

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
“ ” 2023 рік

ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

магістра
(освітній ступінь)

на тему «**Вибір та обґрунтування способів підтримання гірничих виробок з метою забезпечення їх експлуатаційного стану впродовж усього терміну служби**»

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

Юпатов Дмитро Андрійович

Керівник

Завідувач кафедри управління гірничим виробництвом і охорони праці,
доц., к.т.н., Олександр ІСАЄНКОВ

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)

Луцьк – 2023 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
“___” _____ 2023 рік

ЗАВДАННЯ

на кваліфікаційну роботу студенту

Юпатову Дмитру Андрійовичу
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи «Вибір та обґрунтування способів підтримання гірничих виробок з метою забезпечення їх експлуатаційного стану впродовж усього терміну служби»

Керівник роботи завідувач кафедри управління гірничим виробництвом і охорони праці, доц., к.т.н., Олександр ІСАЄНКОВ

затверджена наказом по університету від 22.09.2023 р. №479

2. Термін подання студентом закінченої роботи 15 грудня 2023 року

3. Вихідні дані до проекту (роботи) матеріали переддипломної практики, техніко-економічні параметри та гірничо-геологічні умови проектування: розташування; геологія та характеристика пластів і порід; границі, розміри і загальна характеристика об'єкта проектування; технічні та економічні показники об'єкта проектування

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, що їх належить розробити) Аналіз вузьких місць при видобутку корисних копалин та шляхи їх усунення. Вимоги правил безпеки до розробки проектних рішень та інструменти їх технічної реалізації. Обґрунтування проектних рішень та технічних засобів реалізації. Охорона виробок, що підтримуються на межі з виробленим простором лави з метою повторного їх використання. Вибір рішень з охорони підготовчих виробок та технічних засобів реалізації. Розрахунок зрушень з метою розрахунку параметрів прийнятого варіанту охорони виробки. Економічна оцінка організації виробництва при прийнятому варіанті проектного рішення.

5. Консультанти з роботи

Розділ	Консультант	Підпис, дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв

7. Дата видачі завдання 01 вересня 2023 р.**КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН**

№	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Термін виконання етапів проекту (роботи)	Примітки
1.	Аналіз вузьких місць при видобутку корисних копалин та шляхи їх усунення.	<i>жовтень</i>	
2.	Вимоги правил безпеки до розробки проектних рішень та інструменти їх технічної реалізації.	<i>жовтень</i>	
3.	Обґрунтування проектних рішень та технічних засобів реалізації.	<i>листопад</i>	
4.	Охорона виробок, що підтримуються на межі з виробленим простором лави з метою повторного їх використання.	<i>листопад</i>	
5.	Вибір рішень з охорони підготовчих виробок та технічних засобів реалізації.	<i>грудень</i>	
6.	Розрахунок зрушень з метою розрахунку параметрів прийнятого варіанту охорони виробки.	<i>грудень</i>	
7.	Економічна оцінка організації виробництва при прийнятому варіанті проектного рішення.	<i>грудень</i>	

Студент

(підпис)

Керівник роботи

(підпис)

АНОТАЦІЯ

Юпатов Дмитро Андрійович. Вибір та обґрунтування способів підтримання гірничих виробок з метою забезпечення їх експлуатаційного стану впродовж усього терміну служби.

Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня магістра за спеціальністю 184 «Гірництво» (освітня програма «Охорона праці в гірництві») – ДВНЗ «ДонНТУ», Луцьк, 2023.

Вивчено гірничо-геологічні та організаційно-технічні умови та проаналізовано роботу шахти за основними показниками. З урахуванням фактичного розвитку гірничих робіт були проведені розрахунки для визначення виробничої потужності шахти і необхідної для її досягнення параметри. На основі існуючих схем розкривних і підготовчих робіт були обрані оптимальні варіанти механізації розкривних і підготовчих робіт. Розглянуто питання шахтного транспорту, підйому, вентиляції, водовідливу та електропостачання. Враховувався також комплекс поверхневих технологій, охорона праці та навколишнього середовища. Було обрано найкращий метод для вторинного використання. Розраховано загальний економічний ефект від запропонованих заходів.

Мета: вибрати та обґрунтувати способи підтримання гірничих виробок з метою забезпечення їх експлуатаційного стану впродовж усього терміну служби.

