

РЕФЕРАТ

Дипломний проект: 80 стор., 12 рис., 24 табл., 32 джерела літератури, 4 аркуші графічної частини.

Об'єкт проектування: технологічні ланцюги ш. "Тошківська" ДП Первомайськвугілля.

Ціль дипломного проектування – розробка проекту відробки виймальної ділянки резервної ділянки пл. m_3 ш. "Тошківська" ДП Первомайськвугілля.

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

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розрахована кількість запасів вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання розкриття і підготовки пластів, вибору системи розробки. В якості підготовки по пласту m_3 запропоновано панельну підготовку. В якості системи розробки прийнята стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку в якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням. Вирішені питання механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс 2МКДД з комбайном КДК 500 із добовим навантаженням 1045 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пл. m_3 . Для механізації проведення виробок прийнятий комбайн П 110. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання ділянки та діляничного транспорту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з вибором раціонального способу охорони підготовчих виробок. Для охорони конвеєрних штреків для можливості повторного використання запропоновано застосування литої смуги.

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

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

ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП.....	6
1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	7
1.1 Геологія родовища.....	7
1.1.1 Загальні відомості про шахту.....	7
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля.....	7
1.2 Границі і запаси шахтного поля.....	10
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	14
2.1 Розробка основних напрямків проекту.....	14
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....	15
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів.....	21
2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів.....	21
2.3.2 Розкриття шахтного поля.....	30
2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....	30
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	31
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта m_3	31
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта m_3	40
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....	51
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	52
2.4.5 Енергопостачання ділянки.....	59
2.5 Охорона праці.....	60
3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	62
ВИСНОВКИ.....	78
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	79

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).

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

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

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

Дійсний дипломний проект, метою якого є відробка виймальної ділянки резервної ділянки пл. т₃ шахти "Тошківська", 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

Ділянка шахти "Тошківська" по адміністративному діленню входить до складу Попаснянського району Луганської області. Надра ділянки належать ДП "Первомайськвугілля".

Найближчими населеними пунктами, що прилягають до шахти є: с. Чехирівське, розташоване безпосередньо в центрі ділянки, с. Тошківка, розташоване в 4,5 км на північному сході, м. Гірське, розташоване в 5 км на південному сході, м. Первомайськ, розташоване в 18-20 км на півдні.

Шахта пов'язана залізничною гілкою з основною магістраллю Донецької дороги Куп'янськ-Дебальцеве. Біля північно-західної границі ділянки проходить асфальтове шосе, що пов'язує міста Верхне та Гірське.

В 10-12 км на північному заході від центра ділянки розташована електроцентрально мережі "Донбасенерго", яка служить джерелом електроенергії шахти.

Водопостачання шахти та населених пунктів здійснюється від водопроводу "Донбасводтресту".

Вугілля використовується у паливно-енергетичних цілях.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові родовища приймають участь осадові відкладення світ C_2^4 , C_2^5 , C_2^6 , C_2^7 середнього та C_3^1 верхнього відділу карбону, які представляють собою часте чергування пісковиків, алевролітів, аргілітів, вапняків та вугілля.

На земній поверхні оголюються кам'яновугільні відкладення лише в південно-східній частині родовища, а більша частина їх перекрита відкладеннями тріасу, крейди і палеогену (Київський і Харківський яруси).

Четвертинні відкладення мають розвиток практично повсюдно на площі родовища, представлені в основному глинами бурого кольору і досягають потужності 30 м.

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

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс свити	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Маркіруючі горизонти
		пісковик	алевроліт	аргіліт	вугілля	вапняк		
		$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$		
C_3^1	575	$\frac{117,9}{20,5}$	$\frac{175,9}{30,6}$	$\frac{251,9}{43,8}$	$\frac{5,2}{0,9}$	$\frac{24,1}{4,2}$		

Продовження табл. 1.1

C_2^7	340	$\frac{64,6}{19,0}$	$\frac{120,3}{35,3}$	$\frac{125,8}{37,0}$	$\frac{3,7}{1,1}$	$\frac{25,2}{7,4}$	m_3^B	M_1, M_2, M_3
C_2^6	215	$\frac{65,4}{30,4}$	$\frac{62,1}{28,9}$	$\frac{71,8}{33,4}$	$\frac{9,0}{4,2}$	$\frac{6,7}{3,1}$	$\ell_8^B, \ell_8^H, \ell_5, \ell_3, \ell_1$	L_1, L_6, L_7
C_2^5	280	$\frac{110,8}{39,6}$	$\frac{76,7}{27,4}$	$\frac{80,1}{28,6}$	$\frac{4,8}{1,7}$	$\frac{7,6}{2,7}$	k_8^B, k_8^H, k_7, k_6	K_7, K_8, K_9
C_2^4	150	$\frac{29,4}{19,6}$	$\frac{61,1}{40,7}$	$\frac{48,6}{32,4}$	$\frac{1,6}{1,1}$	$\frac{9,3}{6,2}$		

1.1.2.2 Тектоніка

Поле шахти знаходиться в Лисичанському геолого-промисловому районі Донбасу і приурочене до області розвитку мілкої складчастості, що простягається вузькою смугою з північного заходу на південний схід.

В тектонічному відношенні Лисичанський район представляє собою складну складчасту область північно-східного крила Бахмутської котловини. В будові району виділяється 2 тектонічних елемента: моноклінальне крило Бахмутської котловини і пояс купольних (брахіантикліналь них) структур, що витягнуті з північного заходу на південний схід. Купольні структури району складені наступними брахіантикліналями: Кременською, Томашевською, Лисичанською, Вовчярівською, Матроською. Характерною особливістю геологічної будови купольної частини району являється чередування брахіантикліналь них і синклінальних структур, ускладнених тектонічними розривами переважно насувного типу.

Основними геологічними структурами, розташованими з півночі на південь являються: Лисичанський купол, Південний Лисичанський прогин, Вовчярівський купол, Вовчярівський прогин, Матроський купол і Горело-Іванівська синкліналь. З півдня і півночі район обмежений крупними диз'юнктивами – відповідно Мар'ївським і Северодонецьким насувами, а з північного заходу – обширною Бахмутською котловиною.

Оцінюєма площа розташована на периферійній частині північного крила Бахмутської котловини і безпосередньо примикає до східної частини Матроського купола, що представляє собою витягнуту в північно-західному напрямку антиклінальну складку сундучного типу, розітнута цілим рядом розривних порушень типу насувів і рідше – скидів.

Найбільш значними диз'юнктивними порушеннями, що мають розвиток в межах шахтного поля, являються Чехирівський, Південно-Чехирівський, Тошковський, Діагональний насуви та Лисичанський і Діагональний скиди.

Чехирівський насув і Лисичанський скиди являються природними границями шахтного поля і тому істотного впливу на розробку запасів на основній площі поля справляти не будуть. Амплітуда Чехирівського насуву змінюється без визначеної закономірності і коливається від 230 до 500 м.

Більш мілкі порушення мають амплітуду від декількох сантиметрів до 1-2 м. За морфологічними признаками серед мало амплітудних порушень переважають скиди та підкиди з крутими кутами падіння.

Простягання їх відмічається субмеридіональне північно-східне, південно-східне і рідше – субширотне. Падіння площин зміщувачів коливається від 30 до 85°. Особливо велика серія малоамплітудних порушень зафіксована в західному крилі шахтного поля.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочого вугільного пласту наведена в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочого вугільного пласту

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Витриманість
	Загальна	Корисна	
	Від – до середня	Від – до середня	
m ₃	0,98 - 1,26 1,12	0,98 - 1,26 1,12	невитриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Відповідно до ДСТУ 3472-96 вугілля родовища відноситься до кам'яного. Характеристика якості вугілля наведена в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність A^{daf} , %	Вологість W_t^r , %	Сірчаність S_t^d , %	Вихід летючих речовин V^{daf} , %	Вища теплотворна спроможність Q_b^{daf} , ккал/кг	
m ₃	19,4	3,8	1,8	42,5	7700	Г

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Гідрографічна мережа ділянки представлена р. Біленькою і її правими притоками – б. Довгенькою, Криничною, Григорова, Водяною та інш., з яких постійний водоток має тільки б. Кринична.

Підземні води приурочені до кам'яновугільних, тріасових, крейдяних, палеогенових та четвертинних відкладень.

Водоносними горизонтами кам'яновугільних відкладень являються вапняки K₇, K₈, K₉, L₁, L₆, L₇, M₁, M₂, M₃ та пісковики K₆Sk₆, K₇Sk₆, K₉Sl₁, L₁'Sl₁', L₁'Sl₃, L₃Sl₅, M₁Sm₂.

Води тріасових, крейдяних, палеогенових та четвертинних відкладень в обводненні гірничих виробок участі не приймають.

За хімічним складом підземні води відносяться в основному до сульфатно-

гідрокарбонатно-кальцієво-натрієвого типу з мінералізацією від 0,8 до 1,7 г/л.

Підземні води жорсткі з загальною жорсткістю від 8,17 до 35,8 мг-екв/л. Вони дають велику кількість твердого осаду. Реакція слаболужна. По відношенню до металів і бетону води в основному полукорозуючі, іноді корозуючі, володіють сульфатною агресивністю до несульфатостійких цементів.

Фактичний приплив води складає:

нормальний – 150 м³/годину;

максимальний – 175 м³/годину.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Категорія шахти по газу – надкатегорійна по метану (18 м³/т.д.в).

Небезпечність пластів за раптовими викидами вугілля та газу – всі небезпечні.

Небезпечність пластів за вибухами вугільного пилу – всі небезпечні.

Небезпечність пластів за самозайманням:

пласти m₃, l₅, k₈^B, k₈^H – небезпечні;

пласти k₇¹, k₆, l₈^B, l₈^H, l₃ – безпечні.

Ударонебезпечність пластів – всі безпечні.

Природна газонасність пл. k₈ складає 3,8 м³/т.с.б.м.

Кут падіння пл. k₈ складає 15-25°.

Проходження виробок буде здійснюватися в силікозонебезпечних породах, тому що вони вміщують більше 10 % вільного двоокису кремнію.

Температура + 26°C відповідає глибині 660 м. Нижче цих глибин потрібні заходи по охолодженню і кондиціонуванню повітря.

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

Таблиця 1.4 – Основні відомості про бічні породи вугільного пласту

Пласт	Безпосередня покрівля				Основна покрівля				Безпосередня підшва			
	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ
m ₃	аргіліт	2,5	5	Б ₄	алевроліт	10	6	А ₁	алевроліт	2,3	5	П ₃

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями поля шахти є:

по повстанню на півночі – Чехирівський насув та вихода пластів на поверхню;

по падінню на півдні – ізогіпса "-550 м";

по простяганню:

на заході – Лисичанський скид, який являється загальною границею з ділянкою Мирнодолинською Глибокою;

на сході – загальна границя з вільною ділянкою.

Розмір шахтного поля:

по простяганню – 8,0 км;

по падінню – 1,6 км.

Загальна площа шахтного поля складає 12,8 км².

Розмір ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання:

по простяганню – 3,2 км;

по падінню – 1,6 км.

Загальна площа ділянки складає 5,1 км².

Шахтне поле детально розвідано сіткою свердловин з інтервалом:

- по падінню – 300 м;

- по простяганню – 400 м.

Запаси вугілля по розвіданості категорії А складає 25 % від загальних запасів А+В+С₁, по категорії А+В – 42 %, категорії С₁ – 58 %.

Тому що кут падіння пласту в межах шахтного поля змінюється більш ніж на 3-4°, то підрахунок запасів варто робити способом ізогіпс проф. В.І. Баумана.

Запаси по пласту визначимо по формулі:

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

де $S_{\text{пох.бл}}$ – похила площа блоку, м²;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;

$$S_{\text{пох}} = \sqrt{S_{\text{гор}}^2 + S_{\text{верт}}^2}, \text{ м}^2; \quad (1.2)$$

$$S_{\text{гор}} = \ell_{\text{ср}} \cdot h_{\text{дл}}, \text{ м}^2; \quad (1.3)$$

де $\ell_{\text{ср}}$ – довжина середньої ізогіпси блоку, м;

$h_{\text{дл}}$ – висота перетину блоку, м;

$$S_{\text{верт}} = C \cdot (n_1 - n_2)_{\text{ср}}, \text{ м}^2, \quad (1.4)$$

де C – ціна ділення планіметра в масштабі плану, м²/1 діл;

n_1, n_2 – відліки по обом механізмам планіметра відповідно до і після обводу блоку,

$$C = \frac{S_{\text{кв}}}{(n_2' - n_1')_{\text{ср}}}, \text{ м}^2/1 \text{ діл}, \quad (1.5)$$

де $S_{\text{кв}}$ – площа квадрату координатної сітки в масштабі плану, м²;

n_1', n_2' – відліки по обом механізмам планіметра відповідно до і після обводу квадрату координатної сітки.

Результати підрахунків запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок балансових запасів

Індекс пласта	$S_{\text{пox}}, \text{ м}^2$	$m_{\text{ср.н}}, \text{ м}$	$\gamma, \text{ т/м}^3$	$Q, \text{ тис. т}$	Примітка
m_3	5100000	1,12	1,51	8659	

Визначимо проектні втрати вугілля.

