

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»

Кафедра управління гірничим виробництвом

«До захисту допущено»

Завідувач кафедри

(підпис) Я.О. Ляшок
(ініціали, прізвище)

“ ” _____ 2021 рік

ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

магістра
(освітній ступінь)

на тему «Розробка комплексу заходів з підвищення безпеки очисних робіт в умовах пласта шахти «Алмазна» шляхом зменшення кількості обвалень покрівлі в очисних вибоях»

Виконав: студентка 2 курсу, групи ОПГзм-19
Спеціальності 184 «Гірництво»

Неміш Ляля Валеріївна

Керівник

зав. каф. управління гірничим виробництвом, проф., д.е.н., Ляшок Я.О.

Рецензент

Нормоконтроль

ст. викл. каф. управління гірничим виробництвом, Браташ О.О.

Засвідчую, що у цій роботі немає запозичень з праць інших авторів без відповідних посилань.

Студент _____

(підпис)

Покровськ – 2021 р.

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет

(повне найменування вищого навчального закладу)

Кафедра Управління гірничим виробництвом

Спеціальність 184 Гірництво

ЗАТВЕРДЖУЮ:

Завідувач кафедри

Я.О. Ляшок

«__» _____ 2021 р.

ЗАВДАННЯ

на кваліфікаційну роботу студенту

Неміш Лялі Валеріївні

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи «Розробка комплексу заходів з підвищення безпеки очисних робіт в умовах пласта шахти «Алмазна» шляхом зменшення кількості обвалень покрівлі в очисних вибоях»

Керівник роботи зав. каф. управління гірничим виробництвом, проф., д.е.н., Ляшок Я.О.

затверджена наказом по університету від

2. Термін подання студентом закінченої роботи 15 травня 2021 року

3. Вихідні дані до проекту (роботи) матеріали звіту про переддипломну практику, гірничо-геологічні умови та техніко-економічні параметри підприємства: характеристика району розташування шахти; геологія родовища і шахтного поля; характеристика вугільних пластів і порід; границі, розміри шахтного поля і запаси в ньому; загальна характеристика діючої шахти; техніко-економічні показники роботи підприємства за звітний період 2020 року і поточний період 2021 року

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, що їх належить розробити) Геологічні умови та технічні параметри видобутку вугілля в умовах шахти. Аналіз стану безпеки праці в умовах шахти. Аналіз взаємодії механізованих кріплень з породами покрівлі. Вибір обладнання та розрахунок основних параметрів для ведення очисних робіт. Організація ведення робіт в очисних та підготовчих вибоях. Розрахунок вартісних параметрів при веденні очисних робіт

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) Геологічні умови та технічні параметри видобутку вугілля в умовах шахти. Аналіз стану безпеки праці в умовах шахти. Аналіз взаємодії механізованих кріплень з породами покрівлі. Вибір обладнання та розрахунок основних параметрів для ведення очисних робіт. Організація ведення робіт в очисних та підготовчих вибоях. Розрахунок вартісних параметрів при веденні очисних робіт

6. Консультанти з роботи

Розділ	Консультант	Підпис, дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв

7. Дата видачі завдання _____ 01 лютого 2021 р.**КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН**

№	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Термін виконання етапів проекту (роботи)	Примітки
1.	Геологічні умови та технічні параметри видобутку вугілля в умовах шахти	<i>лютий</i>	
2.	Аналіз стану безпеки праці в умовах шахти	<i>березень</i>	
3.	Аналіз взаємодії механізованих кріплень з породами покрівлі	<i>квітень</i>	
4.	Вибір обладнання та розрахунок основних параметрів для ведення очисних робіт	<i>квітень</i>	
5.	Організація ведення робіт в очисних та підготовчих вибоях	<i>травень</i>	
6.	Розрахунок вартісних параметрів при веденні очисних робіт	<i>травень</i>	

Студент

(підпис)

Керівник роботи

(підпис)

АНОТАЦІЯ

Неміш Ляля Валеріївна. Розробка комплексу заходів з підвищення безпеки очисних робіт в умовах пласта шахти «Алмазна» шляхом зменшення кількості обвалень покрівлі в очисних вибоях.

Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня магістра за спеціальністю 184 «Гірництво» (освітня програма «Охорона праці в гірництві») – ДВНЗ «ДонНТУ», Покровськ, 2021.

В результаті розробки комплексу заходів з підвищення безпеки очисних робіт в умовах пласта шахти «Алмазна» знизилася кількість обвалень покрівлі в очисних вибоях. Виймання вугілля комплексом «Західний Донбас» забезпечує безпечні умови роботи, комплекс має добру продуктивність, зменшує пилоутворення, менші питомі енерговитрати, підвищується якість вугілля.

Мета роботи: розробити комплекс заходів з підвищення безпеки очисних робіт в умовах пласта шахти «Алмазна» шляхом зменшення кількості обвалень покрівлі в очисних вибоях.

Ключові слова

ТЕХНОЛОГІЧНІ ПАРАМЕТРИ ВИБОУ, МЕХАНІЗОВАНИЙ КОМПЛЕКС, ВИЙМАННЯ КОРИСНОЇ КОПАЛИНИ, ПРОДУКТИВНІСТЬ ПРАЦІ, ЯКІСТЬ ВУГІЛЛЯ

SUMMARY

Nemish Lyalya Valerievna. Development of a set of measures to increase the safety of treatment works in the conditions of the Almazna mine formation by reducing the number of roof collapses in treatment pits.

Graduation qualification work for a master's degree in specialty 184 "Mining" (educational program "Occupational Safety in Mining") - SHEE "DonNTU", Pokrovsk, 2021.

As a result of development of a complex of measures for increase of safety of clearing works in the conditions of a layer of mine "Diamond" the number of collapses of a roof in clearing pits decreased. Coal extraction by the Western Donbass complex provides safe working conditions, the complex has good productivity, reduces dust formation, lower specific energy consumption, improves the quality of coal.

Purpose: to develop a set of measures to improve the safety of treatment works in the formation of the mine "Diamond" by reducing the number of roof collapses in the treatment pits.

Keywords

TECHNOLOGICAL PARAMETERS OF BEACHING, MECHANIZED COMPLEX, MINING, LABOR PRODUCTIVITY, COAL QUALITY

ЗМІСТ

ВСТУП	6
1. ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ ТА ТЕХНІЧНІ ПАРАМЕТРИ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ В УМОВАХ ШАХТИ.....	8
2. АНАЛІЗ СТАНУ БЕЗПЕКИ ПРАЦІ В УМОВАХ ШАХТИ	14
3. АНАЛІЗ ВЗАЄМОДІЇ МЕХАНІЗОВАНИХ КРІПЛЕНЬ З ПОРОДАМИ ПОКРІВЛІ	20
4. ВИБІР ОБЛАДНАННЯ ТА РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ДЛЯ ВЕДЕННЯ ОЧИСНИХ РОБІТ	28
5. ОРГАНІЗАЦІЯ ВЕДЕННЯ РОБІТ В ОЧИСНИХ ТА ПІДГОТОВЧИХ ВИБОЯХ.....	41
6. РОЗРАХУНОК ВАРТІСТНИХ ПАРАМЕТРІВ ПРИ ВЕДЕННІ ОЧИСНИХ РОБІТ.....	73
ВИСНОВОК.....	80
ЛІТЕРАТУРА	81

ВСТУП

У гірничій галузі є багато важливих проблем, які стримують ріст продуктивності праці, а виходить, і добробуту працюючих. Отже, стратегічним напрямком техніко-економічного розвитку в цій галузі є створення і застосування нової техніки, технології видобутку вугілля підземним способом (особливо в складних умовах), які здатні при конкурентних цін на продукцію, жорстких вимог з екології і ергономіки, денаціоналізації гірничих підприємств приведуть до зростання продуктивності і ефективності праці на шахтах.

Без гірничої науки цю задачу нам не вирішити. У країні працює багато шахт, на кожній декілька видобувних дільниць. Прискорення розвитку галузі в соціально-економічному напрямку відмічається саме на останніх. На дільницях формуються основні показники роботи шахти, якість і сортність вугілля. Тобто, ділянка, як важливіший підрозділ, має свої засоби праці, предмет праці, виробничі відношення, і насамперед, виробничо-економічні результати.

Об'єкт праці дільниці залежить від багатьох факторів - географічного розташування родовища, його будови, особливостей залягання і т.п. Крім того, на одній шахті, одному пласті, але в різних місцях шахтного поля вугілля може мати різноманітні характеристики. Вирішуючи різні гірничо-геологічні завдання, необхідно знати характеристики вугілля, як вони змінюються, оскільки рішення всіх цих завдань взаємозалежне.

Виконання випускної роботи впливає на розвиток навичок аналізу практичної діяльності шахт та доцільно використовувати отриманий матеріал на переддипломній практиці.

Ідея роботи полягає в розробці комплексу заходів з підвищення безпеки очисних робіт в умовах пласта шахти «Алмазна» шляхом зменшення кількості обвалень покрівлі в очисних вибоях.

Мета роботи розробити комплекс заходів з підвищення безпеки очисних робіт в умовах пласта шахти «Алмазна» шляхом зменшення кількості обвалень покрівлі в очисних вибоях.

Досягнення зазначеної мети передбачає розроблення комплексу заходів з підвищення безпеки очисних робіт в умовах пласта шахти «Алмазна» шляхом зменшення кількості обвалень покрівлі в очисних вибоях.

Об'єкт дослідження – умови пласта шахти «Алмазна».

Методи дослідження. Аналіз травматизму при веденні очисних робіт.
Аналіз зменшення травматизму при веденні очисних робіт

Структура та обсяг роботи. Робота вміщує вступ, розділи, висновок, список джерел. Обсяг роботи - 84 сторінки.

1. ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ ТА ТЕХНІЧНІ ПАРАМЕТРИ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ В УМОВАХ ШАХТИ

У 1892 році шахта розпочала розробку кам'яного вугілля. В 1900 р. відкриті дві шахти, які мали назви Єрастівські кам'яновугільні копальні. В 1910 р. створене акціонерне товариство. У 1925 році воно перейменовано на «Шахта 17-18 імені РСЧА». До 1930 р. шахта видобувала 1300 тон вугілля на добу.

В 1953 р. на базі шахтних селищних рад створено м. Добропілля. ДВАТ Шахта «Алмазна» було створене в 1996 р. шляхом акціонування підприємства. У 1997 році шахту перейменовано на шахту «Алмазна». сьогодні шахта є відкремленим підрозділом державного підприємства «Добропіллявугілля».

Фактичний видобуток складає 985 т/добу. У 2016 р. видобуто 379,2 тис.т вугілля. Шахтне поле розкрито чотирма вертикальними, двома похилими стволами та трьома вентиляційними шурфами. Глибина робіт сягає 860 м. Протяжність гірничих виробок близько 130 км.

Шахта віднесена до понадкатегорійних за виділенням метану, небезпечна за вибухами вугільного пилу. Відпрацьовуються зараз пласти l_1 та m_5^1 потужністю 1,05-1,35 м з кутом падіння 9-11°. Кількість очисних вибоїв 1. На очисних роботах використовують комплекси К-87Л, КАДД, ЗМДТ, на прохідницьких роботах — прохідницькі комбайни ГПКС. Число працюючих: 2003 чол., в тому числі підземних 1624 чол.

Поле складено комплексом осадових порід середнього і верхнього карбону, які відносяться до світ C_2^5 , C_2^6 , C_2^7 і C_3^1 . Вугільні відкладення представлені перешаруванням різних за складом і товщині шарів пісковика, аргілітів і алевролітів з підпорядкованими їм малопотужними шарами вапняків і вугілля. Характеристики міцності цих порід змінюються в досить широких межах.

В зв'язку наявністю крупних тектонічних порушень (Добпропільського, Гнилушинського, Карповського скидів) значно розвинута сітка дрібних тектонічних порушень і тектонічних зон, що негативно впливає на стійкість порід при веденні очисних і підготовчих робіт, сприяє утворенню завалів і деформації кріплення.

Пласт l_1 представлений вугіллям марок $\Gamma_{\text{кокс}}$, $\text{Д}\Gamma_{\text{кокс}}$, його товщина – 1,35 м, кут падіння – 11 град. В безпосередній покрівлі пласта залягає алевроліт, аргіліт і пісковик.

Алевроліт малостійкий, а при обводненні і в зонах підвищеної тріщинуватості – нестійкий, схильний до обвалень. Аргіліт в гірничих виробках середньої тривкості, в зонах тектонічних порушень і при обводненні – слабкий, схильний до обвалення на висоту 0,1-3,5 м. Пісковик середньо стійкий, схильний до обвалення при насиченні водою з верхніх шарів пісковика. Гірничо-геологічні умови ускладнюються наявністю в основній покрівлі потужного (до 30 м) шару обводненого пісковика.

Безпосередня підосва пласта представлена алевролітом і аргілітом.

Алевроліт середньо стійкий, а при товщині до 0,5 м – не стійкий. Аргіліт – від нестійкого до середньо стійкого.

Водоприток – 44 м³/год. Температура порід складає 26 град. Таким чином, гірничо-геологічні умови відробки пласта складні.

Пласт m_5^1 представлений вугіллям марки $\Gamma_{\text{кокс}}$, його товщина – 1,05 м, кут падіння – 11 град. Для пласта характерно наявність заміщення в верхній пачці (0,1 м) вугілля шаром вуглисто-халцедонової породи. Із-за високої механічної міцності цього прошарку при вийманні вугілля верхня пачка не відробляється.

Безпосередня покрівля пласта представлена аргілітом і алевролітом, іноді пісковиком.

Аргіліт шаруватий, слабкий або середньої тривкості, тріщинуватий, нестійкий, небезпечний за вивалами в зонах розмиву, де покрівля представлена рихлим. Вельми не стійким аргілітом з включенням вуглистих

прошарків, і лінз. Ведення очисних робіт в таких зонах вельми ускладнене, на ведення підготовчих робіт зона розмиву значного впливу не оказує. Алевроліт малостійкий, в зонах підвищеної тріщинуватості і при зволоженні – нестійкий, схильний до обвалень. Пісковик середньо стійкий і малостійкий, а в зонах підвищеної тріщинуватості і розмивів пласта – нестійкий, схильний до обвалення.

Безпосередня покрівля представлена алевролітом і аргілітом.

Алевроліт середньо стійкий, а при обводненні – не стійкий, схильний до розмокання і здимання, Аргіліт нестійкий, схильний до розмокання і здимання.

Водоприток – 269 м³/год. Температура порід складає 38 град. Таким чином, гірничо-геологічні умови відробки пласта I₁ також відносяться до складних.

Всі пласти безпечні за раптовими викидами вугілля і газу, небезпечні за пилом, категорія шахти по газу – понадкатегорійна.

Гідрогеологічні умови поля шахти були вивчені відповідно до інструкції ГКЗ і вимогами вугільної промисловості. При їхньому висвітленні використані результати гідрогеологічного обстеження шахтного поля і підземної зйомки в гірських виробках шахти, дані гідрогеологічних досліджень і спостережень при буравленні розвідницьких свердловин.

Гідрографічна межа шахтного поля представлена р. Водяна, що впадає в р. Бик, яка відноситься до басейну р. Самари, а також ставками в балках. Основне живлення ріки і балок відбувається за рахунок підземних і скидних шахтних вод, а також атмосферних опадів, щомісячна кількість яких змінюється від 18 до 95 мм на місяць.

На описуваній площі водоносні горизонти укладені у відкладеннях четвертинного, неоген-палеогенового і кам'яновугільного віків.

Піски неоген-палеогену в основному обводненої частини і мають пливучі властивості. Потужність обводненої частини їх на шахтному полі варіює в середньому від 10 до 20 м. Водоносні горизонти кам'яновугільних

відкладеннях присвячені до пісковиків і вапняків. За умовами залягання і нагромадження ці води можна віднести до тріщиновато-пластовим.

Слабометаморфізовані пісковики Красноармійського вугленосного району мають підвищену пористість у порівнянні з іншими районами Донбасу, що нерідко обумовлює їх водомісткість. По даним досліджень середня величина загальної пористості пісковиків в інтервалі глибин від 100 до 500 м у Красноармійському районі знижується к 20,6 до 14,5 %. З глибини пористість продовжує зменшуватися, аналогічно зменшується і пористість вапняків. Водоносні горизонти мають гідравлічний зв'язок з горизонтами неоген-палеогенового і четвертинного відкладень, утворюють єдиний водоносний комплекс.

Найбільш витриманими і водорясними горизонтами в кам'яновугільних відкладеннях на описуваній площі є пісковики, а також вапняки, що звичайно дають значні надходження води в гірничі виробки .

Шахти Красноармійського геолого-промислового району, куди відноситься розглянута шахта, характеризується різною обводненістю гірничих виробок, що залежить від водооб'єму водоносних горизонтів, що розкриваються, глибинами розробки, наявності тектонічних порушень, а також іншими факторами.

Як показує досвід ведення гірничих робіт, при проведенню підготовчих виробок притоки води або відсутні, або характеризуються невеликими величинами. З веденням очисних робіт після руйнування покрівлі надходження води різко збільшується за рахунок дренажу природних запасів у водоносних горизонтах, які знаходяться в зоні впливу очисних робіт. Незважаючи на збільшення площі виробленого простору, відбувається стабілізація припливу з наступним його деяким зниженням.

