

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

Кафедра управління гірничим виробництвом і охорони праці

«До захисту допущено»
Завідувач кафедри

Олександр ІСАЄНКОВ
“ ” _____ 2024 рік

ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

магістра
(освітній ступінь)

на тему «Вибір і обґрунтування технологічних схем виймання вугілля, що забезпечують збільшення видобутку вугілля в умовах пласта m5 шахти Добропільська»

Виконав: студент 2 курсу, групи ОПГзм-22
Спеціальності 184 «Гірництво»

Суханова Олеся Романівна

Керівник
Професор кафедри управління гірничим виробництвом і охорони праці, проф.,
д.е.н., Ярослав ЛЯШОК

Рецензент

Нормоконтроль
ст. викл. кафедри управління гірничим виробництвом і охорони праці, Олена
БРАТАШ

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

Студент _____
(підпис)

Луньк – 2024 р.

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет

(повне найменування вищого навчального закладу)

Кафедра Управління гірничим виробництвом і охорони праці
 Спеціальність 184 Гірництво

ЗАТВЕРДЖУЮ:
 Завідувач кафедри

 Олександр ІСАЄНКОВ
 “ ____ ” _____ 2024 рік

ЗАВДАННЯ

на кваліфікаційну роботу студенту

Сухановій Олесі Романівні

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи «Вибір і обґрунтування технологічних схем виїмання вугілля, що забезпечують збільшення видобутку вугілля в умовах пласта т5 шахти Добропільська»

Керівник роботи професор кафедри управління гірничим виробництвом і охорони праці, проф., д.е.н., Ярослав ЛЯШОК

затверджена наказом по університету від 19.02.2024 р. №69

2. Термін подання студентом закінченої роботи 15 травня 2024 року

3. Вихідні дані до проекту (роботи) звітність з магістерської практики, гірничо-геологічні умови родовища та техніко-економічні параметри підприємства: характеристика місця розташування шахти; опис геології корисних копалин, характеристика пластів та порід родовища; границі, розміри та запаси родовища; характеристика діючого підприємства, а саме техніко-економічні показники його роботи за звітний період

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, що їх належить розробити). 1. ХАРАКТЕРИСТИКА ШАХТИ: РАЙОН РОЗТАШУВАННЯ ТА ГЕОЛОГІЯ РОДОВИЩА. 2. АНАЛІЗ РОБОТИ ШАХТИ: ВУЗЬКІ МІСЦЯ ТА ШЛЯХИ ЇХ УСУНЕННЯ, ТРАВМАТИЗМ І ПРОФЕСІЙНІ ЗАХВОРЮВАННЯ. 3. ВИМОГИ ПРАВИЛ БЕЗПЕКИ ДО ПРОЕКТНИХ РІШЕНЬ І РОЗРОБКА ЗАХОДІВ ДЛЯ ЇХ РЕАЛІЗАЦІЇ. 4. ВИБІР ЗАХОДІВ ЗІ ЗМЕНШЕННЯ КІЛЬКІСТІ МЕТАНУ З МЕТОЮ ПОКРАЩЕННЯ ПОКАЗНИКІВ РОБОТИ ОЧИСНОГО ВИБОЮ. 5. РОЗРАХУНОК ПРАМЕТРІВ ПАСПОРТУ КРІПЛЕННЯ ТА УПРАВЛІННЯ ПОКРІВЛЕЮ В ОЧИСНОМУ ВИБОЇ. 6. РОЗРАХУНОК ЕКОНОМІЧНОГО ЕФЕКТУ ВІД ВПРОВАДЖЕННЯ ЗАПРОПОНОВАНИХ ЗАХОДІВ.

5. Консультанти з роботи

Розділ	Консультант	Підпис, дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв

6. Дата видачі завдання 20 лютого 2023 р.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Термін виконання етапів проекту (роботи)	Примітки
1.	ХАРАКТЕРИСТИКА ШАХТИ: РАЙОН РОЗТАШУВАННЯ ТА ГЕОЛОГІЯ РОДОВИЩА.	лютий	
2.	АНАЛІЗ РОБОТИ ШАХТИ: ВУЗЬКІ МІСЦЯ ТА ШЛЯХИ ЇХ УСУНЕННЯ, ТРАВМАТИЗМ І ПРОФЕСІЙНІ ЗАХВОРЮВАННЯ.	березень	
3.	ВИМОГИ ПРАВИЛ БЕЗПЕКИ ДО ПРОЕКТНИХ РІШЕНЬ І РОЗРОБКА ЗАХОДІВ ДЛЯ ЇХ РЕАЛІЗАЦІЇ.	березень	
4.	ВИБІР ЗАХОДІВ ЗІ ЗМЕНШЕННЯ КІЛЬКІСТІ МЕТАНУ З МЕТОЮ ПОКРАЩЕННЯ ПОКАЗНИКІВ РОБОТИ ОЧИСНОГО ВИБОЮ.	квітень	
5.	РОЗРАХУНОК ПРАМЕТРІВ ПАСПОРТУ КРІПЛЕННЯ ТА УПРАВЛІННЯ ПОКРІВЛЕЮ В ОЧИСНОМУ ВИБОЇ.	квітень	
6.	РОЗРАХУНОК ЕКОНОМІЧНОГО ЕФЕКТУ ВІД ВПРОВАДЖЕННЯ ЗАПРОПОНОВАНИХ ЗАХОДІВ	травень	

Студент

(підпис)

Керівник роботи

(підпис)

АНОТАЦІЯ

Суханова Олеся Романівна. Вибір і обґрунтування технологічних схем виймання вугілля, що забезпечують збільшення видобутку вугілля в умовах пласта m5 шахти Добропільська».

Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня магістра за спеціальністю 184 «Гірництво» – ДНВЗ ДонНТУ, Покровськ-Луцьк, 2024.

Комплексний аналіз стану виробничих потужностей, оснащених сучасним обладнанням, показує, що завершальні процеси та операції все ще виконуються трудомісткою ручною працею. Ці операції на тонких шовних з'єднаннях складають 50% від загального обсягу робіт. Така ситуація перешкоджає інтенсифікації очисних робіт, головним чином на поверхні патрона і по всій шахті.

Метою даного дослідження було виявлення закономірностей виникнення обвалень на бджолиних з'єднаннях і вибір заходів щодо зниження травматизму від обвалень і обрушень.

Було визначено, що запропоновані заходи щодо зниження травматизму від обвалів і обрушень призведуть до економії коштів у розмірі близько 1 млн грн.

Ключові слова

СПОЛУЧЕННЯ ОЧИСНОГО ВИБОЮ З ПІДГОТОВЧИМИ ВИРОБКАМИ, ТРУДОМІСТКІСТЬ РОБІТ В ОЧИСНОМУ ВИБОЇ, РУЧНА ПРАЦЯ, ПОКРІВЛЯ ТА ПІДОШВА ПЛАСТУ, ІНТЕНСИФІКАЦІЯ РОБІТ В ОЧИСНОМУ ВИБОЇ

SUMMARY

Sukhanova Olesia Romanivna. Selection and substantiation of technological schemes of coal extraction, which ensure an increase in coal production in the conditions of the m5 layer of the Dobropilska mine"

Graduation qualification work for a master's degree in specialty 184 "Mining" - DNVZ DonNTU, Pokrovsk-Lutsk, 2024.

A comprehensive analysis of the state of production facilities equipped with modern equipment shows that the final processes and operations are still performed by labor-intensive manual labor. These operations on thin seam joints make up 50% of the total volume of work. This situation prevents the intensification of cleaning works, mainly on the surface of the cartridge and throughout the mine.

The purpose of this study was to identify the patterns of collapses at bee joints and to choose measures to reduce injuries from collapses and collapses.

It was determined that the proposed measures to reduce injuries from collapses will lead to cost savings of about 1 million hryvnias.

Keywords

COMBINATION OF THE CLEANING PLOT WITH PREPARATORY PRODUCTS, THE LABOR INTENTION OF WORK IN THE CLEANING PLOT, MANUAL WORK, THE ROOF AND THE SOLE OF THE LAYER, THE INTENSIFICATION OF WORK IN THE CLEANING PLOT

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1. ХАРАКТЕРИСТИКА ШАХТИ: РАЙОН РОЗТАШУВАННЯ ТА ГЕОЛОГІЯ РОДОВИЩА.....	8
2. АНАЛІЗ РОБОТИ ШАХТИ: ВУЗЬКІ МІСЦЯ ТА ШЛЯХИ ЇХ УСУНЕННЯ, ТРАВМАТИЗМ І ПРОФЕСІЙНІ ЗАХВОРЮВАННЯ	14
3. ВИМОГИ ПРАВИЛ БЕЗПЕКИ ДО ПРОЕКТНИХ РІШЕНЬ І РОЗРОБКА ЗАХОДІВ ДЛЯ ЇХ РЕАЛІЗАЦІЇ.....	18
4. ВИБІР ЗАХОДІВ ЗІ ЗМЕНШЕННЯ КІЛЬКІСТІ МЕТАНУ З МЕТОЮ ПОКРАЩЕННЯ ПОКАЗНИКІВ РОБОТИ ОЧИСНОГО ВИБОЮ.....	19
5. РОЗРАХУНОК ПРАМЕТРІВ ПАСПОРТУ КРІПЛЕННЯ ТА УПРАВЛІННЯ ПОКРІВЛЕЮ В ОЧИСНОМУ ВИБОЇ.....	45
6. РОЗРАХУНОК ЕКОНОМІЧНОГО ЕФЕКТУ ВІД ВПРОВАДЖЕННЯ ЗАПРОПОНОВАНИХ ЗАХОДІВ.....	82
ВИСНОВКИ.....	76
ДЖЕРЕЛА ІНФОРМАЦІЇ	77
ДОДАТКИ.....	84

ВСТУП

У галузі накопичилася низка значних соціальних проблем, які стримують зростання продуктивності та ефективності праці, а отже, і добробуту шахтарів. Тому стратегічним технологічним та економічним напрямом розвитку галузі є створення та впровадження сучасної техніки і технологій видобутку вугілля підземним способом(у тому числі у складних умовах), здатної підвищити продуктивність та ефективність праці шахтарів в умовах конкуренції продукції та ринкових цін, посилення екологічних та ергономічних вимог, а також націоналізації підприємств.

Це завдання неможливо вирішити без допомоги гірничої науки. У країні є велика кількість вугільних шахт і ще більше шахтних майданчиків. Прискорення соціально-економічного розвитку галузі починається саме з вугільних шахт. Тут формуються всі виробничі показники, якість і сортність палива. Звичайно, найважливіша ланка управління - дільниця - має свої об'єкти праці, засоби праці, виробничі відносини та виробничо-економічні результати.

Об'єкт роботи дільничного колективу визначається географічним розташуванням вугільного родовища, його структурою, плануванням та іншими факторами. Більш того, одна і та ж шахта, навіть один і той же вугільний пласт можуть мати різні характеристики об'єкта робіт в різних частинах вуглевидобувного району. Тому при вирішенні різних гірничо-геологічних завдань, перш за все, необхідно визначити об'єкт праці, його постійні зміни і параметри зміни продуктивних сил і виробничих відносин.

Робота сприяє розвитку навичок аналізу практичної діяльності підприємства та вмінню використовувати отриманий матеріал на практиці.

1. ХАРАКТЕРИСТИКА ШАХТИ: РАЙОН РОЗТАШУВАННЯ ТА ГЕОЛОГІЯ РОДОВИЩА

Шахта "Добропільська" розташована в північно-західній частині Красноармійського вугільного району Донбасу в Добропільському адміністративному районі Донецької області України.

Шахта межує з діючими шахтами "Білицька" та "Білозерська", а також шахтоуправлінням "Добропільська Капітальна".

Центр Добропільського гірничопромислового району знаходиться на широті 4802912211 північної широти та довготі 3700812611 східної довготи. За видобуток та експлуатацію шахт відповідає Державне підприємство "Вугільна холдингова компанія "Добропілля" Міністерства вугільної промисловості України.

Територія видобутку охоплює центр міста Добропілля та села Алмазна і Добропільська.

Місто Добропілля з'єднане із залізничною станцією Красноармійськ на центральній лінії між Ясинуватою та Дніпропетровськом залізничною лінією, що проходить через територію вугільної шахти. Від станції Добропілля до шахти проходить залізнична колія.

Шахта також з'єднана з Красноармійськом і Донецьком асфальтованою дорогою. Електропостачання здійснюється від централізованої системи "Донбасенерго".

Водопостачання шахти здійснюється через систему водопостачання тресту "Донбасбуд". Крім того, використовуються підземні води зі свердловини 867, пробуреної в долині річки Вік на схід від шахти "Добропільська", а також зі свердловини, розташованої на залізничній станції в селі Ларине. Жителі села користуються водою з колодязів, джерелом яких є неогенові відклади.

Геологія родовища (шахтного поля)

Територія, що оцінюється, розташована в північно-західній частині Красноармійського кам'яновугільного району Донбасу і складається з

комплексу осадових порід середнього і частково верхнього кам'яновугільного віку, відомих як формації С25, С26, С27 і С31. Вугільні пласти складаються з шарів пісковиків, аргілітів і алевролітів різного складу і потужності, під якими залягають товщі вапняків і вугілля.

На еродованій поверхні вугільного пласта поширені палеогенові та четвертинні відклади.

Геостратиграфічно оцінювана ділянка розташована в південно-західній частині Кальміусько-Торецького басейну і є закритим гірничодобувним районом. У структурному відношенні вона розташована на тектонічному блоці, обмеженому Добропільським насувом з південного сходу і Добропільським прогином з півночі.

У вищевказаній площині напрямок залягання вугленосної товщі - північно-західний, азимут 3200° , падіння $6-12^{\circ}$ на північний схід. Поблизу тектонічних розломів породи досягають кута нахилу 450° .

Відносно полого залягання гірських порід ускладнене низкою розломів. Найважливішими з них є:

Добропільський насув, Добропільський відвал, Карпівський відвал, Кутузівський відвал, відвал А і відвал № 1.

Добропільський насув був інтенсивно вивчений на початкових етапах розвідки та видобутку на шахті "Білицька". У період переоцінки гірничі роботи на шахті "Добропільська" підтвердили те, що було відомо про пласт, і лише незначною мірою розкрили його місцезнаходження.

Під час видобутку корисних копалин у 1974-1988 рр. було виявлено місцезнаходження, розміри та формування Карпівського, Добропільського відвалів та відвалу "А"; дані щодо відвалу "С" та Кутузовського відвалу залишилися незмінними; дані щодо відвалу "С" та Кутузовського відвалу залишилися незмінними; дані щодо відвалу "А" залишилися незмінними.

Під час проведення гірничих робіт було уточнено розташування, орієнтацію та залягання раніше виявлених незначних розломів (відвали № 1, №

2, № 3 та № 4). Відвали № 5 "Б" і "В" перекривають алмазівську і кам'янську

світи. Кут падіння вищевказаних розломів близький до 900, тому напрямок падіння розломів може змінюватися до 1800.

Крім вищезазначених тектонічних порушень, що простежуються розвідувальними свердловинами та штольнями, слід також виділити дрібні розломи з амплітудою 0,10-0,60 м, виявлені під час проходження штолень.

Ці розломи не простягаються на великій площі, спостерігаються в тунелях без видимої закономірності і мають різні елементи розвитку, що відповідають системам тріщин розривних порушень у гірських породах і вугіллі.

Кут падіння розломів становить 60-85°. Незважаючи на невелику амплітуду, розломи часто супроводжуються чіткими зонами ослаблених порід, які ускладнюють очисні роботи і призводять до подальших втрат вугілля. Малоамплітудні розломи розподілені нерівномірно по поверхні шахти, а це означає, що розломи можуть розвиватися на відпрацьованих ділянках.

Тектонічну структуру району можна описати дуже просто. Найбільші розломи, Добропільський насув і Добропільський скид, є межами гірничодобувного району. Карпівська западина, яка косо перерізає ділянку видобутку, додасть складності до плану видобутку, особливо в південно-східній частині ділянки видобутку.

Інші порушення будуть мати невелику амплітуду і не спричинять значних проблем.

Малоамплітудна тектоніка може ускладнити гірничі роботи і призвести до більших втрат вугілля.

Літологічна характеристика вугілля на Добропільській ділянці ґрунтується на результатах літологічних досліджень, проведених на попередньому етапі розвідки.

Згідно з результатами, вугілля середнього кам'яновугільного періоду складається переважно з гумінового вугілля з невеликою кількістю або відсутністю сапропеліту.

Вугільний пласт складається зі світлого та напівсвітлого вугілля з

тонкими прожилками, смугами та іноді однорідною текстурою. Вугілля щільне і крихке, з відкладеннями кальцію вздовж тріщин. Мікроскопічно вугілля переважно кларенове та дуренокларенове, зрідка зустрічаються яскраві склоподібні прошарки.

Мінералізація складається з комплексу осадових порід середнього і частково верхнього кам'яновугільного віку. Вугільні пласти розташовані між шарами пісковиків, алевролітів і аргілітів та прошарками вапняків і кам'яного вугілля меншої щільності. Еродована поверхня хвойного шару вкрита потужними палеогеновими та четвертинними відкладами.

Цей шар являє собою складну структуру, що складається з двох вугільних пластів, розділених аргілітовими жилами. Потужність пласта коливається в межах 0,02-0,20 м на ділянці шахти та 0,03-0,06 м на ділянці експлуатації. Кут нахилу пластів становить 8-12 градусів. Геологічна потужність пластів вздовж концесії коливається від 0,72 до 1,68 метрів.

Безпосередня покрівля жили складається переважно з темно-сірого аргіліту і схильна до здимання та обвалення. Потужність аргілітів у жилах коливається від 0,40 до 18,3 метрів, з основною потужністю 2-4 метри.

Основна покрівля почергово перекрита аргілітом, алевролітом і пісковиком. Згідно з гірничими даними, основна покрівля має помірний нахил. Шар, що знаходиться безпосередньо під пластом, переважно темно-сірий аргіліт, легко піднімається і має низьку міцність.

Нижній шар складається переважно зі світло-сірого пісковика з кварцом і є міцним. Товщина пісковика коливається від 1,8 до 24,3 м.

Гідрологічні умови

Гідрогеологічні умови шахтних стволів досліджувалися відповідно до інструкцій ГКЗ та вимог вугільної промисловості. Це дослідження ґрунтується на результатах гідрогеологічних і підземних досліджень шахти, даних, отриманих в результаті гідрогеологічних досліджень і спостережень, проведених під час буріння розвідувальних свердловин.

Гідрографічні межі району видобутку представлені річкою Водяною, яка впадає в річку Бік, що належить до басейну річки Самара, та ставками в балках. Річки та ущелини в основному підтримуються підземними водами та шахтним дренажем, а також 18-95 мм щомісячних опадів.

Водоносні горизонти на цій території залягають у четвертинних, неоген-палеогенових та кам'яновугільних відкладах.

Неоген-палеогенові піщані шари здебільшого водонасичені та флювіальні. Потужність водонасиченої частини відкладів становить в середньому 10-20 м. Водоносні горизонти у вугільних відкладах приурочені до пісковиків і вапняків. Залежно від умов формування і відкладення ці води відносяться до тріщинуватих пластів.

Слабо метаморфізовані пісковики в районі Красноармійського вугільного басейну більш пористі, ніж в інших частинах Донбасу, що часто є джерелом води. За даними досліджень, середня загальна пористість пісковиків на Красноармійській ділянці на глибинах від 100 до 500 м зменшилася з 20,6% до 14,5%. Пористість продовжує зменшуватися з глибиною, як і пористість вапняків. Водоносні горизонти кам'яновугільного віку гідравлічно пов'язані з неоген-палеогеновими та четвертинними осадовими утвореннями, утворюючи єдиний водоносний комплекс.

Найдавнішими водоносними утвореннями на вугільних родовищах регіону є пісковики k7 k8n, L1n, l8n M1, M9 та вапняки L1 M5, які, як правило, забезпечують значний приплив води до шахтних стволів.

Шахти Красноармійського геолого-промислового району, до якого належить розглянута шахта, характеризуються різним вмістом води у стволах, що залежить від водоносності розкритого водоносного горизонту, глибини розробки, наявності тектонічних розломів та інших факторів.

Досвід видобутку показує, що під час підготовчих робіт вода практично не потрапляє в шахту. Після встановлення покрівлі і початку видобутку обсяг притоку води зазвичай швидко зростає, оскільки природні запаси у водоносних горизонтах в зоні впливу тунелю виснажуються. Обсяг джерельної води також

швидко зростає, хоча все ще знаходиться в зоні впливу розроблюваної території. Потім приплив стабілізується, а потім дещо зменшується, незважаючи на збільшення площі розроблюваної території.

В даний час вугільні пласти розробляються в неглибоких і проміжних шарах, що є типовими гідрогеологічними умовами в Донецькому басейні. Приплив води до шахти становить 400-375 м³ на годину.

Хімічний склад води в шахті різний. На відміну від інших регіонів Донбасу, прісна вода присутня в карбонатних породах завдяки широкому поширенню неоген-палеогенових водоносних горизонтів у Красноармійській геолого-промисловій зоні.

Границі і розміри

На південному заході концесія обмежена осадовим відслоненням, а на північному сході - концесією "Добропільська капітальна" з контурною лінією на позначці -650 м. Зі сходу він обмежений Добропільським лесовим масивом і Білицькою мінералізацією. На заході він обмежений технічною межею шахти "Алмазна".

Довжина мінералізації становить 3 500 метрів за простяганням і 4 200 метрів за простяганням вздовж технічної межі.

2. АНАЛІЗ РОБОТИ ШАХТИ: ВУЗЬКІ МІСЦЯ ТА ШЛЯХИ ЇХ УСУНЕННЯ, ТРАВМАТИЗМ І ПРОФЕСІЙНІ ЗАХВОРЮВАННЯ

Шахта "Добропільська" була заснована в 1931 році на вугільних пластах ІЗ і k8N і стала до ладу в 1941 році з річною виробничою потужністю 1 мільйон тонн вугілля. Шахта будувалася у дві черги за проектом інституту "Юзпрошахт".

Перша черга експлуатувалася з виробничою потужністю 300 000 тонн на рік.

З 1985 року виробнича потужність шахти становить 102 000 тонн на рік.

За щільністю газу шахта відноситься до вищої категорії за газом і є безпечною для вибухів вугільного пилу.