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

Визначимо втрати в бар'єрному цілику з вільною ділянкою:

$$\Pi_2 = \ell \cdot d \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.6)$$

де ℓ – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, м;

$$d = 5 \cdot m + 0,05 \cdot H + 0,002 \cdot L, \text{ м}, \quad (1.7)$$

де H – глибина цілика від земної поверхні, м;

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

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.6.

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

Індекс пласта	$m, \text{ м}$	$H, \text{ м}$	$L, \text{ м}$	$d, \text{ м}$	$\ell, \text{ м}$	$\gamma, \text{ т/м}^3$	$\Pi_2, \text{ т}$
m_3	0,95	620	3100	49	1600	1,51	129000

Визначимо проектні втрати біля Лисичанського скиду:

$$\Pi_3 = d_n \cdot \ell_n \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.8)$$

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 Лисичанського скиду

Індекс пласта	$d_n, \text{ м}$	$\ell_n, \text{ м}$	$m, \text{ м}$	$\gamma, \text{ т/м}^3$	$\Pi_3, \text{ т}$
m_3	50	1600	0,95	1,51	142000

Визначимо проектні експлуатаційні витрати:

$$\Pi_4 = [Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3)] \cdot c, \text{ т}, \quad (1.9)$$

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

c – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$\Pi_4 = [8659000 - (0 + 129000 + 142000)] \cdot 0,04 = 211000 \text{ т.}$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

$$\Sigma\Pi = \frac{\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4}{Q_{\text{бал}}} \cdot 100, \%; \quad (1.10)$$

$$\Sigma\Pi = \frac{0 + 129000 + 142000 + 211000}{8659000} \cdot 100 = 5,7 < 15 \%.$$

Визначимо промислові запаси шахти:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4), \text{ т}; \quad (1.11)$$

$$Q_{\text{пр}} = 8659000 - (0 + 129000 + 142000 + 211000) = 8177000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 8,2 \text{ млн. т.}$$

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік приведені в табл. 2.1.

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

№	Показник	Од. вимір.	Значення		
			План	Факт	%
1	Проектна потужність	тис. т	200	57,7	28,8
2	Виробнича потужність	тис. т	80	57,7	72,1
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	225	161	71,6
4	Середньодіюча кількість лав	шт	1	1	100
5	Середньодіюча очисна лінія	м	175	175	100
6	Швидкість проведення виробок	м/міс	12,9	7,7	59,7
7	Чисельність трудящих	чол.	1026	770	75
8	в тому числі ГРОВ	чол.	22	61	277
9	прохідників	чол.	59	61	103
10	Заробітна платня трудящого	грн/міс	11054	10744	95,6
11	ГРОВ	грн/міс	16167	15553	96,6
12	прохідника	грн/міс	15871	15208	92,9
13	Собівартість вугілля	грн/т	3405,3	4841,5	142,2
14	Ціна реалізованого вугілля	грн/т	4054,37	4044,39	99,9
15	Зольність видобуваного вугілля	%	40	44,3	110,8
16	Держпідтримка	тис. грн	36464	42496	116,5

В дійсний час очисні роботи ведуться на пл. т₃ в західній частині поля діючого гор. 486 м. В роботі знаходиться 2 західна зворотна лава пл. т₃ гор. 486 м. Очисний вибій відпрацьовується стовповою системою розробки по простяганню. Лава оснащена скребковим конвеєром СП-202, закріплена дерев'яним кріпленням, виймання вугілля проводиться за допомогою відбійних молотків МО-2.

Виробки проводяться буровибуховим способом та вручну за допомогою відбійних молотків МО-2. В якості прохідницької техніки використовуються породовантажні машини ІППН-5 та ІПНБ-2, скреперні лебідки ЛС 30, скребкові конвеєра СП-202, ручні електросвердла СЭР і колонкові електросвердла ЭБГП. Виробки проводяться перетином від 10,4 до 13,0 м² і кріпляться КМП-А3 з спец профілю СВП-22.

Транспортування вугілля, породи, матеріалів та людей здійснюється за допомогою електровозів АМ-8Д, 2АМ-8Д, 7АРП-600, 10АРП-600 та вагонеток УВГ-1,3-600.

Аналізуючи технологічні схеми видно, що основною причиною низької виробничої потужності є наявність "вузьких місць" виробництва, по таким чинни-

кам як: "підготовчі роботи" та "очисні роботи", а також старіння основних фондів. Крім цього існують такі недоліки:

- не використовується безнішева технологія виїмки, яка дозволяє скоротити трудомісткість робіт у лаві і час технологічних перерв;
- не використовується механізоване кріплення сполучень, яке дозволяє механізувати операції по кріпленню сполучень, підтримці голівки забійного конвеєра і її пересуванню в міру посування лави;
- висока трудомісткість ручних робіт на основних виробничих процесах;
- підвищені витрати допоміжних матеріалів;
- відносно великі втрати часу з організаційних причин.

На основі проведеного аналізу можна визначити наступні задачі проекту:

- вибрати спосіб підготовки пласта;
- вибрати систему розробки пласта;
- збільшити річну виробничу потужність;
- замінити очисне, прохідницьке та транспортне устаткування на більш прогресивне і продуктивне;
- скоротити діючу мережу гірничих виробок з метою зменшення витрат на їх підтримання.

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

2.2.1 Прогноз гірничо-геологічних умов відпрацювання пласта

Прогноз здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз", розробленої на кафедрі гірництва.

Дані представлені на листингу 2.1.

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

2.2.2 Вибір технологічної схеми ведення очисних робіт і видобувного устаткування

У даних гірничо-геологічних умовах можливі наступні основні варіанти:

- технологічна схема з застосуванням вузькозахватного комбайну або струга та індивідуального кріплення;
- технологічна схема з застосуванням механізованих комплексів.

Так як технологічна схема з мехкомплексом більш прогресивна, ніж схема з комбайном або стругом і індивідуальним кріпленням і вона дозволяє підвищити середньодобове навантаження на лаву, продуктивність праці ГРОВ, безпеку робіт, то приймаємо технологічну схему з використанням мехкомплексу.

Вибір комплексу здійснюємо на основі аналізу областей їх застосування згідно з [1].

У даних умовах можливо експлуатувати наступні мехкомплекси:

1. 2МКД 90 з комбайном РКУ 10;
2. 2МКДД з комбайном КДК 500;
3. 1МДТ з комбайном ГШ 200.

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

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

Результати розрахунку представлені на листингу 2.2. Згідно цих розрахунків найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу 2МКДД з комбайном КДК 500, яке складе 1045 т/добу, його й приймаємо до подальшого розгляду.

Розрахунок нормативного навантаження здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз".

Згідно до розрахунку (див. листинг 2.1) нормативне навантаження на комплекс складе 857 т/добу.

Остаточно для подальших розрахунків приймаємо величину навантаження, отриману по організаційно-технічному фактору рівну 1045 т/добу при виконанні 5 циклів.

2.2.3 Встановлення оптимальної виробничої потужності шахти

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

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

де $k_{пл}$ – коефіцієнт, що враховує вплив числа вугільних пластів 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 проектною потужності шахти;

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$H_{н.м}$ – глибина нижньої границі шахтного поля, м.

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

$$k_{н.о.в} = \sqrt{0,8 \cdot 65250 \cdot \frac{0,95}{0,95}} = 1,4;$$

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

$$A_{ш.р.} = (2 + 1,4) \cdot \sqrt{8177 \cdot \frac{1,12}{1,12} \cdot 1,17} = 679 \text{ тис. т.}$$

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

Повний термін служби шахти:

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

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

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

$t_{згас}$ – час на згасання видобутку, років ($t_{згас} = 1$ рік);

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

$$T_{\text{розр}} = \frac{18177000}{600000} = 14 \text{ років.}$$

$$T = 14 + 2 + 1 = 17 \text{ років.}$$

Режим роботи шахти по видобутку:

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

2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів

2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів

Даним проектом передбачена відробка пласта m_3 . Для відробки ділянки шахтного поля, яка залишилася до відпрацювання, пропонуємо панельний спосіб підготовки. Панель по простяганню ділимо на 2 крила по 1600 м, а по падінню на 8 ярусів по 200 м.

Вибір системи розробки проводимо методом техніко-економічного порівняння. В даних гірничо-геологічних умовах найбільш підходять дві системи розробки: комбінована система розробки лава-ярус з випереджаючим відкатним штреком (рис. 2.1) та стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням конвеєрного штреку в якості вентиляційного (рис. 2.2).

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

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

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

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

ΣG – сумарні витрати на транспортування вугілля, грн;

$Z_{\text{в.п}}$ – запаси вугілля у виймальному полі, т.

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Результати розрахунку питомих витрат

Варіант	Витрати на проведення, грн	Витрати на підтримання, грн	Витрати на транспорт, грн	Сумарні витрати, грн	Питомі витрати, грн/т	Питомі витрати, %
1	471900	279500	561300	1312700	2,36	142
2	263900	371200	259800	894900	1,62	100

Як видно з табл. 2.2, варіант 1 на 42 % дорожче варіанту 2, тому для подальшого розгляду приймаємо варіант 2.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{\text{д.доб}} = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{ м/добу}, \quad (2.9)$$

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

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

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

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{д.річ}} = N \cdot V_{\text{д.доб}} \cdot K, \text{ м/рік}, \quad (2.10)$$

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

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

$$V_{\text{д.річ}} = 300 \cdot 3,15 \cdot 0,95 = 898 \text{ м/рік}.$$

Визначимо продуктивність пласту:

$$p = m \cdot \gamma, \text{ т/м}^2, \quad (2.11)$$

$$p = 1,12 \cdot 1,51 = 1,69 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв:

$$h_{\text{д}} = \frac{A_{\text{шр}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_{\text{д}} \cdot p \cdot c}, \text{ м}, \quad (2.12)$$

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

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

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

$$h_d = \frac{600000 \cdot 1 \cdot 0,92}{898 \cdot 1,69 \cdot 0,95} = 381 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_d}{l_l}, \text{ лав,} \quad (2.13)$$

де l_l – довжина лави ($l_l = 200$ м [2]);

$$\Sigma n = \frac{381}{200} = 1,9 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_d = \Sigma n_{л.д} \cdot l_l, \text{ м;} \quad (2.14)$$

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

Виходячи з рекомендацій [3], приймаємо одну лаву діючу, другу – резервно-діючу.

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\Sigma n_{заг} = \Sigma n_{л.д} + \Sigma n_{р.д.л}, \text{ лав,} \quad (2.15)$$

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:

$$\Sigma h_{заг} = \Sigma n_{заг} \cdot l_l, \text{ м;} \quad (2.16)$$

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

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

$$A_{шр (max)} = \Sigma h_{заг} \cdot V_{д.р\dot{и}ч} \cdot p \cdot c, \text{ т/р\dot{и}к,} \quad (2.17)$$

$$A_{шр (max)} = 400 \cdot 898 \cdot 1,69 \cdot 0,95 = 671000 \text{ т/р\dot{и}к.}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

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

$$k_{\text{рез}} = \frac{671000}{600000} = 1,12.$$

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

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{заг}} = \frac{V_{\text{д}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рік}; \quad (2.19)$$

$$V_{\text{заг}} = \frac{898}{1,12} = 802 \text{ м/рік.}$$

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

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

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

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

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

Визначимо витрати часу на підготовку виймального поля:

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

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

$t_{\text{ш}}, t_{\text{р.п}}$ – відповідно час, що витрачається на проведення штреку і розрізної печі, міс.;

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

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

$l_{\text{л}}$ – довжина лави, м.;

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

Час на відпрацювання стовпа:

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

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

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

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

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

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot 200 + 1500}{\frac{950}{120} - (1 + 1 + 1)} = 150 \text{ м/міс.}$$

Для своєчасної підготовки нового виймального поля швидкість проведення виробок повинна бути не менше 150 м/міс, причому підготовку нового поля необхідно почати, коли в діючому полі залишиться відробити 950 м.

Вибір раціонального способу охорони виробок, що примикають до лави, робимо в спеціальній частині проекту.

Для охорони хідників та уклонів приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розраховуємо згідно з [7]:

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

де H – глибина розробки (згідно з [7] округляємо до 900 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 підшви, МПа;

$$\sigma = \frac{100 + 30}{2} = 65 \text{ МПа.}$$

Згідно з [7] округляємо до 90 МПа.

$$B_{\text{ц}} = 30 + \frac{900 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{90 - 30}{30} \cdot 10 = 30 \text{ м.}$$

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкрите трьома вертикальними стволами:
 головним стволом № 14 "біс" до гор. 486 м;
 допоміжним стволом № 14 до гор. 486 м;
 вентиляційним стволом № 5 до гор. 250 м.

Нижче гор. 486 м шахтне поле розкрите похилими виробками до гор. 560 та 730 м.

Існуючу схему розкриття залишаємо без змін.

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

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

Схема розкриття, підготовки, система розробки пласту m_3 представлені на листі № 1 графічної частини.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стволи

Головний ствол № 14 "біс" призначений для видачі вугілля, породи і відробленого струменя повітря з шахти.

Допоміжний ствол № 14 призначений для спуска-підйому людей, матеріалів і обладнання, а також подачі в шахту свіжого струменя повітря.

Вентиляційний ствол № 5 призначений для флангового провітрювання східного крила шахтного поля.

Перетини стволів зображені на листі № 1 графічної частини.

2.3.3.2 Приствольний двір і головні розкриваючі виробки

В дійсний час в експлуатації знаходяться приствольні двори гор. 250 та 386 м (вентиляційні), гор. 486 м (відкатний) і приймально-відправний майданчик гор. 560 м.

