 2,0 м, що забезпечує нормальний перетин вихідного отвору труби.

Вимоги, пропоновані до дільничного транспорту:

- стрічкові конвеєри повинні обладнуватися:

- а) датчиками бічного сходу стрічки, що відключають привід конвеєра при сході стрічки убік більш 10% її ширини;

- б) засобами пилопридушення в місцях перевантажень, якщо запиленість повітря в цих місцях перевищує гранично допустимі концентрації;

- в) пристроями по очищенню стрічок і барабанів.

2.6 Спеціальна частина - Обґрунтування раціональної системи розробки пл. k₈

Вступ

Роботи, пов'язані з видобуванням корисної копалини, мають назву очисні роботи, а виробки, в яких безпосередньо видобувається корисна копалина, - очисними виробками. На практиці частіше вживається термін "очисний вибій". Як види очисних вибоїв можуть бути визначені лави, камери, смуги та заходки.

Кожний очисний вибій обслуговується виробками, що призначені для транспорту, вентиляції, пересування людей та інших цілей і носять загальну назву підготовчі виробки. Однак, оскільки до підготовчих відносяться також і виробки, що підготовляють шахтне поле, зручніше виробки, що безпосередньо обслуговують очисні вибої, називати виїмковими.

Характерною особливістю ведення очисних робіт є постійне переміщення очисного вибою в просторі, внаслідок чого особливе значення набуває вчасне проведення виробок, що обслуговують цей вибій. У одному випадку виробки можуть проводитися до початку ведення очисних робіт, в іншому - водночас з очисними роботами, в третьому - частину виробок проводять до початку відробки дільниці, а інші - під час ведення очисних робіт.

Встановлений для даних умов порядок ведення очисних і підготовчих робіт в часі та просторі називається системою розробки пласта.

Систему розробки можна також визначати як комплекс очисних і підготовчих виробок, що проводяться в певній послідовності в часі та просторі.

2.6.1 Вимоги до систем розробки

Обрана для конкретних умов залягання пласта система розробки повинна задовольняти наступним основним вимогам: безпека ведення очисних і підготовчих робіт, комфортні умови праці, економічність розробки, мінімальні втрати корисної копалини в надрах та забезпечення охорони навколишнього середовища.

Безпека робіт визначається виключенням можливості завалів очисних вибоїв, вибухів газу та пилу, пожеж, запобіганням падіння людей на крутопохилих пластах та їхнього травмування шматками породи або корисної копалини, що падають. Так, наприклад, система розробки смугами за підняттям з тимчасовим магазинуванням вугілля є високопродуктивною системою, однак вона не виключає завалів очисних вибоїв. З цієї причини від її застосування в останні роки відмовилися. З причин високої небезпеки пожежі також відмовилися від застосування камерної системи розробки на потужних крутих пластах, хоча під час Другої Вітчизняної війни при нестачі робочої сили вона застосовувалася на шахтах Кузбасу, забезпечуючи високу продуктивність праці. Обов'язковою умовою безпеки робіт є наявність не менш двох вільних виходів з очисного вибою, а також надійне його провітрювання.

Комфортні умови праці визначаються в основному зручністю роботи, припустимим вмістом пилу і вологи в вентиляційному струмені, та його температурою.

Економічність системи розробки визначається рівнем продуктивності праці і собівартості видобутку 1 т корисної копалини при високій її якості. Система розробки повинна забезпечувати можливість застосування високопродуктивної вибійної техніки для досягнення високого навантаження на вибій, мінімальні питомі витрати матеріалів і обсяги проведення виїмкових виробок, просту і надійну транспортну мережу. Вона також повинна забезпечувати мінімальні втрати корисної копалини, оскільки, з одного боку, запаси не відтворюються, а з другої - зменшення втрат знижує питомі капітальні витрати на будівництво гірничого підприємства, а також побічні витрати на геологічне розвідування родовища.

У окремих випадках припустимо збільшення експлуатаційних втрат вугілля з метою досягнення високої продуктивності праці, меншої витрати матеріалів, зниження собівартості 1 т видобутку. Наприклад, камерна система розробки пологих пластів характеризується в цілому високими втратами корисної копалини, однак відрізняється високими техніко-економічними показниками, тому при значній порушеності пластів і невеликій цінності корисної копалини вона може виявитися економічно доцільною навіть при відносно високих втратах.

Вимоги до систем розробки з точки зору охорони навколишнього середовища зводяться до необхідності залишення породи в шахті, не припускаючи її видачі на поверхню, а також виключення утворення провалів на денній поверхні та підробки будинків і споруд, для чого необхідно застосовувати системи розробки із закладкою виробленого простору.

2.6.2 Фактори, що впливають на вибір системи розробки

Основними факторами, що мають вплив на вибір системи розробки є: потужність і кут падіння пласта, властивості бокових порід, міцність вугілля, газоносність пласта і вміщуючих порід, схильність вугілля до samozапалювання, обводненість, глибина розробки, взаємне розташування пластів у світі, схильність пластів до раптових викидів вугілля і газу, способи механізації очисних і підготовчих робіт та ін.