Абсолютна густина газу на шахті становить 30,53 мЗ/хв, а відносна густина газу - 45,32 мЗ/т/добу.

Під час експлуатації шахти не спостерігалось впливу на гірські породи або раптових викидів вугілля чи газу. Можливість самозаймання видобутих шарів відсутня.

Щоденна робота шахти складається з 6-годинної ремонтної зміни та трьох 6-годинних видобувних змін, спільних для всіх ділянок.

Востаннє шахта була реконструйована в 1967 році. Наразі розробляються пласти m51B, m40, ІЗ і І21, які відпрацьовуються на глибині 200, 300 і 450 метрів.

Загальна довжина очисного вибою становить 643 метри, протягом року працювало три очисні вибої. Фактичне навантаження на бурову установку становило 1 005 тонн. Середньомісячне просування підготовчого патрона становило 58,9 метра.

Загальна кількість працівників на шахті становила 3 021 особу. У тому числі:

486 осіб працювали на очисних роботах;

352 особи працювали під вибоєм;.

411 осіб працювали на підготовчих роботах;

295 осіб - прохідники.

Продуктивність праці робітників становила 38,3 тонни на місяць.

Продуктивність праці на одиницю продукції становила 2,4 тонни на добу.

Ціна вугілля становила 1920,55 грн за тону.

Ціна тонни концентрату - 2043,16 грн.

Рентабельність виробництва становила 29,7%.

Аналіз травматизму (професійних захворювань)

Тривалий вплив шкідливих виробничих факторів, характерних для вугільної промисловості, може призвести до різних професійних захворювань за складних умов

а) Пневмоконіоз (силікоз, пиловий бронхіт): тривале вдихання пилу, що містить вільний і зв'язаний діоксид кремнію та вугілля;

б) Захворювання периферичної нервової системи та опорно-рухового апарату внаслідок роботи, пов'язаної з тиском, травмуванням або пошкодженням місцевої мускулатури, нервових стовбурів, м'язів і сухожилів, систематичним перебуванням у висячому положенні, перенесенням, підняттям або переміщенням вантажів, ручною роботою із застосуванням сили;

в) Варикозне розширення вен у важкій формі.

г) Вібраційні хвороби, що виникають внаслідок тривалого систематичного впливу промислових локальних вібрацій, які передаються на руки працівника, або вібрацій на робочому місці.

Показник	на 01.01.24	на 01.01.23	+/-
1. Кількість нещасних випадків	46	47	-1
зі смертельним ісходом	1	1	+ -0
- підземні виробки	38	35	+3
- поверхня	8	12	-4
2. Дні непрацездатності	1936	1625	+311
3. Коеф. частоти	15.1	15.3	-0.2
4. Коеф. тяжкості	43.1	35.4	+7.7
5. Матеріальний збиток, тис. грн.	345.3	144.9	+200.4
6. Професійні захворювання	15	16	-1

Період	Нещасні випадки у побуту та на шляху на (з) роботу				+/-	
	2024 р.		2023 р.			
	у побуту	на шляху	у побуту	на шляху	у побуту	на шляху
	грудень	33	7	42	6	-8
з початку року	513	69	438	66	+74	+2

Об'єкти (фактори)	Кількість на 01.01.2024	Кількість на 01.01.2023	+/-
Підземні виробки:	39(1)	36(1)	+3(+ -0)
- обвали та обвалення	6	6	+ -0
- транспортні засоби	2	1	+1
- машини та механізми	5(1)	3	+2(+1)
- падіння предметів	7	6	+3
- падіння людей	9	7	+2
- інші	11	16(1)	-5(-1)
Об'єкти на поверхні:	6	10	-4
- транспортні засоби	2	3	-1
- машини та механізми	2	1	+1
- падіння предметів	4	6	-2
- падіння людей	1	1	-
- інші	4	6	-2

Професія	Кількість	Питома вага, %
Машиністи виймальних машин	5	8.8
Прохідник	15	30.5
ГРОВ	14	28.1
Електрослюсар підземний	4 (1)	8.8
Машиністи підйомних машин	1	2.2
Гірничоробочий підземний	4	6.6
ІТР	1	2.3
Гірничоробочий поверхні	1	2.2
Електрослюсар слюсар поверхні	1	2,2
Доставщик кріпильних матеріалів поверхні	2	2.4
Гірничоробочий по р.г.в.	3	4.5
Гірничий майстер	1	2.2
Плотнік	1	2.3
Гірничомонтажник	3	4.5
Сторож	1	2.2
МПУ	2	3.1
Всього:	49	100,0

3. ВИМОГИ ПРАВИЛ БЕЗПЕКИ ДО ПРОЕКТНИХ РІШЕНЬ І РОЗРОБКА ЗАХОДІВ ДЛЯ ЇХ РЕАЛІЗАЦІЇ

При розробці технічного розділу необхідно враховувати правила безпеки при очисних і прохідницьких роботах, підйомі і спуско-підйомних операціях, свердловинному дренажі і вентиляції. Кожна частина технічного розділу містить перелік правил безпеки та відповідних інструкцій, пов'язаних з основними напрямками розробки. Також були розроблені заходи для реалізації зазначеного вище.

Виробнича потужність шахти є найважливішим виробничим і результативним параметром, орієнтованим на досягнення основної виробничої мети - забезпечення вугіллям національної економіки.

Виробнича потужність шахти в основному визначається гірничо-геологічними умовами залягання вугільного пласта і видобувними запасами. Тобто кількістю пластів, потужністю, кутом падіння, властивостями породи, газоносності, глибиною залягання пласта, запасами вугілля та розміром порушених ділянок. Важливу роль відіграє організаційна та технічна компетентність. А саме, як працюють робочі поверхні і навантаження, вантажопідйомність, підйом і вентиляція.

Робочий час працівників визначається наявним робочим часом (30 годин для підземних робіт і 41 година для поверхневих робіт), кількістю святкових днів і необхідністю забезпечення нормальної роботи підприємства.

Визначаються такі режими робочого часу на шахтах і дільницях

□ Річний режим - 365 днів; □ Тижневий режим - безперервний робочий тиждень; □ Добовий режим - три зміни гірничо-підготовчих робіт на переробно-збагачувальній дільниці, кожна ремонтна зміна - шість годин. Поверхневий комплекс працює в три зміни по вісім годин кожна.

У шахтах в середині кожної зміни передбачені перерви для відпочинку та особистих потреб - 15 хвилин для підземних робіт і 30-60 хвилин для поверхневих робіт.

4. ВИБІР ЗАХОДІВ ЗІ ЗМЕНШЕННЯ КІЛЬКІСТІ МЕТАНУ З МЕТОЮ ПОКРАЩЕННЯ ПОКАЗНИКІВ РОБОТИ ОЧИСНОГО ВИБОЮ

Джерела викидів метану Газова ситуація в шахті формується в результаті комбінованого впливу різних джерел, які об'єднуються з певними просторово-часовими закономірностями, і ці джерела виділяють газ у порядку, визначеному технічною розробкою і схемою провітрювання.

Основним джерелом викидів метану на шахті "Донбас" є лава, а газовий баланс визначається двома основними джерелами: відпрацьованими пластами і не відпрацьованими ділянками. Найскладнішою зоною з точки зору контролю газових викидів є позашахтна територія. Позашахтний простір є активним компонентом газоповітряної динамічної системи більш ніж на 80 відсотках робочих зон газових шахт.

Процеси руху повітря, а також виділення і розподілу метану в повітряному потоці всередині шахти є дуже спеціалізованими і часто недостатньо схожими у відповідних наукових дисциплінах.

Елементом дослідження аеродинамічних процесів є визначення характеру взаємодії сил між рухомим повітряним потоком і поверхнями, що обмежують його або зустрічаються з ним у вигляді різних об'єктів (наприклад, стіни шахти, прояви сил в повітряному потоці в зонах місцевого опору, подрібнені породи в шахті).

На ранніх етапах дослідження газодинамічних процесів були спрямовані на вирішення завдань, пов'язаних з газонасиченістю шахти. Інтенсивність і характер виділення метану в шахту в першу чергу визначається його природою, заляганням і способом взаємодії з вугіллям. Цими питаннями найбільш інтенсивно займалися на певному етапі розвитку газодинаміки у вугільних шахтах.

У шахтах метан у невеликих кількостях виділяється з вугільних пластів, тріщинуватого вугілля, вироблених ділянок і виходів гірських порід.

Виділення метану також є поширеним явищем, коли газ виділяється з виходів вугільних пластів через невеликі отвори і тріщини. Кількість газу, що виділяється, збільшується зі збільшенням вмісту газу, газопроникності вугілля і тиску газу. У перші кілька місяців після відкриття пласта газовиділення є дуже інтенсивним і становить від 5 до 50 літрів на хвилину на м² відкритої поверхні пласта. Згодом його інтенсивність швидко знижується і практично припиняється через 6-12 місяців. Викиди метану з вугільних пластів варіюються залежно від виробничих процесів, які відбуваються під час видобутку вугілля, умов масштабної дегазації та управління покрівлею.

У деяких вугільних пластах метан витікає через великі тріщини і порожнечі у вугіллі та породі з потоками газу понад 1 м³/хв у пласті довжиною 20 м. Дебіт може досягати десятків тисяч кубометрів на добу, а час експлуатації може варіюватися від кількох годин до кількох років. На шахтах Донецького басейну суфлюксні викиди метану зазвичай сконцентровані або розсіяні на невеликій площі. Суфлюкс обмежений як природними тріщинами, так і тріщинами, утвореними під час видобутку, і відбувається як під час переробки, так і під час підготовки. Суффозія становить небезпеку через її несподівану появу і підвищену концентрацію газу в шахтному стовбурі, а також є причиною утворення шаруватих скупчень газу в стовбурі. Суффозії виникають у зонах крихких і зсувних геологічних розломів. У зонах легкої тріщинуватості тривалість дії прориву, як правило, довша, а швидкість потоку нижча, ніж у зонах дискретної тріщинуватості. Цей тип прориву спостерігається під час першого обвалення покрівлі.

Існує також раптовий викид метану (раптовий викид). При раптовому викиді з вугільного пласта за короткий проміжок часу виділяється велика кількість газу і викидається значна кількість вугільного пилу з утворенням характерних пустот. Кількість метану, що виділяється під час викиду, коливається від декількох сотень кубометрів до 500 000 м³.

Газоподібні викиди від подрібненого вугілля в основному виявляються в

шахті під час відокремлення та завантаження вугілля від кусків. Метан

виділяється з виробленого простору в поверхневі пустоти очисного вибою, вентиляційні тунелі лави і очисного вибою за межами території, що прилягає до виробленого простору. Основними джерелами метану, що виділяється за межі виробки, є вугільні пласти (порода покрівлі) і вугілля (невелика частка) за межами виробки.

Коли вугільний пласт розробляється, сусідній вугільний пласт частково звільняється від тиску. При цьому частина метану, що міститься у вугільному пласті, вивільняється з поглиненого стану і переміщується через тріщини в зону розробки вугільного пласта, що видобувається. У м'яких пластах газ метан видобувається з усіх вугільних пластів і проміжних пластів, що залягають під пластом, на відстані до 60 разів більшій за робочу потужність пласта, якщо пласт контролюється обваленням, до 40 разів - якщо пласт частково залягає, і до 40 разів - якщо пласт м'який. Вихід за межі шовної ями. У випадку нестійких пластів ця відстань досягає 80-кратного перевищення робочої потужності пласта, який розробляється. Відстань до підстиляючого пласта можна прийняти 15 м на ділянках стійких пластів і 20-25 м на ділянках нестійких пластів.

Аналіз існуючих методів зниження викидів метану з шахт. Існуючі методи зниження газовиділення включають в себе

1. зміна стану масиву гірських порід за допомогою різних примусових дій. Ці дії викликають зміни природного напруженого стану масиву в цілому, особливо в локальних зонах з різкими відхиленнями в напруженому стані і концентрації метану. Форсуючий вплив створює нові тріщини в пласті і створює умови для систематичної і більш стабільної дегазації пласта, тобто

- Насичення пласта вологою в режимі фільтрації дозволяє змочувати природний пил та поверхні тріщин, що призводить до прилипання і руйнування частинок пилу, зменшення фазової проникності вугілля для газу і зниження видобутку газу;

- Раннє змочування дозволяє воді витіснити частину метану в поглиненому об'ємі вугілля і дозволити витісненому газу надходити в гірську породу завдяки підвищеному пластовому тиску в змоченій зоні;

- Гідравлічний розрив вугільних пластів, на додаток до всіх процесів зволоження, може багаторазово збільшити проникність всього пласта при розкритті природних тріщин в пласті, таким чином дегазуючи пласт і весь вугільний пласт на великій площі навколо стовбура свердловини;

- Пневматичний розрив вугільного пласта може значно підвищити загальну та особливо фазову проникність пласта для газу і знизити потенціал поглинання при нагріванні вугілля за рахунок поглинання кисню з повітря, що може значно підвищити дегазацію вугільного пласта на великій площі навколо стовбура свердловини;

- Фізико-хімічна дія розчинів кислот (HCl) може значно покращити проникність пласта при розчиненні карбонатних залишків у пласті, збільшити проникність газової фази вугілля газоутворенням під час хімічної реакції між кислотою та карбонатом, підвищити гідрофільність та вміст води у вугіллі, а також поглибити дегазацію вугільного пласта Активація;

- Фізико-хімічна дія поверхнево-активних речовин з водними розчинами може збільшити змочуваність, вологість вугілля та швидкість проникнення води в пори і тріщини, а також збільшити швидкість заміщення метану при сорбції вугілля;

- Заміна робочої рідини повітрям для змочування, гідратації та кислотного впливу багаторазово покращує проникність газової фази масиву;

- 1. хвильова дія в поєднанні з гідророзривом пласта, крім всіх позитивних ефектів останнього, призводить до підвищення проникності та рівномірності збагачення і зниження енерговитрат

2. додавання в пласт водних суспензій дозволяє сформуватися метанопоглинаючим мікроорганізмам, забезпечує життєдіяльність і розмноження організмів і за певних умов окислює значну частину метану в тріщинах і отворах пласта, тобто безпосередньо перетворює метан вугільного пласта в безпечні сполуки, що складаються з CO_2 і H_2O , білків і тепла, і таким чином знижує небезпечні концентрації метану при веденні гірничих робіт.

3. цілеспрямована зміна пластових умов тепловим впливом води або парового (газового) теплоносія дозволяє знизити поглинальний потенціал вугілля, збільшити приплив газу до стовбура свердловини під час дегазації, вирівняти стріли концентрації напружень у пласті і значно поглибити дегазацію

4. виробництво мономерів і полімерів та використання водних розчинів карбаміду або фенолформальдегідних смол дозволяє значно знизити проникність вугільного масиву в багато разів, що призводить до переходу вугільного масиву в гелеподібний або твердий стан і забезпечує еквівалентну міцність останнього.

5. цілеспрямована зміна умов залягання вугільного пласта за певних умов може бути досягнута також шляхом селективного і послідовного застосування комбінації багатоступеневих впливів на вугільний пласт (поклад) на основі гідравлічного розриву пласта з подальшим проведенням різних дій, що приводять вугільний пласт (поклад) до стану, який забезпечує рентабельну і безпечну розробку родовища.

Пласт-супутник і дегазація виробленого простору

Важливу роль у боротьбі з газом у вугільних шахтах відіграє запропонований професором І.М. Печуком метод дегазації сателітів вугільних пластів за допомогою свердловин. Завдяки високій ефективності дегазації сателітів він порівняно широко застосовується на всіх вугільних пластах, як вітчизняних, так і зарубіжних.

Відомо, що ефективність роботи значної частини вугільних шахт Донбасу лімітується газовими викидами з виробленого простору, які складають 20-85% від загальних газових викидів вугільних шахт. Крім того, 20-70% метану, що виділяється з вибою, може бути доставлено безпосередньо на поверхню. Дегазація супутників вугільного пласта значно зменшує викиди газу з цього джерела в шахту.

Внаслідок руху гірських порід і перерозподілу напружень, спричинених гірничими роботами, супутники вугільного пласта звільняються від тиску гірських порід над і під виїмковою ділянкою, відбувається гідророзрив і

змінюється проникність породи. Ці процеси створюють умови для десорбції метану та його переміщення із супутників у напрямку галерей і дегазаційних мереж. Тому регулярність процесів міграції гірських порід у часі і просторі визначає дегазаційну здатність і параметри дегазаційної системи.

Численні спостереження показали, що після модифікації свердловин, які перетинаються сателітами, видобуток газу значно зростає на ділянці між лінією, що обмежує побудову повного зміщення порід, і місцем розташування вигинів кривої осідання. Крім того, свердловини, пробурені близько до повного зміщення, є більш продуктивними. Свердловини, пробурені за межі споруди, обмежені лінією, що з'єднує точку перегину кривої просідання і межу оброблюваної поверхні вздовж схилу, не мають приросту видобутку газу після перетину оброблюваної поверхні. Спостереженнями також встановлено, що верхньою і нижньою межами області, де відбувається значне дренування супутника, можна вважати точку перетину супутника і нормалі розшарування, проведеної вздовж границі об'єкта в пласті, що розробляється.

Ці факти добре узгоджуються з основними вимогами теорії зсуву гірських порід.

Дегазація супутників вугільного пласта шляхом проходки тунелів.

Цей метод відомий під назвою "Гіршбах", оскільки вперше був застосований у промислових масштабах на вугільній шахті Гіршбах у Саарі. Для дегазації супутника вугільного пласта за цим методом у вугільному пласті, що знаходиться вище за течією, проводять спеціальні процеси. Потім вони ізолюються в перемичці через трубу. Газопровід, що виходить з перемички, транспортується через тунель до вакуумного насоса, розташованого над землею. Під час втручання в тунелі відбувається вивільнення метану з сусідніх і проміжних пластів, які потрапляють в зону, на яку впливають операції з очищення. Цей газ виводиться на поверхню через трубопровід з шахтного стовбура. Досвід шахти Саарланд показує, що найкращі результати досягаються при вирівнюванні вибою паралельно напрямку просування поверхні. Цей тунель повинен бути ближче до вентиляційної шахти і на

відстані 15-35 м від пласта. У деяких випадках для збільшення видобутку газу на ділянці бурили 12 м вугілля, а потім 20-40 м породи, щоб збільшити видобуток газу на ділянці. Тільки свердловини, пробурені через породи до верхньої і нижньої частини пласта, мали значний вплив на дебіт газу.

Метод дегазації Гіршбаха найкраще застосовувати під час проведення виїмкових виробок на поверхні лави, де можливість дегазації супутників зі стовбура свердловини вкрай обмежена. У літературі, присвяченій цьому методу дегазації, зазначається, що, в принципі, суміш метану і повітря видаляється зі стовбура свердловини у відносно великих кількостях і з високим вмістом метану. Однак немає конкретної інформації про ефективність дегазації, тобто зменшення викидів газу в шахту. Вважається, що дегазація за методом Гіршбаха може зменшити газові викиди зі штольні на 60-70%.

Різновидом цього методу є дегазація супутників вугільного пласта шляхом буріння свердловин великого діаметру у верхніх або нижніх шарах. Для цього через нагнітальний або вентиляційний штрек пропускають спеціальну геенку, яка створює камеру на перетині з сусіднім пластом. Через цю камеру бурять свердловину. Ефективність дегазації газозбірних свердловин становить близько 50-60%. Перевагою цього методу є відокремлення гірничих робіт від операцій з видобутку вугілля. Він також може застосовуватися незалежно від послідовності відпрацювання очисного вибою.

Залежно від гірничотехнічних умов дегазаційна потужність може не відповідати потребам шахти. Це особливо несприятливо в шахтах, багатих на газ, де значна частина газового балансу пояснюється газовими викидами з сателітів, розташованих в зоні обвалення порід. Супутники в зоні опорного тиску мають нульову ефективність дегазації. Коли вони потрапляють в зону без навантаження, свердловина може розгерметизуватися, що знижує ефективність дегазації. За таких умов дегазація видобувного простору здійснюється різними методами, відмінними від дегазації сателітів стовбуром свердловини.

Метан з обвалених поверхонь і частково добре дегазованих супутників транспортується через витoki повітря у верхню частину лави і вентиляційні

галереї. Якщо лава відпрацьовується в зворотному напрямку і використовується роторна система прецизійного провітрювання з вентиляційною галереєю позаду лави, всі гази транспортуються в зону, де лава зустрічається з вентиляційною галереєю. Завдяки високому витoku повітря концентрація метану в робочій зоні залишається низькою (до 12%) навіть при великих обсягах газу з різних джерел. Як наслідок, аспірація газу у вироблений простір через відгалуження газопроводу за допомогою малопотужного вакуумного обладнання не дає бажаних результатів.

На шахтах Донбасу і Караганди дегазація переважно здійснюється за допомогою коротких стволів, пробурених над куполами або всередині куполів гірських печер для зменшення газовиділення з виробленого простору. Ці шахти витягують метан, що витікає з дегазованого супутника у вироблений простір. Цей метод дегазації використовується, коли дегазація супутника не забезпечує необхідний газовий режим на місці. Залежно від системи розробки та організації повітряного потоку, ефективність дегазації короткими свердловинами коливається в межах 20-40%. Якщо робота дегазаційної свердловини регулюється і ретельно герметизується, концентрація метану в адсорбційній суміші може становити 20-40%.

Використання вищезазначених методів дегазації в деяких випадках обмежене через їх відносно низьку ефективність та низькі концентрації метану. Останнє слід враховувати, особливо при одночасній дегазації супутників вугільного пласта і виробленого простору. Для підвищення концентрації метану в робочій зоні можна ізолювати робочу зону від повітропровідної робочої зони. Експериментальні роботи в цьому напрямку були проведені в МАКНДІ. В якості ізоляційного матеріалу використовувався безсадковий карбамідний пінопласт МФП-Б, отриманий безпосередньо на робочому місці шляхом механічного змішування карбамідоформальдегідної смоли МФФ-1 або карбамідоформальдегідно-фурфурольної смоли МФФ-м з діетиленглікольвмісним пінопластовим продуктом АВ0-3. Завдяки ізоляції робочої зони від вентиляційних штреків і довгих стін концентрація метану в

повітрі, що відсмоктується з короткого змішувального колодязя, зростає до 55%, а ефективність дегазації - до 50%.

Для забезпечення ефективності операцій з дегазації та зменшення витрат на буріння та експлуатацію свердловин необхідно знати точні параметри зон виділення газу з пластів-супутників.