Приствольний двір гор. 486 м петльового типу. В межах двору розташовані наступні камери: диспетчерська, ЦПП, очікування, вугільний розвантажувальний комплекс, депо акумуляторних електровозів, лебідки для чистки зумпфа скіпового ствола та камери зумпфових насосів. Виробки та камери приствольного двору закріплені металевим арочним кріпленням із шахтного взаємозамінного спец профілю СВП та бетоном.

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибої пл. тз

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

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

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт представлений на рис. 2.3.

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

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

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

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

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою [7]:

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

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

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

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

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

L_k – крок пересування кріплення, м;

b_2 – відстань між стійками в секції, м;

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

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

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

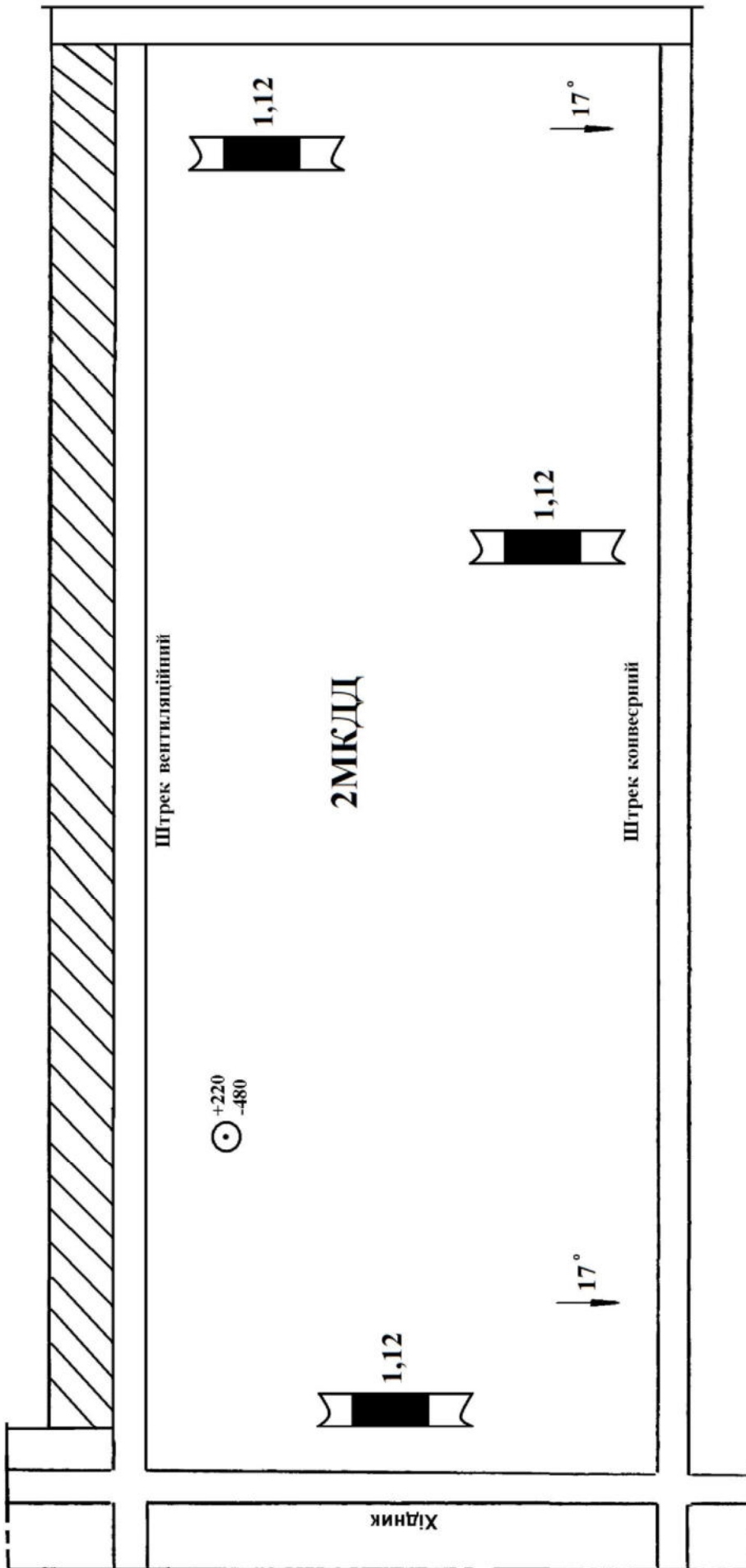


Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

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

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

У якості кріплення посилення в відкотному штреку приймаємо металеві стійки 17ГКУ 30, що встановлюються під кожен раму на відстані: перед лавою – 30 м; за лавою – 80 м.

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

2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

Розрахунок, приведений у п. 2.4.1.2, показав, що механізоване кріплення 2КДД у даних гірничо-геологічних умовах може експлуатуватися з достатньою ефективністю, то заходи щодо розупрочнення покрівлі не передбачаємо.

Вибір заходів щодо первинного осадку покрівлі у лаві.

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

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

Визначимо ступінь підняття порід підосви в штреках [7]:

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

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

H – глибина розробки, м;

σ_n – міцність порід підосви, МПа;

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

Визначимо ступінь підняття порід підшоши в уклонах [7]:

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

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

Отже, згідно [7], підшоша в штреках відноситься до сильно пучащій, а в уклонах до слабопучащій.

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

Параметри технології:

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

2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

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

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

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

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

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

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

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

$$D_{\text{міс}} = 1045 \cdot 30 = 31350 \text{ т.}$$

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

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_k = L_k \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.33)$$

де L_k – комбайнова довжина лави, м;

m – потужність пласта, м;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт видобутку вугілля;

$$D_k = 200 \cdot 1,12 \cdot 0,63 \cdot 1,51 \cdot 0,98 = 209 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

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

де d – діаметр стійки, м;

n_{op} – кількість рядів органного кріплення;

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

Викладення дерев'яних кострів:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук}, \quad (2.35)$$

де a_k – крок встановлення кострів, м;

n_k – кількість рядів кострів;

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

Зведення литої смуги:

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

де $Ш$ – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 1,4 \cdot 1,12 \cdot 0,63 = 1,4 \text{ м}^3.$$

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

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

Вид робіт	Норма обслу- гову- вання	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Трудомі- сткість на цикл	Тарифна ставка, грн	Сума зарплати, грн	Обґрун- тування ЕНВ-93 ЕНВ-98
		за збірни- ком	загальний коєф.	встано- влена					
Віймка вугілля комплексом, т	6,9	384	1,588	610	209	0,5	71,17	937,72	3, т, 7, 17в
МПВМ 6р.									
ГРОВ 5р.						2,95	61,26	3661,07	
Зведення органичних рядів, ст.		85	1	85	8,4	0,13	61,26	159,38	39, т72,6а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		22,6	0,9	20,34	0,26	0,02	61,26	291,44	41, т74,2а
Зведення литої смуги, м ³		1,133	1	1,133	1,4	1,15	61,26	1351,25	32, т68, 1в
Разом						4,75		6324,25	

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

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

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

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

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

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

$$K_{\text{ц}} = \frac{610}{209} = 2,7;$$

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

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

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

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

Трудомісткість ГРОВ:

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

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

Комплексна норма виробітку:

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

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

$$N_k = \frac{209}{4,75} = 47,4 \text{ т/чол.змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

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

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{6324,25}{209} = 27,50 \text{ грн/т.}$$

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

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

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

$$N_{\text{я}} = \frac{1045}{47,4 \cdot 1,08} = 18 \text{ чол.}$$

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

1. Для комплексу 2МКДД і планового видобутку 1045 т/добу таблична норма часу складе 49,4 чол.-годин (табл. 1, п 1);
2. Поправочні коефіцієнти до табличної норми часу, що враховують:
 - зміна довжини очисного вибою – 2,21 чол.-годин \cdot 2 = 4,42 чол. годин;
 - кількість приводних голівок конвеєра – 1,07 чол.-годин;
 - ступінь стійкості бічних порід – 0,85;
3. скоректована таблична норма часу складе: $(49,4 + 4,42 - 1,07) \cdot 0,85 = 44,84$.
4. Трудомісткість робіт МГВМ 6 розряду складе 6 чол.-год. або 1 чол.-зм.
5. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складе: $44,84 - 6 = 38,84$ чол.-год. або 6,47 чол.-зм.

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Ремонтну складність устаткування визначимо в табл. 2.5.

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

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

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

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

Таблиця 2.5 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість T _{ор} , чол.-годин		Обґрунтування
			на од.	на все	
в лаві					
Комбайн	КДК 500	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Мехкріплення	2КДД	133	18,4	2447	
Конвеєр скребковий	СПЦ 151	1	1388	1388	
Кріплення сполучень	КСШ-5А	2	171	342	
Перевантажувач	ПС	1	1183	1183	
Коефіцієнти				1,1	
Усього				8351	
в інших виробках					
Конвеєр стрічковий	2ЛТ-100У	1	4124	4124	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Насосна станція	СНТ-32	2	1681	3362	
Лебідка	ЛВД-34	3	186	558	
Трубопровід, км		1,3	115	150	
Дорога на підшві	ДКН4-2	1	995	995	
Усього				9189	
Разом				17540	

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;

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

Для подальших розрахунків приймаємо:

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

- електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

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

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

Обліковий склад робітників-відрядників:

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

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

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

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

2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта тз

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

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

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності присікаємих порід не перевищує 6 (по шкалі проф. Протод'яконова М.М.), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн П 110.

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

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВД-3,3-600 та на платформах шахтних ПТО 600-20. Виробка обладнується одноколіїним рейковим шляхом. Ширина колії 600 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), а також згідно з рекомендаціями [15] приймаємо місячне посування підготовчого вибою $V = 150$ м. Тоді добове посування складе:

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

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

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

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

У вугільній промисловості аркову форму поперечного перерізу з металевим рамним кріпленням застосовують при проведенні виробок у породах з $f = 3-9$, які

знаходяться у зоні встановившогося гірського тиску, а також у зоні впливу очисних робіт при відсутності порід в підшві, що схильні до підняття [12].

Оскільки у даних гірничо-геологічних умовах міцність порід по шкалі проф. Протод'яконова М.М. $f = 6$, то приймаємо аркову форму поперечного перетину з металевим рамним кріпленням.

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

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

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

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

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

h^k – висота конвеєра, м;

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

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

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

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

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

h – висота пересувного составу, м;

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

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

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

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

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

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

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

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

Визначимо радіус дуги стойки:

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

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

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

$h_{\text{о}}$ – довжина прямої частини стійки, м;

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

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

$$b_{\text{л}} = \frac{(B + \Delta b_{\text{с}} + c_1) + (h + h_{\text{в}} - h_{\text{о}})^2 - (h_{\text{л}} + h_{\text{б}} + \Delta h_{\text{л}} - h_{\text{о}})^2 - c_1^2}{2 \cdot (B + \Delta b_{\text{с}} + 2 \cdot c_1)}, \text{ м,} \quad (2.52)$$

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

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

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

Радіус дуги верхняка:

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

де $\beta_{\text{о}}$ – центральний кут дуги стойки, град;

$h_{\text{фл}}$ – висота фланця профілю СВП (при СВП-22 $h_{\text{фл}} = 26$ мм);

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

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

$$h_{\text{ц}} = h_{\text{о}} + c_1 \cdot \text{tg } \beta_{\text{о}}, \text{ м;} \quad (2.54)$$

$$\alpha_{\text{о}} = 180^\circ - 2 \cdot \beta_{\text{о}}, \text{ град;} \quad (2.55)$$

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

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

Ширина виробки у світлі на рівні ґрунту:

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

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

Висота виробки у світлі від рівня ґрунту:

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

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

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

Площа поперечного перетину виробки у світлі до і після осідання:

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

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

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

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

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

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

де P – периметр виробки у світлі, м²;

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

де R – радіус дуги стояка, м;

r – радіус дуги верхняка, м;

$h_{\text{с}}$ – довжина прямої частини стояка, м;

$h_{\text{б}}$ – товщина баласту, м;

$h_{\text{сп}}$ – висота профілю, м;

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

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

Δh – вертикальне зміщення порід покрівлі, м;

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

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

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

Перевіримо переріз виробки у світлі по допустимій швидкості руху повітря:

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

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

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

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

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [17].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

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

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

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

де k_{α} – коефіцієнт впливу кута падіння порід і напрямку проходки виробки відносно простягання порід;

k_{Θ} – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k_s^l – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

U_T – зміщення порід, прийняте за типове, мм;

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

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

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

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

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

$$U_{\text{кр}} = 41 + 1 \cdot 1,1 \cdot 0,4 \cdot 560 = 287 \text{ мм}.$$

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_n \cdot k_H \cdot k_{np} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м}, \quad (2.65)$$

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

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,4 \cdot 35 = 199 \text{ кН/м}.$$

Щільність встановлення основного кріплення:

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

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

В якості кріплення приймаємо кріплення металеве податливе арочне п'ятиланкове КМП-А5 з спецпрофілю СВП-22.

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

Приймаємо 1 раму/м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

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

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

$$U_{кр}^I = 287 + (560 \cdot 0,4 + 1100 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 649 \text{ мм}.$$

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

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

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

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

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

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

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

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

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

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

$$\Delta \geq 1 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 649 = 454 \text{ мм.}$$

Остаточно приймаємо кріплення металеве податливе арочне п'ятиланкове КМП-А5 з спецпрофілю СВП-22 (податливість 800 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо під кожну раму основного кріплення.