В даний час відпрацьовування вугільних пластів ведеться на малих і середніх глибинах, де гідрогеологічні умови звичайні для Донецького басейну. Приплив води на шахті складає 400-375 м³/час.

По хімічному складу шахтні води різноманітні. На відміну від інших районів Донбасу в Красноармійському геолого-промисловому районі, в результаті повсюдного розповсюдження неоген-палеогенового водоносного горизонту, в карбоні присутні прісні води.

Межі шахтного поля:

- по підняттю (південний захід) – вихід пластів під наноси, ізогіпса +140 м;
- по падінню (північний схід) – нижня технічна границя, встановлена Донецьким гірничим округом 04.06.1990, ізогіпса -900 м;
- по простяганню (північний захід) – технічна границя, встановлена Донецьким гірничим округом 25.07.1970;
- по простяганню (південний схід) – технічна границя встановлена Донецьким гірничим округом 27.05.1975 та ГА УДО №714 11.11 1992; південна гілка Гнилушанського скиду.

Таблиця 1.1. –

Запаси вугілля

Пласт	m_5^1	m_4^0	l_7	l_5	l_4	l_3	l_1	k_8^u
Балансові запаси, тис.тон								
Усього А	0	1798			2703	3570	1410	143
В	1160	3775			3433	2506	6567	3696
С1	6944	8491	3913	1400	7618	3020	3691	4196
А+В+С1	8104	14064	3913	1400	13754	9096	11668	8035
Співвідношення, %	14,3	39,6			44,6	69,8	68,4	47,7
А+В+С1	8104	14064	3913	1400	13754	9096	11668	8035
Глибина відробки, м	320					450	500	420
Промислові запаси, усього тис.тон	4449	11111	2932	1178	8886	4424	6038	4952
Забалансові запаси	2459	118	1110	10150	895		106	3352
Зольність промислова, від -до	11,3-12,5	5,0-29,7	8,3-32,8	7,0-20,7	1,8-24,6	3,5-23,5	5,3-32,9	4,1-32,0
Зольність експл. від -до	25,5-30,8							8,0-10,0
Вміст сіри, %	2,4	1,7	1,8	3,8	1,5	1,2	2,8	1
Середня обємна вага, т/м ³	1,24	1,31	1,38	1,33	1,28	1,31	1,33	1,29
Самозапалювання	не схил.	не схил.	не схил.	не схил.	не схил.	не схил.	не схил.	не схил.
Викиднебезпечність	безпеч.	безпеч.	безпеч.	безпеч.	безпеч.	безпеч.	безпеч.	безпеч.
Природна газонасність	12,95/13,49	11,81/16,86	11,53/14,00	12,93/14,27	16,47/16,47	16,007/	15,69/15,69	13,44/18,00
Ударнебезпека	безпеч.	безпеч.	безпеч.	безпеч.	безпеч.	безпеч.	безпеч.	безпеч.
Кут падіння від - до	7-12	8-12	9-12	8-12	8-13	9-12	9-11	6-14

2. АНАЛІЗ СТАНУ БЕЗПЕКИ ПРАЦІ В УМОВАХ ШАХТИ

У 1892 році шахта розпочала розробку кам'яного вугілля. В 1900 р. відкриті дві шахти, які мали назви Єрастівські кам'яновугільні копальні. В 1910 р. створене акціонерне товариство. У 1925 році воно перейменовано на «Шахта 17-18 імені РСЧА». До 1930 р. шахта видобувала 1300 тон вугілля на добу.

В 1953 р. на базі шахтних селищних рад створено м. Добропілля. ДВАТ Шахта «Алмазна» було створене в 1996 р. шляхом акціонування підприємства. У 1997 році шахту перейменовано на шахту «Алмазна». сьогодні шахта є відокремленим підрозділом державного підприємства «Добропіллявугілля».

Протягом 2020 року на шахті «Алмазна» були досягнуті такі техніко-економічні показники: видобуток вугілля – 379200 т; видобуток середньодобовий – 985 т; готова продукція – 375345 т; діюча кількість очисних вибоїв – 1; діюча лінія очисних вибоїв – 300 п.м.; навантаження на лаву - 985 т; посування лінії очисних вибоїв – 25,5 п.м.; проведення всіх виробок – 1627 п.м.; механізація проведення – 1317 п.м. (80,9%); зольність видобутого вугілля – 36,4 %; чисельність персоналу – 2003 чол; в тому числі – непромислова група – 90 чол; чисельність ППП – 1903 чол; чисельність робочих з видобутку – 1624 чол; ГРОВ – 128 чол; прохідники – 116 чол; на поверхні – 467 чол; продуктивність праці робочого з видобутку – 19,5 т/міс; продуктивність праці ГРОВ – 160,5 т/міс; продуктивність праці прохідника – 1,17 м/міс; товарна продукція – 140209 тис.грн; ціна 1 т товарної продукції – 1373,59 грн; повна собівартість – 1427,52 грн/т; середньомісячна зарплата ГРОВ – 4660,5 грн; середньомісячна зарплата прохідника – 4437,6 грн; середньомісячна зарплата всього персоналу – 6958,5 грн.

При впливі шкідливих факторів виробництва, які характерні для вугільних підприємств, в організмі людини може виникнути такі професійні захворювання:

а) пневмоканіози – силікоз та пиловий бронхіт, виникають при тривалому вдиханні пилу, який вміщує двоокис кремнію у вільному і зв'язаному стані, і також вуглевмісні пили;

б) захворювання нервової системи, опорно-рухового апарата, які виникають внаслідок робіт, пов'язаних з локальними м'язовими зусиллями, тиском на нервові стовили, м'язи, сухожилля, їх травмами, постійним утриманням у висячому положенні вантажів, їх підйомом, переміщенням вручну з прикладенням зусиль і т.д.;

в) явне варикозне розширення вен;

г) вібраційна хвороба, яка виникає при тривалому постійному впливі виробничої вібрації, яка передається на руки працюючих і вібрації місць робітників.

Число потерпілих із утратою працездатності на один робітник день і більше склало 70 чоловік.

На підставі наявних даних статистики травматизму за 2020 рік можна зробити аналіз за коефіцієнтами.

Основні причини травматизму: грубе порушення технологічного процесу; порушення техніки безпеки при експлуатації транспорту; недоліки в організації місць роботи; не користування засобами індивідуального захисту; грубе порушення виробничої і трудової дисципліни.

Сумарний матеріальний збиток шахти за 2020 рік через незадовільні умови праці і виробничого травматизму склав 754 тис.грн.

Дані про матеріальні витрати по шахті, зв'язаних з виплатами по листах непрацездатності, по єдиноразовій допомозі, утраченому заробітку, суми штрафу за порушення нормативних актів по охороні праці і відшкодування витрат на медичну і соціальну допомогу, розмір пенсій, призначених у випадках каліцтва, погіршення здоров'я чи втрати годувальника, а також сума витрат на заходи щодо охорони праці приведені в таблиці 2.2.

Витрати на охорону праці в загальній сумі витрат від реалізації вугілля і дотації за рік складають 1456,6 тис.грн або 4,6%.

Таблиця 2.1. –

**Аналіз виробничого травматизму, профзахворювань і загальної
захворюваності**

Показники	на 01.01.20	на 01.01.21	+/-
1. Кількість нещасних випадків, всього	46	47	-1
в тому числі зі смертельним ісходом	1	1	+0
у підземних виробках	39	36	+3
- на поверхні	7	11	-4
2. Кількість днів непрацездатності	1935	1624	+311
3. Коефіцієнт частоти	15.2	15.4	-0.2
4. Коефіцієнт тяжкості	43.0	35.3	+7.7
5. Матеріальний збиток (тис. грн.)	345.2	144.8	+200.4
6. Профзахворювання	14	15	-1

Період	Кількість нещасних випадків у побуту або на шляху на (з) роботу (и)				+/-	
	2020 р.		2019 р.			
	у побуту	на шляху	у побуту	на шляху	у побуту	на шляху
грудень	32	6	41	7	-9	-1
з початку року	514	68	439	66	+75	+2

Об'єкти, фактори	Кількість на 01.01.2021 р.	Кількість на 01.01.2020 р.	+/-
Підземні виробки, в тому числі:	39(1см)	36(1см.)	+3(+0 см.)
- обвали та обвалення породи і вугілля	7	7	+0
- транспортні засоби	1	-	+1
- машини і механізми	5(1см.)	3	+2(+1см.)
- падіння предметів	8	5	+3
- падіння людей	8	6	+2
- інші фактори	10	15(1см.)	-5(-1 см.)
Об'єкти на поверхні, в тому числі:	7	11	-4
- транспортні засоби	-	1	-1
- машини і механізми	1	-	+1
- падіння предметів	3	5	-2
- падіння людей	-	-	-
- інші фактори	3	5	-2

Професія	Кількість постраждалих	Питома вага, %
Машиніст гірничих виймальних машин	4	8.7
Прохідник	14	30.4
ГРОВ	13	28.2
Єл. слюсар підземний	4 (1см.)	8.7

Машиніст підйомних машин		
Гірничоробочий підземний	3	6.5
ІТР	1	2.2
Гірничоробочий поверхні		
Єл. слюсар поверхні		
Доставщик кріпильних матеріалів поверхні	1	2.2
Гірничоробочий по р.г.в.	2	4.3
Гірничий майстер		
Плотнік	1	2.2
Гірничомонтажник	2	4.3
Сторож	1	
МПУ		
Всього:	46	100

Таблиця 2.2. –

Матеріальні наслідки нещасних випадків на виробництві і витрати по охороні праці

Назва показників	Сума, тис.грн	Питома вага
1. Всього витрачено підприємством на відшкодування збитку потерпілим	754	26%
в том числі:		
виплачено по листам непрацездатності потерпілим	33	1%
виплачена єдиноразова допомога	91	3%
виплачений потерпілим утрачений заробіток	467	17%
відшкодовані витрати на медичну і соціальну допомогу	22	1%
відшкодовані сум пенсій, назначених в наслідок каліцтва, погіршення здоров'я або втрати годувальника	8	0%
сума штрафів, виплачена за настання нещасних випадків	371	8%
2. Витрати на заходи щодо охорони праці	1456	71%
Всього матеріальних наслідків і витрат на заходи щодо охорони праці	3372	100%

При розробці питань необхідно враховувати вимоги «Правил безпеки у вугільних шахтах» та «Інструкцій» до них, «Правил технічної експлуатації вугільних шахт», «Інструкції х безпечного ведення гірничих робіт на пластах, схильних до раптових викидів вугілля, породи и газу», «Єдині правила безпеки при підричних роботах», державні санітарні правила та норми «Підприємства вугільної промисловості».

При проектуванні провітрювання шахти всі рішення і розрахунки здійснюються відповідно до «Керівництва з проектування вентиляції вугільних шахт». Проектування заходів пожежної безпеки здійснюються відповідно до «Правил пожежної безпеки для підприємств вугільної промисловості України». Дегазація здійснюються відповідно до стандарту

Міністерства палива та енергетики України «Дегазація вугільних шахт. Інструкція».

Проектування очисних і підготовчих робіт здійснюються відповідно до «Інструкції зі складання паспортів виїмкової ділянки, проведення та кріплення підземних виробок».

Виробнича потужність шахти є головним вихідним параметром, в якому фокусується головна мета підприємства, а саме забезпечення країни вугіллям.

Потужність шахти визначають гірничо-геологічні умови залягання вугільних пластів і запасів вугілля: кількість, товщина і кут залягання, властивості гірських порід, газоносність та глибина розробки родовища, запаси вугілля і їх порушеність. Значну роль відіграють організаційно-технічні можливості: режим роботи очисних та підготовчих вибоїв, продуктивність транспорту, підйом і вентиляція.

Режим роботи трудящих визначений із установленної в даний час тривалості робочого тижня (30 годин на підземних роботах і 41 година на поверхні), кількості вихідних днів і необхідності забезпечення нормальної діяльності підприємства.

Прийнято такий режим роботи шахти і ділянок:

- річний режим – 365 днів;
- тижневий режим – безупинний робочий тиждень;
- добовий режим – очисні і підготовчі ділянки працюють три зміни по видобутку і проведенню виробок, одна зміна ремонтна – тривалістю по 6 годин. Поверхневий комплекс працює три зміни тривалістю по 8 годин.

На шахті передбачена перерва на особисті потреби та відпочинок в середині зміни – 15 хвилин на роботах в шахті і 30-60 хвилин на поверхні.

3. АНАЛІЗ ВЗАЄМОДІЇ МЕХАНІЗОВАНИХ КРІПЛЕНЬ З ПОРОДАМИ ПОКРІВЛІ

Показником ефективності застосування різного типу кріплення є розміри вивалів порід покрівлі та їх частота. При всіх способах управління покрівлею згідно з даними В.Т.Давідянца механізованим кріпленням можна регулювати переміщення порід безпосередньої покрівлі в межах очисного вибою.

Вдосконалення та створення сучасних мехкріплень спрямовано на подальше розширення їх можливостей активно й ефективно керувати безпосередньою покрівлею в складних геологічних умовах. У цій області досліджень можна розглянути такі три групи робіт.

1. Розробка способів, які регулюють робочий опір механізованих кріплень у процесі їх роботи.
2. Зростання початкового розпору секцій мехкріплення.
3. Зменшення відстані від краю перекриття кріплення до вибою та часу підхоплення оголеної покрівлі пласту.

Вибір оптимального робочого опору мехкріплення описаний багатьма дослідженнями вітчизняних і закордонних авторів. Відповідно до робіт Шепперда робочий опір мехкріплення повинен бути понад 150 кН/м^2 . Рекомендується питомий робочий опір кріплення приймати більше 80 товщин пласта, а на похилих - $(50 + 1,5\alpha/0,9) \times m$, де m - товщина пласту, α - кут його падіння. За цими даними робочий опір кріплення в залежності від величини гірського тиску і властивостей гірських порід, повинен бути в межах $300 - 400 \text{ кН/м}^2$. О. Натау відзначає, що при роботі кріплення в важких гірничо-геологічних умовах і кроці посадок основної покрівлі понад 20 м, необхідний опір кріплення має досягати 930 кН/м^2 .

Дослідники також відзначають позитивний вплив на стан покрівлі значного робочого опору кріплення. Так, при опорі до 200 кН/м^2 - частота вивалів збільшується з ростом гірського тиску з 8 до 29%; при опорі

кріплення в межах 210-300 кН/м² - частота їх залишається постійною при зростанні гірського тиску до 60 МПа. При подальшому зростанні частота підвищується до 21%. У лавах з опором кріплення більше 300 кН/м² збільшення частоти вивалів із ростом гірського тиску не спостерігається. Високий опір мехкріплення може призвести до роздавлювання безпосередньої покрівлі при контакті з перекриттям, В цьому випадку необхідно використовувати власну несучу здатність порід.

Вплив опору мехкріплення на стан безпосередньої покрівлі у вибоях залежить від надійної роботи гідросистеми як окремих секцій, так і всієї системи. По всій лави секції мехкріплення повинні встановлюватися з однаковим початковим розпором і сприймати однакові навантаження. У іншому випадку нерівномірність опускань порід покрівлі у вибої внаслідок різного підпору секцій мехкріплення буде одним з додаткових чинників руйнування її нижніх прошарків.

Підвищений опір монтажу не завжди є достатньою умовою для підтримки стійкості даху внизу лавки. На деяких ділянках лавки існує ймовірність великих нависаючих голих дахів. Відмова від таких відключень негативно позначається на стійкості покрівлі в отворі, а також на режимі роботи стійок. Зміщення основної покрівлі охоплює великі площі, включаючи буровий простір. Через високий тиск забезпечити належну стійкість отвору в отворі неможливо лише за допомогою механізованих кріплень.

Іноді під час переходу від одного механізованого кріплення дах погіршувався, незважаючи на більший опір механізованого кріплення. Причиною порушення цілісності каменів на даху є наявність циклів завантаження та розвантаження кам'яних шарів у процесі рухомих частин машин, тому відбувається так зване витоптування даху.

Серед активних методів контролю даху в серії є рекомендації VNIMI щодо регулювання розміру та розташування еквівалентного опору механізованих несучих кріплень. Суть їх рекомендацій полягає у

взаємозв'язку між геометричними параметрами положення гідравлічних опор в зонах механізованого кріплення та їх силовими характеристиками, при яких еквівалентне зовнішнє активне навантаження буде докладено на більшій відстані від поверхні, ніж еквівалентний опір кріплення. Це рішення піднімає передню підлогову консоль і тим самим допомагає ущільнити дах і покращити умови його опори над нестійкими отворами.

З переходом гірничих робіт на великі глибини починається руйнування гірських порід прямої покрівлі перед дном лави. Коли така покрівля оголена, її нижні шари майже не мають несучої здатності. Гірський тиск від основної покрівлі передається кріпленню зруйнованих порід прямої покрівлі. У зв'язку з цим точка прикладання еквівалентного зовнішнього активного навантаження переміщується на дно лави. Коли досягається певна максимальна глибина розвитку, відстань між цією точкою і торцем може бути менше мінімально допустимої відстані від грані до передньої стійки. Серед технічних рішень, що впливають на розташування еквівалентного зовнішнього активного навантаження, слід згадати рекомендації щодо збільшення довжини задніх кріплень підлоги та пропозиції щодо створення штучного зазору між нависаючими скелями та секцією задньої консолі.