Ключові слова

ПІДГОТОВЧА ВИРОБКА, СПОСІБ ПІДТРИМАННЯ, ВТОРИННЕ ВИКОРИСТАННЯ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ, ТЕРМІН СЛУЖБИ

SUMMARY

Yupatov Dmytro Andriiovych. Selection and substantiation of methods of maintaining mining products in order to ensure their operational condition throughout the entire service life.

Graduation qualification work for a master's degree in specialty 184 "Mining" (educational program "Occupational Safety in Mining") - SHEE "DonNTU", Lutsk, 2023.

The mining-geological and organizational-technical conditions were studied and the operation of the mine was analyzed according to the main indicators. Taking into account the actual development of mining operations, calculations were made to determine the production capacity of the mine and the parameters necessary to achieve it. On the basis of the existing schemes of excavation and preparatory works, the optimal options for the mechanization of excavation and preparatory works were chosen. The issues of mine transport, lifting, ventilation, drainage and power supply were considered. The complex of surface technologies, labor and environmental protection were also taken into account. The best method for secondary use was chosen. The total economic effect of the proposed measures is calculated.

Purpose: to choose and substantiate the methods of maintaining mining products in order to ensure their operational condition throughout the entire service life.

Keywords

PREPARATION PRODUCTION, METHOD OF MAINTENANCE, SECONDARY USE, ECONOMIC EFFECT, SERVICE TERM

ЗМІСТ

ВСТУП	7
1. АНАЛІЗ ВУЗЬКИХ МІСЦЬ ПРИ ВИДОБУТКУ КОРИСНИХ КОПАЛИН ТА ШЛЯХИ ЇХ УСУНЕННЯ.....	9
2. ВИМОГИ ПРАВИЛ БЕЗПЕКИ ДО РОЗРОБКИ ПРОЕКТНИХ РІШЕНЬ ТА ІНСТРУМЕНТИ ЇХ ТЕХНІЧНОЇ РЕАЛІЗАЦІЇ	26
3. ОБҐРУНТУВАННЯ ПРОЕКТНИХ РІШЕНЬ ТА ТЕХНІЧНИХ ЗАСОБІВ РЕАЛІЗАЦІЇ.....	39
4. ОХОРОНА ВИРОБОК, ЩО ПІДТРИМУЮТЬСЯ НА МЕЖІ З ВИРОБЛЕНИМ ПРОСТОРОМ ЛАВИ З МЕТОЮ ПОВТОРНОГО ЇХ ВИКОРИСТАННЯ	44
5. ВИБІР РІШЕНЬ З ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ТА ТЕХНІЧНИХ ЗАСОБІВ РЕАЛІЗАЦІЇ	71
6. РОЗРАХУНОК ЗРУШЕНЬ З МЕТОЮ РОЗРАХУНКУ ПАРАМЕТРІВ ПРИЙНЯТОГО ВАРІАНТУ ОХОРОНИ ВИРОБКИ	80
7. ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ОРГАНІЗАЦІЇ ВИРОБНИЦТВА ПРИ ПРИЙНЯТОМУ ВАРІАНТІ ПРОЕКТНОГО РІШЕННЯ	86
ВИСНОВКИ.....	92
ДЖЕРЕЛА ІНФОРМАЦІЇ	93

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 новітньої техніки і технології підземного видобутку вугілля (в тому числі у складних умовах), здатної підвищити продуктивність та ефективність праці шахтарів в умовах конкуренції продукції та ринкових цін, посилення екологічних та ергономічних вимог і націоналізації підприємств.

Це завдання неможливо виконати без допомоги гірничої науки. У країні є велика кількість вугільних шахт і ще більше шахтних майданчиків. Прискорення соціально-економічного розвитку галузі почалося 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 необхідно, перш за все, знати об'єкт робіт, його постійні зміни, параметри зміни продуктивних сил і виробничих відносин в комплексі.

Дане дослідження допомагає розвинути навички аналізу практичної діяльності підприємства та вміння використовувати отриманий матеріал на практиці.

Мета: вибрати та обґрунтувати способи підтримання гірничих виробок з метою забезпечення їх експлуатаційного стану впродовж усього терміну служби.

Завдання: встановлення способів підтримання гірничих виробок з метою забезпечення їх експлуатаційного стану.