Протяжність встановлення кріплення посилення:

l_1 – ділянка кріплення попереду першого вибою = 30 м;

l_2 – ділянка кріплення позаду першого вибою = 65 м;

l_3 – ділянка кріплення попереду другого вибою = 40 м.

Розрахунок комплексної виробки і розцінки проводимо згідно [18] і вносимо в табл. 2.8.

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

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

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

k – коефіцієнт за збірником;

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

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

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

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

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

Таблиця 2.8 – Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в прохідницькому вибої

Вид робіт	Одиниця вимірювання	Норма виробки			Обсяг робіт на зміну, м	Потрібна кількість чел.-змін на 1 м	Потрібна кількість чел.-змін	Тарифна ставка, грн.	Розцінка за 1 м, грн.	Обґрунтування для встановлення норми виробки
		за збірником	коефіцієнт за збірником	встановлена						
Проведення виробки комбайном П 110	м	0,45	0,86	0,39	2	2,54	5,08		2480,47	табл. 6, п. 68 д
машиніст гірничих виймальних машин VI розряду					2	0,77	1,54	71,17	835,07	
прохідник V розряду					2	1,77	3,54	61,26	1645,40	

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

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

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

Трудомісткість на зміну:

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

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

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

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

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{1,3} = 0,77 \text{чол.} - \text{зм};$$

б) прохідник V розряду:

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

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

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

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11] в табл. 2.9.

Остаточну приймаємо явочну кількість робітників за добу:

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

Обліковий склад:

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

Таблиця 2.9 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на од.	на все	
1	Комбайн	П 110	1	1660	1660	ЕНВ-2004
2	Перевантажувач	ПС	1	1183	1183	
3	Стрічковий конвеєр	2Л100У	1	4311	4311	
4	Дорога напочвенна	ДКН4-2	1	995	995	
5	Лебідка	ЛВД 34	1	186	186	
6	Трубопроводи		1,7	135	202	
7	Вентилятор	ВМП	1	42	42	
8	Коефіцієнт				1	
9	Усього				8579	
10	Коефіцієнт К1				0,6	
11	Коефіцієнт К2				1,2	
12	Коефіцієнт К3				1,3	
13	Нормативна явочна чисельність				4	

де $k_{об}$ – коефіцієнт облікового складу;
Обліковий склад МГВМ VI розряду:

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

Обліковий склад прохідників V розряду:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

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

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

Розробка графіку організації робіт.

Розробку графіку проводимо згідно з [19]. Для будови лінійного графіку організації процесу комбайнового виймання розраховуємо поопераційно трудомісткість і тривалість робіт, а також час, що відкладемо на графіку. Результати розрахунків зводимо в табл. 2.10.

Таблиця 2.10 – 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		129		25,8	§ 2, табл. 50
Усунення дрібних несправностей			4		90,5		18,1	§ 2, табл. 50
Керування комбайном	м	1	2	$170,44 \cdot 1 = 170,44$	$170,44 \cdot 2 = 340,9$	$85,22 \cdot 1 = 85,22$	$85,22 \cdot 2 = 170,44$	§ 2, табл. 51
Відведення і проробки виконавчого органу, огляд комбайну, заливка масла	м	1	2	$10,72 \cdot 1 = 10,72$	$10,72 \cdot 2 = 21,4$	$7,69 \cdot 1 = 7,69$	$7,69 \cdot 2 = 15,4$	§ 2, табл. 51
Огляд та заміна зубків, підтягування кабелю і шланга зрошення	м	1	2	$12,55 \cdot 1 = 12,55$	$12,55 \cdot 2 = 25,1$	$7,11 \cdot 1 = 7,11$	$7,11 \cdot 2 = 14,2$	§ 2, табл. 51
Розбивка великих шматків породи, підкидка гірничої маси до вантажного органу та зачистка ґрунту	м	1	1	$73,52 \cdot 1 = 73,52$	$73,52 \cdot 2 = 147,0$	$36,76 \cdot 1 = 36,76$	$36,76 \cdot 2 = 73,5$	§ 2, табл. 51
Розштібовування перевантажувача та натяжної головки конвеєру	м	1	1	$21,64 \cdot 1 = 21,64$	$21,64 \cdot 2 = 43,3$	$10,82 \cdot 1 = 10,82$	$10,82 \cdot 2 = 21,6$	§ 2, табл. 51
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	$145,1 \cdot 1 = 145,1$	$145,1 \cdot 2 = 290,2$	145,1	290,2	§ 2, табл. 52
Нарощування конвеєру	м	1	3	$69,6 \cdot 1 = 69,6$	$69,6 \cdot 2 = 139,2$	$25,2 \cdot 1 = 25,2$	$25,2 \cdot 3 = 84$	§ 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	$44,27 \cdot 1 = 44,27$	$44,27 \cdot 2 = 88,5$	-	$132,81 / 4 = 33,2$	§ 3,4, табл. 132
Усього				810	1620			

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

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

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [20]:

$$Q_p = \frac{Q_{\text{доб}} \cdot k_n}{3 \cdot t_{\text{зм}} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.77)$$

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

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

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

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

Розрахунковий вантажопотік з лави:

$$Q_p = \frac{1045 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 115 \text{ т/год.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год.}, \quad (2.78)$$

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

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

Графік застосовності представлено на рисунку 2.4.

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

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.78:

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

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

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

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

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

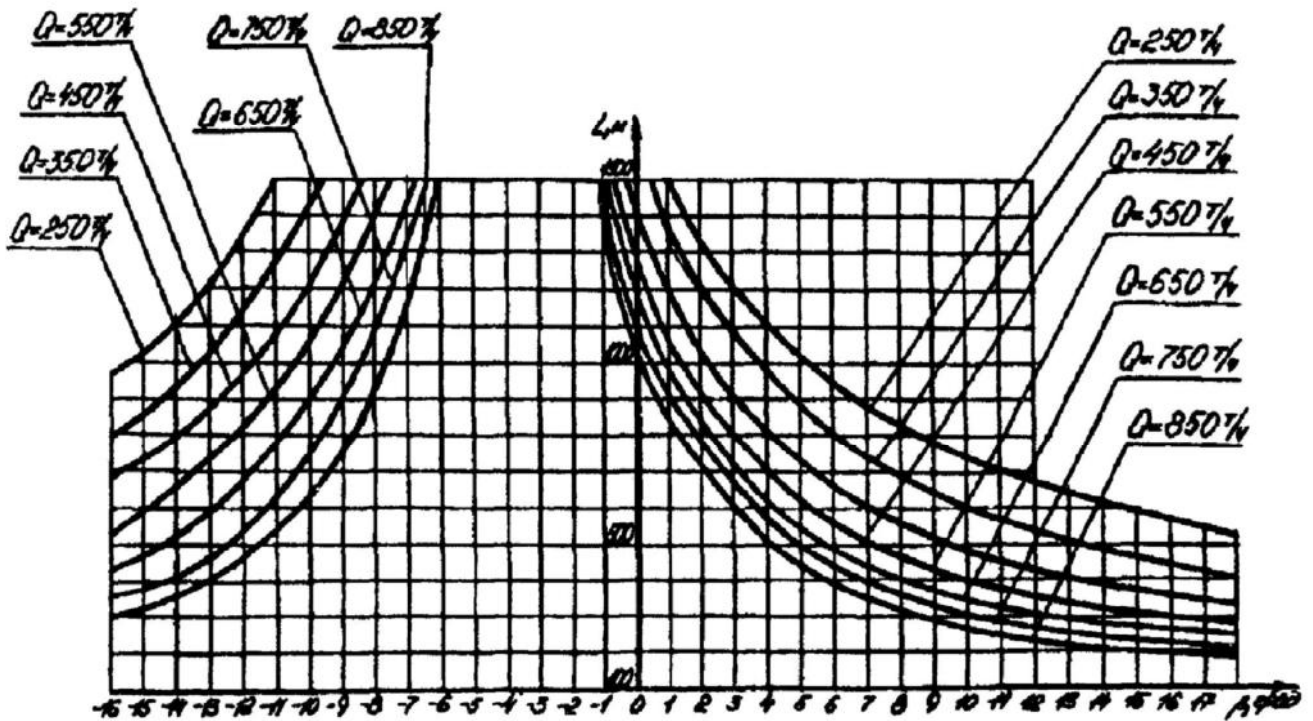


Рисунок 2.4 – Графік застосовності конвеєру 2ЛТ 100У

2.4.4 Провітрювання ділянки

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної ділянки

Розробляємий пласт – m_3 ; спосіб підготовки пласту – панельний; система розробки – стовпова з відробкою виймальних стовпів по простяганню і зворотноточним провітрюванням; кількість лав – 2; кількість підготовчих вибоїв – 2; механізація очисних робіт – комплекс 2МКДД; навантаження на лаву – 1045 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [21], приймаємо схему провітрювання виймальної ділянки типу 1-М-Н-в-вт.

2.4.4.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою по пласту m_3

Провітрювання ділянки здійснюється по схемі 1-М, тому $I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}}$:

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{оч}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.79)$$

де $A_{\text{оч}}$ – середньодобовий видобуток з очисної виробки, т/добу;
 $q_{\text{оч}}$ – очікуване метановіделення з очисної виробки, $\text{м}^3/\text{т}$.

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{1045 \cdot 4,5}{1440} = 2,7 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.4.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки пласта m_3

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

$$Q_{\text{оч}} = \frac{Q_{\text{діл}} \cdot k_{\text{оз}}}{k_{\text{ут.в}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.80)$$

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

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

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

$$Q_{\text{діл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{діл}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.81)$$

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

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

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

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

$$Q_{\text{діл}} = \frac{100 \cdot 2,7 \cdot 1,68}{1 - 0,05} = 477 \text{ м}^3 / \text{хв};$$

$$Q_{\text{оч}} = \frac{477 \cdot 1,25}{1,5} = 397 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

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

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_0)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.82)$$

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

Q_p – максимальна витрата повітря в очисній виробці, що може бути використане для розведення метану до припустимих ПБ норм, $\text{м}^3/\text{хв}$. (приймаємо по табл. 7.1 [21]);

$$A_{\max} = 1045 \cdot 5,15^{-1,67} \cdot \left[\frac{660 \cdot (1-0,05)}{194} \right]^{1,93} = 1590 \text{ т/добу.}$$

2.4.4.5 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання уклонів пласту m₃

2.4.4.5.1 Розрахунок метанообільності штреку, проведеного по пласту m₃ Метановиділення в тупикову виробку, проведеному по пласту:

$$I_{\Pi} = I_{\text{пов } 1} + I_{\text{о.у.п.}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.83)$$

$$I_{3,\Pi} = I_{\text{пов } 2} + I_{\text{о.у.п.}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.84)$$

де $I_{\text{пов}}$ – метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пласта, м³/хв.;

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\Pi} \cdot V_{\Pi} \cdot (X - X_0) \cdot k_T, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.85)$$

де V_{Π} – проектна швидкість посування вибою тупикової виробки, м/добу;
 k_T – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення в часі, частки од.
(приймаємо по табл. 3.2 [21]).

$I_{\text{о.у.п.}}$ – метановиділення з відбитого вугілля, м³/хв.;

$$I_{\text{о.у.п.}} = j \cdot k_{\text{гв}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.86)$$

де j – технічна продуктивність комбайну, т/хв. (приймаємо по табл. 3.3 [21]);
 $k_{\text{гв}}$ – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації відбитого вугілля, дол. од.;

$$k_{\text{гв}} = a \cdot T_y^b, \quad (2.87)$$

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

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

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв.}, \quad (2.88)$$

де $S_{\text{вуг}}$ – площа перетину виробки по вугіллю в проходці, м²;

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

$$T_y = \frac{2,3 \cdot 1 \cdot 1,53}{0,7} = 5,9 \text{ хв.};$$

$$k_{\text{гв}} = 0,118 \cdot 5,9^{0,25} = 0,25;$$

$$I_{0,y,\pi} = 0,7 \cdot 0,25 \cdot (10,5 - 1,4) = 1,6 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

$$I_{\text{пов } 1} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,75 \cdot 6 \cdot (10,5 - 1,4) \cdot 0,98 = 0,9 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

$$I_{\text{пов } 2} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,75 \cdot 6 \cdot (10,5 - 1,4) \cdot 0,13 = 0,1 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

$$I_{\pi} = 0,9 + 1,6 = 2,5 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

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

2.4.4.5.2 Розрахунок кількості повітря для провітрювання штреку пласту тз
Розрахунок витрати повітря для виробки, яка проводиться комбайном:

$$Q_{3,\pi} = \frac{100 \cdot I_{3,\pi}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{ХВ}, \quad (2.89)$$

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

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{3,\pi} = 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{ХВ}; \quad (2.90)$$

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

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{3,\pi} = 60 \cdot V_{\pi \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{ХВ}, \quad (2.91)$$

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

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

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

$$Q_{3,\pi} = 20 \cdot V_{\text{прив min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{ХВ}, \quad (2.92)$$

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

$$Q_{3,\pi} = 20 \cdot 1,0 \cdot 13,8 = 276 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

Приймаємо $Q_{3,\pi} = 276 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$

Витрати повітря для провітрювання усієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{\Pi} = \frac{100 \cdot I_{\Pi} \cdot k_{н.п}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.93)$$

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

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

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{\Pi} = 6 \cdot n_{\text{чол.н}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.94)$$

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

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

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{\Pi} \geq Q_{з.п} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.95)$$

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

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр}1} \cdot k_{\text{ут.тр}2}, \quad (2.96)$$

де $k_{\text{ут.тр}1}$ – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [21]); довжина ділянки трубопроводу $l_{\text{тр}1} = 500$ м, діаметр $d_{\text{тр}} = 0,8$ м, $Q_{з.п} = 276 \text{ м}^3/\text{хв}$. ($4,6 \text{ м}^3/\text{с}$);

$k_{\text{ут.тр}2}$ – коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [21]); довжина ділянки трубопроводу $l_{\text{тр}1} = 1000$ м, діаметр $d_{\text{тр}} = 0,8$ м, $Q_{з.п} = 276 \cdot 1,19 = 328 \text{ м}^3/\text{хв}$. ($5,5 \text{ м}^3/\text{с}$);

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

$$Q_{\Pi} = 263 \geq 276 \cdot 1,22 = 337 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова не дотримується, тому приймаємо $Q_{\Pi} = 337 \text{ м}^3/\text{хв}$.