Відсмоктування газу з виробленого простору

У багатьох випадках, якщо лава проходить у зворотному напрямку, а безпосередньо за лавою знаходяться дренажні і вентиляційні тунелі, дегазія супутника і виробленого простору описаними вище методами не дасть бажаних результатів. У цих умовах, крім дегазації супутників, бажано використовувати потужне газопоглинальне обладнання для розділення і видалення метаноповітряної суміші. Як такий пристрій було випробувано відцентровий вентилятор з корпусом і робочим колесом із незагартованої сталі.

Спосіб ізольованого видалення метану заснований на тому, що газоповітряна суміш, яка надходить в шахту з робочої зони, всмоктується вентилятором і транспортується по трубопроводу в загальний вихідний канал, а потім в камеру змішування, де метан розбавляється до безпечної концентрації. Спосіб видалення метано-повітряної суміші в різних вентиляційних системах також може відрізнятися. В основному відмінності полягають у способі з'єднання всмоктувального трубопроводу з шахтним майданчиком.

При розробці пластів потужністю від 0,50 до 2,0 м, не схильних до самозаймання, рекомендується використовувати вентиляторне відсмоктування газу. Залежно від потужності пласта, загальний викид газу на ділянках, де цей метод підходить, становить 4-8 м³/хв. При цьому викиди газу з видобувної ділянки повинні становити щонайменше 35% від викидів метану на цій ділянці.

Суміш всмоктуваного метану з повітрям є вибухонебезпечною концентрацією метану і становить постійну небезпеку. Тому робота установки повинна бути організована шляхом зміни всмоктування повітря в газопровід таким чином, щоб концентрація метану не перевищувала 3%. У точці нагнітання вміст метану в потоці повітря, що нагнітається, не повинен

перевищувати 1%. Ефективність такого способу дегазації робочої зони залежить від низки умов. Під час дослідно-промислових робіт на шахті "Донбас" у деяких випадках вміст метану перевищував 70 відсотків.

Дегазація з безопорних тунелів

Довжина і тривалість купола призводить до нульової ефективності дегазації безопорних тунелів, оскільки обвалена порода ущільнюється.

Використання комбінованих систем розробки

Використання комбінованих систем розробки збільшує витрати на утримання тунелів у робочій зоні.

Крім того, якщо товщина пласта велика або порода покрівлі слабка, робоча ділянка за лавою не може бути підтримана.

Для того, щоб підвищити ефективність зниження викидів метану з очисного вибою в секційний тунель шляхом дегазації, необхідно знати розподіл депресії і напрямок руху газоповітряної суміші в очисному вибої при різних способах дегазації.

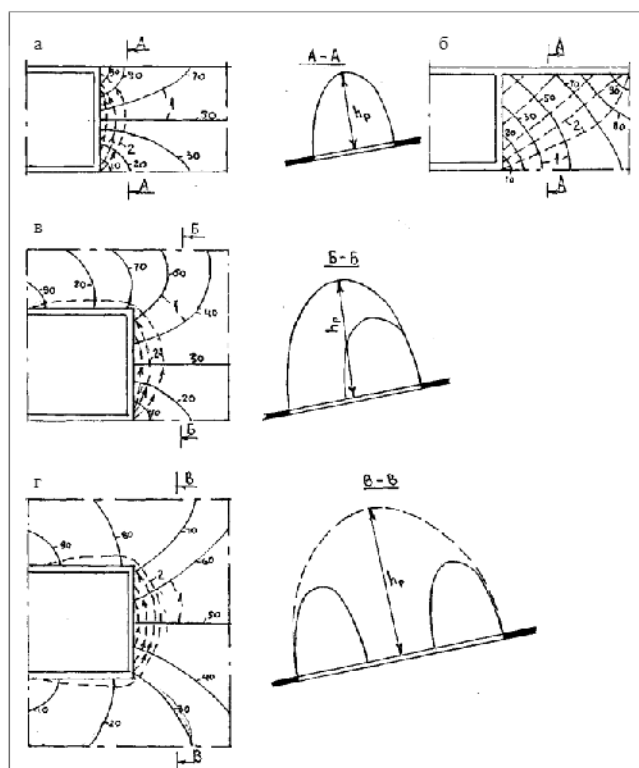


Рисунок 5.1 Розподіл тиску (1) і витоку повітря (2): а, б - одна сторона, прилегла до робочої зони; в - обидві сторони, прилеглі до робочої зони; г - три

сторони, прилеглі до робочої зони; 10, 20, 90 - зміна увігнутості з площею поперечного перерізу.

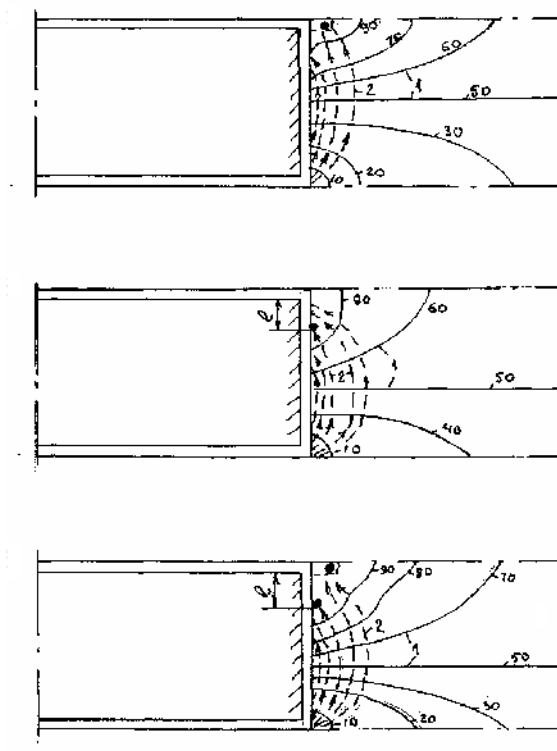


Рисунок 5.2. а - вихід вентиляційного ствола; б - з лави; в - з двох точок входу газу; 10, 20, 90 - залежність депресії від площі поперечного перерізу.

На рисунку 5.2 показано розподіл тиску і витоків повітря в робочій зоні для різних варіантів розташування виїмкової ділянки при існуючому режимі вентиляції. Розташування поверхні не має суттєвого впливу на розподіл тиску. Приплив газу до стовбура свердловини суттєво змінюється в залежності від розташування ствола. Наприклад, якщо лава є тристоронньою по відношенню до робочої зони, розмір зони продувки буде максимальним. Цим можна пояснити підвищене газовиділення порівняно з розташуванням виїмкової зони, показаним на рис. 5.2 а, б і в.

Ізольоване відведення газу через труби має значний вплив на розподіл тиску і витік повітря в робочій зоні. Це пов'язано з тим, що при всмоктуванні газу в зоні всмоктування утворюються зони низького тиску. В результаті тиск перерозподіляється і суміш газу і повітря з робочої зони потрапляє в трубу, значно знижуючи вміст газу в зоні виїмки.

Гірничий досвід показує, що встановлення газоприймачів на виході з вентиляційних галерей під час гасіння пожеж зменшує газовиділення з робочої зони майже на 75-85%.

Не весь газ, що виділяється в робочій зоні, потрапляє в газоприймач. Це пов'язано з тим, що витоки повітря, які продувають робочу зону, виносять метан з робочої зони в порожнину вибою.

На основі газоповітряних досліджень на робочій поверхні було встановлено, що зміна швидкості виділення метану з робочої зони в очисний вибій залежить від віддаленості ділянки вимірювання від вентиляційного штреку. Максимальна кількість газу виділяється у вентиляційному штреку під час гасіння пожежі (до 35% від загального обсягу метану, що виділяється з робочої зони). З частини лави довжиною до 0,1 л, що прилягає до вентиляційного штреку, виділяється 30 % метану (де l - довжина лави, м). На відстанях $(0,11-0,2)l$, $(0,21-0,3)l$, $(0,31-0,4)l$ і $(0,41-0,5)l$ від вентиляційного штреку виділяється 20, 10, 3 і 2 % від загального обсягу метану, що виділяється з робочої зони, відповідно.

Найбільший ефект досягається при поглинанні газоповітряної суміші в двох точках. У цьому випадку викиди газу з шахти можуть бути зменшені на 95%. При цьому другий газоприймач повинен розташовуватися нижче контуру вентиляційної поверхні на відстані $l = (0,1-0,12)ll$ (де l - відстань m від контуру вентиляційної поверхні, а ll - довжина m вентиляційної поверхні).

З вищесказаного можна зробити висновок, що газовиділення з робочої зони на робочу поверхню можна контролювати. Крім того, газовиділення можна зменшити на 95%, розмістивши газові входи на відстані $(0,1-0,12)ll$ від виходу вентиляційного тунелю і вентиляційного тунелю, що гаситься, а навантаження на бджолу можна збільшити на газовий коефіцієнт.

Газопроникність зануреної породи Газопроникність гірської породи має значний вплив на газовий стан у зоні виїмки. Вища проникність збільшує надходження метану до вибою і витік повітря з вибою (особливо в системах безперервного видобутку корисних копалин).

Відомо, що міцність гірських порід зростає зі ступенем метаморфізму. Міцніші породи руйнуються на блоки більшого розміру і глибини у виїмковій зоні. Ущільнення таких порід займає дуже багато часу. В результаті вироблена ділянка стає високопроникною.

Ступінь метаморфізму вугільних пластів на Донбасі варіюється від регіону до регіону. Наприклад, в Алмазному і Голівському вугільних пластах ступінь метаморфізму коливається від D до A і навіть до високометаморфізованого антрацитового вугілля.

Дослідження, проведені в МАКНІ та ДонНТУ, показали, що величина витoku повітря залежить від міцності порід покрівлі, яка, в свою чергу, залежить від ступеня метаморфізму. Тому зі збільшенням відстані від шахти витoki повітря зменшуються через ущільнення обваленої породи. Як видно з вищесказаного, зі збільшенням ступеня метаморфізму ущільнення зруйнованої породи в зоні виїмки стає менш інтенсивним. Це пов'язано зі збільшенням міцності.

У "Правилах проектування вентиляції вугільних шахт" коефіцієнт витoku повітря в робочій зоні залежно від складу породи визначається наступним чином.

- для пісковиків $K_{o.3}=1,53$;
- для піщаних сланців $K_{o.3}=1,3$;
- для глинистих сланців $K_{o.3}=1,25$;
- для сипких порід $K_{o.3}=1,35$.

Цей метод не враховує зміни міцності гірських порід у зв'язку зі ступенем метаморфізму. Це призводить до відхилень від фактичних значень при розрахунку викидів газу з видобувної площі: За даними ДонВУГІ, одна і та ж порода має різну міцність у різних вуглевидобувних регіонах.

Результати дослідження обробленого газу і повітря, проведеного на шахті "Донбас", показали, що довжина нестисливої зони обваленої породи у виробленому просторі, де відбуваються витoki повітря, це залежить від

міцності породи і швидкості просування гірничої виробки. Ця залежність виражається наступним рівнянням.

$$L = 4,5 \cdot \sigma - 2,5 \cdot V + 5$$

Де σ - середня межа міцності породи на одноосьовий стиск (МПа), а V - швидкість просування шнека (м/добу).

Величина витoku повітря сильно залежить від довжини зони неконсолідованої породи і швидкості повітряного потоку на поверхні і може бути визначена за наступним рівнянням

$$Q_{yt} = 0,0009 \cdot L \cdot Q_{o.z}$$

Де Q_{yt} - витік повітря, м³/хв, а $Q_{в.п}$ - швидкість повітряного потоку, м³/хв.

Сумарне споживання повітря на поверхні системою безперервної розробки дорівнює:

$$Q_{yч} = Q_{o.z} + Q_{yt}$$

$$Q_{yч} = Q_{o.z} \cdot [1 + 9 \cdot 10^{-4} (4,5 \cdot \sigma - 2,5 \cdot V + 5)]$$

Застосування отриманих залежностей дозволяє значно підвищити точність розрахунку кількості повітря для провітрювання у вибої.

Відомо, що при виїмці вугільних пластів навколо виробленого простору створюється розвантажена зона. Тріщини і пори у вугільному пласті і прошарках, а також породи, що потрапляють в розкриту зону, розкриваються і утворюють нові тріщини і пори. Метан, що виділяється з пластів-супутників і порід-супутників, є основним джерелом газових викидів з вироблених територій.

Досвід розробки газоносних пластів вказує, що газовиділення з відпрацьованих ділянок не є стабільним. Викиди метану збільшуються за наявності обвалених або зсувних порід і зменшуються за відсутності зсувних порід.

У точці виходу лави з розрізного кар'єру викиди газу з робочої зони не є значними і практично дорівнюють нулю, оскільки площа, що звільняється, ще дуже мала (рис. 5.3).

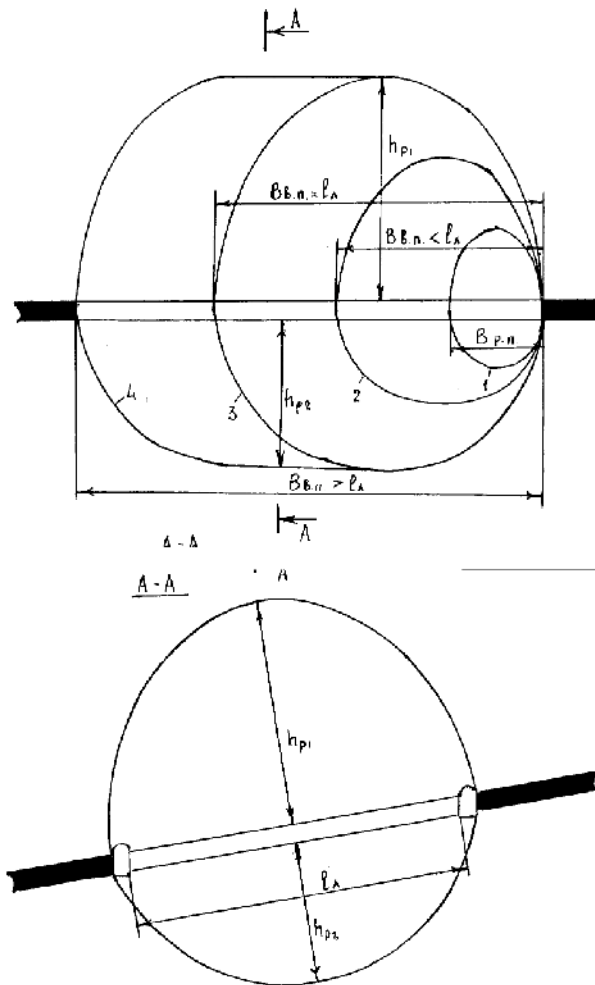


Рисунок 5.3 - Схема формування розвантаженої зони при відпрацюванні вибою: 1, 2, 3, 4 - контури розвантаженої зони: , , , , .

Максимальних розмірів розвантажена зона досягає, коли довжина виробленого простору дорівнює довжині лави (для умов одиночної лави) і може бути визначена за формулою

$$h_{p1} = 4,48 \cdot l_A^{0,77} \cdot m^{0,5} \cdot (1,148 - 0,0034 \cdot \sigma)$$

Де σ - межа міцності породи на одноосьовий стиск (МПа), а m - товщина пласта (м).

Зі збільшенням довжини видобувної ділянки ($L_{m.p}$) абсолютний викид метану з видобувної ділянки ($I_{m.p}$) зростає (рис. 5.4).

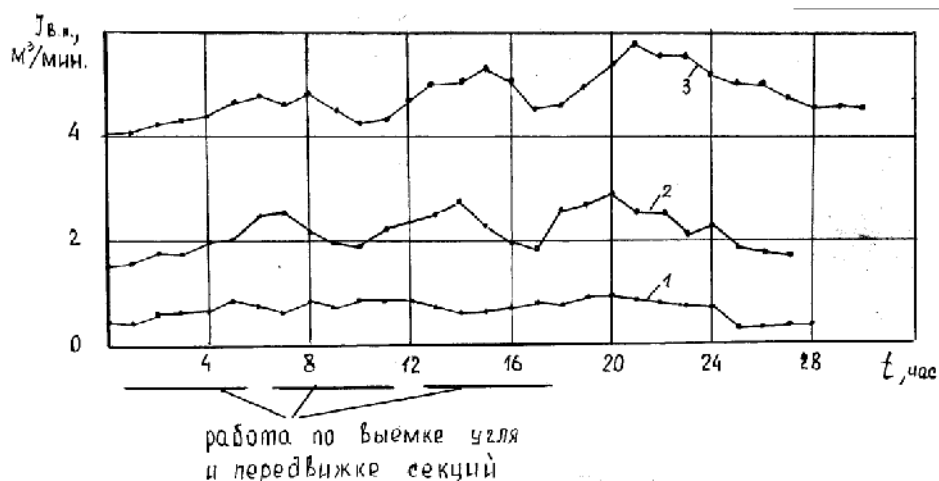


Рисунок 4 - Зміна викидів метану з досліджуваної ділянки залежно від способу видобутку в лаві: 1, 2, 3 - для робочих ділянок довжиною 30, 60 і 260 м відповідно.

Наприклад, для лави довжиною 200 м викиди газу з робочої зони коливаються від 0,06 м³/хв до 5,0 м³/хв. Максимальні викиди газу відповідають довжині видобувної ділянки:

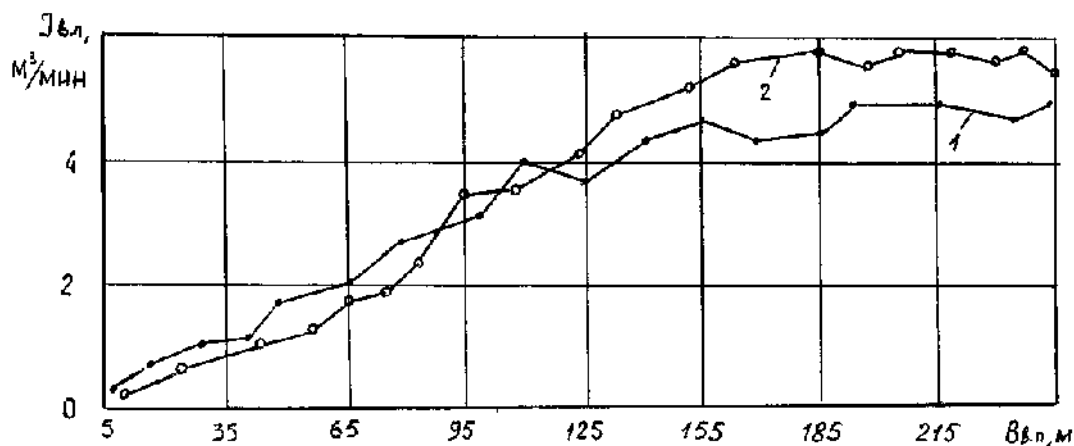


Рисунок 5.5: Зміна викидів метану з видобувної ділянки з довжиною

Збільшення кількості метану, що виділяється з робочої зони зі збільшенням відстані від печі різання лави, пояснюється збільшенням об'єму розкривної зони і гірського масиву, які відіграють певну роль у формуванні газу, що виділяється з робочої зони зі збільшенням довжини робочої зони.

Однак викиди газу з досліджуваної території не є постійними, і їх коливання впливають на неоднорідність викидів метану на поверхні та в зоні виїмки.

Дослідження показало, що варіація викидів метану в основному залежить від частоти обвалів порід покрівлі. Причому, чим менша довжина виїмкової ділянки, тим менша абсолютна величина і вища варіабельність. Наприклад, для виїмкової ділянки довжиною $B_{v.n} = 30$ м максимальна емісія метану досягає $I_{v.n} = 0,8$ м³/хв після трьох переміщень кріплення. При цьому він збільшився майже в 2,7 рази від початкового значення. Протягом робочої зміни газовиділення зменшилося з 0,8 м³/хв до 0,5 м³/хв. Середній показник газовиділення з площі шахти становив 0,55 м³/хв. Відхилення викидів метану, пов'язане з виробничим процесом, становило в середньому 0,25 м³/хв з коефіцієнтом нерівномірності 1,45.

Якщо припустити, що довжина шахтної ділянки становить 60 м, то початкові викиди метану з неї становили 1,5 м³ /хв, а кінцеві викиди - 1,6 м³ /хв. Максимальні викиди метану спостерігалися після переміщення кріплення. Так, викиди метану зросли до 2,5 м³/хв після першого переміщення, 2,7 м³/хв після другого і 2,9 м³/хв після третього. Коефіцієнт рівномірності газовиділення становить 1,32.

Коли лава була переміщена на 260 м від печі різання, викиди метану з робочої зони спочатку становили 4,0 м³/хв, а потім 5,0 м³/хв. Після переміщення крепової секції максимальні викиди метану становили 4,8 м³ /хв після одного переміщення, 5,3 м³ /хв після двох переміщень і 5,7 м³ /хв після трьох переміщень. Коефіцієнт нерівномірності викидів метану з видобувної ділянки становив $K_{н.в.р} = 1,21$.

Це дослідження показує, що на кількість газу, що виділяється, впливає довжина виробки, яка визначає параметри зони тріщинуватості. Наприклад, при довжині виїмкової ділянки 30 м середній дебіт метану становив 0,55 м³ /хв; при Б.П. 60 м - 2,1 м³ /хв; а при Б.П. 260 м - 4,6 м³ /хв.

Окрім довжини виїмкової ділянки, значний вплив на викиди метану також має процес обвалення кріплення (руйнування породи покрівлі). В обох випадках транспортування секцій призводить до збільшення викидів газу з

робочої зони. Через деякий час після закінчення транспортування секцій спостерігається зниження газовиділення.

Для довжини виїмкової ділянки 30 м розмір звільненої площі в гірському масиві, що бере участь у виділенні метану, є незначним. Тому тривалість збільшення викидів метану також невелика. Після третього переміщення механізованого кріплення викиди газу знизилися до мінімального значення протягом 7 годин.

На ділянці довжиною 60 м у видобувній зоні викиди метану все ще були на 0,3 м³ /хв вище мінімального значення через 8 годин.

На ділянці довжиною 260 м у зоні видобутку викиди метану продовжували збільшуватися протягом понад 11 годин після третього переміщення кріплення. При цьому викиди метану перевищували мінімальне значення на 0,5-1,7 м³ /хв.

Збільшення кількості метану, що виділяється з території шахти, спостерігалось лише через кілька змін або діб, що пов'язано зі збільшенням міцності та товщини шару гірських порід і тривалим часом, необхідним для руйнування шару гірських порід. При цьому максимальний викид метану може в кілька разів перевищувати постійне газовиділення.