Механізоване кріплення активно впливає на поліпшення стану даху у отворі лави, збільшуючи розмір її початкового розширення. У випадку з вітчизняними механізованими балками опорного типу початковий відстань становить приблизно 40% від номінального опору несучої. Збільшення початкового прольоту кріплення значно зменшує ймовірність видобутку вугілля і, отже, зменшує площу непідтримуваних поверхонь даху, відносні та абсолютні значення початкового прольоту вищі, за інших рівних умов, збільшення опору кріплення в циклу. Таке збільшення початкового інтервалу сприяє швидшому доступу секції до робочого опору та ефективному використанню її несучої здатності. Крім того, умови рівномірного розподілу опору на опорній поверхні є кращими під час сили взаємного прикріплення до бічних порід. Дані мінних спостережень

послужили підставою для висновку, що початковий інтервал кропу слід збільшити приблизно вдвічі і досягти 70-80% номінального опору його ділянок.

С. Т. Кузнецов та А. А. Орлів вказують на важливий недолік у використанні механізованих кріплень - наявність великих коливань початкової відстані від ділянки до секції та від циклу до циклу. Оскільки величина кінцевого опору кріпильної секції залежить від її початкового відстані, асинхронність навантаження та робота секцій збільшується, існують додаткові умови, які сприяють порушенню прямого даху в отворі лави. Відомо, що посилене порушення прямих порід даху є однією з основних причин зсувів. За період руху секцій машин (від моменту оголення даху до його прийняття) понад 70% звалищ із загальної кількості реєструється в середньому за час циклу видобутку.

Дослідження взаємодії різних типів кріпильних елементів з нестійкими гірськими породами показали, що гірські породи руйнуються не тільки над поверхнею вугілля та у виробленому просторі, а й над землею ділянок. При розвантаженні секцій пакети порід відшаровуються, а частина порід розпадається у вигляді звалищ. У процесі розколювання ділянок рухомого кріплення виступи гірських порід, що залишаються в зазорах між вилами, руйнуються. В результаті зруйновані гірські породи над землею поширюються по всій довжині. Накопичення кам'яних дрібниць підвищує гнучкість системи "кріплення - бічна порода", що продовжує період стояння в режимі заданого навантаження і сприяє руйнуванню покрівельних каменів в районі придонного отвору. Утворення «подушок» з подрібненої породи значно збільшує ймовірність зсувів. Для поліпшення умов контакту із землею кріпильних елементів з покрівельними каменями багато дослідників рекомендують переміщати їх із залишковою опорою близько 10 кН / м². Також доступні схеми руху без розвантаження навісного обладнання. В цьому випадку основа і перекриття профілів мають форму жолоба із вставними роликами, що забезпечують рух кріплення без втрати контакту з

дахом.

Інтенсивність осадження зростає із зростанням поверхні, яка не підтримується кріпильними поверхнями даху. Встановлено, що в лавочках з механізованим кріпленням 60% звалищ формується у той період, коли смуга даху між торцями верхніх поверхів і дном залишається нерухомою, а 40% під час руху кріплення. Як мінімум 30% падінь під час руху можна уникнути, якщо затримка кріплення не перевищувала 5 хвилин. Для нестійких дахів цей час не повинен перевищувати 1-1,5 хв.

Досвід будівництва стендів показує, що навіть з високим ризиком скидання покрівельного каміння, зменшення відстані між торцями кріпильних кронштейнів і краєм дна стенду може значно зменшити питому площу звалища.

У сучасних механізованих балках це досягається використанням навісних та розсувних кронштейнів. Розбірні кронштейни в основному використовуються в комбайні та складанні при видобутку плужного вугілля. Кронштейни повинні встановлюватися синхронно з подачею всмоктувальної машини, а це означає, що неможливо допустити затримки кріплення голої покрівлі. Принципово новий характер взаємодії механізованого кріплення з породами покрівлі отриманий при використанні механізованого комплексу “Західний Донбас”.

Комплекс “Західний Донбас” створений ДонВУГІ та Донгіпровуглемашом на основі досліджень взаємодії серійних механізованих комплексів з боковими породами.

Комплекс “Західний Донбас” виготовлений на базі серійного очисного комплексу “Донбас”. Експериментальні секції кріплення “Західний Донбас” відрізняються від серійних: відсутністю безстіячного простору; наявністю на кінці перекриття секції силового елемента, що встановлюється на уступ у вугільному пласті, незначна площа оголення покрівлі за рахунок пересування секцій по “заряженій схемі”, відсутність шарнірів у перекриттях секцій між гідростійками й високий коефіцієнт затяжки покрівлі, в тому числі біля

вибою.

Експериментальний очисний комбайн обладнаний новим виконавчим органом, який дозволяє здійснити виймання тонкого пласту з випереджаючим врубом біля покрівлі. Розміри врубу: висота – 0,4м, глибина 0,5м. В утворений верхнім барабаном виконавчого органу вруб слідом за переміщенням комбайну встановлюються і розпираються силові опори, що розташовані на кінцях перекриттів секцій кріплення. Зазначені особливості комбайну і кріплення забезпечили якісно новий характер її взаємодії з боковими породами і дозволили відкрити нові шляхи вдосконалення конструкцій машин очисних комплексів.

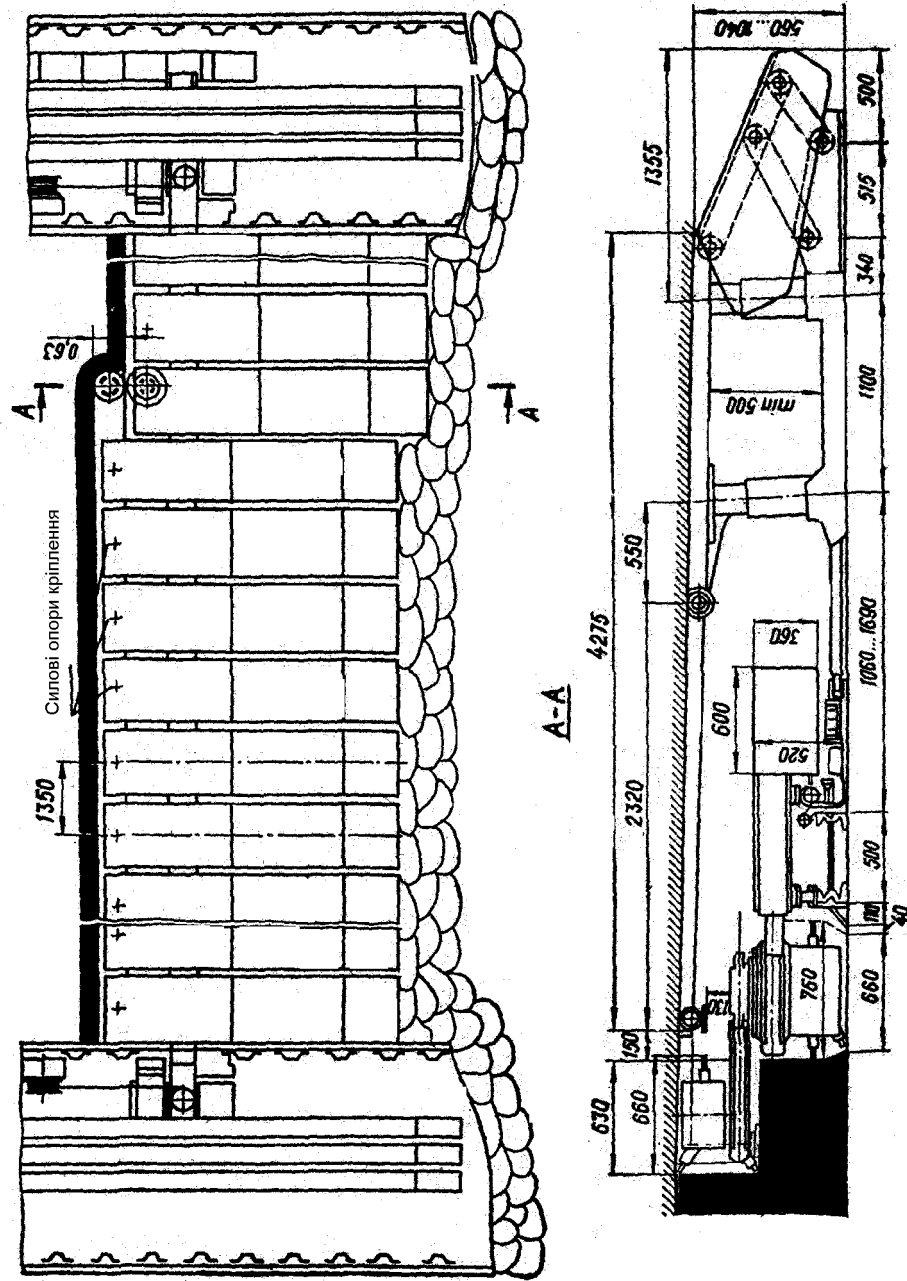
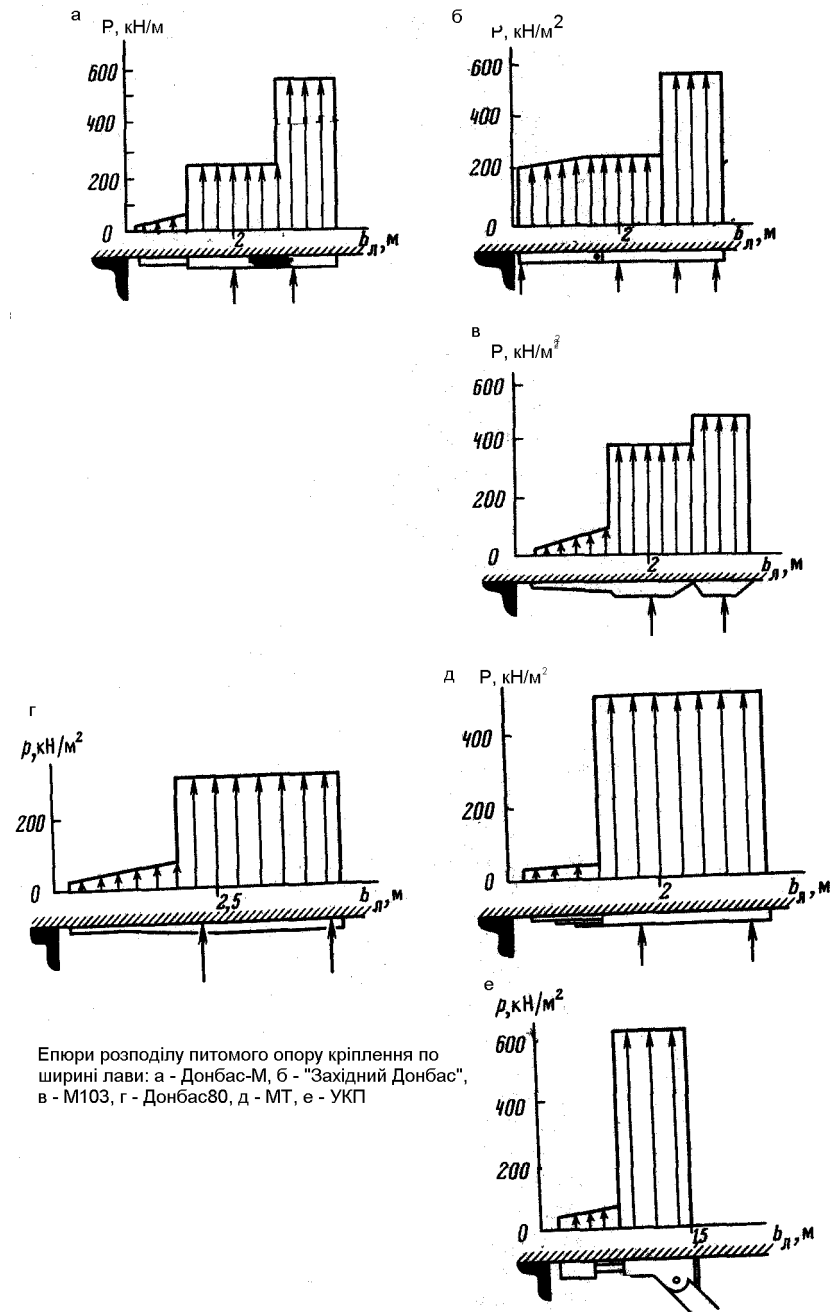


Рис.3.1.1. Комплекс "Західний Донбас"



4. ВИБІР ОБЛАДНАННЯ ТА РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ДЛЯ ВЕДЕННЯ ОЧИСНИХ РОБІТ

Виходячи з заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов, вибираємо такі комплекси, які нам задовольняють. Результати вибору зводимо до таблиці.

Таблиця 4.1

Вибір типів комплексів

Показник	Типи комплексів									
	1КМ103	КМС98	КМК97М	ЗАХІДНИЙ ДОНБАС	Донбас 2М	1КМ88	КМ87УМН	КМ87УМП	КМТ	1КД90
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Категорія порід покрівлі по обваленню	+	+	+	+	+	+	+	+	-	+
Категорія порід покрівлі по її нижнього шару	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
Опірність підтримуючої частини кріплення	+	-	-	+	-	+	-	+	+	+
Опірність посадочного ряду кріплення	+	-	-	+	+	+	-	+	+	+
Міцність порід підосви на вдавнення	+	+	+	+	+	+	+	+	+	
Кут падіння пласта	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
Опірність вугілля різанню	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
Максимальна потужність пласта	-	+	+	+	-	+	+	+	+	+
Мінімальна потужність пласта	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+

До встановлення рекомендуємо за даними умовами такі комплекси: «ЗАХІДНИЙ ДОНБАС», 1КД90. Данні комплекси комплектуються обладнанням яке приведене у табл. 4.2.

Таблиця 4.2

ПАРАМЕТРИ МЕХАНІЗОВАНИХ КОМПЛЕКСІВ

Комплекс		Состав и типорозмір обладнання				m _{1min} ,М	m _{2min} ,М	m _{3min} ,М
тип	типорозмір	мех. кріп'я		конвеєр	комбайн			
		тип	типорозмір					
«Західний Донбас »		Донбас		СПЦ-151	МК67Е	0,87	0,91	0,85
1КД90	I	Донбас-90	I	СПЦ-151	КА-90	0,87	0,91	0,85

З рекомендованих до використання комплексів встановимо ти їх типи та типорозміри кріплення, типи конвеєрів та комбайнів, які задовольняють наступним вимогам

$$m''_{\max} \geq m_{\max} \quad h'_{\min} \leq m_{\min}$$

Визначаємо мінімально необхідну потужність пласта $m_{1\min}$ при якій забезпечується нормальне функціонування виймальної машини у зоні її проходу під кріпленням за формулою:

$$m_{1\min} = \frac{H_k + B_1 + t_k + t_1 + h_y + h_2 + h_3}{1000(1 - 0.05R_1)}$$

де: H_k – висота корпусу виймальної машини від підшви пласта;

B_1 – товщина перекриття секції кріплення у зоні проходу виймальної машини під кріпленням;

t_k – величина підштибовки завальної боковини конвеєра;

t_1 – висота породної подушки на перекриття секції кріплення у зоні проходу виймальної машини під кріпленням;

h_y – величина вільного простору для управління комбайном;

h_r – величина вільного простору для проходу виймальної машини під кріпленням при зміні гіпсометрії пласта;

$h_3=50\text{мм}$ – запас вільного простору для проходу виймальної машини під кріпленням;

R_1 – відстань від вибою до найбільш віддаленої від нього частини корпусу комбайна.

Данні для розрахунку приведені у табл. 5.3.

$$m_{1\min} = \frac{520 + 100 + 50 + 0 + 35 + 55 + 50}{1000 * (1 - 0.05 * 1.5)} = 0,87 \text{ м}$$

Визначаємо мінімально необхідну потужність пласта $m_{1\min}$ при якій забезпечується припустима висота для проходу людей під механізованим кріпленням

$$m_{2\min} = \frac{B_0 + B_2 + H_{\text{л}} + t_0 + t_2}{1000 * (1 - 0.05 * R_2)}$$

де: B_0, B_2 – відносна товщина основи та верхнього перекриття секції кріплення;

$H_{\text{л}}=500\text{мм}$ – мінімальна висота проходу для людей під кріпленням;

t_0, t_2 – відповідно висота “штибової подушки” під підставою і “породної подушки” на верхньому перекритті секції кріплення;

R_2 – відстань від вибою до середини проходу для людей.

Данні для розрахунку приведені у табл. 5.3.

$$m_{2\min} = \frac{108 + 90 + 500 + 30 + 35}{1000 * (1 - 0.05 * 3.319)} = 0,91 \text{ м}$$

Визначимо мінімально необхідну потужність пласта $m_{3\min}$, м, при котрій забезпечується робота механізованого кріплення без вичерпання її податливості в умовах максимального опускання порід покрівлі

$$m_{3\min} = \frac{H_{\min} + h_p}{1000 \cdot (0,9 - 0,05 \cdot R_3)}$$

де: $H_{\min}$ – мінімальна висота кріплення у зсунутому стані;

h_p – запас гідравлічної розсувності для розвантаження кріплення;

R_3 – відстань від вибою до заднього ряду стійок кріплення.

Данні для розрахунку приведені у табл. 4.3.

$$m_{3\min} = \frac{560 + 50}{1000 \cdot (0,9 - 0,05 \cdot 3,81)} = 0,85 \text{ м}$$

Таблиця 4.3.