Для досягнення цього необхідно вирішити наступне: вивчити гірничо-геологічні та організаційно-технічні умови та проаналізувати роботу за основними показниками. З урахуванням фактичного розвитку гірничих робіт були провести розрахунки для визначення виробничої потужності і необхідної для її досягнення параметри. На основі існуючих схем розкривних і підготовчих робіт були обрані оптимальні варіанти механізації розкривних і підготовчих робіт. Розглянути питання шахтного транспорту, підйому, вентиляції, водовідливу та електропостачання. Врахувати технології, охорону праці та навколишнього середовища. Обрати найкращий метод для вторинного використання. Розрахувати загальний економічний ефект від запропонованих заходів.

Методи: математичне моделювання, порівняння.

Структура та обсяг. Дослідження складається зі вступу, 7 розділів, висновків та списку джерел. Загальний обсяг дослідження становить 94 сторінки.

1. АНАЛІЗ ВУЗЬКИХ МІСЦЬ ПРИ ВИДОБУТКУ КОРИСНИХ КОПАЛИН ТА ШЛЯХИ ЇХ УСУНЕННЯ

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.

Добропільський насув був інтенсивно вивчений на початкових етапах розвідки та видобутку на шахті "Білицька". У період переоцінки гірничі роботи на шахті "Добропільська" підтвердили відому інформацію про пласт і мало що змінили в його розташуванні.

Під час видобувних робіт за цей період було виявлено місцезнаходження, положення, протяжність і формування Карпівського, Добропільського відвалів і відвалу "А"; дані щодо відвалу "С" і Кутузовського відвалу не змінилися; місцезнаходження Кутузовського

відвалу не змінилося; місцезнаходження Карпівського відвалу не змінилося.

Під час проведення гірничих робіт було виявлено розташування, напрямок і залягання раніше виявлених незначних розломів (відвали № 1, 2, 3 і 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.

Петрографічні характеристики вугілля Добропільської концесії базуються на результатах петрографічних досліджень, проведених під час попереднього етапу розвідки.

Згідно з дослідженням, вугілля середньокам'яновугільного віку складається переважно з гумінового вугілля, а сапропеліт майже відсутній.

Вугільний пласт складається з яскравих або напівяскравих вугільних пластів з дрібно-смугастою, смугастою, а іноді однорідною текстурою. Вугілля щільне і крихке, з відкладеннями кальцію вздовж тріщин. Мікроскопічно вугілля переважно кларенове та дуренокларенове, іноді містить 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 шарами вапняків і вугілля меншої щільності. Еродована поверхня хвойних відкладів перекрита великими палеогеновими та четвертинними відкладеннями.

Гідрогеологічні умови тунелів були досліджені відповідно до інструкцій ГКЗ та вимог вугільної промисловості. Вони базуються на результатах гідрогеологічних досліджень і підземних досліджень у тунелях, даних гідрогеологічних досліджень і спостережень, зроблених під час буріння розвідувальних свердловин.

Гідрографічні межі концесії представлені річкою Водяною, яка впадає в річку Бік, що належить до басейну річки Самара, та ставками в ущелинах. 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 піски переважно водонасичені та пльовіальні. Потужність обводненої частини пласта в середньому становить 10-20 м. Водоносні горизонти у вугільних відкладах обмежені пісковиками та

вапняками. Залежно від умов формування і відкладення ці води відносяться до тріщинуватих пластів.

Слабометаморфізовані пісковики в районі Красноармійського вугільного басейну мають вищу пористість, ніж в інших регіонах Донбасу, що часто є джерелом води. Згідно з даними досліджень, середня загальна пористість пісковиків у Красноармійському регіоні на глибинах 100-500 м зменшується з 20,6 до 14,5%. Пористість, як і пористість вапняків, продовжує зменшуватися з глибиною. Водоносний горизонт кам'яновугільного віку гідравлічно пов'язаний з неоген-палеогеновими і четвертинними осадовими утвореннями і утворює єдиний водоносний комплекс.

Шахти Красноармійського геолого-промислового району, до якого належить шахта, характеризуються різним вмістом води в гірничих виробках залежно від водоносності розкритого водоносного горизонту, глибини розробки, наявності тектонічних розломів та інших факторів.

Досвід видобутку показує, що під час підготовчих робіт вода майже не потрапляє або потрапляє дуже незначною мірою. Після встановлення покрівлі та початку технологічних операцій об'єм притоку води зазвичай швидко зростає, оскільки природні запаси у водоносних горизонтах у зоні впливу тунелю вичерпуються. Обсяг вихідної води також швидко зростає, хоча все ще залишається 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 для Донецького басейну. 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.