Це означає, що на кількість газу, що виділяється з робочої зони, впливають параметри робочої зони і зони холостого ходу. Нерівномірність газовиділення зумовлена процесом управління покрівлею (просіданням). Знання параметрів зони холостого ходу дозволяє оцінити газовиділення з робочої зони, починаючи від виходу на поверхню очисного вибою.

На шахтах Донбасу, як правило, розробляється декілька вугільних пластів. У зв'язку з цим деякі вугільні пласти зазнають впливу минулих перевантажень або перевантажень під час видобувних робіт. Крім робочого пласта, в зоні видобутку присутня низка проміжних пластів.

Коли шари (пропластки) потрапляють у зону відвалу, метан, як відомо, вивільняється з пропластків і потрапляє у вироблений простір пласта, що розробляється. Це збільшує швидкість викиду метану з виробленого простору.

На деяких шахтах це може перевищувати 90 відсотків від загального обсягу викидів газу з виробленого простору.

Залежно від відстані до зони розриву, газу, що виділяються з неї, змінюються.

Найбільше метану виділяється з пласта всередині зони тріщинуватості породи. Зі збільшенням відстані до сусіднього пласта (ступеня розвантаження) кількість газу, що виділяється, зменшується. Крім того, метан виділяється лише з тієї частини покладу-супутника, яка знаходиться в незавантаженій зоні. Якщо поклад-супутник перебуває під тиском, що дорівнює або перевищує g_n , то газовиділення не відбувається.

У розроблюваних покладах відстань нульового газовиділення від пласта-супутника становить 60 м.

Для проектування вентиляції зони буріння необхідно знати точну частку метану, що надходить з різних джерел і, зокрема, точну частку метану, що надходить у вентиляційну зону з пласта-супутника.

При бурінні пласта в одній лаві на розмір викидонебезпечної зони впливають: довжина лави, товщина пласта, міцність гірських порід і кут нахилу. Існуючі методи розрахунку не враховують деякі фактори при визначенні відстані до нульового видобутку газу.

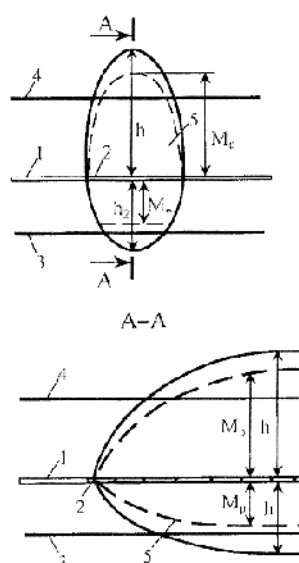


Рисунок 5.6 - Розподіл нерозкритих зон при видобутку на одній поверхні:

1 - робоча жила; 2 - лава; 3 - покрівля; 4 - робоча жила; 5 - зона

ненавантаження; h_1 - розмір зони ненавантаження в покрівлі; h_2 - розмір зони ненавантаження в покрівлі; Mr_1 і Mr_2 - відстань до нульового газовиділення з супутника

У ДОННТУ залежність зміни розмірів розвантаженої зони в псевдомасивних породах при відпрацюванні лави порожнистої жили від ударного фактора описується рівнянням (1):

$$h_1 = 4,48 \cdot l_{\text{л}}^{0,77} \cdot m^{0,5} \cdot (1,148 - 0,0034 \cdot \sigma) \cdot \alpha$$

де $l_{\text{л}}$ - довжина лави, м; m - товщина виробленого шару, м; σ - середня межа міцності на одноосьовий стиск породи, що розробляється, МПа; α - коефіцієнт, що характеризує довжину виробленого простору по відношенню до довжини лави:

$$\alpha = \frac{L}{l_{\text{л}}}$$

L - довжина робочої ділянки, м; $L = V_{\text{р.п.л.}}$. Якщо довжина робочої зони більша за довжину ригеля, L приймається рівною $l_{\text{л}}$.

У зоні без навантаження напруження змінюється від 0 до γH з віддаленням від вибою.

На поточній глибині видобутку вивільнення газу з супутників починається, коли напруження падає більш ніж на 15 відсотків. У незавантаженої зоні ця напруга становить $0,9h_1$. З вищесказаного можна визначити відстань, на якій метан не виділяється з модельованого пласта.

Використовуючи ці залежності, можна більш точно визначити відстань, на якій відбувається виділення газу з пластів-супутників, і, як наслідок, визначити кількість метану з видобувної площі до місця буріння.

Управління видобутком газу. Зі збільшенням глибини розробки збільшується газонасність і температура вугільного пласта і підстилаючих порід. У зв'язку з цим значні депресії вимагають подачі в шахту великих обсягів повітря, що призводить до втрат повітря і збільшення споживання

електроенергії. Витік повітря перешкоджає нормальній вентиляції шахти.

спричиняє підземні пожежі та погіршує кліматичні умови. Однак, потік газу в підшовну порожнину і шахтний ствол може бути використаний як ефективний і простий захід для управління газовими викидами з робочої зони. Тому слід приділити належну увагу теоретичному і практичному вирішенню проблеми контролю витоків повітря і доцільності його використання як заходу контролю газовиділення при проектуванні і впровадженні шахтного провітрювання.

Зараз розробляються і починається виробництво більш ефективних (з точки зору вентиляції) гірничих систем для похилих і пологих пластів високогазовидобувних шахт для розбавлення метану в джерелі. Однак використання нещодавно розроблених систем не завжди є прийнятним через поточні програми гірничих робіт та існуючі гірничо-геологічні умови на діючих шахтах. Наприклад, якщо пласт, що розробляється, має товщину більше 2,0 м, а породи слабкі, дуже складно продовжувати роботу за лавою, щоб забезпечити подачу вихідного струменя в бічний вентиляційний канал.

Ефективним способом контролю газовиділення з робочої зони у виїмковій виробці є відокремлення і видалення метану через труби великого діаметру і безопорні робочі секції. Цей метод контролю газових викидів в основному використовується в шахтах з високим вмістом газу (метану). Він також використовується там, де з шахти виділяється понад 50 відсотків загального обсягу метану.

Методи ізолюваної вентиляції газу через труби великого діаметру були продемонстровані в системах видобутку в лавах і можуть зменшити викиди метану від вибою до вибою виробки на 70-90%. У цьому випадку газ виводиться через тупиковий вентиляційний штрек і гаситься за лавою (Рисунок 5.7).

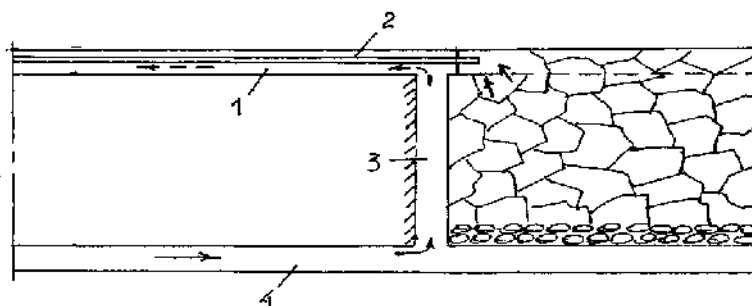


Рисунок 5.7: Принципова схема бурової ділянки: 1 - вентиляційний штрек, 2 - трубопровід, 3 - лава, 4 - нагнітальний штрек

Під час видобутку корисних копалин виїмкова ділянка може прилягати до ділянки, що розробляється, з одного, двох або трьох боків (Рисунок 5.8).

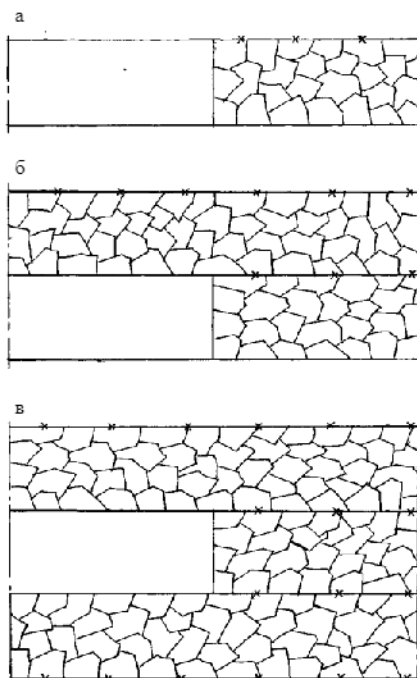


Рисунок 8 - Схема суміжності між видобувною ділянкою та ділянкою, що розробляється: площини а-1, б-2 та с-3

У таких випадках видобуток газу метану за допомогою труб великого діаметру не завжди дає бажані результати.

У міру віддалення від робочої поверхні порода в робочій зоні стискається і аеродинамічний опір зростає. В результаті витік повітря через ущільнену породу практично відсутній або незначний. Залежно від складу породи в стелі, порода ущільнюється на різних відстанях від поверхні. Крім того, відстань, на якій ущільнюється порода, в значній мірі залежить не тільки від складу і

міцності породи, але і від швидкості просування лави, її довжини і способу управління покрівлею.

В даний час повнокровне обвалення застосовується в м'яких, похилих нижніх жилах. Швидкість просування очисного вибою змінюється від 0,63 до 4,8 м/добу.

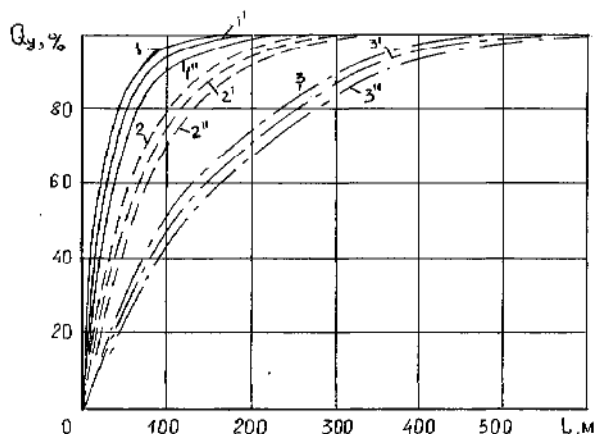


Рисунок 5.9 - Зміна витіку повітря по довжині досліджуваної ділянки: 1, 1', 1''- для міцності порід покрівлі 30-40 МПа і швидкості просування лави більше 1 м, 2 м і 3 м відповідно; 2, 2', 2''- для міцності порід покрівлі 50-70 МПа і швидкості просування лави більше 1 м, 2 м і 3 м відповідно; 3, 3', 3''- для міцності порід покрівлі від 80 до 110 МПа і швидкості просування лави більше 1 м, 2 м і 3 м відповідно; 3, 3', 3''- для міцності порід покрівлі від 80 до 110 МПа і швидкості просування лави більше 1 м, 2 м і 3 м відповідно.

На рис. 5.9 показано залежність швидкості витіку повітря по довжині виробки для лави, що безперервно виймається, довжиною 180-205 м і повним контролем обвалення покрівлі.

З наведеної залежності видно, що витіки повітря практично припиняються на відстані $L=175$ м при швидкості просування покрівлі до 1,0 м/добу і міцності порід покрівлі на одноосьовий стиск в межах 30-40 МПа. Збільшення швидкості просування до 3 м/добу збільшує цю відстань до 230 м. У пластах, де міцність порід покрівлі становить 80-110 МПа, при тій же швидкості просування по поверхні, витіки практично припиняються на відстані 500 м і 605 м відповідно.

Оскільки вироблений простір в зоні ущільнених порід має дуже низьку проникність, то газовиділення шляхом відсмоктування метану доводиться контролювати в зоні з високою проникністю. У цьому випадку відстань від лави до місця відсмоктування газоповітряної суміші можна визначити за формулою

$$L_0 = 0,1 \cdot L$$

Де L_0 - відстань м від лави до місця всмоктування газоповітряної суміші, а L - відстань м від лави до ущільненої породи в робочій зоні.

При видобутку газу в робочій зоні навантаження на лаву збільшується з 784 до 1313 т/добу.

Якщо замінити стовпову систему розробки комбінацією низхідного провітрювання бджолиного штреку і подачі вихідного струменя в бічний вентиляційний штрек, можна досягти максимального навантаження від 1500 до 2543 т/добу при потужності пласта від 1,2 до 1,8 м. Однак використання цієї розробленої системи не завжди є прийнятним через гірничо-геологічні умови. Крім того, це значно збільшує витрати на бічний опір при провітрюванні та підтримці поверхні вибою боковими ходовими механізмами.

Якщо газовиділення з очисного вибою здійснюється за допомогою колонкової системи, то навантаження на патрон може збільшитися на 266-467 тонн на добу в порівнянні з роботою лави без заходів по боротьбі з газом.

У цьому випадку навантаження на патрон буде на 450-763 тонни на добу менше, ніж при комбінованій системі розробки. Це пов'язано з тим, що ця система не може поглинути весь газ, що виділяється з робочої зони.

Встановлено, що можна зменшити викиди метану на вибій на 95-100% за рахунок розсіювання та поглинання суміші газу і повітря з вибою. При цьому відбір газу необхідно здійснювати з двох точок (рис. 5.10).

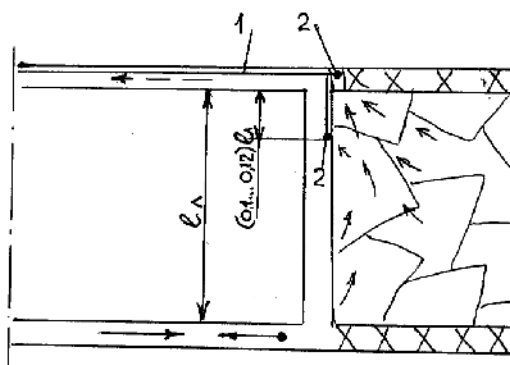


Рисунок 5.10 Схема розташування точок газовиділення: 1 - басейн для скидання газу, 2 - точка всмоктування газоповітряної суміші.

З наведеного вище видно, що відсмоктування газу має майже такий самий ефект, як і комбінований спосіб розробки. При цьому для забезпечення виробничої потужності 12 000 тонн на добу потрібно в середньому лише шість довгих лав, що в 10 разів менше, ніж якби завод працював без заходів зі зниження впливу газових викидів. Це дозволить значно знизити собівартість видобутого вугілля, підвищити продуктивність праці та спростити планування вентиляції шахти і транспортування вугілля.

Дослідження показали, що максимального завантаження лави можна досягти, використовуючи систему розробки, яка поєднує низхідне провітрювання бджолиного штреку з подачею викидного струменя на бічні вентиляційні рейки або розподіленням відбором газу з виробленого простору. При цьому кількість довгих стінок у виробці буде зведено до мінімуму, а продуктивність шахти значно зросте.

Висновки.

1. джерелом газовиділення в гірничій виробці глибоких шахт є вироблений простір, де виділяється 65-89% від загального обсягу газових викидів

2. зменшення газовиділення з виробленого простору на робочу поверхню лави значно збільшить навантаження на поверхню

3. на газовиділення з виробленого простору впливають параметри виробленого простору і зони розвантаження. Нерівномірність газовиділення може бути пов'язана з процесом управління покрівлею.

4. 4. протяжність зони обвалених і неконсолідованих порід залежить від міцності породи і швидкості буріння.

5. на розмір зони газовиділення з пласта-супутника і порід підпошки при проведенні виробок впливають: довжина лави; потужність пласта; міцність порід

6. встановлення газоприймачів у тупику вентиляційного штреку, що гаситься, і на відстані (0,1-0,12) м від вентиляційного штреку дозволяє знизити газовиділення з виробки на 95%.

5. РОЗРАХУНОК ПРАМЕТРІВ ПАСПОРТУ КРІПЛЕННЯ ТА УПРАВЛІННЯ ПОКРІВЛЕЮ В ОЧИСНОМУ ВИБОЇ

Вибір механізації робіт та складання паспорту кріплення очисного вибою і управління покрівлею

Виходячи з заданих гірничо-геологічних умов та гірничотехнічних параметрів, обираємо комплекси, які задовольняють умовам. Результати вибору заносимо до табл. 5.1.

Таблиця 5.1. -

Вибір типів комплексів

Показник	Типи комплексів									
	1KM103	KMC98	KMK97M	2KD90	Донбас 2М	1KM88	KM87УМН	KM87УМП	KMT	KD90C
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Категорія порід кривлі по обваленню	+	+	+	+	+	+	+	+	-	+
Категорія порід кривлі по її нижнього шару	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
Опірність підтримуючої кріплення	+	-	-	+	-	+	-	+	+	+
Опірність посадочного кріплення	+	-	-	+	+	+	-	+	+	+
Міцність порід на вдавнення	+	+	+	+	+	+	+	+	+	
Кут падіння	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
Опірність різанню	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
Максимальна потужність	-	+	+	+	-	+	+	+	+	+
Мінімальна потужність	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+

Можна рекомендувати за даними умовами такі комплекси: 1KM-88, 2KD-90, та KD90-C. Ці комплекси комплектуються обладнанням яке наведене у табл. 5.2.

Таблиця 5.2. -

Параметри мех.комплексів

Комплекс		Склад та типорозмір				m _{1min} , м	m _{2min} , м	m _{3min} , м
тип	типорозмір	мех. кріплення		конвеєр	комбайн			
		тип	типорозмір					
2КД-90	II	Донбас90	II	СПЦ151	КА80	0,88	0,92	0,86
КД90-С		Донбас90	II	СПЦ151	УСВ3	088	0,92	0,86
1КМ-88	I	1М88	I	СП87ПМ	1К101	1,00	1,02	1,04

З рекомендованих комплексів до використання встановимо типи та типорозміри мех.кріплення, типи конвеєрів та виймальних машин, що задовольняють вимогам:

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

Мінімально необхідна потужність пласта $m_{1\min}$ коли забезпечується нормальне функціонування комбайну у зоні проходу під кріпленням:

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

де: H_k – висота корпусу комбайну від подошви;

B_1 – товщина перекриття секції кріпи у зоні проходу комбайну під кріпю;

t_k – величина штибовки боковини конвеєра;

t_1 – висота породи на перекриттях секції кріплення у зоні проходу комбайну під кріпленням;

h_y – величина простору для управління комбайном;

h_r – величина простору для проходу комбайну під кріпленням при зміні гіпсометрії;

$h_3=50$ мм – запас простору для проходу комбайну під кріпленням;

R_1 – відстань від вибою до самої віддаленої частини корпусу комбайна.

$$\text{для КД90} \quad m_{1\min} = \frac{520 + 100 + 50 + 0 + 35 + 55 + 50}{1000 * (1 - 0.05 * 1.5)} = 0.87$$

$$\text{для 1КМ-88} \quad m_{1\min} = \frac{700 + 90 + 35 + 20 + 0 + 65 + 50}{1000 * (1 - 0.05 * 0.96)} = 1.008$$

Мінімально необхідна потужність пласта $m_{1\min}$ коли забезпечується припустима висота для проходження людей під мех.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 – товщина основи та верхнього перекриття секцій кріплення;

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

t_0, t_2 – висота “штибової подушки” і “породної подушки” на верхньому перекритті секцій кріплення;

R_2 – відстань від оч вибою до середини проходження для людей

Данні для розрахунку приведені у табл. 5.2.

$$m_{2\min} = \frac{108 + 90 + 500 + 30 + 35}{1000 \cdot (1 - 0,05 \cdot 3,319)} = 0,91 \text{ м для КД-90}$$

$$m_{2\min} = \frac{180 + 150 + 500 + 25 + 25}{1000 \cdot (1 - 0,05 \cdot 3)} = 1,03 \text{ м для 1КМ88}$$

Визначимо необхідну (мінімально) потужність пласта, при якій забезпечується робота мех.кріплення без вичерпання податливості в умовах максимального опускання покрівлі:

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

$H_{\min}$ – мінімальна висота мех.кріплення у зсунутому стані;

h_p – запас розсувності (гідравлічної) для розвантаження мех.кріплення;

R_3 – відстань від вибою лави до заднього ряду стійок мех.кріплення.

$$m_{3\min} = \frac{560 + 50}{1000 \cdot (0,9 - 0,05 \cdot 3,81)} = 0,85 \text{ м для КД-90}$$

$$m_{3\min} = \frac{710 + 50}{1000 \cdot (0,9 - 0,05 \cdot 3,65)} = 1,05 \text{ м для 1КМ-88}$$

Порівняємо між собою $m_{1\min}$, $m_{2\min}$, $m_{3\min}$ та більшу з них приймемо за нижчу межу виймальної мех.комплексом потужності пласта.

На основі аналізу даних розглянутих мех.комплексів для подальшого розрахунку обираємо мех.комплекси КД-90 та КД-90-С, до складу яких входять очисний комбайн РКУ10 та стругова установка УСВ-3 відповідно.