2.4.4.5.3 Вибір засобів провітрювання штреку пласта m_3

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

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (\ell_{\text{тр}1} + 20 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_2) + \\ + r_{\text{трк}} \cdot (\ell_{\text{тр}2} + 20 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_2), \text{ кц}, \quad (2.97)$$

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

$\ell_{\text{тр}1}$ – довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

$d_{\text{тр}1}$ – діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

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

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

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

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

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0161 \cdot (500 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + \\ + 0,0046 \cdot (1000 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 9,4 \text{ кц}.$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.98)$$

$$Q_p = 276 \cdot 1,22 = 337 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.99)$$

$$h_p = 5,6^2 \cdot 9,4 \cdot \left(\frac{0,59}{1,22} + 0,41 \right)^2 = 410 \text{ даПа}.$$

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

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

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.11.

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

З побудови видно що $Q_\phi = 5,8 \text{ м}^3/\text{с} = 348 \text{ м}^3/\text{хв}$; $h_\phi = 450 \text{ даПа}$.

Витрати у вибою складуть:

Таблиця 2.11 – Вихідні дані для розрахунку режиму роботи вентилятора

$Q_{з.п.}, \text{ м}^3/\text{с}$	2	3	4	5
$k_{вт.тр}$	1,08	1,14	1,19	1,25
$Q_p, \text{ м}^3/\text{с}$	2,2	3,4	4,8	6,2
$h_p, \text{ даПа}$	25	100	285	545

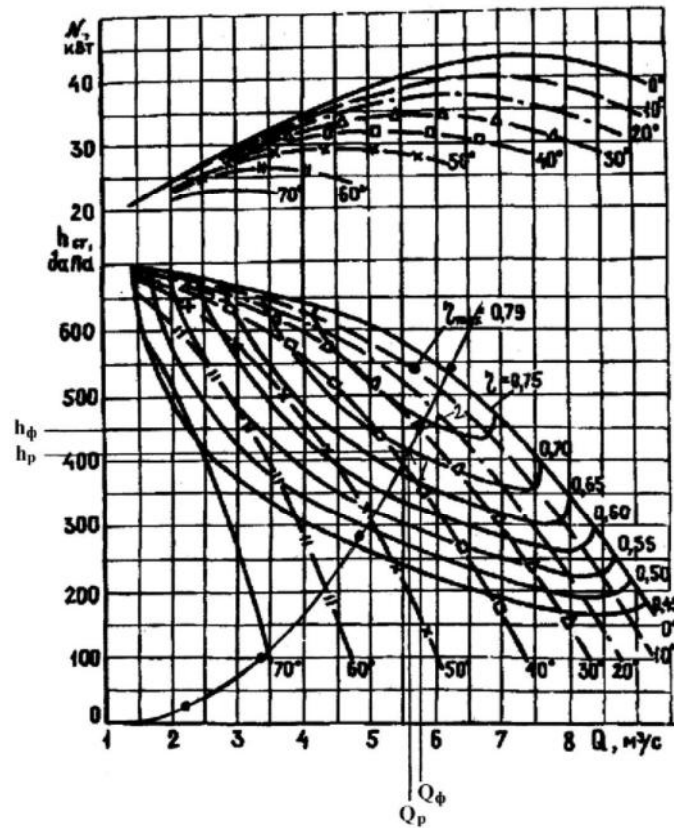


Рисунок 2.5 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦ-6 та вентиляційного трубопроводу

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{ф}}{R_{тр.г}}} - 0,69 \cdot Q_{ф}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.100)$$

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{450}{9,4}} - 0,69 \cdot 5,8 = 4,8 \text{ м}^3/\text{с} = 290 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{вс} \geq 1,43 \cdot Q_{ф} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.101)$$

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

$$Q_{вс} \geq 1,43 \cdot 348 \cdot 1,1 = 547 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.5 Енергопостачання дільниці

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

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

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

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

У якості світильників приймаємо світильник РВЛ-20.

Перелік застосовуваного обладнання представлений в табл. 2.12.

Таблиця 2.12 – Перелік застосовуваного обладнання

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

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

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

Місцеві заземлювачі улаштовуємо у кожного розподільчого пункту, окремо встановленого електроприймача і кабельної муфти. В мережах стаціонарного освітлення місцевий заземлювач улаштовуємо не для кожної муфти або світиль-

ника, а через кожні 100 м мережі. Заземлення муфт гнучких кабелів, а також корпус комбайну КДК 500, конвеєру СПЦ 151, перевантажувача ПС, лебідки ЛВД 24, світильників здійснюємо з'єднанням із загальною мережею заземлення за допомогою заземлюючих жил живильних кабелів. Заземлюючу жилу з обох боків приєднуємо до внутрішніх заземлюючих затискачів у кабельних муфтах та ввідних пристроях.

Для комбайну КДК 500 і забійного конвеєру СПЦ 151 передбачаємо іскробезпечну схему безперервного контролю заземлення. Крім цього, допускається застосування схем управління з використанням заземлюючої жили силового кабелю, попередній контроль цілісності якої здійснюється по іскробезпечному ланцюгу перед подачею напруги на машину.

Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом.

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

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

Захист від витікання струменя на стороні 6 кВ передбачається блокуючим реле витікання БРУ, які вмонтовано у розподільчий пристрій. Захист від витікання у мережі напругою 660 В передбачається за допомогою апарату АЗУР. Він вмонтований в блок захисту підстанції КТПВ-630/6-0.69. Реле витікання БРУ встановлені також в станції управління СУВ-350. Величина уставки БРУ при 660 В не менш 30 кОм.

2.5 Охорона праці

Промислова санітарія та гігієна.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Боротьба з пилом.

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

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

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

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

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

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

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

3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Вибір раціонального способу охорони підготовчих виробок

Вступ

Для правильного функціонування підготовчих виробок необхідно щоб площа їх поперечного перетину відповідала проектній і задовольняла вимогам Правил безпеки.

Під впливом напружень породи, оточуючі виробки, можуть деформуватися і руйнуватися, спричиняючи зміни поперечного перетину вироблення і поломку кріпи. Ступінь руйнування і зміщення порід, а також поломки кріпи залежить від розташування виробки по відношенню до очисних забоїв.

Підготовчі виробки можуть відчувати вплив опорного тиску в наступних зонах (рис. 3.1): I – поза зони впливу очисного забою; II – в зоні впливу тимчасового опорного тиску попереду очисного забою; III – в зоні впливу тимчасового опорного тиску позаду очисного забою; IV – в зоні сталого опорного тиску позаду очисного забою; V – в зоні повторного тимчасового опорного тиску попереду другого очисного забою; VI – в зоні повторного тимчасового опорного тиску позаду очисного забою; VII – в зоні повторного сталого опорного тиску.

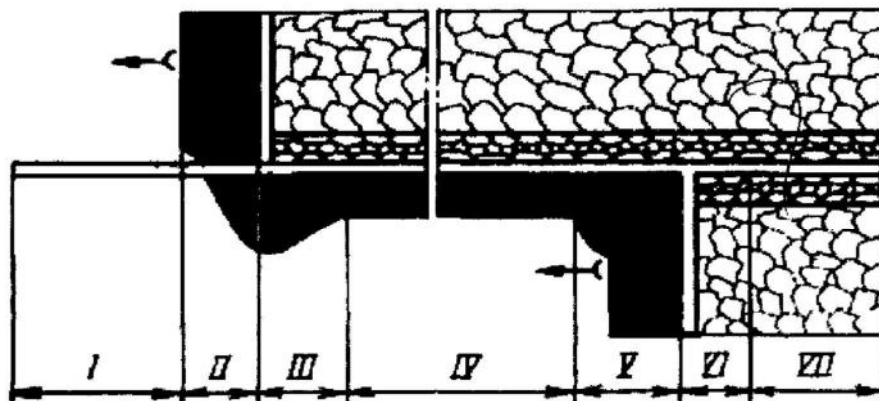


Рисунок 3.1 – Схема розташування зон опорного тиску в підготовчих виробках

Під впливом опорного тиску, що спричиняється очисними роботами, деформації порід і переміщення їх у бік вироблення стають інтенсивнішими. Характер деформацій і величина зміщень залежать від багатьох гірничо-геологічних і гірничотехнічних чинників, що визначають напружений стан і фізико-механічні властивості порід.

В умовах порід, що деформуються, застосовують спеціальні заходи і способи охорони виробок від руйнування: за межами виробки залишають цілики, викладають бутові смуги або споруджують спеціальні штучні огорожі (костри, бетонні стінки і т. д.), перешкоджаючи обваленню і значному опусканню порід покрівлі.

Підготовчі виробки можуть проводитися в масиві вугілля, вприсічку до виробленого простору і у виробленому просторі. В кожній зоні опорного тиску можуть застосовуватися лише певні способи охорони. Так, в зоні II для охорони виробок їх проводять в масиві вугілля; в зонах III-V застосовують способи охорони масивом і цілком, масивом і бутовою смугою, масивом і двома бутовими смугами, масивом і штучною огорожею, масивом і виробленим простором з другого боку; вироблення в зонах VI і VII охороняють ціликами і бутовою смугою, двома бутовими смугами, двома ціликами, штучною огорожею з двох сторін.

При відпрацюванні вугільного пласта з одного боку штреку порідний масив осідає позаду лави на ділянці завдовжки до 150 м нерівномірно. З боку виробки із сторони вугільного масиву, що залишився, конвергенція після проходу лави складає 10-50% потужності пласта, а із сторони виробленого простору 30-80%. Тому задачею різних способів охорони вироблення із сторони виробленого простору є забезпечення мінімальної різниці в конвергенції з обох боків виробки.

Околоштрекові смуги можуть бути ефективні, якщо кромка покрівлі пласта вздовж штреку не обвалюється після проходу лави і залишається опорою для околоштрекової смуги.

Для вирівнювання опускання покрівлі біля боків виробки при слабких породах (межа міцності на стиснення до 25 МПа) рекомендується застосовувати дерев'яні багаття з обох боків вироблення. В результаті установки багать з боку вугільного масиву зона обріза порід покрівлі вздовж штреку переміщається до крайової частини пласта, що забезпечує більш рівномірне опускання покрівлі, хоча і на велику величину. На шахтах Донбасу пологі пласти середньої потужності звичайно розробляють стовповими системами з погашенням виробок услід за посуванням очисних вибоїв.

При цьому застосовується зворотноточна схема провітрювання. Зворотний порядок відробітку в межах поверху обумовлений в основному труднощами підтримки виробок позаду очисного вибою. Таке традиційне ведення гірських робіт часто не дозволяє досягти високого навантаження на лаву із-за обмежень по чиннику провітрювання. Тому вимушені застосовувати прямоточне провітрювання виймальних ділянок. Проблема підтримки і збереження стійкості вироблень позаду очисного забою актуальна не тільки з позицій можливості їх повторного використання, але і для забезпечення прямоточного провітрювання.

Цікавий досвід шахти "Красноармійська-Західна" № 1. У безпосередній покрівлі пласта (потужністю 1,0-1,5 м залягає алевроліт (1-5,4 м, межа міцності на одноосне стиснення 30-55 МПа), основна кривля - пісковик (9,1-12,4 м, міцність 46-127 МПа).

У ґрунті пласта - алевроліт (0,6-0,7 м, міцність 32- 41 МПа), нижче за яке залягає шар пісковіку (10,6-18,8 м, міцність 50-86 МПа). Вище за пласт на відстані 17-20 м по нормалі розташовується вугільний шіаст-супутник потужністю 0,25-0,5 м. Глибина розробки 540-600 м, кут падіння пласта 2-4°.

Згідно проекту будівництва шахти при зворотному ході передбачалася прямоточна схема провітрювання виймальних ділянок з рухом струменя повітря по лаві в низхідному порядку, погашенням вентиляційного штреку услід за посуванням лави і підтримкою конвеєрного штреку позаду неї при охороні бутовою смугою або дерев'яними кострами з боку виробленого простору.