Потужність пласта при виборі системи розробки є одним з основних факторів, що виявляють вплив на спосіб виїмки вугілля, кріплення очисних вибоїв, інтенсивність зсування та обвалення порід, що вміщують корисну копалину; спосіб управління гірничим тиском. За потужністю всі пласти поділяються на надто тонкі - до 0,7 м, тонкі - від 0,71 до 1,2 м, середньої потужності - від 1,21 до 3,5 м, потужні - понад 3,5 м. Ця класифікація у відомому ступені умовна і лише частково характеризує особливості розробки пластів, віднесених до тієї або іншої групи.

Чим потужніший пласт, тим більш інтенсивно відбувається зсування товщі порід над виробленим простором, внаслідок чого ускладнюються процеси кріплення та управління покрівлею. При цьому потрібно вирішувати питання про спосіб виїмки пласта - на повну потужність відразу або з поділенням його на шари. На потужних пластах підготовчі виробки, як правило, проводяться без підривання бокових порід, що значно спрощує їхнє проведення. Тому на таких пластах можуть

застосовуватися системи, для яких характерним є великий обсяг проведення виїмкових виробок.

Параметри системи розробки також змінюються в залежності від потужності пласта. Наприклад, на надто тонких пологих пластах довжину лави за умовами пересування людей та обслуговування обладнання приймають в межах 80–100 м. При збільшенні потужності приблизно до 2,5 м спостерігається збільшення довжини лави до 200–250 м, а при подальшому зростанні потужності довжина лави знов зменшується. Кут падіння пласта також істотно впливає на вибір системи розробки. За кутами падіння вугільні пласти поділяються на пологі - до 18° , похилі - від 19 до 35° , крутопохилі - від 36 до 55° і круті - понад 55° .

При кутах падіння до 10° можливо застосування систем розробки з виїмкою лавою за підняттям (падінням), при великих кутах - лавою за простяганням, а при кутах понад 50° - систем розробки з виїмкою смугами за падінням щитовими агрегатами. Якщо на пологих і похилих пластах вугілля вздовж очисного вибою переміщується за допомогою спеціальних транспортних засобів (конвеєри, скрепероструги, металеві листи або жолоби), то на крутих пластах відбите вугілля, а також обрушені породи скочуються вниз під дією власної ваги, що викликає необхідність застосування запобіжних приладів для захисту робітників від шматків вугілля і породи, що падають, або надання вибою відповідної форми, що виключає або зменшує імовірність попадання падаючих предметів у місця роботи людей. Зокрема, при виїмці вугілля відбійними молотками вибою лави надають стельоуступну форму.

Властивості бокових порід мають значний вплив на вибір способу виїмки вугілля, кріплення очисного вибою, управління гірничим тиском і охорони виїмкових виробок. У результаті прояву гірничого тиску та вбирання глинистими породами вологи відбуваються так звані явища "піддування" ґрунту, що примушує виконувати періодичні її підривання, а це призводить до значних витрат і характеризується високою трудомісткістю робіт. У таких випадках застосовуються спеціальні способи охорони виїмкових виробок, наприклад, двосторонніми бутовими смугами з проведенням штреків позаду вибою лави, або ці виробки проводять по пустих породах паралельно пласту, тобто польовими, а пластові погашають по мірі посування очисного вибою. Обидва ці випадки визначають характерні модифікації суцільної системи розробки.

Міцність вугілля чине вплив на вибір напрямок посування очисного вибою і способу виїмки вугілля. Від неї також залежить продуктивність виїмкових машин. При розробці потужних крутих і похилих пластів з м'яким вугіллям робити виїмку за підняттям небезпечно із-за можливих вивалів шматків вугілля, особливо коли кліважні тріщини розміщені паралельно вибою. У таких випадках перевагу треба віддавати системам розробки з виїмкою за падінням або простяганням.

Газоносність пласта і порід, що його вміщують, може істотно обмежувати навантаження на очисний вибій. Чим вище навантаження, тим більший об'єм повітря треба подати у вибій, однак він обмежується площею поперечного перерізу очисної виробки і допустимою Правилами безпеки (ПБ) швидкістю руху повітря у лаві. Для досягнення високих навантажень на лаву в цих умовах вибирають системи розробки, що забезпечують подачу повітря у вибій по двох виробках, а третя,

вентиляційна, розташовується посередині лави, або ж застосовують комбіновану систему розробки з прямоочною схемою провітрювання та підсвіженням вихідного з лави струменя повітря. На надто газоносних пластах доцільно застосовувати системи розробки з мінімальним числом підготовчих виробок, особливо що проведені за підняттям.

Схильність вугілля до самозаймання частіше виявляється при розробці потужних пластів. Причиною цього явища є спроможність сірчаних сполучень, що містяться у вугіллі, поглинати кисень, тобто окислятися. Це супроводжується виділенням великої кількості тепла, в результаті чого вугілля розігрівається і при досягненні критичної температури (70–80 °С) samozапалюється. Найбільш небезпечними щодо виникнення пожеж є роздавлені цілики вугілля і скупчення вугільного дріб'язку у виробленому просторі. При цьому на розвиток процесу самозаймання великий значно впливають наявність і тривалість контакту вугілля із свіжим повітрям. Для відвернення пожеж у виробленому просторі слід застосовувати системи розробки, які виключали б витікання повітря через нього. Розміри виїмкових полів необхідно приймати, виходячи з того, що час їхньої відробки має бути менше інкубаційного періоду самозаймання вугілля. Якщо залишення ціликів є конче потрібним, то слід приймати їхні розміри такими, щоб виключити їхнє роздавлення.