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 сухожиль, 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, що передаються на руки працівника, або вібрацій на робочому місці.

При оцінці питань, викладених у технічній частині, слід враховувати заходи безпеки для операцій з очищення та відстоювання, підйому та переміщення гірничої маси, водовідливу та вентиляції шахти. Кожна частина технічного розділу містить перелік правил безпеки і відповідних інструкцій, пов'язаних з основними напрямками розробки. Також розроблено заходи щодо реалізації вищезазначеного.

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

Виробнича потужність шахти в основному визначається гірничо-геологічними умовами залягання вугільного пласта і видобувними запасами. Тобто кількістю пластів, потужністю, кутом падіння, властивостями порід, газоносності, глибиною розробки пласта, запасами

вугілля та розміром порушених ділянок. Важливу роль відіграє організаційно-технічна компетенція: режим роботи робочих поверхонь і навантажень, вантажопідйомність, підйом і вентиляція.

Вугілля видобувається човниковим способом. Після проходження дробарки вугілля потрапляє на механізовану секцію кріплення (відстань менше 2 м) і конвеєр рухається на відстані 15-20 м від дробарки. Ця технологія дозволяє видобувати вугілля без ніш. У місці з'єднання лави з очисним вибоєм закладаються дерев'яні кострища, встановлюється кріплення очисного вибою та органного штреку. Опори покрівлі та паспорти управління вимагають використання індивідуального кріплення, а на ділянці очисного вибою, що безпосередньо прилягає до лави, будуть встановлені підсилюючі опори: два ряди на конвеєрі та один ряд на вентиляційному штреку. Для забезпечення стійкості з'єднань порід покрівлі використовуються анкери.

Вугілля видобувається довгими стінами, що простягаються від межі бортів до похилого штреку.

З боку вибою довгих стін конвеєрні та вентиляційні штреки захищаються лісопожежами, а покрівля контролюється повним обваленням. Між довгими стінами зазвичай залишають незайману вугільну ділянку. Зараз шахта переходить до демонтажу лав без залишення вугільної цілини.

Відповідно до стандартів технічного проектування вугільних і сланцевих шахт і з урахуванням досвіду цієї шахти, прийнята система зворотного виймання вугілля з продовженням лав і стовпова система виймання вугілля зі стовпами, спрямованими вгору, лише на деяких ділянках. Довжина стовпів коливається в межах 800-1200 м, а довжина лав - 100-170 м. Механізація видобутку вугілля, кріплення і методи управління покрівлею розроблені відповідно до гірничо-геологічних умов вугільного пласта.

З гідравлічних опор, розміщених уздовж осі тунелю на стику з бджолою, планується розмістити механізовані пересувні опори і кріплення під металевою аркою на відстані 40-50 м попереду і 60-100 м позаду бджолиної виробки. Ці опори будуть переставлятися по мірі просування лави.

Вентиляційна лава буде погашена після проходження лави. Однак, щоб створити нормальні умови для роботи лави, вздовж тунелю на перетині з вентиляційним тунелем буде розпалено серію вогнищ у міру просування лави.

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

Після впровадження охорони поверхні литими смугами з швидкотверднучого матеріалу планується повторне використання довгих стін для наступних видобувних колон в панелі. Оскільки послідовність етапів у панелі є низхідною, можна відлити новий тунельний етап методом промивання замість використання деформованих тунелів для наступних видобувних колон.

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 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 кваслаги, 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 при виборі гірничо-шахтного обладнання, включають потужність вугільного пласта, кут нахилу, міцність, стійкість, газonosність і водоносність порід. Виробничо-технологічні фактори включають площу поперечного перерізу, довжину і термін служби тунелю, тип поверхні, швидкість розробки і способи транспортування породи, матеріалів і обладнання. Ці фактори визначають ступінь комбінування прохідницьких процесів, вибір обладнання та основні показники ефективності.

Технологічні схеми проходки лав розробляються з урахуванням підбору оптимального комплексу гірничо-транспортного обладнання для конкретних умов. Оптимальна технологічна схема дозволяє досягти високих техніко-економічних показників проведення лав.

Одним з основних напрямків технічного 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 підосви і породи покрівлі.