Планувалося, що конвеєрні штреки можна буде використовувати повторно, як вентиляційні. Проте бутові смуги, бутокостри, залізобетонні блоки і інші конструкції не забезпечують належної стійкості штреків позаду рухомого очисного забою. В результаті довелося відмовитися від ухваленого проектного рішення і замість прямоточного перейти на зворотно точне провітрювання із застосуванням газовідсмоктування. Підготовчі вироблення погашалися у міру посування лав.

У 2006-2011 рр. на шахті упроваджують комплексну програму технічного переозброєння, вдосконалення шахтного фонду і гірничого господарства, що позначилося на результатах її роботи достатньо ефективно. Так, в 2011 р. в порівнянні з 2006 р. об'єм видобутку вугілля збільшився в 2,4 разу і склав 4219 тис. т. Таке навантаження на діючі очисні забої виявилось граничним по газовому чиннику, оскільки використовувалася зворотно точна схема провітрювання ділянок, здобичі, незадовільно працювали свердловини, дегазації, розташовані попереду лави і пробурені з штреку на вугільний пласт-супутник.

Тому знов назріла необхідність повернутися до прямоточної схеми провітрювання. Основне завдання полягало в тому, щоб знайти прийнятний в геомеханічному, технологічному і економічному аспектах спосіб збереження стійкості конвеєрних вироблень позаду очисних забоїв, що відпрацьовуються зворотним ходом.

3.1 Аналіз вивченості способів охорони

Основним принципом розробки вугільних пластів в межах виймальних полів відповідно до прогресивних технологічних схем повинна бути виїмка вугілля без залишення ціликів при наступних способах охорони пластових виймальних виробок:

- 1) підтримка вироблення в масиві попереду лави з подальшим погашенням за лавою;
- 2) підтримка вироблення позаду забою лави за допомогою штучних огорож для повторного використання вироблення;
- 3) проведення виробки прісечку до виробленого простору;
- 4) оформлення вироблення позаду забою лави з підтримкою у виробленому просторі бутовими смугами з двох сторін;
- 5) проведення спарених вироблень розділених цілком з погашенням одного вироблення услід за 1-ою лавою і другого вироблення услід за 2-ою лавою з одночасним витяганням ціликів.

На рисунку 3.2 показана схема 1 способу охорони. Загальний зсув порід для схеми 1а визначається по формулі:

$$U_{\text{общ}} = (U_{\text{пр}} K_{\text{пр}} + U'_o + U_1 K_{\text{кр}}) K_s K_{\text{ус}}, \quad (3.1)$$

де $U_{\text{пр}}$ – опускання порід під впливом проведення виробки;

$K_{\text{пр}}$ – коефіцієнт, що враховує спосіб проведення виробки;

U'_o – опускання у виробки як одиночної після періоду інтенсивного опускання порід:

при t менш 1 року $U'_o = V_o t$;

при t більш 1 року $U'_o = 12 V_o$;

V_o – швидкість опускання порід, мм/міс;

t – термін служби виробки, міс;

U_1 – опускання покрівлі під впливом передньої зони опорного тиску першої лави, мм;

K_s – коефіцієнт, що враховує перетин виробки;

$K_{\text{кр}}$ – коефіцієнт, що враховує обвалюємість покрівлі, дорівнює 0,8 для легкообвалюємих; 1 – середньої обвалюємої; 1, 2 – важкообвалюємої покрівлі;

$K_{\text{ус}}$ – коефіцієнт, що враховує вплив кріплення посилення, дорівнює: 0,8 при реакції кріплення посилення 0,1 МПа; 0,7 при реакції кріплення посилення 0,2 МПа.

Частки опускання покрівлі $U_{\text{к1}} = U_{\text{общ1}} \cdot K_{\text{к}}$,

де $K_{\text{к}} = \sigma_{\text{п}} / (\sigma_{\text{п}} + \sigma_{\text{к}})$.

Для схеми 3.1 опускання визначається по формулі

$$U_{\text{общ}} = (U_{\text{пр}} K_{\text{пр}} + U'_o + 1,3 U_1 K_{\text{кр}}) K_s K_{\text{ус}}. \quad (3.2)$$

Вхідні у формули величини опускання і швидкості опускання знаходяться по графіках.

При другому способі охорони застосовуються наступні штучні огороження: органне кріплення, костри зі шпального бруса, залізобетонні тумби, лита смуга з бетону, бутова смуга. Умови, що рекомендуються, застосування штучних огороженьні приведені нижче. На рис. 3.3 показана принципова схема охорони виробки по 2 способів.

Параметри штучних огорожень визначаються по наступній формулі

$$\Pi = P / P_{\text{ел}}, \quad (3.3)$$

де $P_{\text{ел}}$ – кількість тумб, стійок органного кріплення або ширина смуги на 1 м виробки;

P – розрахункове навантаження, МН/м,

$$P = [a + v(m-1)] \cdot \frac{\sigma}{50}; \quad (3.4)$$

a, v – емпіричні коефіцієнти:

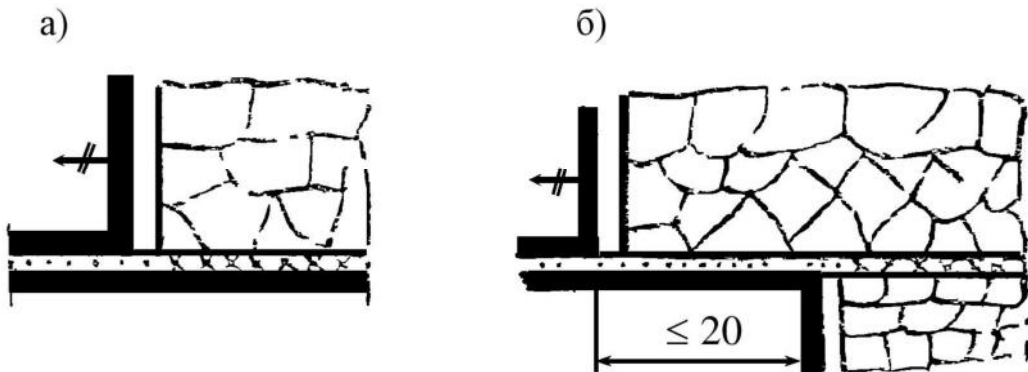


Рисунок 3.2 – Схема 1-го способу охорони виробки

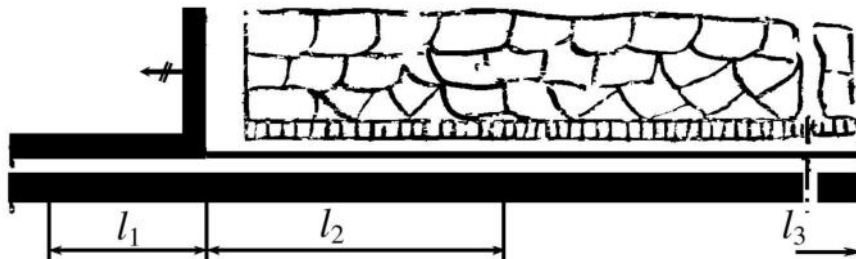


Рисунок 3.3 – Схема 2-го способу охорони виробки

Штучне огороження	а	в
органне кріплення	0,9	0,3
ЗБТ	4,0	6,0
лита смуга	10,0	2,0

m – потужність пласту, округляти до цілих метрів у велику сторону;

σ – округлити до 50 при σ менше 50 і до 80 при σ більше 50 МПа;

$P_{ел}$ – несуча здатність елемента;

ЗБТ встановлюють у 1 ряд при легкообвалюючої покрівлі;

1,5 ряду при середньообвалюючої;

2 ряди при важкообвалюючої покрівлі.

Несуча здатність однієї дерев'яного стояка органного кріплення діаметром 0,2 м при довжині до 1 м – 0,3 МН; при довжині 1–2 м – 0,25 МН; при довжині більш 2 м – 0,20 МН; однієї тумби ЗБТ площею F дорівнює $F \cdot \sigma_{\delta}$, МН; для литий смуги $P_{ел}$ дорівнює міцності матеріалу смуги, МН.

Для забезпечення піддатливості дерев'яні стояки встановлюються під брус товщиною 0,15 м при потужності пласту до 2 м і додатково на ліжан такої ж товщини при потужності пласту більш 2 м.

Костри зі шпального бруса встановлюють в один ряд при потужності до 2,5 м і 2 ряди при потужності більш 2,5 м.

Нормативна міцність швидкотвердіючого матеріалу литої смуги через добу після зведення – 10,0 МПа.

Опускання покрівлі при другому способі охорони виробки визначається по формулі:

$$U_{\text{обш2}} = [U_{\text{пр}} K_{\text{пр}} + U'_o + (U_1 + U_1^{\text{ост}} + U_2) K_{\text{кр}}] \cdot K_s K_{\text{yc}}, \quad (3.5)$$

де $U_1^{\text{ост}}$ – залишкове опускання після проходу 1-й лави, мм

$$U_1^{\text{ост}} = K_{\text{охр}} m + V_1 t_1, \quad (3.6)$$

V_1, t_1 – швидкість опускання порід і час експлуатації виробки за лавою, мм/міс., міс., відповідно;

U_2 – опускання покрівлі під дією передньої зони опорного тиску 2-й лави, мм $U_2 = 1,4U_1$;

$K_{\text{охр}}$ – коефіцієнт, що враховує піддатливість штучного огороження:

для органного кріплення	–	0,2;
для ЗБТ	–	0,15;
для литий смуги	–	0,1;
для костров і бутових смуг	–	0,4;
для костров із круглого лісу	–	0,6.

І по другому способі охорони можна підсилювати штрекове кріплення. Схема установки кріплення посилення приведена на рис. 3.3.

Параметри установки кріплення посилення приведені в табл. 3.2.

Таблиця 3.2 – Параметри установки кріплення посилення

Ділянка	Довжина ділянки, м, при σ_k , МПа		
	до 50	50 – 80	більш 80
ℓ_1	15	20	30
ℓ_2	40	60	80
ℓ_3	20	30	50

На рис. 3.4 показана схема проведення виробок вприсічку (3-й спосіб охорони). Виділяють: а – присічка з частковим збереженням виробки; б – повна присічка; в – присічка з залишенням цілика шириною до потужності пласта. Умови застосування схем показані нижче в наступному узагальненні.

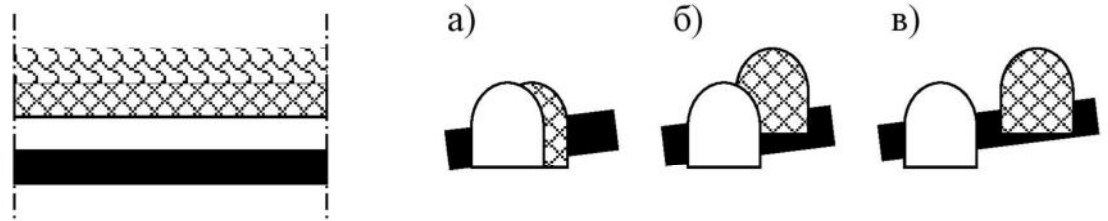


Рисунок 3.4 – Схема 3-го способу охорони виробки

Показники	Порода покрівлі		
	легкообвалювальні	середньообвалювані	важкообвалювані
Схеми, що допускаються	А, Б, В	Б, В	В
Відставання від лави, м	90	більш 80	до 250
Розрив у часі, міс.	3	4	10

Опускання порід визначається по формулі:

$$U_{\text{общз}} = (U'_{\text{пр}} + U''_0 + U'_1 K_{\text{кр}}) K_s K_{\text{ус}} \cdot K', \quad (3.7)$$

де $U'_{\text{пр}}$ – опускання порід під впливом проведення виробки вприсічку, мм;

$$U''_0 = V''_0 t \quad \text{при } t < 12 \text{ міс}; \quad (3.8)$$

K' – коефіцієнт, що враховує місце розташування виробки:

$K'=1$ для схеми А; $K'=0,7$ для Б и В;

V''_0 – швидкість опускання порід у виробленні як одиночної, проведеної вприсічку; $V'' = V''_1^{\text{ост}}$;

U'_1 – опускання порід під впливом передньої зони опорного тиску у виробки, проведеної вприсічку.

Схема розташування й охорони виробки по 4 способів охорони показана на рис. 3.5.

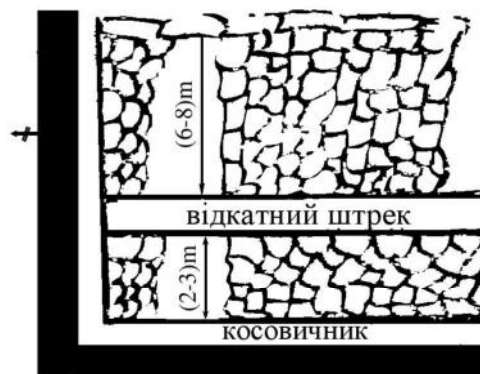


Рисунок 3.5 – Схема 4-го способу охорони виробки

Опускання порід у виробку по 4 способу охорони визначається по формулі:

$$U_{\text{общ4}} = K_6 m, \quad (3.9)$$

де K_6 – коефіцієнт, що враховує піддатливість бутової смуги.

Опускання покрівлі визначається по формулі $U_k=0,3m$, а підняття підосви по формулі $U_n = U_{\text{общ4}} - U_k$.

Умови застосування способів охорони пластових виємочних виробок приведені нижче.

Номер способу	1	2	3	4
Потужність пласту, м	будь-яка	до 2,5 м	будь-яка	до 1,5 м
Ступінь пучіння підосви	менше 12	менше 20,0	будь-яка	більше 40

На рис. 3.6 показане розташування виробок по 5 способу охорони, якому можна застосовувати на сильно газоносних пластах.