Обводненість пластів погіршує умови роботи і призводить до зниження продуктивності праці. Сильно обводнені глинисті породи стають менш тривкими, набувають схильності до здійснення. При розробці таких пластів прагнуть вибрати таку систему розробки, при якій вода з пласта і порід, що його вміщують, не надходила б у вибій. З цією метою виїмку здійснюють за підняттям або діагонально до лінії простягання, а також застосовують системи з випереджаючою мережею підготовчих виробок для попереднього осушування пласта. На обводнених пластах нерациональним є проведення штреків з нижньою розкоскою.

Глибина розробки визначає розмір гірничого тиску, який росте пропорційно глибині. При цьому збільшуються навантаження на кріплення, відбуваються деформації боків виробок, що викликає необхідність виконувати їхнє перекріплення. Особливо інтенсивно гірничий тиск виявляється в зонах впливу очисних робіт, де виробки деформуються більш значно. Ці особливості потрібно враховувати при виборі місця розташування та способу охорони виробок, що є елементами системи розробки.

Значна глибина розробки виключає застосування камерних систем розробки та ускладнює застосування щитових систем на потужних крутих пластах. Взаємне розташування пластів у свиті необхідно враховувати при виборі системи розробки у зв'язку з тим, що при зближених пластах можлива групова їх розробка, коли підготовчі виробки в поверсі (ярусі) проводяться і підтримуються по одному з пластів, а на інших вони підтримуються в межах виїмкового поля і одразу ж погашаються після його відробки. При цьому виробки пластів, що групуються, проводять меншим перерізом, що в решті-решт знижує витрати на проведення і підтримання виробок. Крім того, необхідно встановлювати послідовність відробки зближених пластів у свиті, щоб в одних випадках уникнути шкідливого впливу підробки або надробки одного пласта іншим, а в інших, навпроти, використати позитивну дію надробки або підробки з метою захисту пластів від раптових викидів вугілля і газу

або гірничих ударів. До систем розробки пластів, схильних до раптових викидів вугілля і газу, подаються підвищені вимоги, а саме: дотримання прямолінійної форми очисного вибою, причому, на крутих пластах найкраще за все - з виїмкою лавами за падінням (із застосуванням щитових агрегатів); відокремлене провітрювання вибоїв з підсвіженням вихідного струменя; проведення виробок з кутами падіння більш 10° зверху вниз та ін. Способи механізації очисних і підготовчих робіт мають істотний вплив на вибір системи розробки, оскільки вони тісно пов'язані між собою. У свій час перехід від ручної виїмки і доставки вугілля в очисних вибоях до зарубування врубовими машинами і доставки конвеєрами дозволив перейти на розробку пластів довгими лавами і широке застосування різновидів суцільної системи розробки лава-поверх замість надто розповсюдженої при коротких лавах системи з поділенням поверху на підповерхи. Застосування щитового кріплення дозволило впровадити ефективні системи розробки потужних вугільних пластів з виїмкою їх відразу на повну потужність.

Створення високопродуктивних гірничопрохідницьких машин забезпечило підвищення темпів проведення виробок і в багато яких випадках перехід від суцільних систем до більш ефективних стовпових. Всі перераховані вище фактори повинні враховуватися під час вибору прийнятних варіантів систем розробки для конкретних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов розробки пласта. При цьому слід мати на увазі, що вплив окремих факторів у ряді випадків може виявитися протилежним.

У кінцевому підсумку остаточний вибір системи розробки здійснюється шляхом економічного порівняння конкуруючих її варіантів.

2.6.3 Вибір раціональної системи розробки

Економіко-математичне моделювання - це математичний опис закономірностей, притаманних будь-якому об'єкту, системі, процесу, виражених за допомогою економічного показника. Стосовно гірничої справи - це математичний опис витрат на проведення і підтримання виробок, транспорт вугілля, водовідлив, вентиляцію, тощо, з урахуванням впливу гірничо-геологічних, технологічних та інших факторів.

Економіко-математичне моделювання дозволяє проводити порівняння різних варіантів систем розробки за кількісним значенням критерію (частіше за все висловленому у грн./т) і вибрати найбільш економічний варіант. З іншого боку, в моделі у загальному вигляді можуть бути записані змінювані параметри системи розробки, наприклад, довжина лави, розмір виїмкового поля та ін, що виявляють вплив на значення критерію. Отже, стає можливим знаходження такого значення параметру, при якому значення критерію буде мінімальним (наприклад, за питомими витратами) або, навпаки, максимальним (наприклад, за продуктивністю праці).

Процес моделювання передбачає рішення двох задач:

- укладання (розробка) самої моделі;
- реалізація моделі, тобто знаходження параметрів об'єкту (системи), при яких цільова функція досягне екстремального значення.