Ефективній роботі комбайна сприяє висока продуктивність транспортного засобу і можливість безперервної роботи. В якості підземного конвеєра використовується гусеничний перевантажувач, за допомогою якого гірнича маса передається на телескопічний стрічковий конвеєр, що забезпечує транспортування на 45-50 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 вентилюється струменем повітря, що подається місцевим витяжним вентилятором. Розрахунок витрати повітря, необхідного для вентиляції, і вибір місцевих витяжних вентиляторів наведено в розділі 6.4.

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 м від виходу з початкового трубопроводу. Подача вентилятора не повинна перевищувати 70% обсягу повітря, що подається з депресії по всій шахті, а відстань від кінця трубопроводу до вибою не повинна перевищувати 8 м.

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

Повітряний потік, необхідний для вентиляції тупикових тунелів, яка здійснюється за допомогою автодорожніх колекторів, розраховується на основі мінімальної швидкості повітря над площею поверхні тунелю з урахуванням викидів метану (вуглекислого газу), кількості людей, мінімальної швидкості повітря в тунелях і температури.

Спорудження постійних колон є найбільш відповідальним і трудомістким процесом в процесі видобутку корисних копалин. Після видалення навислих уламків породи і нанесення ударів по боках і стелі бджолої виробки, робітники приступають до установки постійних кріплень. Під захистом постійних опор і тимчасового даху двоє робітників, по одному з кожного боку, за допомогою ломиків свердлять отвори глибиною щонайменше 0,2 м для ніжок, тоді як третій робітник готує з'єднання між рамками. 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 іншу ногу. При цьому один з робітників уважно стежить за краями робочої секції і станом даху. Після того, як опори прикріплені, верхню плиту піднімають і встановлюють на стійку, а стійка використовується для розміщення верхньої плити на опорах і приведення її в необхідне положення.

Після того, як дах встановлено на місце, двоє робітників тримають дах, а третій накидає кронштейни і фіксує замок з одного боку і замок з іншого боку. Довжина замка буде 400 мм, а кронштейн буде розміщений на відстані 100 мм від кінця замка.

Бічні стяжки між рамами будуть встановлені на 400 мм нижче замків. Старший працівник розміщує рами один навпроти одного і прикріплює верхні затискачі до замків. Дерев'яні клини вставляються в

рами між профілями. Стяжки між рамами встановлюються вздовж осі верхньої грані. Потім працівник починає затягувати рами. Затягування виконується одночасно з обох боків, знизу до замків, а проміжки заповнюються породою. Після того, як рама затянута до замків, двоє робітників продовжують роботу. Всі проміжки за жердинами заповнюються породою, а на жердинах розпалюється багаття в місцях з великими обвалами.

Після того, як ножиці підготовлені, водій і його помічник починають працювати на поверхні ножицями. Машиніст виводить на поверхню ножиці, опускає стрічку ріжучого інструменту в правий нижній кут жили, вмикає пиловидалення, зрошення та корпус ножиць і починає занурювати корпус ножиць у 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 кріплення. Для встановлення тимчасового кріплення фрезу відводять від поверхні.

Тимчасові опори. Тимчасові захисні огороження повинні використовуватися для забезпечення безпосередньої безпеки на робочому майданчику. Тимчасові опори можуть бути у вигляді висувних захисних дахів, підвісних дерев'яних дахів з настилом або металевих дахів. У нашому випадку ми використовуємо висувні захисні огороження. Таке кріплення складається з двох прямих балок зі спеціального профілю СВП-17 або рейки Р-19 і підвішується до найближчої до вибою опорної рами за допомогою спеціальних хомутів в місці з'єднання верхньої кромки зі стійкою для відносно легкого висунення. Балки перекриваються дошками товщиною 4-5 см, щоб у разі небезпеки запобігти падінню уламків породи в поверхневу порожнину.

Планування дренажної канави. Перед початком робіт по влаштуванню дренажної канави прохідник оглядає робочу зону, розмічає місце розташування канави згідно з паспортом кріплення і привозить необхідні інструменти і матеріали.

Траншея очищається і формується до необхідної площі поперечного перерізу, а порода відсипається і завантажується. Якщо траншея повинна бути сформована до певної площі поперечного перерізу, це слід робити одночасно з відсипанням породи. При прокладанні траншеї через неї пропускають дерев'яний жолоб. Якщо за жолобом залишається зазор, його заповнюють.