Данні для розрахунку $m_{1\min}$, $m_{2\min}$ та $m_{3\min}$

Параметри	Пропоновані комплекси ЗАХІДНИЙ ДОНБАС та 1КД90
H_k – висота корпусу виймальної машини від підшви пласта	520
B_1 – товщина перекриття секції кріплення у зоні проходу виймальної машини під кріпленням	100
t_k – величина підштибовування завальної боковини конвеєра	30-50
t_1 – висота породної подушки на перекритті секції кріплення у зоні проходу виймальної машини під кріпленням	0
h_y – величина вільного простору для управління комбайном	35
h_r – величина вільного простору для проходу виймальної машини під кріпленням при зміні гісометрії пласта	55
R_1 – відстань від вибою до найбільш віддаленої від нього частини корпусу комбайна	1,5
B_0 – відносна товщина основи секції кріплення	108
B_2 – товщина верхнього перекриття секції кріплення;	90
t_0 – відносна висота “штибової подушки” під основанням на верхньому перекритті секції кріплення	20-30
t_2 – відносна висота “породної подушки” на верхньому перекритті секції кріплення;	25-35
R_2 – відстань від вибою до середини проходу для людей	3,31
$H_{\min}$ – мінімальна висота кріплення у зсунутому стані	560
R_3 – відстань від вибою до заднього ряду стійок кріплення	3,81

Порівняємо між собою величини $m_{1\min}$, $m_{2\min}$, $m_{3\min}$ і більшу з них приймаємо за нижчу межу виймальної комплексом потужності пласта $m_{\min}$

Дані занесемо до таблиці 4.2.

На підставі аналізу даних розглянутих комплексів та з метою попередження вивалоутворення в лавах для подальшого розрахунку обираємо механізований комплекс «ЗАХІДНИЙ ДОНБАС», до складу яких

входять очисний комбайн МК67Е.

Визначення швидкості подавання очисного комбайна.

Опірність пласта різанню з урахуванням відтиску вугілля в його вибійній частині

$$A_{рф} = A_p K_{от}$$

де: A_p – опірність пласта різанню у не віджатому масиві, кН/см;

$K_{от}$ – коефіцієнт віджиму вугілля;

$$K_{от} = 0,48 + \frac{r - 0,1m}{r + m}$$

де: r – ширина захвату комбайна, м;

m – виймальна потужність пласта, м.

$$K_{от} = 0,48 + \frac{0,63 - 0,1 \cdot 1,2}{0,63 + 1,2} = 0,76$$

$$A_{рф} = 2 \cdot 0,76 = 1,52 \text{ кН/см.}$$

Можлива швидкість подавання комбайна за потужністю приводу $V_{п.пр}$, м/хв при фактичній виймальній потужності пласта m і при табличних значеннях опірності пласта різанню, які найближче до $A_{рф} = 1,4$ кН/см

$$V_{н.пр} = V_{н.пр1} - \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (V_{н.пр1} - V_{н.пр2})$$

де: m_1, m_2 – відносно мінімальне і максимальне значення виймальної потужності пласта для даного типу комбайна, м;

$V_{п.пр1}, V_{п.пр2}$ – табличні значення [13] швидкості подавання комбайну, м/хв

а) при $A_p = 1$ кН/см та $m = 1,2$ м.

$$V_{н.пр} = 6 - \frac{1,2 - 0,8}{1,3 - 0,8} \cdot (6 - 6) = 6 \text{ м/хв}$$

б) при $A_p = 2$ кН/см та $m = 1,2$ м

$$V_{n.np}^{\prime\prime} = 4,6 - \frac{1,2 - 0,8}{1,3 - 0,8} \cdot (4,6 - 3,7) = 3,9 \text{ м/хв}$$

Можлива швидкість подавання комбайна по потужності привода $V_{п.пр}$, м/хв, при фактичних значеннях виймальної потужності пласта m і його опірності різанню $A_{рф}$, кН/см

$$V_{n.np} = V_{n.np}^{\prime} - \frac{A_{рф} - A_p^{\prime}}{A_p^{\prime\prime} - A_p^{\prime}} \cdot (V_{n.np}^{\prime} - V_{n.np}^{\prime\prime})$$

$$V_{n.np} = 6 - \frac{1,52 - 1}{2 - 1} \cdot (6 - 3,9) = 4,9 \text{ м/хв}$$

Складова сили різанню у напрямку подавання комбайна F_n , кН, при фактичних значеннях $A_{рф}$, кН/см

$$F_n = F_n^{\prime} - \frac{A_{рф} - A_p^{\prime}}{A_p^{\prime\prime} - A_p^{\prime}} \cdot (F_n^{\prime} - F_n^{\prime\prime})$$

де: $F_n^{\prime}$, $F_n^{\prime\prime}$ – складові сили різанню у напрямку подавання комбайна, які відносно меншому та більшому табличним значенням опірності пласта різанню, кН.

$$F_n = 44 - \frac{1,52 - 1}{2 - 1} \cdot (44 - 57) = 50,8 \text{ кН}$$

Можлива швидкість подавання комбайна по припустимому тяговому зусиллю механізму подавання

$$V_{n.тяг} = \frac{V_{n.np}}{0,1 F_n} [0,1 F_m - 1,4 G (0,2 + 0,016 \alpha)]$$

де: F_t – тягове зусилля подаючої частини комбайна, кН;

G – маса комбайна, т;

α – кут падіння пласта при вийманні вугілля по простяганню, град.

$$V_{n.тяг} = \frac{4,9}{0,1 \cdot 50,8} [0,1 \cdot 120 - 1,4 \cdot 9,4 \cdot (0,2 + 0,016 \cdot 9)] = 6,3 \text{ м/хв}$$

Встановлюємо швидкість подавання комбайна

$$V_{\Pi} = \min(V_{\Pi.пр}; V_{\Pi.тяг}) \cdot K_{вп}$$

де: $K_{вп}=1,15$ – коефіцієнт збільшення швидкості подавання комбайну при вийманні вугілля

$$V_{\Pi} = \min(4,9; 6,0) \cdot 1,15 = 5,6 \text{ м/хв}$$

Розрахунок навантаження на очисний вибій за технічними можливостями комбайна

Добове навантаження на лаву за технічними можливостями комбайну знаходиться за формулою

$$A_{сут.техн.} = \frac{(T_{см} - t_{пз}) n_{см} l_{л} m \gamma c}{T_{ц}}$$

де: $T_{см}=360\text{хв}$ – тривалість зміни;

$t_{пз}=20-30\text{хв}$ – тривалість підготовчо-заключних операцій;

$n_{см}=3$ – кількість змін по видобутку вугілля;

$l_{л}=200\text{м}$ – довжина лави;

$r=0,8\text{м}$ – ширина захвату комбайна;

$m=1,2 \text{ м}$ – виймальна потужність пласта;

$\gamma=1,35\text{т/м}^3$ – щільність вугілля;

$c=0,97-0,98$ – коефіцієнт виймання вугілля;

$T_{ц}$ – тривалість циклу по вийманню вугілля:

$$T_{ц} = t_{в} + y t_{з} + t_{к}$$

де: $t_{в}$ – тривалість виймання вугілля за цикл:

$$t_{в} = (l_{л} - \sum l_{н}) \left(\frac{1}{V_{н} k_{з}} + \Delta t_{го} \right) k_{о}$$

де: $\sum l_{н}$ – сумарна довжина ніш, м;

V_{Π} – швидкість подавання комбайна, м/хв;

$K_r=0,75-0,85$ – коефіцієнт готовності виймання обладнання;

$\Delta t_{bo}=0,1-0,2$ – відносні витрати часу на допоміжні операції;

$k_o=1,10-1,15$ – коефіцієнт враховуючий перерву та простої.

$$t_{\theta} = (200 - 0) \left(\frac{1}{5,6 \cdot 0,8} + 0,2 \right) \cdot 1,15 = 98 \text{ хв}$$

$y=0$ – коефіцієнт, який враховує схему роботи комбайна;

$t_k=35-40$ хв. тривалість кінцевих операцій:

Таким чином тривалість виймального циклу складає:

$$T_{\text{ц}} = 98 + 40 = 138 \text{ хв}$$

Навантаження на лаву по формулі

$$A_{\text{сум.тех.}} = \frac{(360 - 20) \cdot 3 \cdot 200 \cdot 0,8 \cdot 1,2 \cdot 1,35 \cdot 0,98}{138} = 1479 \text{ т/доб}$$

Розрахунок навантаження на очисний вибій за газовим чинником

Добове навантаження на лаву за газовим чинником

$$A_{\text{сум.газ.}} = \frac{864 V_{\text{max}} S_{\text{кзпк}} \kappa_{\text{ум}} d}{\kappa_{\text{H}} g_{\text{л}}}$$

де: $V_{\text{max}}=6\text{м/хв}$ – максимально припустима з ПБ швидкість повітря у лаві;

S – площа поперечного перерізу приви́бійного простору

$$S = S_{\text{min}} + \left(m - m_{\text{min}} \right) \frac{S_{\text{max}} - S_{\text{min}}}{m_{\text{max}} - m_{\text{min}}}$$

де: S_{min} – відносно мінімальна та максимальна площа поперечного перерізу приви́бійного простору, м^2 ;

m_{min} – відповідно мінімальна та максимальна виймальна комплексом потужність пласта, м .

$$S = 2,3 + (1,1 - 1) \frac{3 - 2,3}{1,3 - 1} = 2,53 \text{ м}^2$$

$\kappa_{зпр}=1,2..1,3$ – коефіцієнт, який враховує рух повітря за межами привибійного простору;

$\kappa_{ут}$ - коефіцієнт, який враховує втрати повітря скрізь вироблений простір;

$d=1$ – припустимий за ПБ зміст метану у струмені повітря яке виходе з лави;

$\kappa_n=1,4..1,6$ – коефіцієнт нерівномірності газовиділення;

g_l – відносна газобагатість лави

$$g_l = g_{пл}(1 - \kappa_{дпл}) + g_{вп}(1 - \kappa_{дпв})\kappa_v$$

де: $g_{пл}$ – відносна газобагатість з розробляемого пласта, $\text{м}^3/\text{т}$;

$\kappa_{дпл}$ – коефіцієнт дегазації пласта;

$g_{вп}$ - відносна газобагатість з виробленого простіру, $\text{м}^3/\text{т}$;

$\kappa_{двп}$ – коефіцієнт дегазації виробленого простіру;

$\kappa_v=1$ – коефіцієнт враховуючий долю метана який постачає з виробленого простіру у привибійне

$$g_l = 9(1 - 0,5) + 7(1 - 0,5) \cdot 1 = 14 \text{ м}^3/\text{т}$$

$$A_{сут.газ.} = \frac{864 \cdot 4 \cdot 2,53 \cdot 1,2 \cdot 1,25 \cdot 1}{1,5 \cdot 8} = 1093 \text{ т/доб}$$

За добове навантаження на лаву приймаємо меншу з величин $A_{сут.тех.}$ та $A_{сут.газ.}$

$$A_{сут} = \min(1479; 1093) = 1093 \text{ т/доб}$$

Для будування графіку організації робіт скоректуємо деякі показники: кількість циклів по вийманню вугілля

$$\bar{n}_u = \frac{A_{сут}}{l_n \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c} = \frac{1093}{200 \cdot 1,2 \cdot 0,8 \cdot 1,35 \cdot 0,98} = 4,3 \text{ циклу}$$

Розрахунок трудомісткості робіт на цикл

Вугілля видобувають за човниковою схемою. Після проходження комбайна відбувається переміщення майданчиків механізованого кріплення (відстань не більше 2 м), на відстані 15-20 м від комбайна конвеєр рухається. Технологія передбачає відпал вуглецю. На стику лавки з евакуаційними роботами розкладіть дрова та встановіть пристосування для органів. Паспорт кріплення і управління стелею пропонує використання індивідуального затискача з'єднання, крім того, в місцях поглиблення, що примикає безпосередньо до очищувальної поверхні, встановлюється посилюючий затискач: два ряди на конвеєрі і ряд на вентиляційних каналах. Анкер використовується для забезпечення стійкості покрівлі на стиках.

1. Розрахунок обсягів робіт на цикл:

а) виїмка вугілля комбайном з циклу:

$$A_{\text{ц}} = l_{\text{л}} m r \gamma$$

$$A_{\text{ц}} = 200 \cdot 1,2 \cdot 0,8 \cdot 1,35 = 259,2(m)$$

$$\kappa_{\text{ц}} = \frac{A_{\text{вст}}}{A_{\text{ц}}}$$

$$\kappa_{\text{ц}} = \frac{595}{259,2} = 2,3$$

Нормативна трудомісткість обслуговування комплексу для заданих умов складає 10,084.

б) викладення кострів:

$$V_{\text{к}} = \frac{r}{l_{\text{встк}}} n$$

$$V_{\text{к}} = \frac{0,8}{1,8} \cdot 2 = 0,89(\text{кост.})$$

в) кріплення сполучення анкерним кріпленням на цикл:

$$V_a = \frac{r}{l_{уст_a}} n$$

$$V_a = \frac{0,8}{0,8} \cdot 2 = 2(\text{анкера})$$

г) посилююче кріплення:

$$V_{к.у.} = \frac{r}{l_{уст_p}} n$$

$$V_{к.у.} = \frac{0,8}{4} \cdot 3 = 0,6(\text{рам})$$

д) витягання та встановлення ніжок аркового кріплення

$$V_{a.к.} = \frac{r}{l_{уст_p}} n$$

$$V_{a.к.} = \frac{0,8}{0,8} \cdot 2 = 2(\text{шт})$$

е) встановлення органного кріплення:

$$V_{o.к.} = \frac{r}{d_{ст}} n$$

$$V_{o.к.} = \frac{0,8}{0,15} \cdot 4 = 21,3(\text{шт})$$

ж) витягання аркового кріплення під час погашення виробки

$$V_{\epsilon} = \frac{r}{l_p} n$$

$$V_{\epsilon} = \frac{0,8}{0,8} \cdot 2 = 2$$

з) встановлення кріплення сполучення

$$V_{к.у.} = \frac{0,8}{4} \cdot 3 = 0,6(\text{рам})$$

Розрахуємо потрібну кількість робітників:

$$N_{ооб.} = N_{рем.} + Tn_{ц} + N_{сл.}$$

$$N_{\text{доб.}} = 30 + 5,44 \cdot 4,3 + 3 = 57(\text{чол.})$$

№ п/п	Вид робіт	Одиниці виміру	Норма виробітку			Обсяг робіт	Потрібна кількість людино-змін	Підстава
			за збірником	«К»	встановлена			
1.	Виїмка вугілля, у тому числі:	т	659	0,95· 0,95	595	224,4		
	МГВМ						0,43	ЄНВ т.6
	ГРОЗ						3,95	
2.	Виймання та встановлення ніжок АП	шт.	5,78	0,9	5,49	2	0,36	УКНВ п.18
3.	Кріплення посилення	р	4,88	0,9	4,4	0,6	0,14	УКНВ т.34
6.	Органне кріплення	шт.	89	0,9	80,3	21,3	0,27	ЄНВ т.72
7.	Встановлення кріплення сполучення	м	4,88	0,9	4,4	0,6	0,14	УКНВ т.37
8.	Викладення кострів	кост	10,39	0,9	9,35	0,89	0,1	УКНВ т.31
9	Встановлення анкерного кріплення		49,8	0,865	43	2	0,047	
Разом:							5,44	

5. ОРГАНІЗАЦІЯ ВЕДЕННЯ РОБІТ В ОЧИСНИХ ТА ПІДГОТОВЧИХ ВИБОЯХ

Виймання вугілля на шахті виробляється довгими стовпами по простяганню в напрямку від меж панелі до похилих виробок.

На всіх пластах із боку лав охорона конвеєрних і вентиляційних штреків здійснюється викладкою дерев'яних кострів, управління покрівлею – повне обвалювання. Між ярусами, як правило, залишаються вугільні цілини. Зараз на шахті спостерігається перехід на виймання ярусів без залишення вугільних цілин.

У відповідності з нормами технологічного проектування вугільних і сланцевих шахт, а також з урахуванням досвіду роботи шахти прийнята стовпова система розробки з відробленням ярусів зворотним ходом довгими стовпами по простяганню і тільки на окремих ділянках стовпами по підняттю. Довжина стовпів 800-1200 м, довжина лав 100-170 м. Механізація виймання вугілля, кріплення очисних вибоїв і способи управління покрівлею прийняті з урахуванням гірничо-геологічних умов розробки пластів.

На сполученні із штреком передбачається встановлення механізованого пересувного кріплення і підсилення з гідравлічних стійок ГСК, що встановлюються по осі виробки під металеві арки на протязі 40-50 м попереду і 60-100 м позаду лави. В міру посування лави це кріплення переноситься.

Вентиляційні ярусні штреки погашають слідом за лавою. Однак для створення нормальних умов роботи лави на сполученнях з вентиляційними штреками вздовж штреків за посуванням лави викладають ряд кострів.

Інститутом “Дніпрогіпрошахт” в 1995 році розроблені “Технологічні схеми по зведенню литих смуг із матеріалів, що швидко твердіють, для охорони виймальних штреків”, в яких на основі узагальнення досвіду охорони виробок прийняті прогресивні рішення по зведенню штучних смуг.

Після впровадження охорони штреків литими смугами із матеріалів, що швидко твердіють, намічається повторне використання ярусних штреків для наступних виймальних стовпів в панелі. Послідовність відроблення ярусів в панелі прийнята через один ярус зверху донизу, що забезпечує можливість проведення нових ярусних штреків вприсічку замість використання деформованих штреків для наступних виймальних стовпів.