Таблиця 5.3. -

Данні для розрахунку

Параметри	Пропоновані комплекси	
	2КД-90 та КД-90-С	1КМ-88
H_k – висота виймальної машини від підосви	520	700
B_1 – товщина секції кріплення у зоні проходу машини	100	90
t_k – величина підштибовки конвеєра	30-50	20-35
t_1 – висота породної подушки секції кріплення у зоні проходу машини	0	10-20
h_y – величина вільного простору для управління	35	0
h_r – величина вільного простору для проходу машини при зміні гіпсометрії	55	65
R_1 – відстань від вибою до самої віддаленої частини комбайна	1,5	0,96
B_0 – товщина основи секції кріплення	108	180
B_2 – товщина верхнього кріплення	90	150

t_0 – висота подушки під основою на верхньому перекритті кріплення	20-30	15-25
t_2 – висота подушки на верхньому перекритті кріплення	25-35	15-25
R_2 – відстань від вибою лави до середини проходження для людей	3,31	3,0
$H_{\min}$ – висота кріплення у зсунутому становищі	560	710
R_3 – відстань від вибою лави до заднього ряду стійок мех.кріплення	3,81	3,65

Визначення навантаження на вибій

Опірність різанню з урахуванням відтискання вугілля біля вибою

$$A_{pф} = A_p \cdot k_{от}$$

A_p – опірність пласта різанню, кН/см;

$k_{от}$ – коефіц. віджиму вугілля;

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

r – ширина захвату, м;

m – потужність пласта, м.

$$k_{от} = 0,48 + \frac{0,63 - 0,1 \cdot 1,3}{0,63 + 1,3} = 0,78$$

$$A_{pф} = 1,91 \cdot 0,75 = 1,40 \text{ кН/см.}$$

Можлива швидкість комбайна за потужністю приводу при фактичній потужності пласта і при табличних значеннях опірності різанню, найближче до $A_{pф} = 1,40$ кН/см:

$$V_{n.пp} = V_{n.пp_1} - \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (V_{n.пp_1} - V_{n.пp_2})$$

m_1, m_2 – мінімальне і максимальне значення потужності пласта для цього типу комбайна, м

$V_{п.пp_1}, V_{п.пp_2}$ – табличні значення швидкості комбайну, м/хв

при $A_p = 1,0$ кН/см та $m = 1,30$ м.

$$V_{n.пp} = 10 - \frac{1,3 - 1,1}{1,83 - 1,1} \cdot (10 - 10) = 10 \text{ м/хв}$$

при $A_p = 2,0$ кН/см та $m = 1,30$ м

$$V_{n.пp} = 9,6 - \frac{1,3 - 1,1}{1,83 - 1,1} \cdot (9,6 - 7,8) = 9,4 \text{ м/хв}$$

Можлива швидкість комбайна по потужності привода при фактичних значеннях потужності пласта та його опірності різанню

$$V_{n.np} = V_{n.np} - \frac{A_{p\phi} - A_p}{A_p - A_p} \cdot (V_{n.np} - V_{n.np})$$

$$V_{n.np} = 10 - \frac{1,4-1}{2-1} \cdot (10-9,4) = 9,76 \text{ м/хв}$$

Складова сил різанню в напрямку подавання комбайна при фактичних значеннях

$$F_n = F_n - \frac{A_{p\phi} - A_p}{A_p - A_p} \cdot (F_n - F_n)$$

F_n , F_n – складові сил різанню в напрямку подавання комбайна, які відповідають меншому й більшому значенням опірності різанню

$$F_n = 62 - \frac{1,4-1}{2-1} \cdot (62-84) = 75,2 \text{ кН}$$

Можлива швидкість комбайна по припустимому тяговому зусиллю подавання

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

F_m – тягове зусилля комбайна, кН;

G – маса, т;

α – кут падіння при вийманні по простяганню, град.

$$V_{n.тяг} = \frac{9,76}{0,1 \cdot 75,2} [0,1 \cdot 125 - 1,4 \cdot 18,9 \cdot (0,2 + 0,016 \cdot 9)] = 4,41 \text{ м/хв}$$

Встановлюємо швидкість комбайна

$$V_n = \min(V_{n.np}; V_{n.тяг}) \cdot K_{вп}$$

$K_{вп} = 1,14$ – коеф. збільшення швидкості комбайну

$$V_n = \min(9,76; 4,41) \cdot 1,14 = 5,0 \text{ м/хв}$$

Навантаження на лаву за можливостями комбайну знаходиться за формулою:

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

S – площа перерізу привибійного простору

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

$S_{\min}$ – мінімальна та максимальна площі перерізу привибійного простору, m^2

$m_{\min}$ – мінімальна та максимальна виймальна потужність пласта, m

$$S = 2,3 + (1,3 - 1) \frac{3 - 2,3}{1,5 - 1} = 2,6 \text{ м}^2$$

$\kappa_{зпр}$ – коефіцієнт, що враховує рух повітря за межою привибійного простору
1,2-1,3;

$\kappa_{ут}$ – коефіцієнт, що враховує втрати повітря через вироблений простір лави;

d – зміст метану у струмені повітря на виході з лави;

κ_H – коефіцієнт нерівномірності газовиділення 1,4..1,6;

g_L – відносна газобогатість

$$g_L = g_{пл} * (1 - \kappa_{дпл}) + g_{вп} * (1 - \kappa_{двп}) * \kappa_B$$

$g_{пл}$ – відносна газобогатість пласта, m^3/t ;

$\kappa_{дпл}$ – коефіцієнт дегазації;

$g_{вп}$ – відносна газобогатість з простору, m^3/t ;

$\kappa_{двп}$ – коеф. дегазації виробленого простору лави;

κ_B – коеф. враховуючий долю метану з виробленого простору у привибійний.

$$g_L = 8 * (1 - 0,5) + 6 * (1 - 0,5) * 1 = 7,0 \text{ м}^3/t$$

$$A_{\text{сум.газ}} = \frac{864 \cdot 6 \cdot 2,6 \cdot 1,2 \cdot 1,25 \cdot 1}{1,5 \cdot 7} = 1925$$

За добове навантаження приймаємо меншу $A_{\text{доб}} = 1535 \text{ т/доб}$

Виймання струговими установками - прогресивний напрям видобутку на тонких пластах. При цьому зростає сортність, покращуються умови праці, підвищується безпека робіт.

Розрахунок:

Визначаємо товщину стружки за опірністю різанню h_c , m , для усіх значень висоти стругу H_c , m

$$h_c = 0,01 * (a_1 - a_2 * A_p - a_3 * H_c),$$

a_1, a_2, a_3 – коефіцієнти;

A_p - опірність різанню в невіджатому масиві, кН/см

H_c – висота м.

Встановлюємо товщину стружки за прийнятною здібністю h_k , м.

Розрахунки виконуємо в такій послідовності:

Визначаємо товщина стружки за прийнятною здібністю h_k , м, при роботі установки в режимі $V_c < V_k$ (V_c - швидкість руху, м/с, і V_k - швидкість руху скребкового конвеєру, м/с) для всіх значень висоти H_c

$$H_c = 0.5 * (h_{kb} + h_{kp}),$$

h_{kb} - товщина стружки за прийнятною здібністю при зустрічному ході (назустріч руху скребкового конвеєру), м,

$$h_{kb} = S_k * (V_k + V_c) / (m * \psi * V_c),$$

S_k - площа січення конвеєру, м²;

V_k - швидкість скребкового конвеєру, м/с;

V_c - швидкість стругу, м/с;

m - потужність пласту, м;

ψ - коефіц. розрихлення вугілля

$$\psi = \vartheta / \vartheta'$$

ϑ - щільність в масиві, т/м³

ϑ' - щільність в розрихленому стані, т/м³

Товщина за прийнятною здібністю при попутному ході конвеєру (в напрямку руху конвеєру), м,:

$$h_{kp} = S_k * (V_k - V_c) / (m * \psi * V_c)$$

h_{kp} , h_{kb} , h_k встановлюються для віх значень висоти H_c . Встановлюємо товщину стружки за прийнятною здібністю h_k , м, при роботі установки в режимі $2 * V_k < V_c < 3 * V_k$ ($V_c \approx 3 * V_k$) для всіх значень висоти H_c

$$h_k = S_k * (V_c^2 - V_k^2) / (m * \psi * V_c * (3 * V_c - V_k))$$

Визначаємо товщину стружки за прийнятною здібністю h_k , м, при роботі установки в режимі $V_k < V_c < 2 * V_k$ (з паузою для часткового розвантаження) для всіх значень висоти.

Визначаємо значення продуктивності установки за опірністю різанню, g_c , т/хвил, та за прийнятною здібністю g_k , т/хвил. Розрахунки виконуються в послідовності.

Встановлюємо величини продуктивності установки за опірністю пласта різанню g_c , т/хвил, та за прийнятною здібністю g_k , т/хвил, при роботі в режимах $V_c < V_k$ і $2*V_k < V_c < 3 V_k$ ($V_c \approx 3*V_k$) для всіх значень висоти H_c з вираження:

$$g_c = 60 * m * \vartheta * h_c * V_c,$$

$$g_k = 60 * m * \vartheta * h_k * V_c$$

Знаходимо значення продуктивності установки за опірністю різанню g_c , т/хвил, та за прийнятною здібністю g_k , т/хвил, при роботі в режимах $V_k < V_c < 2 V_k$ (з паузою для часткового розвантаження) для всіх значень висоти H_c , м, з виразів

$$g_c = 60 * m * \vartheta * h_c * V_c^{cp},$$

$$g_k = 60 * m * \vartheta * h_k * V_c^{cp}$$

V_c^{cp} - середня швидкість руху з паузою перед реверсом, $V_c^{cp} = V_k$

Визначаємо раціональні технологічні і технічні параметри стругової установки.

Встановлюємо найбільше значення продуктивності установки за опірністю різанню g_c^{max} , т/хвил, (не обмежується прийнятною здібністю g_k , т/хвил) і приймаємо як продуктивність стругової установки g , т/хвил, тобто $g < g_c^{max} < g_k$

Визначаємо швидкості руху V_c , м/с, скребкового ланцюгу конвеєру V_k , м/с. Для встановленої висоти H_c , м, знаходимо відповідну товщину стружки (за опірністю різанню) h_c , м.

Якщо раціональним режимом роботи установки є режим $V_k < V_c < 2*V_k$, то необхідно визначити паузу $t_{п}$, с, для часткового розвантаження конвеєру перед реверсом за формулою:

$$t_{п} = (l_{л} * (V_c - V_k) / (V_c * V_k),$$

$l_{л}$ - довжина лави

Дані для розрахунку:

Тип установки – УСВЗ

Опірність різанню в невіджатому масиві 1,9 кН/см

Потужність пласта 1,30 м

Щільність вугілля в масиві 1,37 т/м³

Щільність вугілля в розрихленому стані 0.75

$$\vartheta = 0.75 \cdot 1,37 = 1,04 \text{ т/м}^3$$

Довжина лави 200 м.

Визначаємо товщина стружки за опірністю різанню h_c , м, для усіх значень висоти H_c , м.

$$\text{При } H_c = 0,665\text{м } h_c = 1/100 (14,4 - 2,4 \cdot 1,9 - 8,1 \cdot 0,665) = 0,0445\text{м.}$$

$$\text{При } H_c = 0,835\text{м } h_c = 1/100 (14,4 - 2,4 \cdot 1,9 - 8,1 \cdot 0,835) = 0,0307\text{м.}$$

$$\text{При } H_c = 1,005\text{м } h_c = 1/100 (14,4 - 2,4 \cdot 1,9 - 8,1 \cdot 1,005) = 0,0169\text{м.}$$

Встановлюємо коефіц. розрихлення вугілля ψ :

$$\psi = 1,37 / 1,03 = 1,34$$

Визначаємо товщину стружки за прийнятною здібністю h_k , м, при роботі установки в режимі $V_c < V_k$ для усіх значень висоти H_c , м, у такій послідовності:

Встановлюємо товщину стружки за прийнятною здібністю при зустрічному ході h_{kb} , м, для усіх значень висоти H_c , м

$$\text{При } H_c = 0,665\text{м } h_{kb} = (0,150 (1 + 0,92)) / (1,3 \cdot 1,33 \cdot 0,92) = 0,1810\text{м.}$$

$$\text{При } H_c = 0,835\text{м } h_{kb} = (0,210 (1 + 0,92)) / (1,3 \cdot 1,33 \cdot 0,92) = 0,2535\text{м.}$$

$$\text{При } H_c = 1,005\text{м } h_{kb} = (0,250 (1 + 0,92)) / (1,3 \cdot 1,33 \cdot 0,92) = 0,3018\text{м.}$$

Визначаємо товщину стружки за прийнятною здібністю при попутному ході h_{kp} , м, для всіх значень висоти

$$\text{При } H_c = 0,665\text{м } h_{kp} = (0,150 \cdot (1 - 0,92)) / (1,3 \cdot 1,33 \cdot 0,92) = 0,00754\text{м.}$$

$$\text{При } H_c = 0,835\text{м } h_{kp} = (0,210 \cdot (1 - 0,92)) / (1,3 \cdot 1,33 \cdot 0,92) = 0,01056\text{м.}$$

$$\text{При } H_c = 1,005\text{м } h_{kp} = (0,250 \cdot (1 - 0,92)) / (1,3 \cdot 1,33 \cdot 0,92) = 0,01257\text{м.}$$

Розраховуємо товщину стружки за прийнятною здібністю h_k , м, при роботі установки в режимі $V_c < V_k$ для всіх значень висоти H_c :

При $H_c=0,665\text{м}$ $h_k = 0,5 \cdot (0,1810 + 0,00754) = 0,0943\text{м}$.

При $H_c=0,835\text{м}$ $h_k = 0,5 \cdot (0,2535 + 0,01056) = 0,1319\text{м}$.

При $H_c=1,005\text{м}$ $h_k = 0,5 \cdot (0,3018 + 0,01257) = 0,1572\text{м}$.

Отриманні значення записуються до табл.

Встановлюємо товщину стружки за прийнятною здібністю h_k , м, при роботі установки в режимі $2 \cdot V_k < V_c < 3 \cdot V_k$ ($V_c \approx 3 \cdot V_k$) для всіх значень висоти H_c :

При $H_c = 0,665\text{м}$ $h_k = 0,150 \cdot [(1,51)^2 - (0,53)^2] / 1,3 \cdot 1,33 \cdot 1,51 \cdot (3 \cdot 1,51 - 0,53) = 0,0287\text{м}$

При $H_c = 0,835\text{м}$ $h_k = 0,210 \cdot [(1,51)^2 - (0,53)^2] / 1,3 \cdot 1,33 \cdot 1,51 \cdot (3 \cdot 1,51 - 0,53) = 0,0406\text{м}$

При $H_c = 1,005\text{м}$ $h_k = 1,005 \cdot [(1,51)^2 - (0,53)^2] / 1,3 \cdot 1,33 \cdot 1,51 \cdot (3 \cdot 1,51 - 0,53) = 0,1945\text{м}$

Отримані значення записуються до табл.

Визначаємо товщину стружки за прийнятною здібністю h_k , м при роботі установки в режимі $V_k < V_c < 2 \cdot V_k$ (з паузою для часткового розвантаження) для всіх значень висоти H_c , в такій послідовності:

Встановлюємо товщину стружки за прийнятною здібністю при зустрічному ході h_k м для всіх значень висоти H_c , м:

При $H_c=0,665\text{м}$ $h_k = 0,150 \cdot (1+1,51) / 1,3 \cdot 1,33 \cdot 1,51 = 0,1442\text{м}$

При $H_c=0,835\text{м}$ $h_k = 0,210 \cdot (1+1,51) / 1,3 \cdot 1,33 \cdot 1,51 = 0,2019\text{м}$

При $H_c=1,005\text{м}$ $h_k = 1,005 \cdot (1+1,51) / 1,3 \cdot 1,33 \cdot 1,51 = 0,9662\text{м}$

Визначаємо товщину стружки за прийнятною здібністю при попутному ході $h_{кп}$ м для всіх значень висоти H_c , м:

При $H_c=0,665\text{м}$ $h_k = 0,150 \cdot (1,51-1) / 1,3 \cdot 1,33 \cdot 1,51 = 0,0293\text{м}$

При $H_c=0,835\text{м}$ $h_k = 0,210 \cdot (1,51-1) / 1,3 \cdot 1,33 \cdot 1,51 = 0,0410\text{м}$

При $H_c=1,005\text{м}$ $h_k = 1,005 \cdot (1,51-1) / 1,3 \cdot 1,33 \cdot 1,51 = 0,1963\text{м}$

Встановлюємо товщину стружки за прийнятною здібністю h_k , м, при роботі установки в режимі $V_k < V_c < 2 \cdot V_k$ (з паузою для часткового розвантаження) для всіх значень висоти:

при $H_c = 0,665\text{м}$ $h_k = 0,5 * (0,1442 + 0,0293) = 0,1589\text{м}$

при $H_c = 0,835\text{м}$ $h_k = 0,5 * (0,2019 + 0,0410) = 0,2224\text{м}$

при $H_c = 1,005\text{м}$ $h_k = 0,5 * (0,9662 + 0,1963) = 0,5813\text{м}$

Одержані значення записуються в табл. 3.6

Таблиця 5.4. -

Значення товщини стружки за опірністю різанню за прийнятною здібністю

Висота стругу H_c , м	Товщина стружки за опірністю різанню	Товщина стружки за прийнятною здібністю h_k , м, при роботі установки в режимах: $V_c < V_k$ $2 * V_k < V_c < 3 * V_k$ $V_k < V_c < 2 * V_k$ ($V_c \approx 3 * V_k$)		
0,66	0,0445	0,094	0,028	0,158
0,83	0,0307	0,131	0,040	0,222
1,00	0,0169	0,157	0,194	0,581

Визначаємо величини продуктивності установки за опірністю різанню g_c , т/хвил, при роботі в режимах $V_c < V_k$ і $2 * V_k < V_c < 3 * V_k$ ($V_c \approx 3 * V_k$) для всіх значень висоти H_c , м

Режим роботи $V_c < V_k$:

При $H_c = 0,665$ $g_c = 60 * 1,3 * 1,37 * 0,0445 * 0,92 = 4,39(\text{т/хвил})$

При $H_c = 0,835$ $g_c = 60 * 1,3 * 1,37 * 0,0307 * 0,92 = 3,02(\text{т/хвил})$

При $H_c = 1,005$ $g_c = 60 * 1,3 * 1,37 * 0,0169 * 0,92 = 1,67(\text{т/хвил})$

Режим роботи $2 * V_k < V_c < 3 * V_k$ ($V_c \approx 3 * V_k$)

При $H_c = 0,665$ $g_c = 60 * 1,3 * 1,37 * 0,0445 * 1,51 = 7,17(\text{т/хвил})$

При $H_c = 0,835$ $g_c = 60 * 1,3 * 1,37 * 0,0307 * 1,51 = 4,96(\text{т/хвил})$

При $H_c = 1,005$ $g_c = 60 * 1,3 * 1,37 * 0,0169 * 1,51 = 2,74(\text{т/хвил})$

Режим роботи $V_c < V_k$

При $H_c = 0,665$ $g_k = 60 * 1,3 * 1,37 * 0,0943 * 0,92 = 9,2(\text{т/хвил})$

При $H_c = 0,835$ $g_k = 60 * 1,3 * 1,37 * 0,1319 * 0,92 = 12,96(\text{т/хвил})$

$$\text{При } H_c = 1,005 \quad g_k = 60 \cdot 1,3 \cdot 1,37 \cdot 0,1572 \cdot 0,92 = 15,45 (\text{т/хвил})$$

$$\text{Режим роботи } 2 \cdot V_k < V_c < 3 \cdot V_k \quad (V_c \approx 3 \cdot V_k)$$

$$\text{При } H_c = 0,665 \quad g_k = 60 \cdot 1,3 \cdot 1,37 \cdot 0,0287 \cdot 1,51 = 4,63 (\text{т/хвил})$$

$$\text{При } H_c = 0,835 \quad g_k = 60 \cdot 1,3 \cdot 1,37 \cdot 0,0406 \cdot 1,51 = 6,55 (\text{т/хвил})$$

$$\text{При } H_c = 1,005 \quad g_k = 60 \cdot 1,3 \cdot 1,37 \cdot 0,1945 \cdot 1,51 = 31,38 (\text{т/хвил})$$

Встановлюємо величини продуктивності установки за опірністю різанню g_c , т/хвил, та за прийнятною здібністю g_k , т/хвил, при роботі в режимі $V_k < V_c < 2 \cdot V_k$ (з паузою для часткового розвантаження для всіх значень висоти :

$$\text{При } H_c = 0,665 \quad g_c = 60 \cdot 1,3 \cdot 1,37 \cdot 0,0445 \cdot 1 = 4,76 (\text{т/хвил})$$

$$\text{При } H_c = 0,835 \quad g_c = 60 \cdot 1,3 \cdot 1,37 \cdot 0,03076 \cdot 1 = 3,29 (\text{т/хвил})$$

$$\text{При } H_c = 1,005 \quad g_c = 60 \cdot 1,3 \cdot 1,37 \cdot 0,01699 \cdot 1 = 1,82 (\text{т/хвил})$$

$$\text{При } H_c = 0,665 \quad g_k = 60 \cdot 1,3 \cdot 1,37 \cdot 0,1589 \cdot 1 = 16,98 (\text{т/хвил})$$

$$\text{При } H_c = 0,835 \quad g_k = 60 \cdot 1,3 \cdot 1,37 \cdot 0,2224 \cdot 1 = 23,77 (\text{т/хвил})$$

$$\text{При } H_c = 1,005 \quad g_k = 60 \cdot 1,3 \cdot 1,37 \cdot 0,5813 \cdot 1 = 62,12 (\text{т/хвил})$$

Величини H_c , та відповідні їм значення записуються в табл. 5.5

Визначаємо технічні і технологічні параметри установки УСВ-3. Продуктивність установки $g = 4,96 \text{ т/хвил}$, режим роботи $2 \cdot V_k < V_c < 3 \cdot V_k$ і висота $H_c = 0,835 \text{ м}$. Для цього режиму визначаються швидкості руху $V_c = 1,5 \text{ м/с}$ і ланцюгу конвеєру $V_k = 0,53 \text{ м/с}$.

По встановленій висоті визначаємо товщину стружки $h_c = 0,0307 \text{ м}$.

Добове навантаження зі струговим вийманням за можливістю установки

$A_{\text{доб.техн.}}$, встановлюємо з вираження

$$A_{\text{доб.техн.}} = g \cdot T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot K_M$$

g - продуктивність установки, т/хвил;

$T_{\text{см}}$ - тривалість зміни, 360 хвил;

$n_{\text{см}}$ - кількість змін з видобутку;

K_m коефіцієнт машинного часу 0.40...0.45

$$A_{\text{доб.техн.}} = 4,96 \cdot 360 \cdot 3 \cdot 0.42 = 2450(\text{т})$$

$$n_{\text{ц}} = A_{\text{доб}} / (L_{\text{л}} \cdot m \cdot r \cdot \vartheta \cdot c),$$

$L_{\text{л}}$ - довжина лави

m - середня потужність пласту, м;

r - довжина ходу, м;

ϑ - щільність в масиві, т/м³;

c - коефіцієнт виймання вугілля = 0.97...0.98

$$n_{\text{ц}} = 1925 / (200 \cdot 1,3 \cdot 0,8 \cdot 1,37 \cdot 0.97) = 7(\text{циклів})$$

Таблиця 5.5. -

Продуктивність установки за опірністю різанню та за прийнятною здібністю при різних режимах роботи

Висота, м	Значення продуктивності установки	
	за опірністю різанню g_c , т/хвил	за прийнятною здібністю g_k , т/хвил
	$V_c < V_k$	
0,66	4,3	9,2
0,83	3,0	12,9
1,00	1,6	15,4
	$2 \cdot V_k < V_c < 3 \cdot V_k$ або ($V_c \approx 3 \cdot V_k$)	
0,66	7,1	4,6
0,83	4,9	6,5
1,00	2,7	31,3
	$V_k < V_c < 2 \cdot V_k$	
0,66	4,7	16,9
0,83	3,2	23,7
1,00	1,8	62,1

Механізований комплекс 2-КД90 (очисний комбайн РКУ-10)

Виймання відбувається човниковою схемою. За проходом комбайну пересуваються секції мех.кріплення (відстань не перевищує 2м), на відстані 15-20м від комбайна пересувається конвеєр. Передбачене безнішеве виймання. На сполученнях лави з виробками викладаються костри з дерева та встановлюється ряд органного кріплення. Паспортом пропонується використання індивідуального кріплення на сполученнях, на ділянках виробок, що

прилягають безпосередньо до вибою встановлюється підсилююче кріплення: 2 ряди на конвеєрному штреку та 1 ряд на вентиляційному штреку. Для стійкості порід покрівлі на сполученнях використовуємо анкерне кріплення.