Доставка матеріалів. Матеріали та обладнання доставляються підвісним монорейковим транспортом.

Подовження конвеєра. Під час першої зміни конвеєр розтягується на поверхні. Перед витягуванням конвеєра стрічка конвеєра повинна бути очищена від каміння. Ланцюг розрізається на млині. Упори просвердлюють і виймають штифти з отворів у головному кігті. Причепи один за одним підводяться до конвеєра, і скребковий ланцюг укладається паралельно нижній стороні. Натяжна головка з'єднується з покладеними 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 необхідно очистити місце установки від вугілля, каменів і встановити 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. Потім укладається найнижча секція риштування. Встановлюються торцеві заглушки і укладається нижнє плече скребкового ланцюга. Всі скребки повинні бути закриті дверцятами. Перший з верхніх рівнів - це 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. Коли конвеєр вимкнений, вентиляційні труби витягуються двома грузилами.

Повітря подається на поверхню через гумову трубу, яка розділена на відрізки по 3-4 м у міру віддалення від поверхні. Після того, як поверхня знаходиться на відстані 20 м від основного аеротенку, 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. В кінці вентиляційного басейну встановлюється металева труба довжиною 1 м. Металева труба з датчиком встановлюється в межах 15 м від поверхні і з'єднується з аеротенком. Заземлення сопла і вентиляційного трубопроводу через кабель здійснюється за допомогою місцевого заземлювального пристрою. Відстань вентиляційного трубопроводу до вибою не повинна перевищувати 8 м.

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

Оскільки лава рухається із запізненням на 10-20 м, для освітлення лави будується освітлювальна мережа з підвісних світильників РВЛ-40

через кожні 5 м, а також використовуються фари СГГ-7 і прожектори комбайна. За освітленістю робочої поверхні та обслуговуванням світильників стежитиме електрик.

Горизонтальний напрямок стовбура буде контролюватися і коригуватися теодолітами, які будуть позначені вертикальними лініями, яких повинно бути три принаймні через кожні 1-3 метри. два працівники будуть звіряти скоригований напрямок з напрямком шахти. один буде направляти ліхтар у верхню частину рами, найближчу до стовбура, і спрямовувати промінь на уступів. Інший стоятиме біля дальнього виступу, освітлюватиме виступ і показуватиме першому, куди потрібно перемістити лампу, щоб вона потрапила на виступ. Потім вони вимірюють відстань від рампи до стіни шахти. Маркшейдери також стежать за дотриманням проектного перерізу тунелю, паспортів кріплення та орієнтацією у вертикальній площині.

Спілкування відбувається за допомогою двосторонніх телефонів і гучномовців.

Залежно від продуктивності прохідницького обладнання, прийнята безперервна схема організації робіт. Тунельні роботи будуть виконуватися трьома шестигодинними змінами, з яких чотири зміни присвячені ремонту та підготовці обладнання і доставці матеріалів. Тривалість циклу передбачається рівною тривалості зміни. Для проведення прохідницьких робіт були сформовані інтегровані денні бригади, що складаються з взаємозамінних підрозділів. Бригаду очолює бригадир, а змінні робітники називаються кріпильниками. Бригада буде складатися з п'яти прохідників з різними розрядами. Кількість прохідників залежить від трудомісткості гірничого циклу, тривалості циклу та коефіцієнту використання верхнього/нижнього бортів.

У разі зміни гірничо-геологічних або виробничих умов паспорти ділянок виїмки, проходки і кріплення повинні бути переглянуті протягом однієї доби. До перегляду паспорта роботи повинні виконуватися із

застосуванням додаткових заходів безпеки, зазначених в інструкції з виконання робіт на ділянці та наряді-допуску відповідної особи.

Перед початком робіт начальник дільниці або його заступник (помічник) повинен ознайомити робітників і персонал дільниці з паспортом і всіма змінами, що відбулися з моменту його отримання.

Вибухові роботи на шахтах повинні проводитися відповідно до Положення Державного комітету України з промислової безпеки, охорони праці та гірничого нагляду (далі - Держгіртехнагляд) від 25.03.92. Єдині правила безпеки при підривних роботах (далі - ДНАОП 0.00-1.17-92), затверджені Державним комітетом України з нагляду за охороною праці та гірничого нагляду (далі - Держгірпромнагляд).

Поперечний переріз тунелю повинен відповідати стандартному перерізу.