2.6.3.1 Моделювання витрат на проведення виробок

При економіко-математичному моделюванні важливу роль грають вартісні показники або, як їх прийнято називати, вартісні параметри, під якими розуміються укрупненні вимірники вартості окремих видів робіт, віднесених до будь-якої одиниці обсягу робіт. При відомому значенні обсягу робіт і вартісного показника підраховуються (моделюються) сумарні витрати на виробництво тих або інших видів робіт. Конкретно, при економіко-математичному моделюванні систем розробки необхідно вміти скласти математичне вираження обсягів робіт, а звідси і витрат на проведення виробок, їхнє підтримання і транспорт вугілля по них, а в деяких випадках і на інші види робіт.

Звичайно для економіко-математичного моделювання використовуються укрупненні показники, розроблені відповідними проектними інститутами. Вони надаються у вигляді аналітичних залежностей витрат від впливаючих гірничо-геологічних і гірничотехнічних факторів. У нинішній час вони значно застаріли, необхідна розробка нових вартісних параметрів, на що зажадається багато якого часу і значних витрат. У той же час для вирішення задач оптимізації параметрів систем розробки у відомій мірі можуть бути використані й існуючі параметри, оскільки співвідношення між вартістю проведення виробок, їхнім підтриманням і транспортом вугілля по них залишаються приблизно однаковими. Зрозуміло, що порівняння варіантів систем розробки і розрахунок економічного ефекту необхідно виконувати з урахуванням нових вартісних показників, заснованих на існуючих нормах виробітку на окремі види робіт, тарифних ставках і розцінках, вартості матеріалів, устаткування та енергоресурсів.

Загальні витрати на проведення будь-якої виробки можуть бути визначені наступним чином:

$$K = k \cdot l, \quad (2.110)$$

де k - вартість проведення 1 м виробки, грн.;

l – довжина виробки, м.

2.6.3.2 Моделювання витрат на підтримання виробок

У поняття витрат на підтримання входять витрати на ремонт виробки з метою утримання її в робочому стані в продовж усього терміну служби.

За умовами підтримання і методами визначення витрат всі гірничі виробки поділяють на наступні групи:

- за типом виробок: горизонтальні, похилі та вертикальні;
- за характером змінювання довжини: виробки постійної довжини; виробки, довжина яких безупинно змінюється; виробки, довжина яких змінюється рівними ділянками;

- за умовами підтримання: підтримуються в масиві вугілля або порід чи у виробленому просторі і не наражаються на вплив очисних робіт; підтримуються в різних умовах (в масиві і у виробленому просторі) і наражаються на вплив очисних робіт;

- за розташуванням відносно пласта: пластові та польові;

- за впливом, що виявляється при розробці суміжних пластів: що зазнають вплив надробки або підробки; що не зазнають цього впливу;

- за площею перерізу: виробки, пройдені з мінімальною необхідною площею перерізу; пройдені із заздалегідь збільшеною площею перерізу відносно мінімально необхідної.

Для всіх виробок, що не наражаються на вплив очисних робіт, витрати на підтримання визначаються за формулою:

$$R = r \cdot l \cdot t, \quad (2.111)$$

де r - вартість проведення 1 м виробки, грн.;

l – довжина виробки, м;

t – час підтримання виробки, роки.

Для виробок, довжина яких змінюється рівними ділянками (бремсберг, похил), витрати на підтримання визначаються шляхом складання витрат на окремих ділянках. Алгоритм укладання моделей витрат для таких виробок наведено нижче. Значні труднощі при визначенні загальних витрат на підтримання виробок представляє визначення величини r , котра формується під впливом великого числа геологічних і технологічних факторів.

2.6.4 Вибір систем розробки

Для вибору раціональної системи розробки застосуємо метод техніко-економічного порівняння.

В умовах шахти, виходячи з гірничо-геологічних умов, можливо застосування наступних систем розробки:

1. Система розробки довгими стовпами по простяганню без погашення цілини (рис. 2.8).

Підготовка ярусу зводиться до влаштування приймальних майданчиків бремсберга або похила і проведення транспортного і вентиляційного штреків до меж панелі. На межі панелі проводять розрізну піч, монтують в ній вибійне обладнання і починають вести очисні роботи в напрямку до бремсберга або похила, гасячи транспортний і вентиляційний штреки позаду вибою лави. Таким чином, виїмкові штреки в їхній робочій частині не влучають в зону інтенсивного прояву гірничого тиску, а підтримуються в неторканому масиві (транспортний штрек) або ж в зоні гірничого тиску, який встановився (вентиляційний штрек), що різко знижує витрати на їхній ремонт і забезпечує надійність роботи транспорту на ділянці.

Переваги: можливість забезпечення безремонтного підтримки виробок; конс-

труктивна простота у відношенні компоновки виробок, схеми транспорту і провітрювання

Недоліки: великі втрати вугілля; складність провітрювання спарених виробок при їх проведенні; невеликий фронт очисних вибоїв у крилі панелі; складність провітрювання спарених виробок при їх проведенні; збільшується в два рази обсяг проведених виробок.

2. Система розробки довгими стовпами по простяганню з погашенням цілини (рис. 2.9).