1. Розрахунок обсягів робіт (на цикл):

а) виїмка комбайном:

$$A_y = l_{\text{з}} m r \gamma$$

$$A_y = 200 \cdot 1,3 \cdot 0,63 \cdot 1,37 = 224,4(m)$$

$$\kappa_y = \frac{A_{\text{уст}}}{A_y}$$

$$\kappa_y = \frac{595}{224} = 2,64$$

Трудомісткість обслуговування мех.комплексу для наших умов складає 10,085.

б) викладення кострів з дерева:

$$V_{\kappa} = \frac{r}{l_{\text{уст}_{\kappa}}} n$$

$$V_{\kappa} = \frac{0,63}{1,8} \cdot 2 = 0,7(\text{кост.})$$

в) кріплення сполучення - анкерне кріплення:

$$V_a = \frac{r}{l_{\text{уст}_a}} n$$

$$V_a = \frac{0,63}{0,63} \cdot 2 = 2(\text{анкера})$$

г) посилююче кріплення сполучення:

$$V_{\kappa.у.} = \frac{r}{l_{\text{уст}_p}} n$$

$$V_{\kappa.у.} = \frac{0,63}{0,8} \cdot 3 = 2,36(\text{шт})$$

д) демонтаж та монтаж ніжок аркового кріплення на споученнях:

$$V_{a.к.} = \frac{r}{l_{\text{уст}_p}} n$$

$$V_{a.k.} = \frac{0,63}{0,8} \cdot 2 = 1,575(шт)$$

е) встановлення рядів органного кріплення на штреках:

$$V_{o.k.} = \frac{r}{d_{cm}} n$$

$$V_{o.k.} = \frac{0,63}{0,15} \cdot 4 = 16,8(шт)$$

ж) демонтаж аркового кріплення при погашенні виробки

$$V_s = \frac{r}{l_p} n$$

$$V_s = \frac{0,63}{0,8} \cdot 2 = 1,575$$

з) пересування кріплення на сполученнях:

$$V_{k.c.} = rn$$

$$V_s = 0,63 \cdot 2 = 1,26$$

Розраховуємо кількість робітників:

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

$$N_{доб.} = 30 + 5 \cdot 7 + 3 = 68(чол.)$$

Таблиця 5.6. -

Трудовіткість робіт при використанні мех.комплексу КД-90 (очисний комбайн РКУ-10)

№	Вид	Одиниці виміру	Норма			Обсяг	кількість людино-змін	Підстава
			збірник	К	встановлен а			
1	Виймка вугілля:	т	659	0,95-0,95	595	224		
	МГВМ						0,37	ЄНВТ.6
	ГРОЗ						3,45	
2	Виймання та встановлення ніжок	шт	5,79	0,90	5,4	1,57	0,31	УКНВп.18
3	Кріплення посилення	м	4,89	0,90	4,5	2,3	0,55	УКНВт.34
6	Органне кріплення	шт	88	0,90	80,4	16,7	0,22	ЄНВТ.72
7	Пересування кріплення насполученні	м	29,7	0,90	26,5	1,25	0,06	УКНВт.37
8	Викладення кострів	шт	10,38	0,90	9,36	0,71	0,08	УКНВт.31
9	Встановлення анкерного кріплення		49,28	0,86	43,0	2,0	0,048	
Разом:							5,05	

При використанні мех.комплексу КД90-С з установкою УСВ-3 процеси циклу співпадають з 1 варіантом, за виключенням виймання вугілля:

$$\kappa_y = \frac{564}{272} = 2,07$$

Норма обслуговування мех.комплексу за таких умов складає 7,12.

Таблиця 5.7. -

Трудовістість робіт при використанні мех.комплексу КД90-С з
установкою УСВ-3

№	Вид	Одиниці виміру	Норма			Обсяг	кількість людино-змін	Підстава
			збірник	К	встановлена			
1	Виймка вугілля:	т	625	0,95-0,95	564	272		
	МГВМ						0,47	ЄНВТ.6
	ГРОЗ						2,95	
2	Виймання та встановлення ніжок	шт	5,7	0,90	5,4	1,5	0,28	УКНВп.18
3	Кріплення посилення	м	4,8	0,90	4,4	2,3	0,53	УКНВТ.34
6	Органне кріплення	шт	89,0	0,90	80	16,8	0,22	ЄНВТ.72
7	Пересування кріплення на сполученні	м	29,0	0,90	26	1,26	0,06	УКНВТ.37
8	Викладення кострів	шт	10,3	0,90	9,3	0,71	0,06	УКНВТ.31
9	Встановлення анкерного кріплення		49,7	0,86	43,0	2,0	0,04	
Разом:							4,67	

Розрахуємо кількість робітників:

$$N_{\text{доб.}} = N_{\text{рем.}} + Tn_{\text{ц}} + N_{\text{ст.}}$$

$$N_{\text{доб.}} = 30 + 4,65 \cdot 7 + 3 = 66(\text{чол})$$

Розрахуємо собівартість вугілля по вибою. Для цього розрахуємо фонд заробітній платні та витрати на електроенергію, витрати на матеріали та витрати на амортизаційні відрахування.

Результати розрахунків:

Таблиця 5.8. -

План по труду и заработной платні по дільниці																	
Місце і найменування робіт	Професія робочих, розряд	Чисельність трудящих						Розцінка, ставка, оклад, грн	Місячний фонд прямої зарплати, грн	бригадирські за роботу в нічний час	Доплати			Сума доплат, грн	Загальний фонд зарплати, грн		
		За добу	1 зміна	2 зміна	3 зміна	4 зміна	По списку				%	грн	інші				
Лава, виймка вугілля комбайном	Комплексна бригада, МГВМ, ГРОЗ, електрослюсарі	38		13	13	12	68	0,46	21183	150	8473,2	50	10591,5	1078	7697	49172,7	
		1	1				2	23,4	1404	50		50	702	43	207	2406	
		20	20				36	20,16	21773				50	10886,4	110	404	33173
		13	10	1	1	1	23,4	20,16	14152		1210	50	7076,16	32	116	22586	
ГТР	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		81	35	16	15	14	142		64682,12	200	11339,2		32446,06	1684	9858	120209,4	

Таблиця 5.9. -

Витрати на допоміжні матеріали						
Матеріали	Одиниця змірювання	Ціна одиниці, грн	Норма расхода на 1000т	Об'єм робіт на місяць, т	Фактичне витрачення	Витрати, грн
Лісоматеріали	м ³	150,0	4	46050	171,8	25776
Комбайнові зубки	шт.	15,0	15		644,4	9666
Емульсія	кг	2,0	180		7732,8	15466
Смазочні матеріали	кг	4,2	30		1288,8	5413
Усього						56321
Невраховані матеріали (2,5%)						1408
Матеріали разового використання (1,5%)						845
Матеріали тривалого використання (5%)						2816
Разом						61389

Таблиця 5.10. -

Амортизаційні відрахування							
Обладнання	Кількість в роботі	Коефіцієнт резерву	Кількість в наявності	Ціна одиниці, грн	Вартість обладнання, грн	Річна сума амортизації, %	Сума амортизаційних відрахувань за рік
РКУ-10	1	1,54	1,54	1800000	2772000	15	415800
2Донбас	133	1,2	160	28200	4500720	15	675108
СПЦ151	1	1,3	1,3	350000	455000	15	68250
СНТ-32	1	1,2	1,2	85000	102000	15	15300
Усього					7829720		1174458
Невраховане обладнання (5%)					391486		58723
Разом					8221206		1233180,9
Амортизація за місяць							97872

Таблиця 5.11. -

Витрати на електроенергію									
Споживач	Загальна встановлена потужність, кВт	Коефіцієнт навантаження	Споживана потужність, кВт	Число годин роботи за добу	Витраченн я електроене ргії за		КПД	Усього з урахуванням витрат	Усього витрат, грн
					добу	місяць			
РКУ-10	240	0,87	208,8	13	2714	81432	0,9	89575,2	5375
СНТ-32	110		95,7	13	1244	37323		41055,3	2463
СПЦ151	220		191,4	13	2488	74646		82110,6	4927
Усього									12764
Невраховане обладнання (10%)									1276
Разом									14041

Таблиця 5.12. -

Калькуляція витрат			
Елемент витрат	Витрати на весь об'єм робіт за місяць, грн	Витрати на 1 т, грн	Структура витрат, %
Заробітня платня	120209,38	2,61	3,0
Нарахування на зарплатню (47,5%)	57099	1,24	1,4
Електроенергія	14041	0,30	0,3
Матеріали	61389	1,33	1,5
Амортизація	97872	2,13	2,4
Усього	350611	87,61	100

Собівартість вугілля складає 87,6грн.

Таблиця 5.13. -

для другого варіанту

План по труду и заробітній платні по дільниці

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	гр					інші
											%	гр	премія			
Комплексна бригада, МПВМ, ГРОЗ, електрослюсарі	45		11	11	11	60	0,38	21945	150	8778	50	10972,5	1078	7697	50620,5	
	1	1				2	23,4	1404	50		50	702	43	207	2406	
	20	20				36	20,16	21773			50	10886,4	110	404	33173	
	13	10	1	1	1	23,4	20,16	14152		1210	50	7076,16	32	116	22586	
	1	1				1	550	550			60	330	45	124	1049	
	1		1			1	500	500			60	300	42	115	957	
	1	1				1	500	500			50	250	42	110	902	
	1	1				1	480	480			50	240	42	105	867	
	5	1	1	1	1	9	460	4140		1656	50	2070	250	980	9096	
	88	35	14	13	13	134		65444,12	200	11644		32827,06	1684	9858	121657,2	

Таблиця 5.14. -

Витрати на допоміжні матеріали						
Матеріали	Одиниця змірювання	Ціна одиниці, грн	Норма расхода на 1000т	Об'єм робіт на місяць, т	Фактичне витрачення	Витрати, грн
Лісоматеріали	м ³	150,0	3	57750	173,3	25988
Емульсія	кг	2,0	180		10395,0	20790
Смазочні матеріали	кг	4,2	25		1443,8	6064
Усього						52841
Невраховані матеріали (2,5%)						1321
Матеріали разового використання (1,5%)						793
Матеріали тривалого використання (5%)						2642
Разом						57597

Таблиця 5.15. -

Амортизаційні відрахування							
Обладнання	Кількість в роботі	Коефіцієнт резерву	Кількість в наявності	Ціна одиниці, грн	Вартість обладнання, грн	Річна сума амортизації, %	Сума амортизаційних відрахувань за рік
УСВЗ	1	1,54	1,54	1800000	2772000	15	415800
Донбас С	133	1,2	160	28200	4500720	15	675108
СНТ-32	1	1,2	1,2	85000	102000	15	15300
Усього					7374720		1106208
Невраховане обладнання (5%)					368736		55310
Разом					7743456		1161518,4
Амортизація за місяць							92184

Таблиця 5.16. -

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, грн	Усього витрат, грн
					добу	місяць				
УСВЗ	240	0,87	208,8	13	2714	81432	0,9	89575,2	0,06	5375
СНТ-32	110		95,7	13	1244	37323		41055,3		2463
Усього										7838
Невраховане обладнання (10%)										784
Разом										8622

Таблиця 5.17. -

Калькуляція витрат			
Елемент витрат	Витрати на весь об'єм робіт за місяць, грн	Витрати на 1 т, грн	Структура витрат, %
Заробітня платня	121567	2,11	2,5
Нарахування на зарплатню (47,5%)	57744	1,00	1,2
Електроенергія	8622	0,15	0,2
Матеріали	57597	1,00	1,2
Амортизація	92184	1,60	1,9
Усього	337714	85,85	100

Собівартість 85,8грн/т, що на 16% менше ніж у 1 варіанті, вибираємо його.

Система розробки

Вугілля видобувається за допомогою довгого стовпа, що простягається від межі борту до похилого вогнища.

З боку лави конвеєр і вентиляційні тунелі захищені дровами, а покрівля контролюється повним обваленням. Між довгими стінами зазвичай залишають незайману вугільну ділянку. Зараз шахта почала видаляти довгі стіни, не залишаючи жодної незайманої ділянки вугілля.

Відповідно до стандартів технічного проектування вугільних і сланцевих шахт і з урахуванням досвіду цієї шахти, була прийнята стовпова система розробки з реверсивним видобутком вугілля з використанням продовжень лав і стовпів, спрямованих вгору, лише на деяких ділянках. Довжина стовпів коливається в межах 800-1200 м, а довжина лав - 100-170 м. Методи механізації, що використовуються для видобутку вугілля, кріплення та управління покрівлею, були розроблені відповідно до гірничо-геологічних умов.

Механізовані мобільні опори і кріплення планувалося розмістити під металеву арку за 40-50 м перед гідравлічними опорами, розміщеними вздовж осі тунелю на стику з бджолою, і за 60-100 м позаду них. Ці опори будуть переставлятися по мірі руху поверхні.

Вентиляційна лава буде погашена після проходження лави. Однак, для створення нормальних умов експлуатації лави, вздовж тунелю на перетині з вентиляційним тунелем буде запалено серію вогнищ у міру просування лави.

У 1995 році інститут "Дніпрогіршахт" розробив технічну схему спорудження литих смуг з швидкотверднучого матеріалу для охорони лав і прийняв поетапне рішення про спорудження інженерних смуг на основі узагальнення досвіду охорони шахт.

Після впровадження охорони поверхні литими смугами з матеріалу, що швидко твердіє, планується повторне використання довгих стін для наступних виробничих колон в панелі. Оскільки послідовність етапів у панелі є низхідною, можна відлити новий тунельний етап методом змиву замість того, щоб використовувати деформовані тунелі для наступних експлуатаційних стовбурів.

Вибір способу підготовки лав і раціональної системи розробки здійснюється шляхом економічного порівняння прийнятних варіантів систем за певних умов.

Обґрунтування і вибір способу підготовки лав

При виборі способу підготовки лави необхідно вирішити наступні питання

1. вибір місця і часу проведення виїмкових робіт відповідно до площі виїмки попереднього стовпа
2. вибір напрямку виїмки відповідно до геологічних міркувань.

Варіант 1 - "лава-шар", система розробки, яка передбачає проходку лав і вентиляційних тунелів поблизу зони проходки тунелів;

Варіант 2 - лава з двома вибоями і галереями лав, що зближуються, і галереями лав.

Проаналізуємо гірничо-геологічні умови залягання вугільного пласта та порівняємо їх із запропонованими умовами застосування системи розробки вугільного пласта. Оцінюються фактори, що впливають на вибір системи розробки:

- - Передбачувана потужність пласта/розробка на повну потужність; менше 1,5 м, що означає, що гірничі роботи включатимуть підрив частини породи, що вміщує пласт;
- - Якщо пласт нахилений/похилий до 20-25 градусів, то для транспортування вугілля через вибій будуть потрібні механічні засоби;
- - Через помірні властивості/стійкість порід боків використовується метод

управління гірничим тиском повного обвалення. Розташування

підготовчих штретів вздовж пласта пояснюється низькою стійкістю порід бокових стінок;

- - Всі геологічні порушення, що виникають під час технологічних операцій, мають низьку амплітуду і легко ліквідуються без спеціальних заходів;
- - Низька обводненість /об'єм води в покладі дозволяє використовувати будь-яку систему розробки/;
- - Газоносність /газовий коефіцієнт родовища обмежує довжину лави і навантаження на поверхню/;
- - Самозаймання вугілля /Пласти менш схильні до самозаймання/;
- - Механізація виробничого процесу /Високопродуктивне обладнання для механізації видобутку вугілля на пологих пластах збільшує довжину лави і навантаження на лаву.

Для вибору варіантів для порівняння була використана логічна схема відбору.

Оптимальна довжина лави для кожного варіанту гірничої системи, що розглядається для порівняння, визначається економічними факторами. Оскільки, крім основних статей питомих витрат (виїмка, будівництво приймальних майданчиків, амортизація обладнання), враховуються також інші статті витрат з невеликим (<4%) сумарним впливом на оптимальну довжину лави, для розрахунку була використана спрощена методика.

Згідно з цією методикою, вплив надійності на оптимальну довжину лави визначається шляхом введення в модель витрат коефіцієнта надійності, оскільки наявні статистичні дані про кількість відмов у роботі наземного обладнання та витрати, необхідні для їх усунення, є старими, а для нового обладнання - недоступними.

Цільова функція для загальних питомих витрат

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

Для обладнаних мехкомплексами лав:

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

$\sum l_n$ – сумарна довжина ніш, м;

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

n_T – трудомісткість обслуговування мехкомплексу, люд.-зм;

N_B – норма виїмки вугілля, т;

p – продуктивність пласта вугілля, т/м²;

c – коеф. витягу вугілля;

$\sum K_{B.B}$ – вартість проведення 1м виїмкових виробок, які обслуговують лаву, грн;

Для 1-го варіанта

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

C_1 – коеф. вартості проведення, що враховує витрати, які постійні на 1м і залежні від перетину виробки;

C_2 – ті ж, постійні на 1м³;

C_3 – коеф. враховує зменшення вартості проведення змішаним вибоєм у порівнянні з проведення по породі;

F – площа перетину виробки у світі, м²;

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

f_n – коеф. враховує глибину, обводненість та викиднебезпечність вибою,

також довжину транспортування, які впливають на вартість проведення:

$$f_n = K_n \cdot K_{o.3} \cdot K_e \cdot K_l = 1,06 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,07 = 1,13$$

K_n – коеф. глибини

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

H – глибина розташування, м;

$K_{o.3}$ – коеф. обводненості;

K_B – коеф. викиднебезпечності;

K_l – коеф. впливу довжини транспортування

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

l – довжина транспортування, м;

k_p – вартість укладки рейкової колії, грн;

n – кількість колій;

ρ – коеф. враховує період відпрацьовування, коли проводиться виробка.

Для іншого варіанта:

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

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

$n_{б.к}$ – число бутокострів;

$N_{б.к}$ – змінна норма;

$K_{б.к}$ – вартість зведення грн;

$\sum K_{пл}$ – сумарна вартість спорудження площадок, які обслуговують ярус, грн

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

$d_{пл}$ – вартість спорудження 1м³ площадки з урахуванням устаткування і монтажу, грн;

$V_{пл}$ – додатковий обсяг виробок і камер площадок, м³;

$n_{кр}$ – число крил, які обслуговуються площадкою;

$L_{кр}$ – довжина крила, м;

K_n – коеф. надійності устаткування;

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

R_p – тарифна ставка слюсаря з ремонту машин та устаткування, грн;

l_l – довжина ділянки лави, яка обслуговується одним слюсарем, м;

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

$\varphi_{1кр}$, $\varphi_{1кон}$ – коеф. враховують устаткування резерву, відповідно кріплення та конвеєра;

$a_{1кр}$, $a_{1кон}$ – добова норма амортизації устаткування.

Відповідно до розрахунків, оптимальні довжини лав складуть 185 м (при питомих витратах 11,27 грн/т) для одного варіанта і 210 м (11,45 грн/т) для іншого варіанта. Визначимо відхилення довжини лави, коли зміна питомих витрат не перевищує 5,0 % від мінімальних. Оптимальні значення для першого варіанта складе 135-245 м, для другого варіанта 155-275 м.

Складаємо економіко-математичні моделі для порівнюваних варіантів систем.

Перший варіант: Витрати на проведення:

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

$k_{\text{в.шт}}$ – витрати на проведення 1м вент. штреку, грн/м;

$l_{\text{л}}$ – довжина лави, м;

$k_{\text{о.шт}}$ – витрати на проведення 1м конв. штреку, грн/м;

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

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

$H_{\text{п}}$ – розмір по падінню, м.

Витрати на підтримку:

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

r_1 , r_2 , r_4 – витрати на підтримку в зонах відповідно, грн/м³;

$V_{\text{п}}$ – швидкість проходки виробок, м/рік;

V_o – швидкість посування вибою, м/рік.

Витрати на транспортування:

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

$Z_{\text{я}}$ – запаси ярусу, т;

g – витрати на транспорт вугілля, грн:

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

n_k –число приводів;

l –довжина транспортування,м;

A –величина вантажопотоку,т/доб;

α кут конвеєрної лінії, град.

Другий варіант: Витрати на проведення:

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

k_1 –витрати на проведення 1м першого й останнього штретків, грн/м;

k_2 –витрати на проведення 1м інших штретків, які охороняються, грн/м;

Витрати на підтримку:

$$\begin{aligned} \sum R = 2 \cdot \left[\frac{r_1 \cdot L_{\kappa p}^2}{2V_n} + \frac{r_1 \cdot L_{\kappa p}^2}{2V_o} + r_2 \cdot L_{\kappa p} \right] + \\ + \left(\frac{H_n}{l_n} - 1 \right) \cdot \left[\frac{r_1 \cdot L_{\kappa p}^2}{2V_n} + \frac{r_1 \cdot L_{\kappa p}^2}{2V_o} + (2 \cdot r_2 + r_3) \cdot L_{\kappa p} + \frac{2 \cdot r_4 \cdot L_{\kappa p}^2}{2V_o} \right] \end{aligned}$$

r_3 витрати на підтримку в 3-ій зоні, грн/м³.