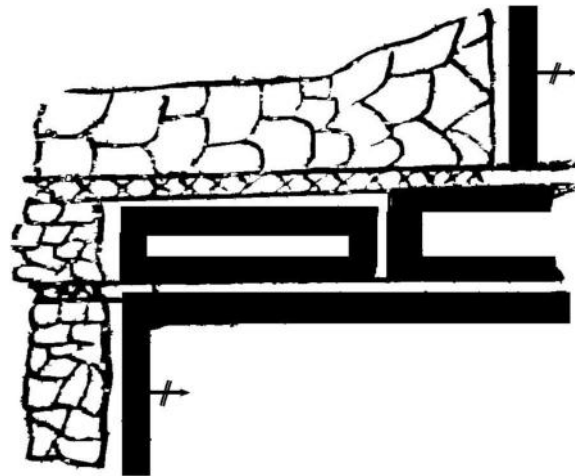


Рисунок 3.6 – Схема 5-го способу охорони виробок

3.2 Стан виробок на шахті. Способи охорони виробок

Протяжність всіх підготовчих виробок, що примикають до лави, на шахті складає 2400 м, з них закріплених рамним металевим кріпленням – 2400 м. Незадовільні по перетину – 505 м, по висоті – 215 м, по зазорам – 170 м. Аналізуючи шахтні дані бачимо, що біля третьої частини підготовчих виробок знаходиться у незадовільному стані.

На шахті застосовується спосіб охорони підготовчих виробок – ціликами довжиною 20 м і шириною 4 м, та органним кріпленням.

3.3 Вибір та обґрунтування способу охорони прилеглих до лав виробок

Практика відробки тонких і середній потужності вугільних пластів на шахтах Донбасу показала, що найбільш ефективним способом охорони підготовчих виробок є їх повторне використання за допомогою штучних огорож, що складаються з окремих блоків.

В даний час на шахтах регіону більше 50% виробок зберігаються для повторного використання тумбами з дерев'яно-бетонних блоків (ДББ) [24].

Досвід застосування даних охоронних конструкцій на шахтах регіону показав, що в порівнянні з БЗБТ, бутокострами і накатними кострами при використанні тумб з блоків ДББ зсув крівлі в виробках зменшився в 1,5 - 2,3 разі. Значно покращав стан покрівлі, і в більшості випадків забезпечувався практично безремонтний стан виробок за першим очисним забоєм навіть при глибині розробки 600 – 1000 м.

Проте у ряді виробок застосування тумб з блоків ДББ виявилось неефективним. Однією з основних причин цього є невідповідність основних параметрів охоронних конструкцій (їх подовжньої податливості і що несе здібності на 1 м довжини штреку) конкретним горно-геологічним і гірничотехнічним умовам. У свою чергу, вибір оптимальних параметрів охоронних конструкцій неможливий із-за недостатньої вивченої впливу конструктивних особливостей дерев'яно-бетонних блоків на несучу здатність і податливість, складених з них тумб.

В роботі [24] було проведене експериментальне вивчення впливу окремих конструктивних особливостей дерев'яно-бетонних блоків на несучу здатність і податливість тумб, використовуваних при безціликовій охороні виробок. При дослідженні ставилося завдання виявлення таких конструктивних характеристик блоків ДББ, змінюючи які, можна регулювати в широких межах податливість і максимальний робочий опір тумб.

Дослідженню, як правило, піддавали тумби, складені з 3 - 4 блоків. Звичайно між верхнім блоком і плитою преса за всією робочою площею блоку поміщали без зазорів прокладку з соснової дошки обріза завтовшки 40 мм.

Методика дослідження деформаційно-силових характеристик тумб з блоків ДББ складалася в наступному. Навантаження тумб на пресі здійснювалося за свідченнями манометр ступенями через 0,3 - 0,5 МПа. Після досягнення чергової ступені тиску воно протягом 2-3 мін підтримувалося на одному рівні. В цей час в двох взаємно перпендикулярних площинах проводилися вимірювання висоти тумби, діаметра блоків, зазорів між блоками і висоти прокладок. У випадку якщо після чергового підвищення тиску преса починалось інтенсивне зростання податливості тумби, тиск прес знижувався до тих пір, поки податливість тумби практично стабілізувалася.

У зв'язку з тим, що цілий ряд характеристик блоків суттєво впливає на несучу здатність і податливість тумб ДББ, при дослідженні впливу зміни однієї характеристики блоків блоки для проведення досліджень підбирали так, щоб решта їх характеристик змінювалась в можливо вужчому діапазоні.

Оскільки досліджувані тумби мали різну висоту, в якості характеристики їх податливості використовували відносну податливість, що є відношенням

зменшення висоти тумби при відповідному навантаженні до її первинної висоти тумби, виражене у відсотках.

На деформаційно-силові характеристики тумб з блоків БДБ можуть впливати наступні основні характеристики і параметри дерев'яних стійок: вид деревини, середня площа дерев'яних стійок в перетині робочої поверхні блоків, їх середній діаметр і середній відносний виступ стійок над металевою обоймою.

Міцний характер залежності тумб від середнього вмісту стійок в блоках пояснюється тим, що спочатку, у міру збільшення площі перетину робочої поверхні блоків, сум'яття їх виступу зменшується, а максимальне навантаження, що витримується тумбами, зростає. Розчин, що твердне, модуль пружності якого на порядок більше, чим модуль пружності сосни перпендикулярно осі стійок, досить добре заповнює качки між дерев'яними стійками і забезпечує умову, коли стійкість стійки усередині обойми деформуються в умовах стиснення. Проте, при збільшенні середньої площі стійок в блоках понад 85% порожнечі між стійками стають настільки малими, що їх неможливо якісно заповнити складом, що твердне. Зменшення середнього модуля пружності в площині блоку, а в окремих випадках і в наявності порожнеч між стійками призводять до різкого зниження бокового розпору. В результаті істотно знижується несуча здатність блоків.

Відносна податливість тумб БДБ при їх максимальній несучій здатності, обумовлена таким, що зім'яло виступаючи над обоймами кінці дерев'яних стійок, у міру збільшення їх середньої площі в перетині блоків від 36 до 95% закономірно зменшується з 18,3 до 10%, тобто в 1,83 разу.

На підставі проведених досліджень в технічних умовах на виготовлення блоків БДБ встановлене вимога: площа перетину дерев'яних стійок в блоках БДБ повинна змінюватися в межах 75 - 85%. Дотримання його підвищить максимальну несучу здатність тумб БДБ на 20 - 37% і скоротить їх податливість в 1,5 - 1,8 разу, а це дозволить збільшити ефективність і безпеку робіт по охороні виробок.

На підставі результатів експериментів можна зробити висновок, що збільшення середнього виступу дерев'яних стійок над поверхнею обойм блоків БДБ порівняно слабке позначається на зміні максимальної несучої здатності тумб, але значно впливає на їх: податливість. У зв'язку з цим регулювання податливості охоронних конструкцій з тумб БДБ найдоцільніше здійснювати за рахунок зміни величини виступу дерев'яних стійок над обоймами блоків. При відробітку лав для охорони виймальних штреків за лавою на шахтах використовуються тумби з БЗБТ, булокостри, дерев'яні багаття, вугільні цілики.

Тумби з БЗБТ володіють високою несучою здатністю, малою податливістю, інвентарністю. Недолік – висока вартість і велика вага.

Дерев'яні костри і булокостри мають меншу вартість, але, володіючи високою податливістю, не забезпечують ефективної, економічної підтримки виробок після проходження лави.

Згідно з даними найбільший об'єм бесціликових способів охорони виймальних виробок доводиться на застосування булокострів (кострів) і тумб з блоків БЗБТ, об'єм охорони вугільними ціликами залишався без зміни, а бутівими

смугами неухильно знижується. Останніми роками спостерігається деяке зниження об'єму застосування тумб з БЗБТ. Це пояснюється різким підвищенням вартості матеріалів і зниженням темпів зростання рівня заробітної платні. Проте слід визнати, досягній економічної стабільності спостерігатиметься зростання бесцелікових способів охорони, що зажадає вдосконалення засобів охорони виробок.

Є досвід застосування жорстких конструкцій у вигляді установки разом декількох стійок - «куща». Але при значних навантаженнях стійки в «кущу» руйнуються кожна окремо внаслідок подовжнього вигину, і конструкція повністю втрачає свою несучу здатність. Співробітниками «Ростовугілля» запропонована конструкція «кусто-пакетного» кріплення з покращуваними характеристиками. Конструкція пропонує симетричну установку необхідного числа стійок в межах круга оптимального діаметру з об'язуванням їх гнучкими, міцними стягуваннями, рівномірно розподіленими по всій довжині стійок.

Для визначення параметрів кріплення проведені лабораторні випробування «кусто-пакетного» кріплення при різних схемах монтажу. Відпрацьовувалися моделі при вільній установці стійок і з об'язуванням їх гнучкими зв'язками.

При випробуванні фіксувався характер деформації, як в ході вантаження, так і після зняття навантаження. Основним видом руйнування моделей з невеликою довжиною (105 і 210 мм) є обмятіє торців і утворення складок поблизу торцевих частин досягши межі міцності. Надалі руйнування відбувається по паралельних площинах, але при менших навантаженнях. Кут нахилу площини руйнування при довжинах до 100 мм складає 45° , із збільшенням довжини - зменшується. У моделях завдовжки 400 мм і більш руйнування починається з обмятіє торцевих ділянок з подальшим вигином і руйнуванням елементів в середній частині, що приводить до повної втрати конструкцією несучої здатності. Положення не міняла навіть установка зв'язків посилення в торцевих частинах або посередині конструкції. Виняток становила модель, де встановилися 4 зв'язки посилення рівному але по всій конструкції.

У цьому випадку не дивлячись на довжину в 400 мм, конструкція працювала по характеристиці конструкцію завдовжки 210 мм без вигину і зруйнований середній частині. Отже, при правильному виборі довжини і кількості стійок конструкції, числа і натягнення щипких зв'язків є можливість значно поліпшити силові характеристики «кусто-пакетного» кріплення.

З цією метою проведені аналітичні дослідження за визначенням конструктивних і силових параметрів «кусто-пакетного» кріплення залежно від потужності пласта. У основу методики покладена конструкції тільки в режимі осевого стиснення без подовжнього вигину.

Що загальна несе здатність визначається межею міцності. Таким чином, змінюючи число стійок і гнучких стягувань, ми маємо можливість одержувати ті або інші характеристики «кусто-пакетного» кріплення.

Результати лабораторних випробувань кусто-пакетного кріплення дозволили розробити тимчасове "Керівництво за визначенням параметрів «кусто-пакетного» кріплення (КПК)" і провести шахтні випробування.

Оцінка характеристики роботи і силових параметрів кріпкі КПК згідно методіке проводилася за допомогою вимірів параметрів деформацій пакетів, зсувів порід кривлі у вентиляційному просіці і візуальних спостережень за станом порід кривлі. Виміри здійснювалися на ділянках вентиляційного просіка при діючому і новому паспорті охорони.

Аналіз результатів досліджень показує, що «кусто-пакетне» кріплення на відміну від звичайного «куща» працює в режимі осьового стиснення без подовжнього вигину і поперечних деформацій і впродовж всього періоду спостережень чинить постійний опір породам кривлі, що зміщуються.

Величина зсувів порід кривлі згідно вимірам на реперних станціях показує, що силові параметри «кусто-пакетного» кріплення, визначені згідно «Керівництву...», дозволяють значно понизити величину зсувів і забезпечити стійкий стан вироблення в заданих технологічних межах.

Конструкція «кусто-пакетного» кріплення забезпечує її роботу в режимі осьового стиснення без подовжнього вигину і поперечних деформацій.

Параметри, визначені згідно «Керівництву за визначенням параметрів «кусто-пакетного» кріплення, дозволяють забезпечити задану характеристику роботи кріплення і що достатню регульовану несе здатність.

3.4 Розрахунок зміщень та порівняння варіантів. Технологія ведення робіт по вибраному способу.