Цей різновид стовпової системи розробки, який характеризується тим, що у крилі ярусу (поверху) знаходиться всього одна лава, завдяки своїй конструктивній простоті має найбільше розповсюдження на практиці.

Переваги: менші втрати вугілля в порівнянні з першим варіантом; відсутні витрати на підтримку ходка позаду лави.

Недоліки: складності при відпрацюванні цілика; складність забезпечення провітрювання дільниці; складність провітрювання спарених виробок при їх проведенні; збільшується в два рази обсяг проведених виробок.

3. Система розробки довгими стовпами по простяганню з проведенням виробок вприсечку до виробленого простору (рис. 2.10).

Передбачає підготовку виїмкових дільниць через одну: перші виїмкові дільниці відпрацьовуються по системі розробки лава-ярус, другі підготовлюються з проведенням обох дільничих виробок вприсічку до виробленого простору.

Переваги: кращі умови підтримання дільничих гірничих виробок; зменшення витрат на підтримання дільничих гірничих виробок.

Недоліки: в два рази більша кількість дільничих виробок, які необхідно провести для підготовки усіх дільниць в панелі.

4. Система розробки довгими стовпами по простяганню з повторним використанням виробоя (рис. 2.11).

Спочатку виїмкова дільниця оконтурюється виробками. Відпрацювання лави проводиться зворотнім ходом. Передбачає погашення вентиляційного штреку вслід за лавою, а конвеєрний штрек підтримується після проходження очисного вибою за допомогою штучних споруджень.

Переваги: зменшується у два рази обсяг виробок, що проводяться для підготовки стовпа; виключаються втрати вугілля в між'ярусних ціликах.

Недоліки: можливість відробки тільки однієї лави в крилі панелі; необхідність виконання ремонтних робіт для підтримання штрека в робочому стані; складність провітрювання виробки.

5. Комбінована система розробки лавами по простяганню (рис. 2.12).

Конвеєрний штрек проводиться вслід за лавою та підтримується штучними спорудами для повторного використання. Вентиляційний штрек погашається вслід за лавою.

Переваги: повторне використання штрека; прямоточна схема провітрювання дільниці, що виключає витікання повітря через вироблений простір.

Недоліки: необхідність проведення додаткової флангової виробки і складність її провітрювання при проходженні; ускладнюється доставка матеріалів і обладнання вентиляційним штреком.

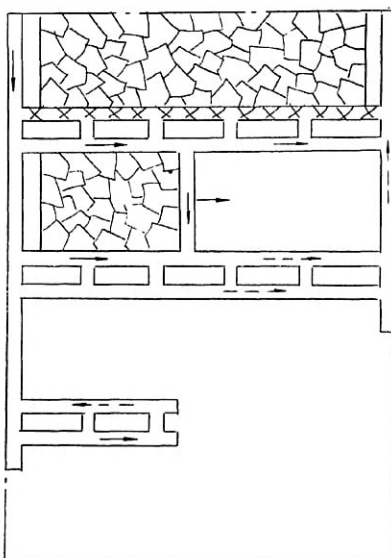


Рисунок 2.8 – Система розробки довгими стовпами по простяганню без погашення ціликів

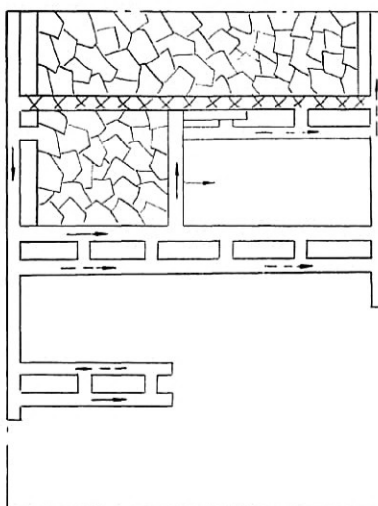


Рисунок 2.9 – Система розробки довгими стовпами по простяганню з погашенням цілика

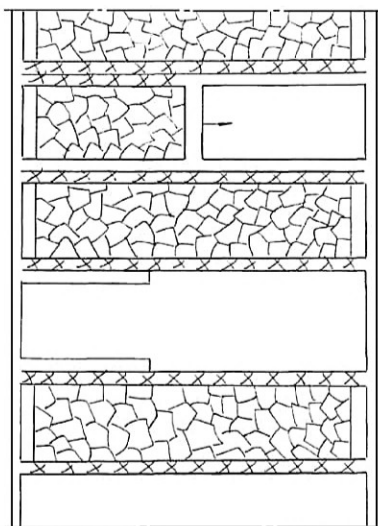


Рисунок 2.10 – Система розробки довгими стовпами по простяганню з проведенням виробок впрісечку до виробленого простору