Площа поперечного перерізу просвіту тунелю повинна визначатися розрахунком, виходячи з таких факторів, як допустима швидкість повітряного струменя (вентиляція), габарити поїзда та обладнання з урахуванням мінімально допустимого зазору, величина усадки кріплення під впливом гірничого тиску.

Зазори за кріпленням повинні бути закриті (зацементовані).

Видалення вугілля і породи після вибухових робіт під час спорудження і підготовки постійних кріплень повинно здійснюватися під охороною тимчасових кріплень.

У слабких і нестійких породах (пухких, м'яких, заболочених, схильних до просідання) проходку тунелів слід здійснювати із застосуванням удосконаленого кріплення, екранування або інших спеціальних методів.

Під час проходки тунелів спеціальними способами необхідно дотримуватися Правил безпеки при проходці гірничих виробок спеціальними способами (далі - НПАОП 1.1.30-1.04-64), затверджених Держгіртехнаглядом СРСР 20.3.64 р., які доповнюють ці Правила.

Працівники, зайняті на покрівельних роботах, повинні знаходитися нижче нерухомої частини робочої поверхні.

Відстань постійного гвинта від підготовчої робочої поверхні визначається паспортом, але не повинна перевищувати 3 м.

На початку нового циклу відстань між постійним кріпленням і вибоєм (крім кам'яного, бетонного або залізобетонного) не повинна перевищувати кроку установки.

Якщо міцність порід за шкалою Протодяконова більше 7, дозволяється віддаляти постійне кріплення від вибою на відстань, що перевищує крок установки кріплення (або не більше ніж удвічі крок установки).

У разі проведення підготовчих робіт, пов'язаних з підриванням порід, що облямовують лаву, відстань між укриттям відходів і вугільним укриттям не повинна перевищувати 5 м.

При виїмці вугілля в широкій шахті з шириною ствола більше 5 м слід передбачати стаціонарну покрівлю, сполучену з тунелем, як аварійний вихід і вентиляційний канал.

Під час проведення підготовчих виробок після лави відстань між відпрацьованими стволами і стволами лави не повинна перевищувати 5 м, якщо лава має індивідуальне кріплення, 8 м - якщо механізоване кріплення і 11 м - якщо видобуток вугілля ведеться комбайнами.

Заміна гірничо-шахтного обладнання у вибої дозволяється за таких умов

а) якщо пульт керування машиніста знаходиться в кабіні або на кінці прохідницького устаткування, відстань між рухомим і нерухомим устаткуванням повинна бути не менше 0,2 м, а відстань між устаткуванням і кріпленням - не менше 0,25 м з обох боків робочої поверхні

б) якщо пульт управління оператора знаходиться з боку прохідницького обладнання, відстань між рухомим і нерухомим обладнанням повинна бути не менше 0,2 м, а відстань між обладнанням і

опорами повинна бути не менше 0,7 м з боку рухомого обладнання і не менше 0,25 м з боку нерухомого обладнання

в) обидва механізми повинні бути стійкими під час прогріву;

г) при використанні самохідного транспортного засобу відстань до опори робочої платформи повинна становити 0,7 м з кожного боку на висоті 1,8 м від фундаменту. Під час проходки похилих тунелів забороняється перебування людей нижче місця, де працює прохідницький комбайн.

2. ВИМОГИ ПРАВИЛ БЕЗПЕКИ ДО РОЗРОБКИ ПРОЕКТНИХ РІШЕНЬ ТА ІНСТРУМЕНТИ ЇХ ТЕХНІЧНОЇ РЕАЛІЗАЦІЇ

Технічна схема підземного транспорту, який транспортує основний вантажопотік з робочої поверхні і вантажопотік з підготовчої поверхні в стрибковий ствол, а також персонал, допоміжні матеріали та обладнання на робочу площадку, складається з ряду окремих транспортних ланок, з'єднаних між собою розв'язками. Основним фактором, що визначає загальну схему, є схема транспортування основного вантажопотоку з поверхні. Вона значною мірою визначає транспортну схему з перевантажувального майданчика і схему допоміжного транспорту.

Транспортування вугілля з очисного вибою на цій ділянці здійснюється за допомогою перевантажувача СП-202 під лавою і передачею вугілля на стрічковий конвеєр 1Л100К.