Витрати на транспортування:

$$\sum G = Z_{\kappa} \cdot g \cdot \frac{L_{\kappa p}}{2} \cdot \frac{H_n}{l_n}$$

Обчислюємо критерій питомих витрат:

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

Результати розрахунків зводимо в таблицю 5.18:

Таблиця 5.18 –

Вартісні параметри

параметр	1	2
$\sum K, \text{грн}$	92352170	95645810
$\sum R, \text{грн}$	45989530	62421450
$\sum G, \text{грн}$	11041240	11041240
$\sum C, \text{грн/т}$	144,13	144,25

- Визначити оптимальні розміри панелей для обраного методу підготовки та розміщення довгомірних опор.
- Задача визначення оптимальних розмірів панелей може виникнути в наступних ситуаціях і умовах:
 - На діючій шахті вирішено видалити одну або дві панелі в будь-якій частині рудної зони. Цю проблему можна вирішити шляхом моделювання експлуатаційних витрат, необхідних для вилучення цієї частини шахти. / Наприклад, є ствол шахти, який потрібно завершити, і виникає питання, скільки панелей там розмістити, тобто потрібно знати оптимальні розміри панелей уздовж простягання;
 - Коли шахта знаходиться в експлуатації і переходить на новий горизонт (з реконструкцією або без неї), приймається рішення про перехід до підготовки панелей. Це завдання вирішується шляхом моделювання експлуатаційних витрат, необхідних для відпрацювання запасів по горизонту або в межах лави. Іншими словами, якщо відомі розміри шахти, необхідно визначити, скільки панелей слід взяти з решти шахти або оптимальний розмір панелі;
 - На етапі проектування нової шахти приймається рішення про підготовку панелей на вході в шахту. Ця складність вирішується шляхом моделювання витрат, пов'язаних з розробкою всіх запасів на ділянці шахти, тобто розрахунку всіх тунелів. Необхідно визначити розміри шахтних стволів, що аналогічно визначенню розмірів шахтних панелей і кількості панелей.
- Розробити економіко-математичну модель для визначення оптимальних розмірів панелей як окремих частин тунелю.
- Для вирішення цієї задачі необхідна наступна відома інформація: система розробки, параметри тунелю і спосіб його кріплення, навантаження на поверхню, кількість секцій в одночасній роботі, довжина поверхні або висота секцій і т.д. Схил буде поступово поглиблюватися.
- Розглянемо результати цієї роботи. Нам потрібно зібрати і відібрати закономірності і залежності, які підходять для наших цілей. За критерій

оптимальності ми можемо взяти суму експлуатаційних витрат і теперішню вартість капітальних інвестицій, тобто приведені експлуатаційні витрати:

- Який з цих двох критеріїв слід використовувати в оцінці? Перший критерій враховує окупність капітальних інвестицій, в той час як згідно з чинними інструкціями Держбуду, лише перша плата готується за вартістю капітальних інвестицій, а всі наступні плати готуються за експлуатаційними витратами.
- Експлуатація шахти за рахунок капітальних інвестицій на етапі будівництва шахти є надзвичайно вигідною. Це пов'язано з тим, що капітальні інвестиції використовуються лише для амортизації, а задіяна робоча сила не береться до уваги при розрахунку продуктивності праці. З одного боку, операційні витрати враховуються у собівартості вугілля, а вся зайнята робоча сила включається в розрахунки продуктивності праці.
- З іншого боку, капітальні інвестиції, необхідні для підготовки ділянки до роботи, є незначними, а інвестиційний період є дуже коротким - від 1,5 до 2,0 років. У таких випадках значення ЕС дуже мале в порівнянні зі значенням С, приблизно на порядок нижче / Тому критерій оптимальності, питомі експлуатаційні витрати на цю роботу є більш прийнятними.
- Розглянемо, як змінюються витрати на виконання, обслуговування і транспортування робіт при зміні розміру панелі в поздовжньому напрямку:
- Похилі роботи / бремсберги, пандуси, доріжки / - вони залишаються постійними по довжині, навіть якщо змінюється ухил і відповідно змінюється запас панелей. Іншими словами, проблема полягає в тому, що похила ділянка залежить від розміру шпори;
- Горизонтальні тунелі/ступінчасті тунелі/ - вони змінюються при зміні кроку. Запас панелей збільшується пропорційно збільшенню S_p і має постійну питому собівартість дрейфу;
- Різання печей - це робиться на висоту кожного шару, тобто всієї панелі; іншими словами, це ті ж самі операції з перекидання, і їх варіації схожі;

- Монтаж і демонтаж обладнання - ці витрати є фіксованими, і якщо змінюється S_p , змінюється запас і змінюється сам норматив.

Беручи до уваги розподіл витрат, можна зробити висновок, що розмір панелі вздовж розширення повинен бути якомога більшим.

Витрати на утримання тунелю:/ Слід зазначити, що в утриманні тунелю беруть участь дві змінні, l і t . І якщо змінюється тільки одна з них, то загальна сума вважається постійною; якщо змінюються дві змінні, то загальна сума вважається змінною.

- Похила штольня - її довжина постійна, а змінюється лише термін служби штольні;

- Іншими словами, обидві змінні залежать від розміру панелі, і витрати на обслуговування зростають, незважаючи на збільшення запасу панелей.

З другої складової можна зробити висновок, що розмір лавних панелей повинен бути якомога меншим.

Витрати на управління навантаженням на панелі під час експлуатації:

- Операції перекидання - вартість транспортування змінюється прогресивно в залежності від запасу панелі;

- Транспортування через тунелі - залежить як від довжини транспортування, так і від запасу панелей.

Водовідведення може бути організоване за допомогою трубопроводів, насосів і споживання електроенергії, а може бути організоване самопливом через траншеї. Вартість каналів включена у вартість виїмки. / Водовідведення в бремсбергській частині панелі і в зоні видобутку здійснюється самопливом через похилі і горизонтальні тунелі, витрат на це немає, але вони виникають при водовідведенні похилої частини панелі, тому необхідно враховувати запаси вугілля в даній частині панелі, про яку йде мова.

Крива на графіку показує, що одна частина експлуатаційних витрат зменшується зі збільшенням S_p , інша частина збільшується, а третя частина залишається постійною. Наявність перших двох частин у будь-якій задачі

свідчить про те, що цей параметр має оптимальне значення за критерієм оптимальності.

Коли ці витрати підсумовуються, виходить нова крива, нижня точка якої визначає оптимальний параметр задачі.

Запишемо математичне формулювання задачі з цими компонентами:

$$C_{\text{sum}} = \frac{K}{Z_n} + \frac{R}{Z_n} + \frac{G}{Z_n} + \frac{G_{\text{вод}}}{Z_n} \rightarrow \min$$

Z_n –запаси панелі, т;

K –вартість проведення виробок і споруд, монтаж-демонтаж обладнання, грн;

R –вартість підтримання на весь термін служби, грн;

G –вартість транспортування, грн;

$G_{\text{вод}}$ –вартість водовідливу, грн.

Складемо економіко-математичну модель:

$$f(S_n; n_{\text{я}}) = \frac{K + R + G + G_{\text{вод}}}{Z_n} \rightarrow \min$$

Проведення:

З точки зору проведення необхідно враховувати витрати на проведення по вартісному виразу

$$K = k \cdot l$$

Так як ми моделюємо питомі експлуатаційні витрати, то ділимо витрати на запаси панелі - вони рівні:

$$Z = S_n \cdot H_{\text{я}} \cdot n_{\text{я}} \cdot p \cdot c$$

Формалізуємо модель по частинам:

- проведення похилів

$$f(S_n; n_{\text{я}}) = \frac{\sum k_y \cdot H_{\text{я}} \cdot n_{\text{я}}}{S_n \cdot H_{\text{я}} \cdot n_{\text{я}} \cdot p \cdot c} +$$

k_y –сумарні витрати на проведення, грн;

$H_{\text{я}}$ –похила висота, м;

$n_{\text{я}}$ –кількість ярусів;

S_n –розмір по простяганню, м;

p –продуктивність, т/м²;

c –коеф.виїмки.

- проведення штреків

$$+ \frac{k_{шт} \cdot S_n \cdot n_{я} \cdot 2}{S_n \cdot H_{я} \cdot n_{я} \cdot p \cdot c} +$$

- проведення печей

$$+ \frac{k_{п.п} \cdot H_{я} \cdot n_{я} \cdot n_{кр}}{S_n \cdot H_{я} \cdot n_{я} \cdot p \cdot c} +$$

- монтаж-демонтаж обладнання

$$+ \frac{K_{м.-д} \cdot n_{я} \cdot n_{кр}}{S_n \cdot H_{я} \cdot n_{я} \cdot p \cdot c} +$$

Залежність цих видів витрат відповідає, що одна частина зменшується, інша постійна. Це видно з того, куди входить наш параметр – в числівник або в знаменник, або взагалі відсутній. Маємо на увазі розмір панелі.

Підтримання:

З точки зору підтримання необхідно враховувати види витрат на підтримання по вартісному виразу

$$R = r \cdot l \cdot t$$

- підтримання похилів (не впливають очисні роботи – для цього проводять розвантажувальну лаву (залишають цілики) визначених розмірів

$$+ \frac{\sum r_{ly} \cdot H_{я} \cdot \frac{n_{я}}{2} \cdot (n_{я} + 1) \cdot t_{я}}{A_{я} \cdot n_{я} \cdot t_{я}} +$$

$A_{я}$ –річне навантаження, тис.т;

$t_{я}$ –термін відробки, років;

$$A_{я} \cdot n_{я} \cdot t_{я} = A_n \cdot t_n$$

A_n –річне навантаження, тис.т;

t_n –термін відробки, років.

- підтримання:

$$+ \frac{r_{1ш} \cdot S_n / 2 \cdot (n_{я} + 1) \cdot t_{я}}{A_{я} \cdot n_{я} \cdot t_{я}} + \frac{r_{2ш} \cdot S_n \cdot n_{я} \cdot 2}{S_n \cdot H_{я} \cdot n_{я} \cdot p \cdot c} + \frac{r_{4ш} \cdot S_n / 2 \cdot (n_{я} - 1) \cdot t_{я}}{A_{я} \cdot n_{я} \cdot t_{я}} +$$

Транспорт і водовідлив:

- по похилу:

$$+ \frac{(g_{2y} + g_{2y}^{сод}) \cdot H_{я} \cdot n_{я} / 2 \cdot (n_{я} + 1) \cdot Z_{я}}{Z_{я} \cdot n_{я}} +$$

- по штреку:

$$+ \frac{g_{2ш} \cdot S_n / 4 \cdot Z_{я} \cdot n_{я}}{Z_{я} \cdot n_{я}} \rightarrow \min$$

Проаналізуємо як або ні збігається змістовний опис задачі до складеної нами моделі. S_n бере участь практично у всіх частинах моделі. Якщо розглянути витрати, при проведенні він знаходиться в знаменнику – витрати зменшуються при збільшенні параметру; в інших випадках S_n знаходиться в чисельнику – витрати збільшуються, якщо параметру немає, витрати залишаються теж постійними.

Структура економіко-математичної моделі є такою, що можна виділити три складових: одна частина витрат зменшується із збільшенням панелі по простяганню, друга – збільшується, а третя залишається постійною. Це говорить, що наш параметр має оптимальну величину.

Коли функцію виразити в загальному виді, то отримаємо:

$$f(S_n; n_{я}) = \frac{C_1}{S_n} + C_2 \cdot S_n + C_3 \cdot n_{я} + C_4 \cdot \frac{S_n}{n_{я}} + C_5 \rightarrow \min$$

Щоб знайти оптимальні значення, беремо перші похідні та прирівнюємо їх до нуля. Є система двох рівнянь з двома невідомими

$$\begin{cases} \frac{\partial f}{\partial S} = -\frac{C_1}{S_n^2} + C_2 + \frac{C_4}{n_{я}} = 0 \\ \frac{\partial f}{\partial n_{я}} = C_3 - \frac{C_4 \cdot S_n}{n_{я}^2} = 0 \end{cases}$$

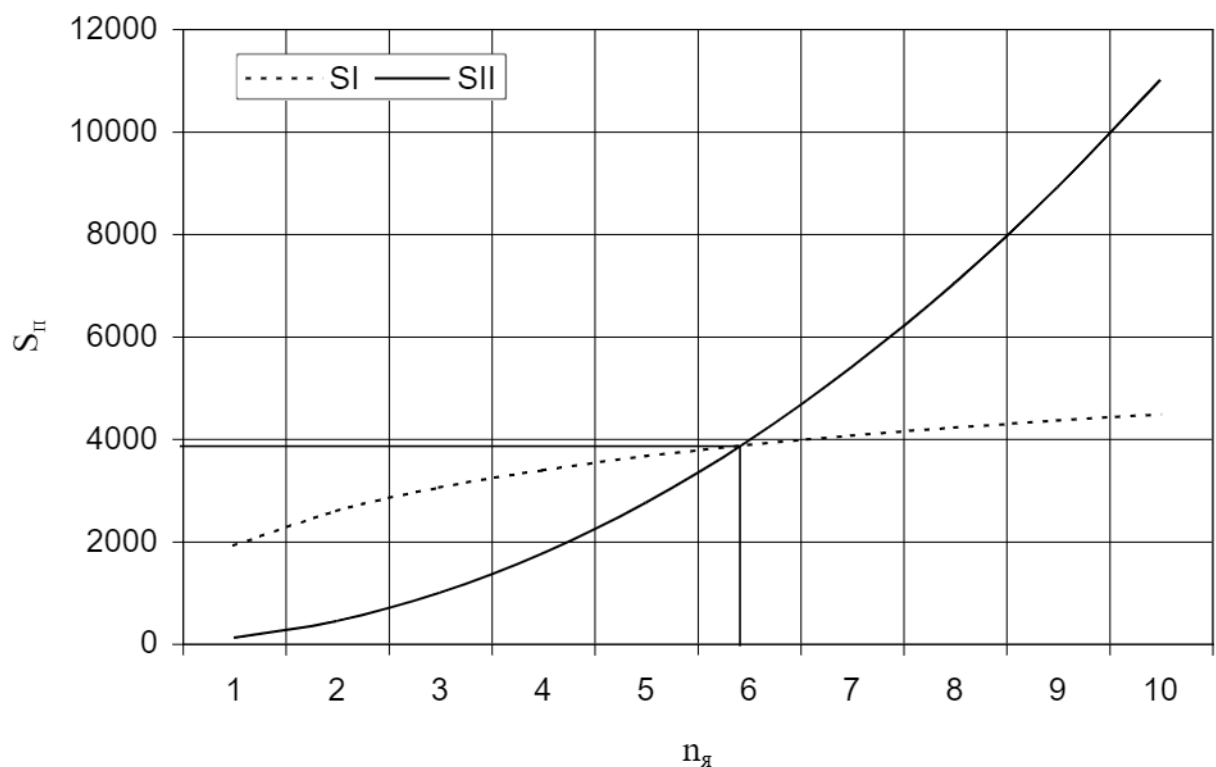
Приводимо рівняння до загального знаменника

$$\begin{cases} -C_1 \cdot n_{\text{я}} + C_2 \cdot S_{\text{п}}^2 \cdot n_{\text{я}} + C_4 \cdot S_{\text{п}}^2 = 0 \\ C_3 \cdot n_{\text{я}}^2 - C_4 \cdot S_{\text{п}} = 0 \end{cases}$$

Висловивши $S_{\text{п}}$ з кожного, отримаємо два розміри по простяганню в вигляді рівнянь S_{I} і S_{II} . По цим рівнянням будуюмо графіки залежності. Їх точка перетину дає оптимальні значення для $S_{\text{п}}$ і $n_{\text{я}}$

$$\begin{cases} S_{\text{I}} = \sqrt{\frac{C_1 \cdot n_{\text{я}}}{C_2 \cdot n_{\text{я}} + C_4}} \\ S_{\text{II}} = \frac{C_3 \cdot n_{\text{я}}^2}{C_4} \end{cases}$$

Визначення оптимальних розмірів панелі
графоаналітичним способом



Оптимальні значення параметрів:

$$S_{\text{п}} - 3875 \text{ м}, n_{\text{я}} - 6.$$

Обґрунтування провітрювання дільниці.

Так як підготовчі виробки погашаються за вибоєм, та з урахуванням прийнятої системи розробки пласта, приймається схема провітрювання І- М- Н- В- ВТ

І –надходження газу з трьох джерел - пласт, вироблений простір, відбите вугілля;

М –видача вихідного повітря на масив;

Н –незалежне провітрювання;

в –висхідне прямування повітря;

ВТ –зворотноточне прямування повітря в межах ділянки.

Обґрунтування та вибір основного і допоміжного транспорту на дільниці.

При виборі основного транспорту враховуємо навантаження на вибій. Для механізованих вибоїв із добовим навантаженням більше 400 т/добу та на пологих пластах приймається конвеєрний транспорт.

Для транспортування вугілля по штреках використовуються стрічкові конвеєри, вони мають значну продуктивність. Під лавою встановлюється надвижний перевантажувач.

Допоміжний транспорт визначається разом із вибором підготовки стовпів. В якості допоміжного транспорту для людей, матеріалів та устаткування використовується монорейкова дорога.

Вибір розташування, площі, кріплення та способу охорони виробок

Оскільки виробки схильні впливу очисних робіт, для їх кріплення застосовуємо металеве аркове податливе кріплення із спецпрофілю. Аркове податливе кріплення застосовується за умови відсутності здимання порід підосви, зсув покрівлі не повинен бути більше 300мм. Несуча спроможність арки кріплення з такого профілю складає – 140-150кН, при роботі в жорсткому режимі – 260кН.

7. РОЗРАХУНОК ЕКОНОМІЧНОГО ЕФЕКТУ ВІД ВПРОВАДЖЕННЯ ЗАПРОПОНОВАНИХ ЗАХОДІВ

Методи виїмки ґрунту залежать від стабільності та вологості породи. При прокладанні тунелю в досить стійких породах використовуються звичайні методи, і покрівля та бокові стіни тунелю оголюються на кілька годин без використання кріплень або спеціальних засобів для захисту від проникнення води. Спеціальні методи проходки використовуються в нестабільних гірських породах, де порода не може бути розкрита без попереднього застосування спеціальних заходів для зміцнення породи, або в стабільних гірських породах, які потребують додаткових заходів для запобігання проникненню води.

Проходка тунелів здійснюється в однорідних і неоднорідних породах. В однорідних породах використовуються кваслагі, тунелі in-situ і тунелі через товщі шарів і відкладень. У неоднорідних породах, де необхідна вибухова обробка корінних порід, штреки і шахти будуються вздовж тонких шарів або жил.

Залежно від гірничо-геологічних, виробничих і технологічних факторів вибирається технологічний спосіб видобутку корисних копалин. Технологічний спосіб характеризується часовим співвідношенням між основними і допоміжними процесами та засобами механізації.

Гірничо-геологічні фактори, важливі для вибору гірничо-шахтного обладнання, включають потужність вугільного пласта, кут укосу, міцність породи, стійкість, газonosність і водоносність. Виробничо-технічні фактори включають площу поперечного перерізу, довжину і термін служби штреку, тип шахти, швидкість розробки і способи транспортування породи, матеріалів і обладнання. Ці фактори визначають ступінь комбінування прохідницьких робіт, вибір обладнання та основні показники ефективності.

Технологічні схеми лав розробляються з урахуванням підбору оптимального набору гірничо-транспортного обладнання для конкретних умов.

Оптимальна технічна схема дозволяє досягти значних техніко-економічних показників проведення лави.

Одним з основних напрямків прогресу в області проведення підготовчих робіт в м'яких породах є застосування очисних комбайнів. Застосування комбайнів робить весь процес видобутку безперервним за рахунок повністю механізованого процесу відділення і навантаження породи з подальшим безперервним транспортуванням виштовхнутої породи. Тому при очисному способі видобутку досягаються найвищі техніко-економічні показники, вища стабільність роботи і безпека праці в порівнянні з буровибуховим способом.

У наших умовах ми використовуємо комбайн КСП-32. Підготовчі роботи проводяться вздовж жили шляхом підривання породи підшви і породи покрівлі.

Ефективній роботі сприяє висока продуктивність транспортного засобу і можливість безперервної роботи. В якості підземного конвеєра використовується гусеничний перевантажувач, за допомогою якого гірничу масу передається на телескопічний стрічковий конвеєр, це забезпечує транспортування на 40-50 м без будь-якого додаткового подовження стрічкового конвеєра або стикування.

Для створення нормальних умов праці робітників тунелю по всій довжині виробки повинна бути забезпечена вентиляція свіжим потоком повітря, причому повітря в виробці повинно містити не менше 20% кисню (за об'ємом) і не більше 0,5% вуглекислого газу, а вміст інших газів повинен бути безпечним для здоров'я людини. Температура повітря не повинна перевищувати 26°C, а відносна вологість - 90% або менше.

Робоча поверхня вентилується струменем повітря, що подається місцевим витяжним вентилятором. Розрахунок витрати повітря, необхідного для вентиляції, і вибір місцевих витяжних вентиляторів наведено.

Метод струменевої вентиляції використовується для вентиляції робочої поверхні. При цьому методі повітря, що виходить з кінця труби з відносно високою швидкістю, викидає газову суміш з поверхні більш інтенсивно, ніж

при інших методах. Нагнітальний вентилятор встановлюється в новому трубопроводі на відстані не менше 10,0м від виходу з початкового трубопроводу. Подача вентилятора не повинна перевищувати 70% об'єму повітря, що подається з депресії по всій шахті, а відстань від кінця трубопроводу до вибою не повинна перевищувати 8м.

Вентиляційні труби можуть бути виготовлені з металу, тканини або полімеру. Прогумовані тканинні труби легко монтуються і допускають безфланцеві з'єднання за допомогою еластичних кілець. Їх недоліками є відносно низька міцність і високий коефіцієнт аеродинамічного опору.

Встановлення стаціонарних кріплень є найбільш відповідальним і трудомістким завданням під час видобутку корисних копалин. Після видалення навислих порід і простукування стін і стелі тунелю робітники починають встановлювати постійні опори: двоє робітників, по одному з кожного боку, під захистом постійних опор і тимчасової стелі, за допомогою лома свердлять отвори під опори на глибину не менше 0,2 м, в той час як третій робітник готує зв'язки між рамами. Тим часом третій робітник готує з'єднання між рамами. Потім двоє робітників вставляють одну ногу в отвір з одного боку і утримують її в необхідному положенні, захищену постійними і тимчасовими кріпленнями, в той час як третій робітник одночасно притискає цю ногу до постійної ноги за допомогою міжрамних кріплень і закручує гайки. Закріпивши одну ногу, ці працівники в такій самій послідовності кріплять другу ногу. При цьому один з робітників уважно стежить за краями робочої зони і станом даху. Після того, як ноги прикріплені, верхівки піднімають і ставлять на стійки, а стійки використовуються для розміщення верхівок на ногах і приведення їх у необхідне положення.