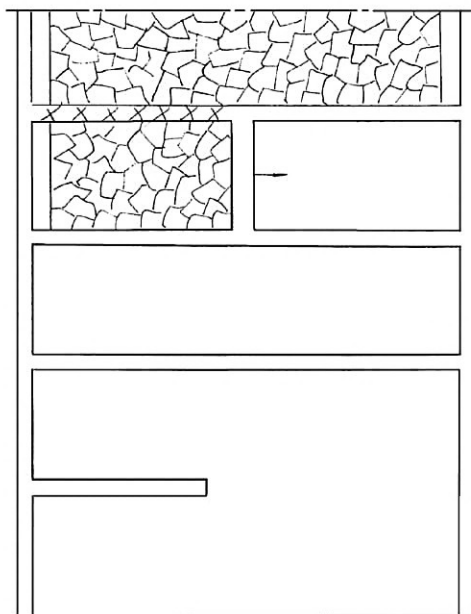


Рисунок 2.11 – Система розробки довгими стовпами по простяганню з повторним використанням виробок

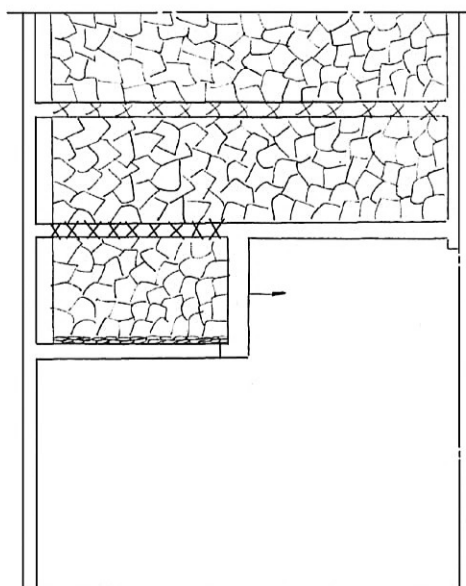


Рисунок 2.12 – Комбінована система розробки лавами по простяганню

Шахта «Гірська» є небезпечною за раптовими викидами вугілля і газу, тому використання систем розробок, які мають у собі цілики, заборонено. Це пов'язано з тим, що цілики є місцем концентрованої небезпеки з точки зору можливості виникнення раптових викидів.

Для подальшого порівняння розглянемо три системи розробки:

- стовпова система розробки з відробкою виймального стовпа по простяганню та з погашенням виробок слідом за лавою і проведенням нових виробок вприсічку к виробленому простору (варіант 1, рис. 2.10);

- стовпова система розробки з відробкою виймального стовпа по простяганню та з повторним використанням транспортної виробки у якості вентиляційної (варіант 2, рис. 2.11);

- комбінована система розробки з відрубкою виймального стовпа по простяганню та з повторним використанням транспортної виробки у якості вентиляційної (варіант 3, рис. 2.12).

2.6.2 Порівняння систем розробок

Розрахунок виконуємо в програмі «Прогноз». Виконаємо розрахунок за два категоріями витрат: витрати на проведення дільничих виробок на 1 м; витрати на підтримання дільничих виробок на 1 м. Результати розрахунку наведені у лістингу 2.1.

Витрати за іншими категоріями (вартість транспортування гірничої маси, вартість очисних робіт, вентиляція і водовідлив) не розраховуємо, бо вони прийняті однаковими в усіх трьох варіантах.

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

$$C = \frac{\Sigma K + \Sigma R}{Z_{\text{в.ст.}}}, \text{ грн/т,} \quad (2.112)$$

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

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

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.14.

Таблиця 2.14 – Результати розрахунку питомих витрат

	Сумарні витрати, грн	Питомі витрати, грн/т	Питомі витрати, %
Варіант 1	914650	1,83	122
Варіант 2	752386	1,50	100
Варіант 3	830546	1,66	111

Виходячи з таблиці 2.14 можна зробити висновок, що другий варіант є більш економічно вигідним, бо він на 2 на 22% дешевше варіанту 1 та на 11% дешевше 3. Приймаємо в якості системи розробки: стовпову систему розробки з відрубкою виймального стовпа по простяганню та з повторним використанням транспортної виробки у якості вентиляційної.

3.3 Розрахунок прийнятої системи розробки

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{\text{д.доб}} = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{ м/добу,} \quad (2.113)$$

Лістинг 2.1

Студент Великотько А.І. група Гір-17д

ЗАТРАТЫ НА ПРОВЕДЕНИЕ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ЗА СЧЕТ СРЕДСТВ ЭКСПЛУАТАЦИИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРА 19.05.21

1	X54=	14.8	X55=	6.00	X57=	1.00	X8=	3.00
	X58=	8.00	X59=	1.00	X56=	3.00	X11=	1.80
	X10B=	1.00	X60B=	1.00	X7=	8.00	X61=	1.00
2	X54=	14.8	X55=	6.00	X57=	1.00	X8=	3.00
	X58=	8.00	X59=	1.00	X56=	3.00	X11=	1.80
	X10B=	1.00	X60B=	1.00	X7=	8.00	X61=	1.00
3	X54=	14.8	X55=	6.00	X57=	1.00	X8=	3.00
	X58=	8.00	X59=	1.00	X56=	3.00	X11=	1.80
	X10B=	1.00	X60B=	1.00	X7=	8.00	X61=	1.00

ТАБЛИЦА 2 -

РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

№ СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ

СТОИМОСТЬ ПРОВЕДЕНИЯ
1М, ГРН.НАИМЕНОВАНИЕ ВЫРАБОТКИ
ПЛАСТА

1	217	Вар. 1. Провед штрека
2	217	Вар. 2. Провед штрека
3	301	Вар. 3. Провед штрека