Вибір раціональної системи розробки зробимо шляхом економічного порівняння прийнятних для заданих умов варіантів системи.

Проаналізуємо гірничо-геологічні умови залягання пласта і зіставимо їх із рекомендуємих умовами застосування систем розробки вугільних пластів.

Зробимо оцінку факторів, що впливають на вибір системи розробки:

- потужність пласта /приймаємо розробку на всю потужність. Тому що вона менше 2,5 м, те при проведенні гірничих виробок буде провадитися підривання частини порід, що вміщують пласт/;
- кут падіння пласта /при куті падіння до 20-25 градусів для транспортування вугілля уздовж очисного вибою необхідні механічні засоби/;
- властивості бічних порід /тому що вони середньої стійкості, то застосовуємо засіб управління гірничим тиском – повне обвалювання. Розташування підготовчих виробок по пласту пояснюється тим, що породи підосви слабкостійкі/;
- геологічні порушення /усі геологічні порушення, що будуть зустрічатися при веденні очисних робіт, будуть мілко амплітудними і легко перехідними без застосування спеціальних заходів/;
- обводненність родовища /тому що вона невисока, то можливо застосування будь-яких систем розробки/;
- газоносність родовища /лімітує довжину лави і навантаження на очисній вибій по газовому фактору/;
- самозаймання вугілля /пласт до самозаймання не схильний/;

- механізація виробничих процесів /високопродуктивні засоби механізації виїмки вугілля на пологих пластах забезпечують ведення робіт у лавах більшої довжини, підвищення навантаження на очисний вибій/.

Для вибору порівнюваних варіантів системи розробки скористаємося логічною схемою вибору. Для заданих умов залягання пласта вибираємо два технічно прийнятних варіанти системи розробки:

1 варіант – стовпова система розробки з виїмкою вугілля по простяганню, з охороною відкотної виробки для повторного використання в якості вентиляційної;

2 варіант – стовпова система розробки з виїмкою вугілля по простяганню, з погашенням виїмкових виробок слідом за лавою, виїмка вугілля ведеться через стовп.

Для кожного прийнятого до порівняння варіанта системи розробки визначимо оптимальну довжину лави по економічному фактору. У зв'язку з тим, що до урахування прийняті, крім головних статей питомих витрат (проведення виїмкових виробок, спорудження приймальних площадок, амортизація устаткування), і інші статті витрат, сумарний вплив яких на оптимальну довжину лави незначний (менше 4%), то для розрахунку використовуємо спрощену методику.

По цій методиці вплив надійності на оптимальну довжину лави встановлюється шляхом введення в модель витрат коефіцієнта надійності, оскільки наявні статистичні дані по числу відмов у роботі забійного устаткування і витрат на їхню ліквідацію застаріли, а для нового обладнання їх немає.

Цільова функція питомих витрат у загальному виді:

$$\sum C = f(l_n) = \frac{C_1 \cdot K_n}{l_n} + \frac{C_2}{A_n \cdot K_n} \cdot l_n \rightarrow \min$$

Для лав, обладнаних механізованими комплексами:

$$C_1 = \sum l_n \left[\frac{R_2}{N_n} - \frac{R_1 + (n_m - 1) \cdot R_2}{N_e} \right] + \frac{1}{p \cdot c} \cdot \left(\sum K_{e.g} + \frac{\sum K_{nl}}{n_{kr} \cdot L_{kr}} \right)$$

де $\sum l_n$ – сумарна довжина ніш у лаві, м;

R_1, R_2 – повні тарифні ставки відповідно МГВМ і ГРОЗ з урахуванням усіх видів нарахувань, грн;

n_t – нормативна трудомісткість обслуговування комплексу, люд.-зм;

N_b – змінна норма виїмки вугілля на комплекс, т;

p – продуктивність пласта, т/м²;

c – коефіцієнт витягу вугілля в вибої;

$\sum K_{b.b}$ – сумарна вартість проведення 1 м виїмкових виробок, що обслуговують вибій, грн;

Для першого варіанта:

$$\begin{aligned} \sum K_{e.g} &= [(C_1 + C_2 \cdot F - C_3 \cdot \eta \cdot F) \cdot f_n + k_p \cdot n] \cdot \rho = \\ &= [(37,3 + 6,65 \cdot 11,3 - 0 \cdot 0,658 \cdot 11,3) \cdot 11,3 + 14 \cdot 1] \cdot 2,55 = 359,7 \end{aligned}$$

де C_1 – коефіцієнт вартості проведення виробки, що враховує витрати, постійні на 1 м і залежні від поперечного перетину;

C_2 – те ж, постійні на 1 м³;

C_3 – коефіцієнт, що враховує зменшення вартості проведення виробки змішаним вибоєм у порівнянні з вартістю проведення її по породі;

F – площа поперечного перетину виробки у світі кріплення, м²;

η – відношення площі вибою по вугіллю до повного перетину виробки у світі кріплення;

f_n – поправочний коефіцієнт, що враховує глибину робіт, обводненість і викиднебезпечність вибою, довжину транспортування гірничої маси, що впливають на зміну вартості проведення виробки:

$$f_n = K_n \cdot K_{o.z} \cdot K_e \cdot K_l = 1,06 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,07 = 1,13$$

K_n – коефіцієнт глибини робіт:

$$K_n = 0,99 + 0,12 \cdot H = 0,99 + 0,12 \cdot 0,62 = 1,06$$

H – середня глибина розташування виробки, м;

$K_{0.3}$ – коефіцієнт обводненості вибою;

K_B – коефіцієнт викиднебезпечності вибою;

K_l – коефіцієнт впливу довжини транспортування гірничої маси:

$$K_l = 0,99 + 0,12 \cdot l = 0,99 + 0,12 \cdot 0,7 = 1,07$$

l – середня довжина транспортування, м;

k_p – вартість укладки одного рейкової колії, грн;

n – кількість рейкових колій у виробці;

ρ – коефіцієнт, що враховує період відпрацьовування пласта, у плинні якого проводиться виробка.

Для другого варіанта при охороні бутокострами:

$$\sum K_{\text{в.в}} = k_{\text{в.шт}} + \frac{n_{\text{б.к}} \cdot R_2}{N_{\text{б.к}}} + K_{\text{б.к}} = 440,2 + \frac{0,5 \cdot 7,5}{8,9} + 43,5 = 484,5$$

де $k_{\text{в.шт}}$ – вартість проведення 1 м виробки, грн;

$n_{\text{б.к}}$ – число бутокострів, що припадає на 1 м виробки;

$N_{\text{б.к}}$ – змінна норма на вирахування бутокострів;

$K_{\text{б.к}}$ – вартість зведення бутокострів, грн;

$\sum K_{\text{пл}}$ – сумарна вартість спорудження приймальних площадок, що обслуговують ярус, грн:

$$\sum K_{\text{пл}} = d_{\text{пл}} \cdot V_{\text{пл}} \cdot f_n \cdot \rho = 34 \cdot 1800 \cdot 1,13 \cdot 2,25 = 155601$$

$d_{\text{пл}}$ – середньо зважена вартість спорудження 1 м³ площадки з урахуванням вартості устаткування і його монтажу, грн;

$V_{\text{пл}}$ – додатковий обсяг виробок (без урахування головних відкотних виробок у межах площадки) і камер приймальних площадок, м³;

$n_{\text{кр}}$ – число крил у панелі, що обслуговуються площадкою;

$L_{\text{кр}}$ – довжина крила панелі, м;

K_n – коефіцієнт надійності забійного устаткування;

$$C_2 = \frac{R_p}{l_l} + K_{1\text{кр}} \cdot \varphi_{1\text{кр}} \cdot a_{1\text{кр}} + K_{1\text{кон}} \cdot \varphi_{1\text{кон}} \cdot a_{1\text{кон}}$$

де R_p – тарифна ставка слюсаря по ремонту машин і устаткування, грн;

l'_l – довжина ділянки лави, що обслуговується одним ремонтним слюсарем, м;

$K_{1кр}$, $K_{1кон}$ – відповідно вартість лінійних секцій кріплення і конвеєра, вага яких постійна на 1 м довжини лави, грн/м;

$\phi_{1кр}$, $\phi_{1кон}$ – коефіцієнти, що враховують устаткування, що знаходиться в резерві, відповідно кріплення і конвеєра;

$a_{1кр}$, $a_{1кон}$ – добова норма амортизації устаткування відповідно кріплення і конвеєра.

Відповідно до отриманих розрахунків, оптимальні довжини лав складуть 180 м (при питомих витратах 1,27 грн/т) для першого варіанта і 200 м (1,45 грн/т) для другого варіанта. Визначимо діапазон відхилень довжини лави, у якому зміна сумарних питомих витрат не перевищує 5 % від мінімальних. Область оптимальних значень для першого варіанта складає 130-240 м, для другого варіанта – 150-270 м.

Складемо економіко-математичні моделі порівнюваних варіантів систем розробки.

Перший варіант. Витрати на проведення гірничих виробок:

$$\sum K = \frac{H_n}{l_l} \cdot k_{в.шт} \cdot L_{кр} + \frac{H_n}{l_l} \cdot k_{о.шт} \cdot L_{кр} + \frac{H_n}{l_l} \cdot k_{р.п} \cdot L_{кр} + \frac{H_n}{l_l} \cdot k_{м.-д} \cdot L_{кр}$$

де $k_{в.шт}$ – витрати на проведення 1 погонного метра вентиляційного штреку, грн/м;

l_l – довжина лави, м;

$k_{о.шт}$ – витрати на проведення 1 погонного метра конвеєрного штреку, грн/м;

$k_{р.п}$ – витрати на проведення 1 погонного метра розрізної печі, грн/м;

$k_{м.-д}$ – витрати на монтаж-демонтаж 1 м устаткування в очисному вибої, грн/м;

H_n – розмір панелі по падінню, м.

Витрати на підтримку гірничих виробок:

$$\sum R = \left(\frac{H_n}{l_l} + 1\right) \cdot \left[\frac{r_1 \cdot L_{kp}^2}{2V_n} + \frac{r_1 \cdot L_{kp}^2}{2V_o} + r_2 \cdot L_{kp}\right] + \left(\frac{H_n}{l_l} - 1\right) \cdot \left[\frac{r_4 \cdot L_{kp}^2}{2V_n} + \frac{r_4 \cdot L_{kp}^2}{2V_o} + r_2 \cdot L_{kp}\right]$$

де r_1, r_2, r_4 – витрати на підтримку виробітки в 1-ій, 2-ій і 4-ій зонах відповідно, грн/м³;

V_n – швидкість проходки підготовчих виробок, м/рік;

V_o – швидкість посування очисного вибою, м/рік.

Витрати на транспортування по виробках:

$$\sum G = Z_y \cdot g \cdot \frac{L_{kp}}{2} \cdot \frac{H_n}{l_l}$$

де Z_y – запаси вугілля ярусу, т;

g – витрати на транспорт 1 т вугілля на відстань, рівну 1 м, грн:

$$g = \left(\frac{64 + 43,8 \cdot n_k}{A}\right) \cdot \frac{1}{l} + \frac{0,287}{A} + 0,00002 \cdot \sin \alpha + 0,0000076$$

де n_k – число приводів у конвеєрній лінії;

l – довжина транспортування, м;

A – величина вантажопотоку, т/доб;

α – кут нахилу конвеєрної лінії, град.

Другий варіант. Витрати на проведення гірничих виробок:

$$\sum K = 2k_1 \cdot L_{kp} + \left(\frac{H_n}{l_l} - 1\right) \cdot k_2 \cdot L_{kp} + \frac{H_n}{l_l} \cdot k_{p.n} \cdot L_{kp} + \frac{H_n}{l_l} \cdot k_{m.-d} \cdot L_{kp}$$

де k_1 – витрати на проведення 1 погонного метра першого й останнього, неохороняемого штреків, грн/м;

k_2 – витрати на проведення 1 погонного метра інших штреків, що охороняються бутокострами, грн/м;

Витрати на підтримку гірничих виробок:

$$\sum R = 2 \cdot \left[\frac{r_1 \cdot L_{kp}^2}{2V_n} + \frac{r_1 \cdot L_{kp}^2}{2V_o} + r_2 \cdot L_{kp}\right] + \left(\frac{H_n}{l_l} - 1\right) \cdot \left[\frac{r_1 \cdot L_{kp}^2}{2V_n} + \frac{r_1 \cdot L_{kp}^2}{2V_o} + (2 \cdot r_2 + r_3) \cdot L_{kp} + \frac{2 \cdot r_4 \cdot L_{kp}^2}{2V_o}\right]$$

де $г_3$ – витрати на підтримку виробок у 3-ій зоні, грн/м³.

Витрати на транспортування по виробках:

$$\sum G = Z_{\text{я}} \cdot g \cdot \frac{L_{\text{кр}}}{2} \cdot \frac{H_n}{l_{\text{л}}}$$

Обчислимо значення критерію питомих витрат:

$$\sum C = \frac{\sum K + \sum R + \sum G}{Z}$$

Вартісні параметри по варіантах

Вартісної параметр	2 варіант	1 варіант
$\sum K$, грн	9328614	5436424
$\sum R$, грн	388882	4299158
$\sum G$, грн	1083022	1083022
$\sum C$, грн/т	140,4	141,2

Вугільна промисловість в паливно-енергетичному комплексі займає головну роль у зв'язку з дефіцитом нафти і газу на Україні. Більш 75% вугілля, що видобувається на Україні, використовується для енергетичних та побутових цілей, приблизно 25% для технологічних цілей, в основному для коксування і хімічної промисловості.

Для забезпечення народного господарства вугіллям урядом України затверджено програму розвитку вугільної промисловості та її соціальної сфери. Програмою передбачається довести видобуток вугілля в Україні до 160-170 млн. т за рік. Перехід на системи розробки довгими стовпами, широке застосування високопродуктивних механізованих комплексів у очисних вибоях вимагає високих темпів підготовки виймальних полів.

Основним напрямком проведення підготовчих виробок є розширення комбайнового способу. Розроблені та втілені у виробництво більш потужні та універсальні прохідницькі комбайни П-110, П-220, КСП-22, КСП-32, КСП-42, КП-25, що дозволи розширити область використання комбайнової проходки на виробки з коефіцієнтом тривкості порід до 6 і більше.

Вибір способу проведення підготовчої виробки

Параметри технології проведення виробки

Форма перетину виробки в проходці і в світлі, вид, тип і матеріал кріплення вибираються в залежності від фізико-механічних властивостей порід, терміну служби виробки, взаємного впливу очисних робіт. Потрібна ширина виробки в світлі визначається з урахуванням габаритів вибраних транспортних засобів і необхідних по ПБ зазорів і проходів.

Розрахуємо потрібну ширину конвеєрного штреку, обладнаного стрічковим конвеєром і підвісним монорейковим шляхом:

$$B = t + c + p + a + n = 400 + 1100 + 250 + 900 + 700 = 3350$$

де t – зазор між кріпленням і конвеєрним ставом, мм;

c – ширина конвеєра, мм;

p – зазор між конвеєром і рейковим шляхом, мм;

a – ширина рейкового шляху, мм;

n – ширина вільного проходу для людей, мм.

Приймаємо типову площу поперечного перетину штреку в проходці – $16,1 \text{ м}^2$, після осадки порід – $12,8 \text{ м}^2$.

Перевіримо прийнятий перетин по швидкості руху повітря:

$$V_{\min} \leq Q/S \leq V_{\max}$$

де Q – кількість повітря, що поступає по виробці, $\text{м}^3/\text{с}$; $Q = 2800 \text{ м}^3/\text{хв} = 47 \text{ м}^3/\text{с}$;

s – прийнята площа перетину виробки, м^2 ;

$V_{\min}$ – мінімально допустима ПБ швидкість повітря, $\text{м}/\text{с}$; $V_{\min} = 0,25 \text{ м}/\text{с}$;

$V_{\max}$ – максимально допустима ПБ швидкість повітря, $\text{м}/\text{с}$; $V_{\max} = 6 \text{ м}/\text{с}$;

$$0,25 \leq 47/12,8 \leq 6 \qquad 0,25 < 3,67 < 6$$

Прийнятий типовий перетин задовольняє перевірку по швидкості прямування повітряного струменю.