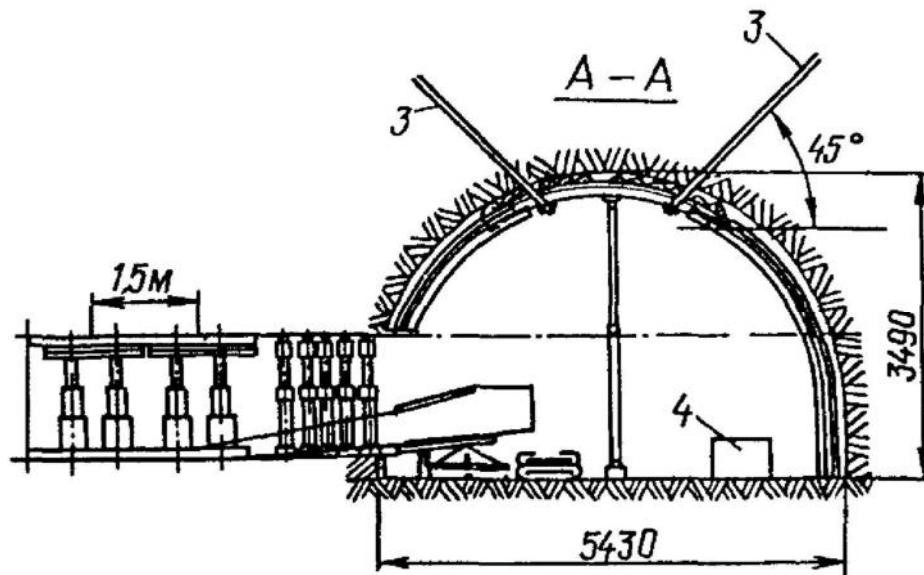
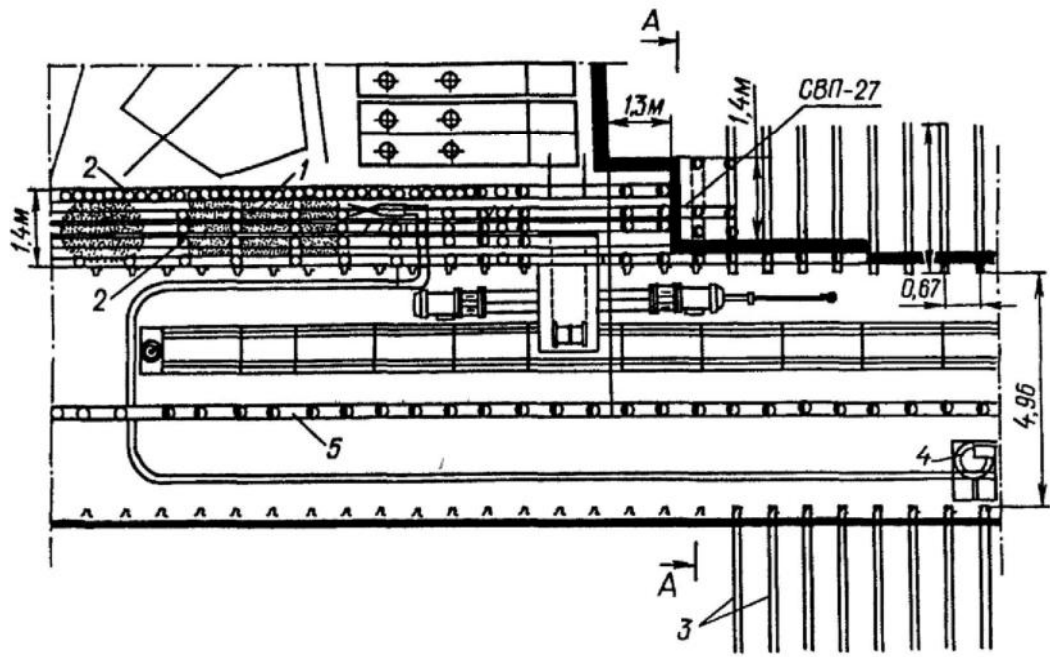
Розрахунок способу охорони підготовчих виробок робимо на ПК.

Згідно розрахунку бачимо, що раціональний спосіб охорони прилеглих до лав виробок є охорона литою смугою.

Зведення литої смуги для охорони конвеєрного штреку здійснювалося в наступному порядку. Перед пересуванням конвеєрної лінії до неї, за допомогою ланцюга приєднують опалубку. Одночасно з конвеєром пересовують опалубку. Під'єднують до опалубки магістральний шлаг, а потім під тиском нагнітають швидкозатвердуючий розтин.

Технологічна схема заповнення литої смуги представлена на рис. 3.7 та листі 7 графічної частини.

На безпосередньому сполученні лави з конвеєрною виробкою в гірничо-геологічних умовах даного пласта дуже важливо з погляду геомеханіки забезпечити мінімально можливе осідання порід кривлі у з боку виробленого простору. Це означає, що охоронна смуга, що зводиться, по своїй податливості повинна наближатися до податливості краєвої частини масиву вугілля, до якого приймає штрек. Крім того, охоронна смуга повинна зводитися з технологічно мінімальним відставанням від очисного забою і практично відразу ж надавати наростаючу відсіч інтенсивно осідаючим породам покривлі в районі сполучення лави зі штреком. Коли з часом смуга буде здатна максимально чинити опір осідаючій кривлі, вона повинна виконувати роль "ріжучої" кріпкі, сприяючої розлому і обваленню порідних, що зависають консолей уздовж підтримуваного штреку.



- 1 – лита смуга
- 2 – органне кріплення
- 3 – анкерне кріплення
- 4 – ємність з розчином
- 5 – кріплення посилення

Рисунок 3.7 – Технологічна схема заповнення литої смуги

У штреку попереду очисного забою бурять парні свердловини для анкерів і верхні сегменти постійного металевого арочного кріплення за допомогою хомутів, клейової композиції і анкерів завдовжки 2,4 м "підхоплюють" до порід покрівлі. Це попереджає прогиб при демонтажі бічної ніжки металеві арки під час пересування приводу лавного конвеєра, завдяки чому видалення стійки перед проходом лави і її установка після проходу не викликають утруднення.

Підхоплюючи анкери встановлюють так, щоб зацементована частина штанги повністю перетинала блок обвалення, що забезпечує передачу навантаження на анкер, а не на сполучну пластину - найслабкіше місце системи. Для прийняття цих навантажень стійким масивом за межею блоку обвалення міцність анкера на розтягування повинна складати не менше 250 кН, довжина ділянки штанги, закріпленого в не порушених породах кривлі, - не менше 0,5 м.

Поєднання анкерної кріп з підсилюючою кріпкою сполучення, що складається з гідравлічних стійок СУГ-17, що встановлюються під дерев'яний брус на протяжності 60 м, підвищило стійкість сполучення лави з штреком і дозволило забезпечити достатню безпеку робіт в тому випадку, якщо ніжки арки демонтують наперед на ділянці, рівній змінному посуванню забою.

Зведення литої смуги проводиться в кожному зміні робочими спеціалізованою ділянкою по підтримці гірничих виробок. Технологія виконання включає підвіску петель опалубки (поліетиленового мішка) до стійок органічної кріп і впритул до порід кривлі, по пакетну засипку (по 25 кг) мінерально-пов'язуючої речовини в спеціальну установку, перемішування цієї речовини з певною порцією води, подачу за допомогою агрегату "Моноліт" і гнучкого шланга розчину в поліетиленову ємність. Після заповнення останній гнучкий шланг промивається водою в цілях усунення з нього твердого розчину. Відставання литої смуги від очисного забою не перевищує 4-6 м.

Лита смуга зводиться за допомогою не громіздкого і зручного устаткування, що відносно легко встановлюється заново при посуванні лави. По конвеєрному штреку пакети мінерально-пов'язуючої речовини доставляються монорельсовою дорогою ДМКУ. Для пристрою литої охоронної смуги шириною 1 м використовується порошкоподібна цементно-будівельна суміш і вода.

При змішуванні води з пов'язуючою сумішшю співвідношення компонентів складає 1,1:1. Пов'язуючий розчин транспортується без участі стислого повітря. У місці ведення робіт практично відсутній пилоутворення. Зв'язуючий матеріал литої смуги (аналогічний дрібнозернистому бетону) швидко твердне, вже через 2 ч його міцність на одноосне стиснення досягає 4-4,5 МПа, через 1-3 дні - 11-16 МПа. При такій технології швидкість посування очисного забою досягає 8 м/доб.

В результаті впровадження способу охорони конвеєрного похилу жорсткою литою смугою доведена можливість застосування прямої схеми провітрювання виємочних ділянок на пласті потужністю 1,6-2 м, досягнуте добове збільшення навантаження на лаву більш ніж на 500 т. За рахунок зміни схеми провітрювання підвищений рівень безпечних умов праці гірників. Забезпечене краще збереження і працездатність свердловин, дегазації, в суміші, що відсисається, з яких концентрація метану зросла з 40 до 60%.

Після відходу лави від розрізної печі на 500 м середня втрата проектної площі поперечного перетину штреку не перевищила 35%. Підтверджена можливість повторного використання конвеєрного штреку як вентиляційне при підриванні в ньому на 0,8-1 м видавлених порід ґрунту. Витрати на відновлення 1 м повторно використовуваного конвеєрного штреку на 1000 грн. менше, ніж проведення нового вентиляційного штреку впрісечку до виробленого простору раніше відпрацьованих лав. Можлива продуктивність праці трьох гірників по зведенню литої смуги об'ємом 1.9 м^3 на 1 м посування лави досягає 8 м в зміну, що не є стримуючим чинником при високій інтенсивності виробництва очисних робіт.

Таким чином, описана технологія охорони виробок на пологих пластах з використанням литих смуг дозволяє не тільки реалізувати відомі геомеханічні принципи охорони виробок, але і практично забезпечити впровадження прямої схеми провітрювання.

Параметри технології розрахуємо згідно з [7]:

Ширина смуги:

$$\text{Ш} = k \cdot m, \text{ м}, \quad (3.10)$$

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

$$\text{Ш} = 1,2 \cdot 1,12 = 1,4 \text{ м}.$$

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

$$\Delta = b \cdot h_n, \text{ м}, \quad (3.11)$$

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

h_n – середня висота нижньої підривки, м;

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

ВИСНОВОК

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розрахована кількість запасів вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Virішені питання розкриття і підготовки пластів, вибору системи розробки. В якості підготовки по пласту m_3 запропоновану панельну підготовку. В якості системи розробки прийнята стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку в якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням.

Virішені питання механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс 2МКДД з комбайном КДК 500 із добовим навантаженням 1045 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пл. m_3 . Для механізації проведення виробок прийнятий комбайн П 110. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання дільниці та дільничного транспорту.

В спеціальній частині virішені питання, пов'язані з вибором раціонального способу охорони підготовчих виробок. Для охорони конвеєрних штреків для можливості повторного використання запропоновано застосування литої смуги.

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

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. Нормативно-правовий акт з охорони праці. – К.: 2012. – 398 с.
2. Украинская техника для угольных шахт: Каталог. / В.В. Косарев, Н.И. Стадник, С.С. Гребенкин и др.: Под общей редакцией В.В. Косарева. – Донецк: Астро, 2008. – 321 с.
3. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. Навчальний посібник для вищих навчальних закладів. К.Ф. Сапицький, В.П. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та ін. Донецьк: РВА ДонНТУ, 1999.-194 с.
4. Правила технической эксплуатации шахт. М.: Недра, 1985. – 400 с.
5. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981. – 60 с.
6. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983. – 487 с.
7. Клишин Н.К. Методические указания к практическим занятиям по курсу УСМГП. Алчевск: ДГМИ, 1995.-168с.
8. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. Е.П. Мухин, Е.П. Захаров, Е.Д. Дубов и др. К.: Тэхника, 1994.-190с.
9. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов КМ 103М, КМК 97М, КД 80, КМ 137, КМТ, КМ 138. Луганск, 1991.
10. Єдині норми виробітку на очисні роботи для вугільних шахт. К., 2006 – 352 с.
11. Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. М.: Минуглепром СССР, 1998.-136с.
12. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебное пособие для вузов. М.: Недра, 1989.-240с.
13. Бокий Б.В., Зимина Е.А., Смирнянов В.В. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М.: Недра, 1972.-336с.
14. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: Недра, 1991.-250с.
15. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Т. 1 Сечения выработок, закреплённых металлической арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного профиля, при откатке грузов в вагонетках ёмкостью 1-4 м³. К.: Будівельник, 1971.-415с.
16. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок / НИИ горной геомеханики и маркшейдерского дела ВНИМИ. – 2-е изд., перераб. и доп. – СПб., 1991. – 123 с.
17. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. К., 2004 – 302 с.
18. Методические указания к выполнению индивидуальных заданий на практических занятиях по разделу "Комбайновая выемка горных пород" курса "Процессы горнопроходческих работ" (для студентов специальности 5.090304.01) / Сост. Г.В.Бабиюк, Б.И.Куленич.- Алчевск, ДГМИ, 1995. – 40 с. (№ 117).

19. Типовые агрегатные нормы на проведение подготовительных горных выработок проходческими комбайнами в угольных шахтах. – М.: МУП СССР, 1975. – 136 с.
20. Кузьменко В.И. Горные транспортные машины в примерах и задачах. Учебное пособие. Луганск: Лугань, 1997.-208 с.
21. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 1994.-312с.
22. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992.-400с.
23. Давиденко В.А. Основы экологии: Учебное пособие. – Алчевск: ДГМИ, 2002. – 207 с.
24. Уголь Украины // Охрана выработок при помощи искусственных сооружений.
25. Проскуряков М. М. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1991. – 356 с.
26. Черняк И. Л. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1996. – 320 с.
27. Якоби О. Практика управления горным давлением: Пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 566 с.
28. Бульчѐв Н.С. Механика подземных сооружений. – М.: Недра, 1982. – 270 с., (гл. 3 §§ 8, 9, 12).
29. Указания по рациональному расположению охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах. – изд. 4-е, доп. – Л., 1986. – 222 с.
30. Копылов А.Ф., Назимко В.В. Механизмы деформирования надрабатываемой выработки. – Уголь Украины. – 1994. – №5. – С.10-12.
31. Копылов А.Ф., Назимко В.В. Повышение устойчивости надрабатываемых выработок//Уголь Украины. –1994. –№8. –С.23-24.
32. Временные методические рекомендации по оценке экономической эффективности мероприятий научно-технического прогресса в угольной промышленности Украины. - Донецк: ЦБНТИ угольной промышленности, 1994.-280с.