Студент Великотько А.І. группа Гір-17д

ЗАТРАТЫ НА ПОДДЕРЖАНИЕ ПЛАСТОВЫХ ШТРЕКОВ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 19.05.21

1	X9=	16,7	X12=	1000.00	X19=	3.00	X8=	3.00
	X14=	756.00	X16=	2.00	X13=	830.00	X11=	1.80
	X80B=	4.80	X20B=	15.00	X97=	0.80	X61=	1000.00
2	X9=	16,7	X12=	1000.00	X19=	3.00	X8=	3.00
	X14=	756.00	X16=	2.00	X13=	830.00	X11=	1.80
	X80B=	4.80	X20B=	8.00	X97=	0.80	X61=	1000.00
3	X9=	16,7	X12=	1000.00	X19=	3.00	X8=	3.00
	X14=	756.00	X16=	2.00	X13=	830.00	X11=	1.80
	X80B=	4.80	X20B=	15.00	X97=	0.80	X61=	1000.00

ТАБЛИЦА 2 -

РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

№ СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ

СТОИМОСТЬ ПРОВЕДЕНИЯ
1М, ГРН.НАИМЕНОВАНИЕ ВЫРАБОТКИ
ПЛАСТА

1	387	Вар. 1. Поддерж. штрека
2	475	Вар. 2. Поддерж. штрека
3	509	Вар. 3. Поддерж. штрека

де r – ширина захоплення в.о. комбайна, м;
 $n_{ц}$ – кількість циклів за добу ($n_{ц} = 6$, див. п. 2.2);

$$V_{д.доб} = 0,63 \cdot 6 = 3,78 \text{ м/добу.}$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{д.річ} = N \cdot V_{д.доб} \cdot K, \text{ м/рік,} \quad (2.114)$$

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

$$V_{д.річ} = 300 \cdot 3,78 \cdot 0,95 = 1077 \text{ м/рік.}$$

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

$$\begin{aligned} p &= m \cdot \gamma, \text{ т/м}^2, \\ p &= 1,8 \cdot 1,36 = 2,45 \text{ т/м}^2. \end{aligned} \quad (2.115)$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв:

$$h_{д} = \frac{A_{шр} \cdot k_{оч} \cdot k_{вид}}{v_{д} \cdot p \cdot c}, \text{ м,} \quad (2.116)$$

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

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

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

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

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_{д}}{l_{л}}, \text{ лав,} \quad (2.117)$$

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

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

Приймаємо 1 лаву.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\begin{aligned}\Sigma h_d &= \Sigma n_{л.д} \cdot l_{л}, \text{ м,} \\ \Sigma h_d &= 1 \cdot 200 = 200 \text{ м.}\end{aligned}\tag{2.118}$$

Виходячи з рекомендацій [3], в даних гірничо-геологічних умовах приймаємо на 1 діючу лаву 1 резервно-діючу лаву.

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\Sigma n_{заг} = \Sigma n_{л.д} + \Sigma n_{р.д.л}, \text{ лав,}\tag{2.119}$$

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

$$\Sigma n_{заг} = 1 + 1 = 2 \text{ лави.}$$

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\begin{aligned}\Sigma h_{заг} &= \Sigma n_{заг} \cdot l_{л}, \text{ м,} \\ \Sigma h_{заг} &= 2 \cdot 200 = 400 \text{ м.}\end{aligned}\tag{2.120}$$

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

$$\begin{aligned}A_{шр (max)} &= \Sigma h_{заг} \cdot V_{д.р\dot{и}ч} \cdot p \cdot c, \text{ т/рік,} \\ A_{шр (max)} &= 400 \cdot 1077 \cdot 2,45 \cdot 0,95 = 1003000 \text{ т/рік.}\end{aligned}\tag{2.121}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$\begin{aligned}k_{рез} &= \frac{A_{шр(max)}}{A_{шр}}; \\ k_{рез} &= \frac{1003000}{900000} = 1,11.\end{aligned}\tag{2.122}$$

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

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$\begin{aligned}V_{заг} &= \frac{V_{д.р}}{k_{рез}}, \text{ м/рік;} \\ V_{заг} &= \frac{1077}{1,11} = 970 \text{ м/рік.}\end{aligned}\tag{2.123}$$

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

$$T_{\text{підг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (2.124)$$

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

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

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

Визначимо витрати часу на підготовку стовпа:

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{мон}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{H_{\text{гор}}}{V_{\text{укл}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{рез}}, \text{ міс}, \quad (2.125)$$

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

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

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

Час на відпрацювання стовпа:

$$T_{\text{оч}} = \frac{X}{V_{\text{оч}}}, \text{ міс}. \quad (2.126)$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = V_{\text{ш}} = V_{\text{укл}} = V_{\text{рп}}, \text{ м/міс}, \quad (2.127)$$

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

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot l_{\text{л}} + H_{\text{гор}}}{\frac{X}{V_{\text{оч}}} - (t_{\text{пл}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}})}, \text{ м/міс}; \quad (2.128)$$

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot 200 + 1000}{\frac{800}{809} - (1 + 1 + 1)} = 150 \text{ м/міс}.$$

Для своєчасної підготовки нового стовпа швидкість проведення виробок повинна бути не менше 150 м/міс., причому підготовку нового стовпа необхідно почати, коли в діючому стовпі залишиться відробити 800 м.