Розрахунок постійного кріплення

Аркове податливе кріплення у цілях спрощення розрахунку можна розглядати як трьохшарнірне. В опорних шарнірах А та В існують реакції:

$$\text{Вертикальна } R_A = R_B = \frac{pl}{2}$$

$$\text{та горизонтальна } H_A = H_B = \frac{nph}{2} - \frac{pr^2}{2h}$$

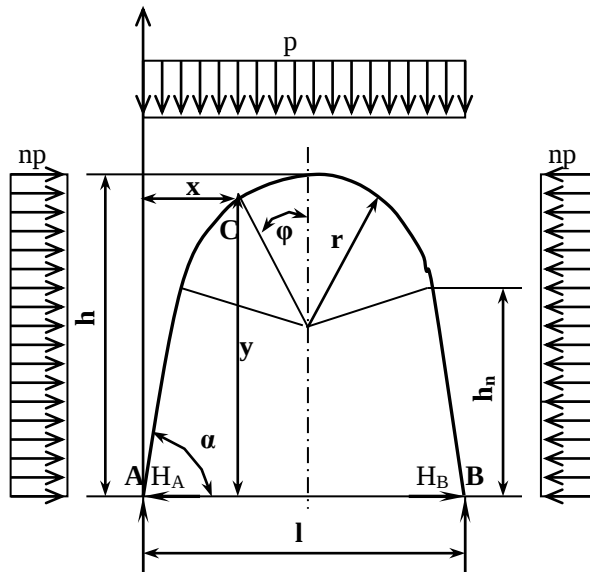


Рисунок 5.1. - Схема до розрахунку аркового металевого кріплення

де p - вертикальне розподілене навантаження на раму кріплення, Н/м;

$пр$ - горизонтальне розподілене навантаження на кріплення, Н/м;

h - висота арки у проходженні, м;

r - радіус верхняка у проходженні, м; ($r=1,05r'$, r' - радіус верхняка у світлі)

$$p = \frac{Q_n k_n}{l}$$

де Q_n - величина гірського тиску, Н;

k_n - коефіцієнт перевантаження, дорівнює 1,1-1,2;

l - проліт арки у проходженні, м;

$$Q_n = \frac{l^2 \gamma L}{f}$$

де γ - питома вага порід, Н/м³;

L - крок встановлення кріплення, м;

f - міцність порід за шкалою Прото'дяконова;

$$n \approx 0.0627 S_{CB}$$

де S_{CB} - площа поперечного перетину виробки у світлі, m^2 ;

$$L=0,5-1,25 \text{ м}$$

Вигинаючий момент на криволінійній ділянці (точка С):

$$M_C = (0,5lx - 0,5x^2 - 0,5ny^2) p + H_A y \text{ Н} \cdot \text{м}$$

увздовжна сила:

$$N_C = R_A \frac{x}{r} + \frac{H_A}{r} (y - h_{II}) + \frac{np(y - h_{II})}{r} - p \frac{x^2}{r}$$

де

$$h_{II} = h - r$$

$$x = 0.5l - r \sin \varphi$$

$$y = h_{II} + r \cos \varphi$$

Перетини профілю з екстремальними напруженнями будуть при $\varphi_1 = 0$ та

$$\varphi_2 = \arccos \left(\frac{np h_{II} - H_A}{rp(1-n)} \right)$$

Кріплення перевіряють на відповідність напружень у точці С граничними значенням для матеріалу спецпрофілю:

$$\sigma_C \leq \sigma_{IP.MAX}$$

$$\sigma_C = \frac{|M_C|}{mW_x} + \frac{|N_C|}{mF}$$

де m - коефіцієнт умов роботи кріплення (для металевого $m=0,7 \dots 0,9$);

W_x - момент опору кріплення, m^3 ;

F - площа поперечного перетину профілю, m^2 ;

σ_C - розраховане напруження у точці С, H/m^2 ;

$\sigma_{\text{ПР.МАХ}}$ - граничне напруження для даного типу профілю, Н/м².

Якщо $\sigma_c > \sigma_{\text{ПР.МАХ}}$

$$L' = \frac{\sigma_{\text{ПР.МАХ}} L}{\sigma_c}$$

Приймаємо металеве податливе трьох ланкове кріплення КМП-А3-12,8 зі спецпрофілю СВП-22 з шагом встановлення рам кріплення 0,5 м.

Вибір засобів виймання порід і прохідницького обладнання

Засоби проведення виробок залежать від стійкості гірських порід і їхній обводненості. Звичайні засоби застосовують при проведенні виробок у достатньо стійких породах, що припускають на протязі декількох годин оголення покрівлі і боків виробки без застосування кріплення і спеціальних засобів по боротьбі з водою, що надходить. У хитливих породах, що не припускають оголення порід без попереднього застосування спеціальних засобів по їхньому зміцненню, або хоча і стійких, але потребуючих додаткових засобів для запобігання надходження води, застосовують спеціальні засоби проведення виробок.

Виробки проводять по однорідних і неоднорідних породах. По однорідній породі проводять квершлагги, польові штреки, штреки по потужних пластах і рудних перелогах. По неоднорідних породах проводять штреки і штольні по тонких пластах і жилах, коли потрібна підривка порід, що вміщують.

У залежності від гірничо-геологічних і виробничо-технічних факторів вибирають технологічну схему проведення виробки, що характеризується взаємозв'язком у часі основних і допоміжних процесів, а також засобом механізації робіт.

До гірничо-геологічних факторів, що є визначальними при виборі засобів проведення, належать: потужність вугільного пласта, кут падіння, міцність порід, стійкість, газonosність, багатоводність. Виробничо-технічні фактори включають площу перетину виробки, її довжину, термін служби, характер вибою, швидкість проведення, засоби доставки гірської маси,

матеріалів і устаткування. Ці фактори визначають ступінь суміщення прохідницьких процесів, вибір устаткування й основні показники робіт.

В даний час розроблені технологічні схеми проведення протяжних виробок з урахуванням вибору оптимального набору гірничопрохідницького устаткування для конкретних умов. Оптимальні технологічні схеми дозволяють досягти високих техніко-економічних показників проведення гірських виробок.

Одним з основних напрямків технічного прогресу в області проведення підготовчих виробок по слабких породах є застосування комбайнового засобу. При застосуванні комбайнів цілком механізується процес відділення і навантаження гірської маси і при безупинному транспортуванні відбитої гірської маси від вибою весь процес проведення виробки стає безупинним. Тому при комбайновому засобі проведення виробки досягаються найбільш високі техніко-економічні показники, більша стійкість виробки і безпека робіт, чим при буропідливному способі.

Для наших умов приймаємо комбайн 4ПП2-М. Підготовча виробка проводиться по простяганню пласта з підливкою порід підосви і покрівлі.

Ефективній роботі комбайна сприяє висока продуктивність транспортних засобів і можливість їхньої безупинної роботи. У якості привибійного транспорту використовуємо прицепний стрічковий перевантажник, із якого гірська маса перевантажується на телескопічний стрічковий конвеєр, що забезпечує транспортування на 45-50 м без додаткового нарощування і стикування конвеєрної стрічки.

Для створення нормальних умов роботи прохідників виробка на всьому протязі повинна провітрюватися свіжим струменем, щоб повітря в вибою містив не менше 20 % кисню (по обсягу) і не більш 0,5 % вуглекислого газу, утримання інших газів повинно бути безпечним для здоров'я людей. Температура повітря при відносній вологості до 90 % не повинна перевищувати 26 градусів.

Провітрювання виробки здійснюється струменем повітря, який подається вентилятором місцевого провітрювання.

Для провітрювання проводимої виробки застосовуємо нагнітальну схему провітрювання. При цій схемі повітря, що виходить із щодо великою швидкістю з кінця труби, інтенсивніше, чим при інших схемах, вимиває газову суміш із вибою. Нагнітальний вентилятор установлюється на свіжому струмені на відстані не менше 10 м від місця виходу вихідного струменю. Подача вентилятора не повинна перевищувати 70% кількості повітря, що надходить до нього за рахунок загальношахтної депресії, а відстань від кінця трубопроводу до вибою повинно бути не більш 8 м.

Вентиляційні труби застосовують із металу, тканини і полімерних матеріалів. Труби з прогумованої тканини швидко встановлюються і мають бесфланцеве з'єднання ланок за допомогою пружних каблучок. Недоліками їх є щодо мала міцність і високий коефіцієнт аеродинамічного опору.

Технологія і організація проведення підготовчої виробки

Розрахунок витрат повітря

Розрахунок витрати повітря, необхідний для провітрювання тупикових виробок, проведених за допомогою прохідницьких комбайнів роблять по виділенню метану (вуглекислого газу), по числу людей, мінімальній швидкості повітря у виробці і мінімальній швидкості повітря в приви́бійному просторі виробці з урахуванням температури. Остаточню приймають найбільший результат.

Витрати повітря по виділенню метану, м³/хв (м³/с):

$$Q_{з.н.1} = \frac{100 \cdot I_{з.н.}}{(C - C_0)} = \frac{100 \cdot 4}{(1 - 0,05)} = 421(7,02)$$

де $I_{з.н.}$ – газовиділення з гірського масиву, м³/хв;

$C=1\%$ - максимально допустима по ПБ концентрація метану у вихідному струменю повітря, %;

$C_0=0,05\%$ - концентрація метану у струмені повітря.

Витрати повітря по кількості людей, м³/хв (м³/с):

$$Q_{3.n.2} = 6 \cdot n_{\text{чол}} = 6 \cdot 12 = 72(1,2)$$

де $n_{\text{чол}}$ – максимальна кількість людей, що знаходяться в підготовчому вибої, люд.

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці, $\text{м}^3/\text{хв}$ ($\text{м}^3/\text{с}$):

$$Q_{3.n.3} = 60 \cdot V_{\min} \cdot S = 60 \cdot 0,25 \cdot 9,2 = 138(2,3)$$

$V_{\min} = 0,25 \text{ м/с}$, мінімально допустима по ПБ швидкість повітря у виробці;

$S = 11,2 \text{ м}^2$, площа перетину виробки у світлі.

Витрати повітря у привибійному просторі тупикової виробки по мінімальній швидкості в залежності від температури, $\text{м}^3/\text{хв}$ ($\text{м}^3/\text{с}$):

$$Q_{3.n.4} = 20 \cdot V_{\min} \cdot S = 20 \cdot 0,5 \cdot 9,2 = 92(1,53)$$

$V_{\min} = 0,5 \text{ м/с}$, мінімальна допустима швидкість повітря у привибійному просторі по ПБ у залежності від температури.

З отриманих значень вибираємо найбільший результат – витрати повітря по виділенню метану.

Аеродинамічний опір гнучкого трубопроводу без витоків повітря визначаємо за формулою:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (l_{\text{тр}} + 20 \cdot d_{\text{тр}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}} \cdot n_2) = \\ = 0,016 \cdot (1000 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 16,26 \text{ к}\mu$$

$r_{\text{тр}}$ – питомий аеродинамічний опір, $r_{\text{тр}} = 0,016$;

$l_{\text{тр}}$ – довжина трубопроводу, м;

$d_{\text{тр}}$ – діаметр трубопроводу, м;

n_1 – кількість поворотів трубопроводу на 90° , $n_1 = 1$.

n_2 – кількість поворотів трубопроводів на 45° , $n_2 = 0$.

Подачу вентилятора, $\text{м}^3/\text{с}$, визначаємо за формулою:

$$Q_6 = Q_{3.n} \cdot k_{\text{ут.тр}} = 7,02 \cdot 2,57 = 18,04$$

$Q_{3.n}$ – необхідна подача повітря, $\text{м}^3/\text{с}$;

$$Q_{3.n} = \max \{ Q_{3.n.1}, Q_{3.n.2}, Q_{3.n.3}, Q_{3.n.4} \} = 7,02$$

$k_{\text{ут.тр}}$ – коефіцієнт витоків трубопроводу, визначається по таблиці 5.1 [1].

Депресія, даПа, що утворюється в гнучкому трубопроводі, визначається за формулою:

$$h_g = Q_g^2 \cdot R_{mp,z} \cdot \left(\frac{0,59}{K_{ym,mp}} + 0,41 \right)^2 = 18,04^2 \cdot 16,26 \cdot \left(\frac{0,59}{2,57} + 0,41 \right)^2 = 332,09$$

Вентилятор обираємо шляхом нанесення розрахункового режиму його роботи Q_b , h_b на аеродинамічну характеристику вентилятора.

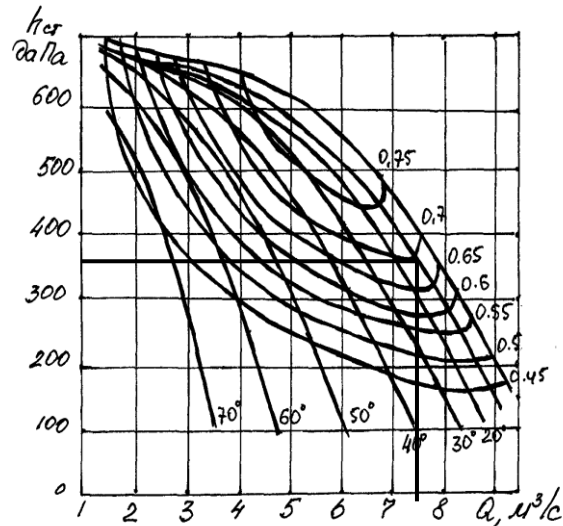


Рисунок 5.2. Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦ-6

Після провітрювання вибій приводимо у безпечний стан.

Розрахунок швидкості проведення виробки

Змінна швидкість проведення виробки, м/зм, для комбайнової проходки визначається:

$$V_{зм} = \frac{T_{зм} - t_{п.з}}{\frac{1}{3600 \cdot \frac{m \cdot b}{S} \cdot V'_{п.макс} \cdot K_m} + \frac{T_{зм}}{l_p \cdot H_p \cdot n_p} + \frac{K_H \cdot T_{зм}}{L \cdot H_{кр} \cdot K_m \cdot n_{кр}}} =$$

$$= \frac{6 - 0,5}{\frac{1}{3600 \cdot \frac{0,5 \cdot 0,5}{12,5} \cdot 0,14 \cdot 0,9} + \frac{6}{2 \cdot 7,12 \cdot 4} + \frac{0,5 \cdot 6}{0,8 \cdot 1,43 \cdot 1 \cdot 4}} = 4,6$$

де $T_{см}$ – тривалість зміни, год;

$t_{п.з}$ – тривалість підготовчо-заклучних операцій, год;

m – товщина виймаємого шару, м;

b – величина захоплення робітничого органу, м;

S – площа поперечного перетину в проходці, м²;

$V_{n.max}$ – максимальна швидкість просування робітничого органу комбайну, м/с;

K_m – коефіцієнт простою комбайну;

l_p – довжина риштака конвеєра, м;

H_p – норма виробітку на наרוщування конвеєра, риштаків/люд.-зм;

n_p – кількість прохідників, чол;

K_n – коефіцієнт несумісного кріплення;

L – відстань між рамами, м;

$H_{кр}$ – норма виробітку на кріплення;

K_m – коефіцієнт механізації кріплення;

$n_{кр}$ – число прохідників на кріпленні.

Кріплення

Зведення постійного кріплення є найбільше відповідальним і трудомістким процесом при проведенні виробки. Обібрав навислі шматки породи, відстукав боки і покрівлю виробки, працівники починають встановлювати постійний кронштейн. Двоє робітників, по одному з кожного боку, під захистом постійного кріплення та прикриття тимчасових переломів копають нори для ніг глибиною не менше 0,2 м. Третій робітник у цей час готує міжкадрові вдихи. Потім двоє робітників поміщають ногу в отвір з одного боку, який знаходиться під захистом постійного і тимчасового кріплення, і утримують його в необхідному положенні, а третій робітник в даний час з'єднує стопу з лапкою постійного кріплення за допомогою проміжної муфти, комір і гайкові болти. Після установки однієї ноги ці працівники встановлюють протилежну ніжку в тій же послідовності. У цей час один із робітників ретельно стежить за станом стегон та обробкою даху. Встановивши ніжки, підніміть верх і поставте його на полицки та с полка кидають верхняк на ніжки і встановлюють в необхідному положенні.

Верхня частина встановлена, двоє робітників утримують її, третій кидає кронштейн, кріпить замок з одного боку, а потім з іншого, замок повинен становити 400 мм, а кронштейни слід встановлювати за 100 мм від кінця замку.

Бічні стяжки між рамою повинні бути розміщені на 400 мм нижче замків. Старший працівник встановлює раму в напрямку, а потім верхні затискачі розміщують на замках. У рами між профілями вставляються дерев'яні клини. Розмістіть проміжну муфту муфти на вершинах на виробничій осі. Після цього робітники починають затягувати раму. Затягування проводиться одночасно з двох сторін знизу вгору до замків, скелі забувають про зазори. Як тільки рама прикріплена до замків, подальшу роботу виконують двоє робітників. Гірські породи забувають про всі прогалини позаду кріплення, а в місцях великих гірських падінь над вогнищами кріплення вони поширюються з лісу.

Інші роботи прохідницького циклу

Машиніст та помічник завершили підготовку комбайна до початку роботи фаски комбайном. Оператор подає комбайн до свого обличчя, опускає стрічку ріжучого інструменту в нижньому правому куті пласта, включає пиловловлювач, зрошувач та ріжучий блок і починає занурювати привід у колону. Комбайн знімає і завантажує гірську масу на конвеєрну стрічку. Після обробки всієї поверхні та зупинки комбайна перехожі починають тимчасове кріплення. Щоб встановити тимчасову носію, комбайн відганяють від торця.

Тимчасове кріплення. Для забезпечення безпеки безпосередньо в вибою виробки необхідно застосування тимчасового захисного кріплення. Тимчасове кріплення виконується у виді висувних захисних перекриттів, підвісних дерев'яних або металевих верхняків із настилом. В нашому випадку використовуємо висувне запобіжне кріплення, що являє собою дві прямолінійні балки із спец профілю СВП-17, або рейок Р-19, що підвішуються до ближніх до вибою рам кріплення за допомогою спеціальних

хомутів біля поєднання верхняків із стійками таким чином, щоб вони могли відносно легко висуватися. На балках влаштовується настил з дощок товщиною 4-5 см, що запобігає потраплянню шматів породи у приви́бійний простір, якщо виникає небезпека.