Після того, як кришки встановлені, двоє робітників тримають їх, а третій накидає кронштейни, щоб закріпити замок з одного боку і замок з іншого боку. Довжина замка буде 400 мм, а скоба буде розміщена на відстані 100 мм від кінця замка.

Бічні стяжки між рамами будуть встановлені на 400 мм нижче замків. Старший робітник відрегулює рами в зазначеному напрямку і прикріпить верхні хомути до замків. Між профілями в рамах будуть розміщені дерев'яні клини. Зв'язки між рамами встановлюються вгорі вздовж осі поверхні. Потім працівник починає затягувати рами. Затягування виконується одночасно з обох боків, знизу до замків, а проміжки заповнюються пороною. Коли затягування завершено до замків, ще двоє робітників продовжують роботу далі. Всі проміжки за стовпами заповнюються пороною, а там, де є великі обвали, на стовпах розпалюється багаття.

Після того, як ножиці підготовлені, водій і його помічник починають працювати на поверхні ножицями. Машиніст виводить комбайн на поверхню, опускає стрічку ріжучого інструменту до правого нижнього кута жили, вмикає пиловидалення, зрошення та корпус комбайна і починає занурювати корпус комбайна в гірничу масу. Знімальний комбайн видаляє гірничу масу і завантажує її на конвеєр. Після того, як вся поверхня оброблена і фреза зупинена, прохідник починає встановлювати тимчасове зміщення. Для встановлення тимчасового кріплення фрезу відводять від поверхні.

Тимчасове кріплення. Тимчасове кріплення слід використовувати для забезпечення безпосередньої безпеки на поверхні. Тимчасова опора може бути у вигляді висувного захисного даху, підвісного дерев'яного даху з перекриттями або металевому даху. У нашому випадку ми використовуємо висувні захисні опори. Опора складається з двох прямих балок зі спеціального профілю СВП-17 або рейки Р-19 і підвішується до найближчого до лави опорного каркаса за допомогою спеціальних хомутів біля стику верхньої кромки зі стійкою для відносно легкого висунення. Балки перекриваються дошками товщиною 4-5 см для запобігання падінню уламків породи в порожнину поверхні в разі небезпеки.

Планування дренажної канами. Перед початком робіт по влаштуванню дренажної канами прохідник повинен оглянути робочу зону, відзначити місце

розташування канави згідно з паспортом кріплення і взяти з собою необхідні інструменти і матеріали.

Поки траншея очищається, а порода вивантажується і завантажується, траншея ріжеться до заздалегідь визначеної площі поперечного перерізу. Якщо траншея повинна бути вирізана до заданої площі поперечного перерізу, це слід робити одночасно з вивантаженням породи. При прокладанні траншеї через неї пропускають дерев'яний паз. Якщо за жолобом залишився зазор, його потрібно заповнити.

Доставка матеріалів. Матеріали та обладнання доставляються підвісним монорейковим транспортом.

Подовження конвеєра. Конвеєр розтягується на поверхні під час першої зміни. Перед витягуванням конвеєра стрічка конвеєра повинна бути очищена від каміння. Ланцюг розрізається на млині. Упори просвердлюють і виймають штифти з отворів у головному кігті. Один за одним поверхневі драги підводяться до натяжної стрічки, і скребковий ланцюг укладається паралельно нижній стороні. Натяжна головка з'єднується з укладеними таким чином болтами. Потім укладається скребковий ланцюг і натяжна головка з'єднується з верхнім паралельним подовженим ланцюгом. Після з'єднання скребкового ланцюга скребковий ланцюг з'єднується за допомогою заводського обладнання натяжної головки.

Перед монтажем конвеєра очищають місце установки від вугілля, породи і встановлюють риштування. Монтаж конвеєра починається з установки приводної головки і перехідної рами. Якщо привідна головка встановлена правильно, вугілля повинно мати можливість вільно переміщатися до наступного конвеєра. Далі встановлюються найнижчі риштування. Монтуються кінцеві головки і укладається нижнє плече скребкового ланцюга. Всі скребки повинні бути закриті дверцятами. Перший з верхніх ярусів - риштування для встановлення датчиків обладнання.

Конвеєр повинен бути рівним як у горизонтальній, так і у вертикальній площинах. Особливу увагу слід приділити укладанню скребкових ланцюгів.

Укладений ланцюг не повинен бути перекрученим, а головки болтів з'єднувальних ланок повинні бути спрямовані в бік руху ланцюга. Болти на з'єднувальних ланках повинні бути затягнуті, щоб запобігти їх пошкодженню.

Подовження вентиляційних труб. Вентиляційна труба подовжується в міру переміщення поверхні. Спочатку подовжуються дві труби довжиною 10 м. Труби підвішені на металевих тросах і знаходяться над конвеєром. Вентиляційні труби витягуються двома грузилами, коли конвеєр вимкнений.

Повітря подається на поверхню через гумову трубу, яка в міру віддалення від поверхні ділиться на відрізки по 3-4 м. Після того, як поверхня знаходиться на відстані 20 м від основного аеротенка, секції замінюються однією трубою довжиною 20 м. Розширення аеротенку здійснюється наступним чином. Спочатку прохідник простягає металевий трос і з'єднує його з верхньою опорою, на якій підвішена вентиляційна труба. Труби з'єднуються спеціальними хомутами заводського виготовлення. Металева труба довжиною 1 м встановлюється в кінці аеротенка, а металева труба з датчиком встановлюється в межах 15 м від поверхні і з'єднується з аеротенком. Заземлення форсунки та аераційного трубопроводу через кабель здійснюється за допомогою локального заземлювального пристрою. Відстань вентиляційного трубопроводу від поверхні не повинна перевищувати 8 м.

Подовження трубопроводів Трубопроводи для подачі води і стисненого повітря розміщуються на висоті не менше 1,8 м і з боку, де перебуває людина. Слабкострумові кабелі зазвичай прокладаються на висоті 300-400 мм над трубопроводом. Силові кабелі прокладаються на протилежному боці трубопроводу. Кабелі підвішуються на підвісках з металевими гаками. Відстань між стійками - не більше 3 м, а відстань між кабелями - не більше 5 см.

Через кожні 5 м буде встановлена освітлювальна мережа з підвісних світильників РВЛ-40 для освітлення рухомого вибою із затримкою 10-20 м за допомогою прожекторів СГГ-7 і внутрішньошахтних прожекторів. Електрик буде стежити за освітленням вибою та обслуговуванням світильників.

Горизонтальний напрямок ствола контролюється і коригується

теодолітами і позначається вертикальними лініями, яких повинно бути три принаймні через кожні 1-3 м. Двоє робітників контролюють напрямок шахти: один направляє ліхтар у верхню частину рами, найближчу до ствола, і спрямовує промінь на уступ. Інший стоїть біля дальнього виступу, освітлює виступ і показує першому, куди перемістити лампу, щоб вона потрапила в виступ. Потім вимірюється відстань від ліхтаря до стіни тунелю. Також маркшейдер стежить за дотриманням проектного розділу робіт, паспорту кріплення та орієнтацією у вертикальній площині.

Комунікація здійснюється за допомогою двосторонніх телефонів і гучномовців.

Залежно від продуктивності прохідницького обладнання приймається безперервна схема організації робіт. Прохідницькі роботи виконуються трьома 6-годинними змінами, з яких чотири зміни присвячені ремонту та підготовці обладнання і доставці матеріалів. Тривалість циклу приймається рівною тривалості зміни. Для прохідницьких робіт формуються інтегровані денні бригади, що складаються з взаємозамінних підрозділів. Бригаду очолює бригадир, а змінні робітники називаються ланковими. Бригада складається з п'яти прохідників різних розрядів. Кількість прохідників залежить від трудомісткості прохідницького циклу, тривалості циклу і коефіцієнта надлишку/недобору.

Таблиця 6.1. -

Витрати на допоміжні матеріали

Матеріали	Одиниця змірювання	Ціна одиниці, гр	Норма расхода на 1м	Об'єм робіт на місяць, м	Фактичний расход	Витрати, гр
Затяжка з/б	м ³	450,00	0,54	207,00	111,78	50301,00
Комбайнові зубки	шт.	14,00	4,00		828,00	11592,00
Вент.труба d800	м	45,00	1,00		207,00	9315,00
Смазочні матеріали	кг	5,60	0,70		144,90	811,44
Рейка Р24	т	1200,00	0,05		9,94	11923,20
Кріплення КМП-3	шт.	980,00	1,25		258,75	253575,00
Усього						337517,6
Невраховані матеріали (10%)						33751,76
Матеріали разового використання (1,5%)						5062,76
Матеріали тривалого використання (5%)						16875,88
Разом						393208,1

Таблиця 6.2. -

Амортизаційні відрахування

Обладнання	Кількість в роботі	Коефіцієнт резерву	Кількість в наявності	Ціна одиниці, грн	Вартість обладнання, грн	Річна сума амортизації, %	Сума амортизаційних відрахувань за рік
КСП-32	1	1,54	1,54	1300000,0	2002000,0	15,00	300300,00
конвеєр	1	1,54	1,54	450000,0	693000,0	15,00	103950,00
Вент. ВМ-5	1	2,00	2,00	8200,0	16400,0	15,00	2460,00
Лебідка	1	1,20	1,20	1100,0	1320,0	15,00	198,00
Усього							406908,00
Невраховане обладнання (15%)							61036,20
Разом							467944,20
Амортизація за місяць							38995,35

Таблиця 6.3. -

План по труду и заробітній платні по дільниці																
Місце і найменування робіт	Професія робочих, розряд	Чисельність трудящих						Розцінка, ставка, оклад, гр	Місячний фонд прямої зарплати, гр	Доплати					Сума доплат, гр	Загальний фонд зарплати, гр
		За добу	1 зміна	2 зміна	3 зміна	4 зміна	По списку			бригадирські	за роботу в нічний час	премія		інші		
												%	гр			
Проведення виробки	МГВМ-6р.	3		1	1	1	4	42,8	4173,0	174,0	2086,5	70,0	2086,5	770,0	5187,0	9360,0
	Прохідники-5р.	21		7	7	7	27	36,9	25184,3		12592	70,0	12592	840,0	26094,3	51279
Ремонт обладнання	МГВМ-6р.	1	1				1	42,8	1391,0	147,3		70,0	695,5	770,0	1682,8	3073,8
	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	10	29,1	7566,0		945,8	70,0	3783,0	630,0	5428,8	12994,8
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	5,2	934,0	4856,8		2428,4	70,0	2428,4	70,0	4996,8	9853,6
Разом		43	9	12	11	11	56		50580,8						48777,2	99358,0

Таблиця 6.4. -

Витрати на електроенергію										
Споживач	Загальна встановлена потужність, кВт	Коефіцієнт навантаження	Споживана потужність, кВт	Число годин роботи за добу	Витрачення електроенергії за		КІД	Усього з урахуванням втрат	Тариф, гр	Усього витрат, гр
					добу	місяць				
КСП-32	225	0,8	180	12	2160	64800	0,9	71280	0,12	8554
Вент. ВМ-5	55		44	24	1056	31680		34848		4182
Конвеєр	110		88	12	1056	31680		34848		4182
Лебідка	30		24	10	240	7200		7920		950
Усього										17868
Невраховане обладнання (15%)										2680
Разом										20548

Таблиця 6.5. -

Калькуляція витрат

Елемент витрат	Витрати на весь об'єм робіт за місяць, гр	Витрати на 1 м, гр	Структура витрат, %
Заробітня платня	99357,98	479,99	5,40
Нарахування на зарплатню (47,5%)	47195,04	228,00	2,56
Електроенергія	20547,65	99,26	1,12
Матеріали	393208,05	1899,56	21,35
Амортизація	38995,35	188,38	2,12
Усього	599304,06	8895,19	100,00

ВИСНОВКИ

У резервуарі присутня низка невеликих геологічних розломів. Тому для забезпечення безпечного ведення робіт при виявленні таких геологічних порушень були розроблені наступні заходи

- У разі зміни гірничо-геологічних умов, підвищення гірничого тиску або виникнення гірничо-геологічних порушень начальник дільниці повинен вжити заходів щодо зміцнення кріплення;

- Тип, конструкція і розташування укріплень повинні визначатися начальником дільниці або спільно з начальником дільниці на місці;

- Всі роботи на порушених ділянках повинні виконуватися під безпосереднім наглядом начальника дільниці;

- У разі зміни гірничо-геологічних або виробничих умов бурові роботи повинні бути призупинені до тих пір, поки паспорт кріплення не буде переглянутий відповідно до діючих процедур і весь персонал не буде ознайомлений з ним під особистий підпис;

- Про будь-які зміни гірничо-геологічних умов і виявлення гірничо-геологічних порушень необхідно повідомляти диспетчеру шахти і головному геологу.

Вищезазначене призводить до виконання робіт у небезпечних зонах, зонах високого гірничого тиску (ВГТ) і зонах підвищеної небезпеки (ПН). Маркшейдерська служба письмово повідомляє керівників ділянок про наближення, вхід або вихід з цих зон.

Якщо поверхня потрапляє в зону впливу геологічних порушень:

- Слід ретельно контролювати склад повітря, щоб переконатися, що він відповідає нормам;

- Відстань кріплення від вибою має становити не більше 1,1 м до встановлення наступної кріпильної рами і не більше 0,6 м після встановлення кріпильної рами;

- Якщо є ознаки підвищеного гірничого тиску (деформація кріплення, руйнування вузлів з'єднання), необхідно встановити підсилюючі опори (дерев'яні опори $D = 200$ мм на кожний вузол з'єднання кріплення).

У разі руйнування кріплення на раніше закріпленій ділянці виробки і подальшого обвалення породи або раптового підняття підосви, що викликає значне зменшення розмірів поперечного перерізу виробки, роботи на ній повинні бути припинені, всі працівники виведені з лави в безпечне місце, а диспетчер шахти і начальник дільниці негайно сповіщені про це. Роботи з відновлення розпочнуться після перевірки та під наглядом керівника дільниці.

Одночасне проведення відновлювальних робіт на поверхні або за межами зони кріплення суворо заборонено.

Якщо поверхня закрита більше ніж на один день, опора вибою повинна бути посилена за допомогою буропідливних робіт.

План ліквідації аварійних ситуацій визначає заходи, які необхідно вжити для евакуації людей і ліквідації наслідків можливих аварійних ситуацій. Створено запас матеріалів, необхідних для роботи в небезпечній зоні:

- Футеровка клітки.
- Дренажна система обладнана насосами ШН-80;
- В наявності всі необхідні засоби протипожежного захисту та самопорятунку.

Наприклад, роботи на похилих ділянках пластів проводяться на глибинах від 500 до 750 м, тому необхідно вживати заходів для нормалізації теплового режиму. Через процеси тепло- і самообміну в гірських породах і шахтних водах, а також виділення тепла від локальних джерел тепла (наприклад, трансформаторів, електричних механізмів) природна температура вентиляційного струменя на виході з цих очисних і підготовчих виробок перевищує допустиму температуру (250°C). Тому для виконання вимог правил безпеки необхідно штучно охолоджувати температуру вентиляційного струменя як у лаві, так і на підготовчих поверхнях. Для локального

охолодження повітря буде використовуватися пересувний кондиціонер КППШ-

90П з пневматичним приводом (холодопродуктивність 104,6 кВт). З метою економії електроенергії проектом передбачена сезонна робота охолоджувачів влітку (шість місяців на рік) і за рахунок атмосферного холоду взимку.

Для забезпечення газової щільності та кращої вентиляції шахти проводяться заходи зі штучного зниження газових викидів у шахту, тобто дегазація. Це здійснюється в підготовчих штреках за допомогою стовпової системи і системи лав. Для ізоляції шахти також будується перемичка, через яку проходить газопровід для видалення метано-повітряної суміші з ізольованої зони. Крім того, для видобутку газу будуть використовуватися свердловини.

Оскільки українська економіка перебуває на шляху до відновлення, багато компаній зосереджуються на економії коштів. Наразі відновлення видобутку відбувається переважно за рахунок власних коштів компаній. У той же час, слід зазначити, що перед кожним підприємством стоїть мета максимізації прибутку при мінімально можливих витратах.

У цьому проекті було встановлено, що витрати на розкривні роботи можна заощадити за рахунок відпрацювання запасів на південному фланзі шахти "Добропільська". Це також означатиме нижчі витрати на робочу силу, нижчі витрати на електроенергію завдяки меншому обсягу прохідницьких робіт і нижчі витрати на матеріали. Усе це означає економію коштів, у тому числі на транспортування матеріалів та обладнання, а також на технічне обслуговування машин і устаткування. Проект дозволить шахті працювати ще 15 років без зниження виробничих потужностей. Це означає добробут для сімей працівників, сплату коштів до державного бюджету та відрахування в соціальну сферу. Це важливо для життєдіяльності малих міст України.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. 1. Бурчаков А.С., Малкін А.С., Устінов М.І. Проектування шахт. - М.: Надра, 1985. - 399 с.
2. 2. Методичні вказівки до курсового проекту з дисципліни «Процеси підземних гірничих робіт» (для студентів спеціальності 0902 вечірньої форми навчання). - Донецьк, ДПІ, - 1989. - 44 с.
3. 3. Основні напрямки та норми технологічного проектування вугільних шахт, розрізів та збагачувальних фабрик. - М.: Надра, 1973. - 119 с.
4. 4. Правила технічної експлуатації вугільних шахт. - М.: Надра, 1976. - 303 с.
5. 5. Єдині норми виробітку (часу) для шахт Донецького та Львівсько-Волинського вугільних басейнів. - М.: МУП СРСР, 1980. - 622 с.
6. 6. Технологія гірничого виробництва/А.П. Кілячків. - М.: Надра, 1992. - 415 с.
7. 7. Методичні вказівки до проведення лабораторних робіт з курсу «Технологія та комплексна механізація підземної розробки пластових родовищ» (для студентів спеціальності 0202)/Д.В. Дорохов, І.М. Пономарьов, А.Ф. Морозов, Н.М. Касьян. - Донецьк, ДПІ, 1988. - 67 с.
8. 8. Методичні вказівки з курсового та дипломного проектування «Варті параметри» /Д.В. Дорохов, В.Ф. Андрушко. - Донецьк, ДПІ, 1977. - 54 с.
9. 9. Методичні вказівки до виконання курсового проекту з дисципліни «Технологія та комплексна механізація підземної розробки пластових родовищ корисних копалин»/Д.В. Дорохов, А.Ф. Морозів. - Донецьк, ДПІ, 1989. - 31 с.
10. 10. Гірська справа/Ю.Ф. Васючків. - М.: Надра, 1990. - 512 с.
11. 11. Технологічні схеми проведення горизонтальних та похилих гірничих виробок при будівництві та реконструкції шахт. - Харків: ВНДІОМШС, 1974. - 202 с.

12. 12. Методичні вказівки для розрахунку витрати повітря для провітрювання вугільних шахт. Донецьк, ДПІ, 1990. - 48 с.
13. 13. Посібник із проектування вентиляції вугільних шахт. - Київ: «Основа», 1994. - 312 с.
14. 14. Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин. Підручник для вузів/Під загальною редакцією А.С. Бурчакова. 3-тє вид., Перероблене та доповнене. - М.: Надра, 1983. - 487 с.
15. 15. Бурчаков О.С., Гринько Н.К., Черняк І.Л. Процеси підземних гірничих робіт. - М.: Надра, 1976.
16. 16. Задачник із підземної розробки вугільних родовищ / Сапіцький К.Ф., Дорохов Д.В., Збірник М.П., Андрушко В.Ф. - М.: Надра, 1981. - 311 с.
17. 17. Григор'єв В.М., Дьяконов В.А., Пухов Ю.С., Транспортні машини та комплекси підземних розробок. - М.: Надра, 1976.
18. 18. Правила безпеки у вугільних та сланцевих шахтах. - М.: Надра, 1976.
19. 19. Організація, планування та управління виробництвом у гірничій промисловості /Н.Я. Лобанов, Ф.Г. Грачов, С.С. Ліхтеман та ін - М.: Надра, 1989. - 516 с.
20. 20. Методичні рекомендації щодо планування на шахтах. - М.: Мінвуглепром СРСР. ЦНІЕІВУГІЛЛЯ, 1989. - 168 с.
21. 21. Повещенко О.М. Планування собівартості видобутку вугілля. - Донецьк: ДПІ, 1984. - 51 с.
22. 22. Укрупнені комплексні норми виробок для шахт Донецького та Львівсько-Волинського вугільних басейнів. - М.: Мінвуглепром СРСР, 1988. - 592 с.
23. 23. Єдині норми виробок (часу) на роботи, які не охоплені укрупненими комплексними нормами виробок для шахт Донецького та Львівсько-Волинського вугільних басейнів (доповнення до УКНВ). - М.: Мінвуглепром СРСР, 1988. - 286 с.

24. 24. Нормативи навантажень на очисні вибої діючих вугільних шахт за різноманітних гірничо-геологічних умов та способів механізації виїмки. - М.: Мінвуглепром СРСР, 1982. - 91 с.
25. 25. Г.Г. Мірзаєв, Б. Іванов та ін. Екологія гірничого виробництва. - М.: Надра, 1991.
26. 26. Ю.М. Арський, В.М. Зыков та ін. Організація, планування та управління природовикористанням у гірничій промисловості. - М.: Надра, 1990.
27. 27. Інструкція з безпечного ведення гірничих робіт. - М.: 1977. - 144 с.
28. 28. Довідник з шахтного транспорту. - М.: 1976 р. - 408 с.
29. 29. Збірник завдань із гірничої електротехніки. - М.: 1987. - 271 с.
30. 30. Охорона праці. - М.: 1986. - 624 с.
31. 31. Охорона та ремонт гірничих виробок. - М.: 1990. - 218 с.
32. 32. Посібник із боротьби з пилом у вугільних шахтах. - М.: 1988. - 318 с.
33. 33. Картавий Н.Г. Стаціонарні машини. - М.: Надра, 1981. - 328 с.
34. 34. Завозін Л.Ф. Шахтні підземні установки, 1975. - 368 с.
35. 35. Яценко Н.І., Зима Г.Ф. Методичні вказівки до проектування шахтних підйомів. - Донецьк. - 48 с.
36. 36. Сіماشко А.Д., Черніков І.Д., Кребневич А.А. Шахтні електричні лебідки та підземні машини. - М.: Надра, 1973. - 364 с.