Вибір раціонального способу охорони виробок, що примикають до лави, робимо з використанням програми "Лава 2".

Відповідно до зробленого розрахунку уклін доцільно охороняти за допомогою литої смуги, тому що витрати на підтримку при даному варіанті найменші.

Параметри технології розрахуємо згідно з [7]:

Ширина смуги:

$$\text{Ш} = k \cdot m, \text{ м}, \quad (2.127)$$

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

$$\text{Ш} = 1,2 \cdot 1,8 = 2 \text{ м.}$$

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

$$\Delta = b \cdot h_n, \text{ м}, \quad (2.128)$$

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

h_n – середня висота нижньої підривки, м;

$$\Delta = 0,6 \cdot 1,2 = 0,7 \text{ м.}$$

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

Хідник згашається слідом за очисним вибоєм, а для його тимчасового підтримання приймаємо викладення 1 ряду дерев'яних кострів.

Для охорони головного штреку приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розрахуємо згідно з [7]:

$$v_{ц} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м}, \quad (2.129)$$

де H – глибина розробки, м;

σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{покр}} + \sigma_{\text{під}}}{2}, \text{ МПа}, \quad (2.130)$$

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

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

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

ВИСНОВКИ

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розрахована кількість запасів вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пл. k₈. Вирішені питання механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс ЗМКД90 з комбайном РКУ 13 і добовим навантаженням 1800 т/добу. Для механізації проведення виробок прийнятий комбайн ГКПС. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання виїмкової дільниці та дільничного транспорту, розроблена схема електропостачання виїмкової дільниці та розроблені заходи щодо охорони праці.

В основній частині вирішені питання вибору системи розробки - в якості системи розробки прийнята стовпова система розробки з відробкою виймального стовпа по простяганню з охороною транспортної виробки для повторного використання в якості вентиляційної і погашенням вентиляційної виробки вслід за проходженням лави.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. Нормативно-правовий акт з охорони праці. – К.: 2005. – 398 с.
2. Машины и оборудование для шахт и рудников. Справочник. С.Х. Клорикьян, В.В Старичнева, М.А. Сребный и др. М.: изд-во МГГУ, 1994.-471с.
3. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. Навчальний посібник для вищих навчальних закладів. К.Ф. Сапицький, В.П. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та ін. Донецьк: РВА ДонДТУ, 1999.-194с.
4. Правила технической эксплуатации шахт. М.: Недра, 1985.-400с.
5. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981.-60с.
6. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983.-487с.
7. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. Е.П. Мухин, Е.П. Захаров, Е.Д. Дубов и др. К.: Тэхника, 1994.-190с.
8. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов КМ 103М, КМК 97М, КД 80, КМ 137, КМТ, КМ 138. Луганск, 1991.
9. Єдині норми виробітку на очисні роботи для вугільних шахт. К., 2006 – 352 с.
10. Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. М.: Минуглепром СССР, 1998.-136с.
11. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебное пособие для вузов. М.: Недра, 1989.-240с.
12. Бокий Б.В., Зимина Е.А., Смирнянов В.В. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М.: Недра, 1972.-336с.
13. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: Недра, 1991.-250с.
14. 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.
15. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. К., 2004 – 302 с.
16. Типовые агрегатные нормы на проведение подготовительных горных выработок проходческими комбайнами в угольных шахтах. – М.: МУП СССР, 1975. – 136 с.
17. Единые нормы выработки (времени) на горно-подготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. Утв. МУП УССР 18.01.80.-М.: 1992.-402 с.
18. Единые нормы выработки на горно-подготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. Донецк: Донецкий ЦОГ, 1992.-285 с.
19. Кузьменко В.И. Горные транспортные машины в примерах и задачах. Учебное пособие. Луганск: Лугань, 1997.-208 с.

20. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 1994.-312 с.
21. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992.-400 с.
22. Шоботов В.М. Цивільна оборона. Навчальний посібник. – К.: Центр навчальної літератури, 2004. – 438 с.
23. Справочник по борьбе с пылью в горнодобывающей промышленности. Под ред. А.С. Кузьмича. М.: Недра, 1982. – 240 с.
24. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий: Справочник. – М.: Недра, 1991. – 253 с.
25. Проветривание тупиковых выработок при нормальных и аварийных режимах /Б.И.Медведев, В.П.Сухоруков, В.Л.Кондрацкий и др. – К.:Тэхника, 1991. – 152 с.
26. Методика расчёта норм показателей качества углей и продуктов их переработки. - Ворошиловград: УкрНИИУглеобогащение, 1987.-34с.
27. Временные методические рекомендации по оценке экономической эффективности мероприятий научно-технического прогресса в угольной промышленности Украины. - Донецк: ЦБНТИ угольной промышленности, 1994.-280с.