Устрій водовідливної канавки. Перед початком робіт із проведенням водовідливної канавки прохідники оглядають робоче місце і у відповідності з паспортом кріплення розмічають місце проведення канавки, підносять необхідний інструмент і матеріали.

Канавку розчищають і роблять викидання і навантаження породи з одночасним оформленням канавки до необхідної площі перетину. При проведенні оформлення канавки до заданої площі перетину варто робити одночасно з відбоєм породи. В міру проходження в канавку вкладають дерев'яні жолоба. При наявності пустот за жолобами роблять їх забутовку.

Доставка матеріалів. Доставку матеріалів і устаткування здійснюють підвісним монорейковим транспортом.

Нарощування конвеєру. Побудова конвеєрної стрічки в кінці здійснюється в першу зміну. Перш ніж будувати конвеєрну стрічку, на ній не повинно бути каменів на конвеєрній стрічці. Ланцюг на знайомій головці від'єднується заводським пристроєм. Бар'єр зламаний і шпильки видалені з отворів лап на голові. Ліси, виведені на лицьову поверхню, по черзі з'єднані з смугою риштувань, і в той же час в нижній паралелі є скребковий ланцюг. Натяжна головка з'єднана з встановленим таким чином лісом. Потім на верхньому паралельному риштуванні та натяжній головці розміщують і з'єднують ланцюг зіскрібка. Після підключення скребкового ланцюга скребковий ланцюг підключається до заводського пристрою на відомій головці.

Перед установкою конвеєрної стрічки необхідно звільнити місце для установки шматочків вугілля, породи, кріплення деревини. Монтаж конвеєрної стрічки починається з монтажу приводної головки та перехідної рами. Правильно встановлена приводна головка повинна забезпечувати

вільну передачу вугілля на наступний конвеєр. Потім зберігається нижній ряд риштування. Торцева головка змонтована, нижня гілка скребкового ланцюга збережена. Всі решітки повинні бути закриті жалюзі. Першим у верхньому ряду є риштування для встановлення датчиків обладнання.

Транспортна сталь повинна бути плоскою в горизонтальній та вертикальній площинах. Особливу увагу слід приділити укладанню скребкового ланцюга. Закритий ланцюг не повинен мати скручених секцій, головки гвинтів на сполучних ланках повинні бути орієнтовані вздовж руху ланцюга. Гвинти на сполучних ланках повинні бути закручені до відмови.

Будівництво вентиляційних труб. У міру руху обличчя вентиляційні труби збільшуються. Спочатку будуються дві ділянки труби довжиною 10 м, потім їх виймають і збільшують до 20 м. Труби підвішені на металевому тросі і над конвеєрною стрічкою. Подовження вентиляційних труб виконується двома проходами на від'єднаній конвеєрній стрічці.

Повітря подається на обличчя через гумові трубки, які збільшуються на відрізки 3-4 м, коли вони відхиляються від забою. При залишенні забою від головного вентиляційного бака на відстані 20 м відрізки замінюються на одну повну довжину труби 20 м. Роботи з підвищення швидкості вентиляції проводяться наступним чином: Труби з'єднуються зі спеціальними хомутами заводського виробництва. На кінці вентиляційного бака встановлена металева труба довжиною 1 м. Металева труба з датчиком кріпиться на відстані не більше 15 м від поверхні і входить у вентиляційний ставок. Заземлення патрубків і вентиляційних трубопроводів через кабель виконують місцеві заземлювачі. Відстань вентиляційних труб від забою не повинна перевищувати 8 м.

Нарощування трубопроводів. Трубопроводи для подачі води і стислого повітря знаходяться з боку проходу людей на висоті не менше 1,8 м. Кабелі з незначним струмом розташовують вище трубопроводів на 300-400 мм. Силкові (зі значним струмом) кабелі прокладають по протилежному від трубопроводів боку виробки. Кабелі підвішують на металевих Крючкових

підвісках. Відстань між підставками не більше 3 м, а між кабелями не менше 5 см.

Освітлення вибою і виробки. Маркшейдерський контроль. Зв'язок

Для освітлення виробки в міру посування вибою з відставанням 10-20 м наросшують освітлювальну мережу, яка містить світильники РВЛ-40, що підвішуються через кожні 5 м, а також використовують головні світильники СГГ-7 і комбайновий прожектор. Контроль за освітленням виробки й справністю світильників виконує електрослюсар.

Контроль за проведенням виробки у горизонтальній площині здійснюється і задається теодолітами і позначається відвісами, який має бути не менше трьох через 1-3 м. Перевірка відносно заданого напрямку здійснюють дві людини. Один спрямовує лампу до верхняка ближньої до вибою рами і направляє її луч до відвісів; інший, який стоїть коло дальнього відвісу, освітлює створ відвісів і показує першому, куди треба пересунути його лампу, щоб вона попала у створ. Далі міряють від неї (лампи) відстань до боків виробки. Маркшейдерський контроль слідкує за дотриманням проектного перерізу виробки, паспорта кріплення виробки, напрямку у вертикальній площі.

Зв'язок відбувається за допомогою телефонів та з використанням гучно мовних дуплексних апаратів.

Розрахунок техніко-економічних показників проведення підготовчої виробки

В залежності від продуктивності прохідницького обладнання приймається послідовна схема організації робіт. Робота про проведенню виробки організується в три шестигодинні зміни, четверта зміна виділяється на ремонт і підготовку обладнання, доставку матеріалів. Тривалість циклу приймаємо рівний зміні. Для прохідки формується добова комплексна бригада, складена із 4 ланок. Бригаду очолює бригадир, а ланки – ланкові.

Бригада складається із прохідників 5 розряду. Кількість прохідників залежить від трудомісткості робіт гірничопрохідницького циклу, тривалості циклу, прийнятого коефіцієнту перевиконання норм виробітку.

Розрахунок комплексної норми виробітку і чисельного складу бригади

Розрахунок трудомісткості робіт гірничопрохідницького циклу наводимо в таблиці 5.1:

Таблиця 5.1 -

Розрахунок трудомісткості робіт на цикл

Вид робіт	Одиниця вимірювання	Норма виробки			Об'єм робіт на цикл	Потрібна кількість люд.-змін на цикл
		по збірнику	Поправочний коефіцієнт	Встановлена		
1. Виїмка гірничої маси комбайном	м	1,18	1,44	1,70	4,6	2,71
2. Кріплення виробки	рами	0,98	1	0,98	9,2	9,39
3. Устрій рейкового шляху	м	2,67	1	2,67	4,6	1,72
4. Кріплення водовідводної канавки	м	7,07	1	7,07	4,6	0,65

14,47

Кількість прохідників у ланці:

$$n = \frac{n'_y}{T_y \cdot K_n}$$

де n'_y – трудомісткість гірничопрохідницького циклу, люд.-зм/цикл;

T_y – тривалість гірничопрохідницького циклу, змін;

K_n – коефіцієнт перевиконання норм виробітку.

Прийняти значення K_n в означених межах так, щоб n було цілим числом. Розрахуємо кількість прохідників в змінній ланці при різноманітних значеннях T_y :

$$n = \frac{14,47}{0,5 \cdot 1,25} = 23,15$$

$$n = \frac{14,47}{1 \cdot 1,25} = 11,58$$

$$n = \frac{14,47}{1,5 \cdot 1,25} = 7,54$$

Виходячи з площі поперечного перетину, прийнятого прохідницького обладнання, приймаємо в змінній ланці 12 чоловік.

Явочний склад бригади:

$$n_{я.с} = n \cdot n_{зм} = 12 \cdot 3 = 36$$

В їхньому числі 1 прохідник – сквозний бригадир, 3 прохідника – ланкові, 14 прохідників – 5-го розряду. Списочний склад добової бригади:

$$n_{с.с} = n_{я.с} \cdot K_{с.с} = 36 \cdot 1,19 = 43$$

Комплексна норма виробітку:

$$K_{H.B} = \frac{V_{зм}}{n'_u} = \frac{4,6}{14,47} = 0,32$$

Продуктивність прохідника на вихід:

$$\Pi = K_{H.B} \cdot K_n = 0,32 \cdot 1,25 = 0,4$$

Місячна швидкість проходки складе:

$$V_{міс} = \frac{T_{зм} \cdot n_{зм}}{T_u} \cdot V_{зм} \cdot n_{он} = \frac{6 \cdot 3}{6} \cdot 4,6 \cdot 30 = 414$$

Час проведення виробки, міс, складе:

$$T = \frac{L}{V_{міс}} = \frac{1200}{414} = 2,9$$

Складання графіку організації робіт

Графік організації робіт розраховується з урахуванням норми витрат часу на проведення виробки комбайном і витрат часу, що розраховується на підставі отриманих величин трудомісткості робіт.

В зміну виходять 6 робітників, серед яких один машиніст VI розряду, інші – прохідники V розряду. На протязі зміни машиніст обслуговує роботу комбайну, один з прохідників – обслуговує перевантажувач, два-три – займаються устроєм водовідливної канавки, встановленням монорейкового шляху. Кріплення виробки виконують 4 прохідника.

Графік організації робіт в підготовчому вибої

$$\alpha = \frac{T_{зм} - t_{н.с} - t_p}{T_{зм}} = \frac{360 - 12 - 18}{360} = 0,917$$

де α – коефіцієнт, що враховує час, необхідний на проведення технологічних операцій;

$t_{n.c}$ – час прийому-здачі зміни, хв;

t_p – резервний час, хв.

Час виїмки гірничої маси

$$t_{\theta} = \frac{n_{\theta}'' \cdot T_{зм} \cdot \alpha}{n_{\theta} \cdot K_n} = \frac{2,71 \cdot 6 \cdot 0,917}{3 \cdot 1,25} = 3,98$$

Кількість перерв в роботі комбайна повинна рівнятися кількості встановлюваних рам в зміну. Таким чином, час роботи комбайна між перервами дорівнює:

$$t_{p.k}' = \frac{t_{\theta}}{n_{пер}} = \frac{3,98}{9} = 0,44$$

Час кріплення водостічної канавки:

$$t_{к.к} = \frac{n_{к.к}'' \cdot T_{зм} \cdot \alpha}{n_{к.к} \cdot K_n} = \frac{0,65 \cdot 6 \cdot 0,917}{2 \cdot 1,25} = 1,4$$

Час влаштування рейкового шляху:

$$t_{p.ш} = \frac{n_{p.ш}'' \cdot T_{зм} \cdot \alpha}{n_{p.ш} \cdot K_n} = \frac{1,72 \cdot 6 \cdot 0,917}{3 \cdot 1,25} = 2,52$$

Кількість людино-годин на кріплення штреку:

$$t_{кр}'' = \frac{n_{кр}'' \cdot T_{зм} \cdot \alpha}{K_n} = \frac{9,39 \cdot 6 \cdot 0,917}{1,25} = 41,33$$

Виробимо перевірку розрахунку:

Час несумісного кріплення:

$$t_{н.кр} = T_{зм} - t_{n.c} - t_p - t_{\theta} = 360 - 12 - 18 - 239 = 51 = 0,85$$

Час сумісного кріплення:

$$t_{с.кр} = t_{\theta} - t_{к.к} = 3,98 - 1,4 = 2,58$$

Час кріплення по графіку:

$$t_{кр} = t_{н.кр} + t_{с.кр} = 0,85 + 2,58 = 3,33$$

Нарощування вентиляційного трубопроводу відбувається у ремонтно-

[illegible]

Таблиця 5.4 -

План по труду и заробітній платні по дільниці

Місце і найменування робіт	Професія робочих, розряд	Чисельність трудящих						Розцінка, ставка, оклад, грн	Місячний фонд прямої зарплати, грн	Доплати					Сума доплат, грн	Загальний фонд зарплати, грн
		За добу	1 зміна	2 зміна	3 зміна	4 зміна	По списку			бригадирські	за роботу в нічний час	премія		інші		
												%	грн			
Проведення виробки	МГВМ-6р.	3		1	1	1	5	42,8	5617,5	174,0	2808,8	70,0	2808,8	770,0	6631,5	12249,0
	Прохідники-5р.	33		11	11	11	58	36,9	53274,4		26637	70,0	26637	840,0	54184,4	107459
Ремонт обладнання	МГВМ-6р.	1	1				2	42,8	1872,5	147,3		70,0	936,3	770,0	1923,6	3796,1
	Прохідники-5р.	2	2				4	36,9	3228,8			70,0	1614,4	840,0	2524,4	5753,1
	ПЕС-4р.	8	2	2	2	2	14	29,1	10185,0		1273,1	70,0	5092,5	630,0	7065,6	17250,6
ІТР	Нач. дільниці	1	1				1	1100,0	1100,0			70,0	660,0	70,0	800,0	1900,0
	Зам.нач.дільниці	1		1			1	1027,0	1027,0			70,0	616,2	70,0	756,2	1783,2
	Мех. дільниці	1	1				1	1027,0	1027,0			70,0	513,5	70,0	653,5	1680,5
	Енерг. дільниці	1	1				1	1027,0	1027,0			70,0	513,5	70,0	653,5	1680,5
	Гірн. майстер	4	1	1	1	1	7	934,0	6538,0		3269,0	70,0	3269,0	70,0	6678,0	13216,0
Разом		55	9	16	15	15	93		84897,1						81870,6	166768

Таблиця 5.5 -

Витрати на електроенергію

Споживач	Загальна встановлена потужність, кВт	Коефіцієнт навантаження	Споживана потужність, кВт	Число годин роботи за добу	Витрачення електроенергії за		КПД	Усього з урахуванням втрат	Тариф, гр	Усього витрат, гр
					добу	місяць				
4ПП-2М	225	0,8	180	12	2160	64800	0,9	71280	0,12	8554
Вент. ВМЦ-6	60		48	24	1152	34560		38016		4562
1ЛТ-80	110		88	12	1056	31680		34848		4182
Лебідка	30		24	10	240	7200		7920		950
Усього										18248
Невраховане обладнання (15%)										2737
Разом										20985

Таблиця 5.6 -

Калькуляція витрат

Елемент витрат	Витрати на весь об'єм робіт за місяць, гр	Витрати на 1 м, гр	Структура витрат, %
Заробітня платня	166767,75	402,82	2,25
Нарахування на зарплатню (47,5%)	79214,68	191,34	1,07
Електроенергія	20984,83	50,69	0,28
Матеріали	1719155,41	4152,55	23,19
Амортизація	46743,48	112,91	0,63
Усього	2032866,15	17910,30	100,00

Правила безпеки щодо проведення і кріплення гірничих виробок

При зміні гірничо-геологічних та виробничих умов протягом одного дня перевіряється паспорт місця розкопок, виконання та закріплення підземних обробок. Перед переглядом паспорта робота повинна бути виконана шляхом впровадження додаткових заходів безпеки, викладених у книзі одягу станції в талонах на одяг чиновників.

Перед початком роботи керівник або його заступник (помічник) ознайомлює працівників та посадових осіб району з одержувачем із паспортом та змінами в ньому.

На шахтах вибухові роботи повинні проводитись відповідно до вимог Єдиних правил безпеки під час проведення вибухових робіт (далі - ДНАОП 0,00-1,17-92), затверджених Національним комітетом з нагляду за безпекою у промисловості та гірничому нагляді (далі - як Держгіртехнагляд) з України 25.03.92.

Поперечні перерізи гірничих робіт повинні відповідати типовим перерізам.

Площа поперечного перерізу вирізів визначається шляхом розрахунку коефіцієнтів допустимого витрати повітря (вентиляції), розмірів конструкції поїзда та обладнання, враховуючи мінімально допустимі зазори, розмір усадки кріпильних елементів під вплив тиску на камінь.

Поглиблення, створені кріпленням, повинні бути покладені (забуті).

Будівництво постійного кріплення, а також очищення вугілля та каменів після підривання в підготовчих роботах проводяться під захистом тимчасового кріплення.

У слабких і нестійких гірських породах (пухкі, м'які, спльовані, схильні до гниття) їх обробляють за допомогою вдосконалених кріплень, щитів або інших спеціальних методів.

Окрім цих Правил, під час буріння також повинні дотримуватися правила безпеки буріння шахтних стволів спеціальними методами (далі - НАОП 1.1.30-1.04-64), затверджені Державним гірничим наглядом СРСР 20.03.64 р. спеціальних колод.

Працівники, які чистять дах, повинні знаходитись у певній виробничій зоні.

Затримка постійного кріплення під час підготовчих процедур визначається паспортом, але не повинна перевищувати 3 м.

На початку нового циклу затримка постійного кріплення з лицьової сторони (крім каменю, бетону, залізобетону) не повинна перевищувати кроку його встановлення.

Постійне кріплення від чола допускається відставати від відстані, більшої за крок установки кріплення (або менше, ніж удвічі більше рівня монтажу), якщо міцність гірських порід за шкалою протодиякона перевищує 7.

Під час підготовчих робіт підбиванням бічних порід відставання поверхні гірської породи перед вугіллям не повинно перевищувати 5 м.

При обробці вугілля з широкою поверхнею при ширині тріщини більше 5 м шматок слід закріпити з переміщенням, яке служить резервним виходом та вентиляційним покриттям.

При підготовчих роботах, що проводяться після очищення забою, відставання забою від поверхні вугілля лави не повинно перевищувати 5 м, якщо для обробки використовується індивідуальне кріплення, 8 м - з механізованим кріпленням і 11 м - при видаленні вугілля шляхом літака.

Заміна гірничого обладнання на дні діючої шахти дозволяється відповідно до таких вимог:

а) у разі встановлення пульта управління водієм у кабіні або в кінці гірничого обладнання відстань між мобільним та стаціонарним обладнанням повинна бути не менше 0,2 м, між обладнанням та установкою - не менше 0,25 м з обох боків робота;

б) у разі встановлення пульта управління водія з гірничим обладнанням відстань між рухомим та нерухомим обладнанням повинна бути не менше 0,2 м, а між обладнанням та кріпленнями не менше 0,7 м від руху та на 0,25 м від нерухомого обладнання;

в) один з механізмів повинен бути нерухомим під час нагрівання;

г) при використанні самохідних автомобілів прорізи для кріплення обробок повинні бути 0,7 м з обох боків на висоті 1,8 м від підосви.

При виконанні похилих робіт під час маневрування забороняється тримати людей під місцем проходу гірничого обладнання.

Шахта використовує повну конвеєрну стрічку для транспортування вугілля.

Технологічна схема підземного транспорту, що транспортує основний потік з очисних ям та потоки з підготовчих ям до обвідного стовбура, а також людей, допоміжних матеріалів та обладнання до робочого місця, складається з ряду окремих транспортних з'єднань, пов'язаних до вузлів. Основним вирішальним фактором у загальній схемі є схема транспортування основного потоку з заводської поверхні. Це багато в чому визначає схему транспорту з підготовчого фасаду та схему допоміжного транспорту.

Транспортування вугілля на місці здійснюється за допомогою перевантажувального стенду СП-202 та перевантаження вугілля на стрічковий конвеєр 1Л100К.

Гірська маса транспортується з усіх підготовчих поверхонь стрічковими конвеєрами до основних насосних станцій, де кам'яна маса перевантажується у візках, а подальший транспорт здійснюється електровозним транспортом.

Бункери об'ємом 30 м³, необхідні для згладжування максимальних навантажень, влаштовані на стиках ділянок переробки транспорту з капітальною продукцією.

Навколо приймального дворика знаходиться бункер для зберігання вугілля місткістю 540 м³.

Гірська маса, що доставляється електровозами у візках, вивантажується особливими потрясіннями, не відокремлюючи складу.

Обладнання, допоміжні матеріали та запчастини доставляються по головній ковзній смузі електровозами у візках та платформах, на схилі за допомогою буксирних канатів. Порода з підготовчих ям транспортується стрічковими конвеєрами LT80 до місця перетину з основною продукцією.

За допомогою цієї транспортної схеми досягається: забезпечення безперебійної роботи обробних та підготовчих граней, високий ступінь автоматизації транспортування вугілля, зменшення трудомісткості робіт з транспортування корисних копалин, зниження витрат на транспортування вугілля.

Прийнята транспортна схема дозволяє виключити перебої через брак місця та має цілковитий сенс з економічної точки зору.

6. РОЗРАХУНОК ВАРТІСТНИХ ПАРАМЕТРІВ ПРИ ВЕДЕННІ ОЧИСНИХ РОБІТ

Розрахуємо техніко-економічні показники по очисному вибою

Вартість 1 т вугілля по очисному вибою. Для цього розрахуємо фонд заробітній платні, витрати на матеріали, амортизаційні відрахування та електроенергію.

Результати розрахунків заносимо до таблиць.

Таблиця 6.1

Розрахунок фонду оплати праці для першого варіанта

Таблиця - План по труду и заробітній платні по дільниці

робіт	Місце і найм	Чисельність трудящих							зарпл Місячни	Доплати					Сума д	гр
		За до	1 зм	2 зм	3 зм	4 зм	По с			брига		премія		інші		
												%	гр			
Лава, виїмка вугілля комбайном	Комплексна бригада, МГВМ, ГРОЗ, електрослюсарі	24		8	8	8	43	0,46	15083,4	150	6033,36	50	7541,7	1078	7697	29886,5
Лава, ремонт обладнання	МГВМ-6р.	1	1				2	23,4	1404	50		50	702	43	207	2406
	ГРОЗ-5р.	19	19				36	20,16	21773			50	10886,4	110	404	33173
	ПЕС-5р.	13	10	1	1	1	23,4	20,16	14152		1210	50	7076,16	32	116	22586
ІТР	Нач. дільниці	1	1				1	550	550			60	330	45	124	1049
	Зам.нач.дільниці	1		1			1	500	500			60	300	42	115	957
	Мех. дільниці	1	1				1	500	500			50	250	42	110	902
	Заст. механіка	1	1				1	480	480			50	240	42	105	867
	Гірн. майстер	5	1	1	1	1	9	460	4140		1656	50	2070	250	980	9096
Разом		66	34	11	10	10	117		58582,52	200	8899,36		29396,26	1684	9858	100923,2

Таблиця - Калькуляція витрат

Елемент витрат	Об'єм Додатковий	Витрати	на 1 т
Заробітна платня	100993	3,06	0,5
Нарахування на зарплатню (47,5%)	47972	146,00	23,1
Електроенергія	14041	43,00	6,8
Матеріали	46857	142,00	22,5
Амортизація	97872	297,00	47,1
Усього	307735	631,06	100

Собівартість 1 т вугілля складає 631 грн.

Комплекс “Західний Донбас” порівняно з КД90 із-за принципових змін в конструкції виймального органу комбайна та механізованого кріплення дозволяє значно підвищити навантаження на лаву і якість вугілля, а також зменшити експлуатаційні витрати. Важливим соціальним результатом впровадження комплексу “Західний Донбас” є підвищення безпеки праці робітників в лавах, зменшення пилоутворення й зменшення частки важкої фізичної праці.

Прибуток від використання комплексу “Західний Добас” розраховується за формулою:

$$\Delta\Pi = (C_{np} - C_p) D_e$$

$$\Delta\Pi = (190 - 187) \cdot 327900 = 983700 \text{ грн}$$

Інвестиційна діяльність спрямована на реконструкцію діючого підприємства.

Основні задачі, які вирішуються за допомогою інвестицій – підвищення рентабельності підприємства за рахунок збільшення об’єму добутого вугілля, зменшення витрат на виробництво. Проект, що пропонується, розроблений у травні цього року і може бути реалізований на підприємстві протягом 2021 року.

Загальний об’єм інвестицій складає 500000 тис. грн. Інвестиції по нашим розрахункам будуть повернені через 3 роки.

На теперішній час шахта "Алмазна" видобуває близько 711 тис.т на

рік придатного до коксування вугілля марки ДГк, Гк.

На початок 2021року кількість діючих очисних вибоїв складає 4, середнє навантаження на очисний вибій складає 1500 тон за добу. Для того, щоб шахта мала змогу забезпечити себе досягнутим обсягом виробництва, їй необхідно доробляти всі пласти. Для доробки цих пластів потрібно вибрати раціональну механізацію очисних робіт з метою підвищення навантаження на очисний вибій.

Фінансовий план

Розрахунок показників фінансового плану почнемо з розрахунків об'єму видобутку вугілля (табл.6.6):

Таблиця 6.6 –

Об'єм видобутку вугілля

Вибій	Видобуток вугілля, т			
	добовий			місячний
	плановий	по нормативу	встановлений	
Очисні	2633	2800	2633	75000
Підготовчі				5000
По шахті	2700	2750	2700	80000

Таблиця 6.7–

Зведений кошторисно-фінансовий розрахунок доробки запасів

Кошторис	Витрати по кошторису, тис. грн.
Кошторисні витрати на промислове будівництво, в т.ч.:	50000
- гірничі роботи	35000
- обладнання і монтаж	10000
- непередбачені витрати (1 %)	5000

Таблиця 6.8 –

Чисельність працівників

Категорії працівників	Чисельність працівників шахти, чол				
	по плану шахти	дені до проек	соро чення	збіль шенн я	по проек ту
Робочі з видобутку, в т. ч.:	2331	2198	133	-	2198
на очисних роботах	217	321	-	104	687
на підготовчих роботах	222	232	-	10	617
Працівники разом	2660	2643	17	-	2643

Таблиця 6.9 –

Розрахунок показників продуктивності праці

Категорія працівників	Видобуток вугілля, т		Штат, чол		Продуктивність праці, т
	добови й	місячн ий	явочни й	спісочн ий	
ГРОЗ	2633	75000	285	321	10,8
Робочі по видобутку	2700	80000	1988	2198	0,89
Працівники по шахті	2700	80000	2345	2643	0,82

Таблиця 6.10 –

Розрахунок проектних витрат

Елементи витрат	Матеріальні витрати на річний видобуток, тис. грн		Відхилення витрат		Проектні матеріальні витрати на 1 т вугілля, грн/т	
	фактичні за 2006 р.	приведені до проекту	Змен- шення (+)	Зрос- тання (-)	тис. грн	грн/т
Матеріали	124520	108880	15640		108880	172,59
Паливо	12340	12340			12340	8,23
Електроенергія	55490	53890		1600	53890	35,92
Амортизація основних фондів	12020	10680	1340		10680	27,12
Інші грошові витрати	29450	26750	2700		26750	17,83
Разом	233820	212540	19680	1600	212540	1979,85

Окупність капітальних вкладень розрахуємо з одержаного прибутку під час наступних трьох років:

Таблиця 6.11 –

Дисконтування витрат

	Період			
	0	1	2	3
Витрати	212540			
Прибуток		44625	44625	44625
Коефіцієнт дисконтування	1	0,909	0,826	0,751
Приведений прибуток		40564	36860	33513
Термін окупності	3			

ВИСНОВОК

Випускна робота виконана на основі гірничотехнічних і звітних даних по шахті «Алмазна» за 2020 рік і плану на 2021 рік.

В роботі вивчені гірничо-геологічні умови та технологія виробництва, організація праці і управління та виробничих процесів.

На основі відомостей про матеріально-технічні умови виробництва, зібраного аналітичного матеріалу, виявлених в процесі аналізу динаміки основних ТЕП був проведений аналіз діяльності підприємства і зроблений висновок про необхідність доробки пластів.

В роботі розрахована необхідна довжина лінії очисних вибоїв, яка забезпечує виробничу потужність шахти з урахуванням розвитку гірничих робіт.

Вибрана раціональна система розробки на підставі існуючих схем розкриття і підготовки та підібраний найбільш оптимальний варіант механізації в очисному та прохідницькому вибоях.

Одним з напрямків підвищення ефективності на підприємстві слід вважати економію.

Розглянуті питання транспорту корисної копалини, електропостачання, підйом, вентиляція шахти та водовідлив, технологічний комплекс поверхні, охорона навколишнього середовища.

Обґрунтовані параметри способу підвищення стійкості виробок з підпошвою, яка здимається; вибрані, обґрунтовані та розраховані параметри для забезпечення стійкості сполучень очисних вибоїв із штреками; вибраний спосіб підготовки довгих стовпів при стовповій системі розробки, розроблені заходи щодо зменшення видачі породи з шахти.

ДЖЕРЕЛА ІНФОРМАЦІЇ

1. Бурчак А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт. - М.: Недра, 1985. - 399 с.
2. Методические указания к курсовому проекту по дисциплине «Процессы подземных горных работ» (для студентов специальности 0902 вечерней формы обучения). - Донецк, ГНИ, - 1989. - 44 с.
3. Основные направления и нормы технологического проектирования угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. - М.: Недра, 1973. - 119 с.
4. Правила технической эксплуатации угольных шахт. - М.: Недра, 1976. - 303 с.
5. Единые нормы выработки (времени) для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. - М.: МУП СССР, 1980. - 622 с.
6. Технология горного производства / А.П. Килячков. - М.: Недра, 1992. - 415 с.
7. Методические указания к проведению лабораторных работ по курсу «Технология и комплексная механизация подземной разработки пластовых месторождений» (для студентов специальности 0202) / Д.В. Дорохов, И.М. Пономарев, А.Ф. Морозов, М. М. Касьян. - Донецк, ГНИ, 1988. - 67 с.
8. Методические указания по курсовому и дипломному проектированию «Стоимостные параметры» /Д.В. Дорохов, В.Ф. Андрушко. - Донецк, ГНИ, 1977. - 54 с.
9. Методические указания к выполнению курсового проекта по дисциплине «Технология и комплексная механизация подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых» / Д.В. Дорохов, А. Ф. Морозов. - Донецк, ГНИ, 1989. - 31 с.
10. Горное дело / Ю.Ф. Васючков. - М.: Недра, 1990. - 512 с.

11. Технологические схемы проведения горизонтальных и наклонных горных выработок при строительстве и реконструкции шахт. - Харьков: ВНИИОМШС, 1974. - 202 с.
12. Методические указания к расчету расхода воздуха для проветривания угольных шахт. Донецк, ГНИ, 1990. - 48 с.
13. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. - Киев: «Основа», 1994. - 312 с.
14. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов / Под общей редакцией А.С. Бурчакова. 3-е изд., Переработанное и дополненное. - М.: Недра, 1983. - 487 с.
15. Бурчак А.С., Гринько Н.К., Черняк И.Л. Процессы подземных горных работ. - М.: Недра, 1976.
16. Задачник по подземной разработке угольных месторождений / Сапицкий К.Ф., Дорохов Д.В., Зборщик М.П., Андрушко В.Ф. - М.: Недра, 1981. - 311 с.
17. Григорьев В.Н., Дьяконов В.А., Пухов Ю.С., Транспортные машины и комплексы подземных разработок. - М.: Недра, 1976.
18. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. - М.: Недра, 1976.
19. Организация, планирование и управление производством в горной промышленности /Н.Я. Лобанов, Ф. Грачев, С. С. Лихтеман и др. - М.: Недра, 1989. - 516 с.
20. Методические рекомендации по планированию на шахтах. - М.: Минуглепром СССР. ЦНИИИУГОЛЬ, 1989. - 168 с.
21. Носач О.К., Лобков М.И. Процессы подземных горных работ в очистных Вибо. Учебное пособие для вузов в питании и ответах. - Донецк: РОА ДонНТУ, 2001. - 180 с.
22. Васильев В. В., Левченко В. И. Технология физико-химического укрепления горных пород. - М.: Недра, 1991. - 267 с.

23. Козел К. К. Влияние угла падения сместителей дизъюнктивов на производительность механизированных комплексов // Уголь Украины. - 1990. - №4. - С. 16-17.
24. Козел К. К., Сердюк В. Л. Влияние расстояний между разрывными нарушениями на производительность механизированных комплексов // Уголь. - 1991. - №9. - С. 54-56.
25. Повещенко А.М. Планирование себестоимости добычи угля. - Донецк: ДПИ, 1984. - 51 с.
26. Хансиваров Р. К. Повышение устойчивости кровли путем ее армирования // Уголь Украины. - 1989. - № 6. - С. 11-13.
27. Методическое пособие по укреплению углепородных массивов химическим анкером / В. Васильев, Б. И. Чечельницкий, Н. Н. Томашив и др. - М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1987.
28. Чельцов В. В., Ярош А. Е. Повышение устойчивости пород кровли в комплексно механизированных лавах // Уголь. - 1998. - №5. - С. 16-18.
29. Сумин И. П., Горбатов И. В., Свиридов Н. В. Укрепление пород при переходе геологических нарушений комплексами // Уголь. - 1989. - №3. - С. 27-28.
30. Кайзер М. Укрепление боковых пород пенополиуретаном // Глюкауф. - 1972. - №19. - С. 10-13.
31. Толстунов С. А. Двухкомбайновая технологическая схема перехода геологических нарушений // Уголь. - 1991. - № 12. - С. 25-26.
32. Орищин А. Д., Широков А. П., Корион Е. М. Особенности перехода дизъюнктивных нарушений // Уголь Украины. - 1987. - №4. - С. 21-22.
33. Нурмухамедов Ю. К. Примеры и задачи по технологии горного производства. - М.: Недра, 1973. - 296 с.
34. Укрупненные комплексные нормы выработки для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. - М.: Минуглепром СССР, 1988. - 592 с.

35. Единые нормы выработки (времени) на работы, не охваченные укрупненными комплексными нормами выработок для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов (дополнение к УКНВ). - М.: Минуглепром СССР, 1988. - 286 с.
36. Нормативы нагрузок на очистные забои действующих угольных шахт при различных горно-геологических условиях и способах механизации выемки. - М.: Минуглепром СССР, 1982. - 91 с.
37. Г. Мирзаев, Б. Иванов и др. Экология горного производства. - М.: Недра, 1991.
38. Ю. Арский, В.Н. Зыков и др. Организация, планирование и управление природопользованием в горной промышленности. - М.: Недра, 1990. ..
39. Инструкция по безопасному ведению горных работ. - М.: 1977. - 144 с.
40. Справочник по шахтному транспорту. - М.: 1976 г. - 408 с.
41. Сборник задач по горной электротехнике. - М.: 1987. - 271 с.
42. Охрана труда. - М.: 1986. - 624 с.
43. Охрана и ремонт горных выработок. - М.: 1990. - 218 с.
44. Руководство по борьбе с пылью в угольных шахтах. - М.: 1988. - 318 с.
45. Картавый Н.Г. Стационарные машины. - М.: Недра, 1981. - 328 с.
46. Завозин Л.Ф. Шахтные подземные установки, 1975. - 368 с.
47. Яценко Н.И., Зима Г.Ф. Методические указания к проектированию шахтных подъемов. - Донецк. - 48 с.
48. Симашко А.Д., Черников И.Д., Кребневич А.А. Шахтные электрические лебедки и подземные машины. - М.: Недра, 1973. - 364 с.