Порода з усіх підготовчих штреків транспортується стрічковим конвеєром 200 м або 300 м по горизонталі до головних розвантажувальних штреків, де порода перевантажується на вагонетки і далі транспортується електровозною відкаткою.

На перетині конвеєрного тунелю з головним тунелем встановлено бункер об'ємом 30 м³ для стабілізації пікових навантажень.

Бункер для зберігання вугілля об'ємом 540 м³ розташований по периметру лави довжиною 300 м.

Порода транспортується на вагонетках електровозами і вивантажується спеціальними заслінками без відключення поїзда.

Обладнання, допоміжні матеріали та запасні частини транспортуються електровозами на вагонетках і платформах вздовж основного відкатного шляху і вниз по схилу за допомогою системи канатної відкатки. Порода з підготовчих тунелів транспортується стрічковими конвеєрами LT80 до перетину з основними тунелями.

Такий спосіб транспортування забезпечує безперебійну роботу очисних і підготовчих вибоїв, високий ступінь автоматизації транспортування вугілля, зниження трудомісткості робіт з транспортування вугілля і скорочення витрат на транспортування вугілля.

Прийнята транспортна схема виключає простої через брак вільного вугілля і є економічно обґрунтованою.

Вибір і достатність транспортних засобів для перевезення допоміжних матеріалів і персоналу

а) Горизонтальними тунелями:

Допоміжні матеріали будуть транспортуватися вагонетками VG 3.3 з шириною колії 900 мм. Ці вагонетки використовуються тому, що вони дуже дешеві і не потребують перевезення такої великої кількості вантажу. Обладнання та деякі матеріали будуть перевозитися на платформах, побудованих на базі вагонів ВГ3.3; електровози АМ8Д були обрані тому, що вони виробляються в Україні, відносно дешеві і повністю відповідають вимогам прийнятої транспортної схеми. Вагони та вагони також відповідають усім вимогам.

Використовується метод всмоктувальної вентиляції. Цей спосіб вентиляції вимагає перепаду тиску для переміщення повітря, який створюється шляхом розрідження повітря за допомогою вентилятора на вході у витяжну шахту. У будь-якій точці шахти тиск повітря нижчий за атмосферний. Тому, якщо вентилятор зупинити, повітря з поверхні буде надходити в шахту за рахунок різниці між атмосферним тиском і тиском в шахті. Це особливо важливо в газових шахтах. Тому що в таких випадках тиск у шахті зростає і процес газифікації в шахті сповільнюється. Розміщення двох вентиляторів у різних тунелях шахти збільшує інтенсивність та ефективність провітрювання вибоїв з боків шахти. Однак при цьому буде складніше регулювати потік повітря, деякі вентилятори будуть працювати в неефективному режимі, а споживання енергії на вентиляцію збільшиться через високі підсоси повітря з поверхні. Однак

цей спосіб є найбільш придатним для цієї шахти через добре розвинені жили, які менш схильні до самозаймання.

Напрямок руху повітря в лавах І3 і І21, де розташовані стрічкові конвеєри, передбачається висхідним. У цій шахті використовується комбінована система вентиляції. Перевагами є те, що, враховуючи велику кількість тунелів і розміри шахти, депресія вентиляторних установок відносно невелика, вентиляція окремих ділянок більш надійна, спрощується регулювання розподілу повітря всередині ділянок і збільшується кількість виходів з тунелів на поверхню, тим самим підвищується безпека експлуатації. Недоліками є складність вентиляційної мережі, складність управління роботою вентиляторів і координації розподілу повітря по всій шахті, а також високі капітальні витрати.

Для приствольного двору обрано спосіб провітрювання, який передбачає послідовне розчинення токсичних речовин з приствольного двору у вугільній масі та усунення вихідного струменя; провітрювання приствольного двору забезпечується свіжим струменем і віддачею вихідного струменя (схема І-М-Н-V-VM). Свіже повітря подається за рахунок віддачі, розподіляється між робочою поверхнею і робочою зоною і видаляється за рахунок вентиляції. Цей спосіб є доцільним, оскільки навантаження на вибій не обмежується газовим коефіцієнтом.

Перевагами цього способу є відносно низькі витрати повітря з вибою, висока надійність і можливість дегазації розкритої в свердловині жили. Основним недоліком цього способу є інтенсивне надходження метану з виробленого простору до покрівлі лави і вентиляційного штреку, яке контролюється установкою системи газовилучення. Крім того, викиди газу з робочої зони незначні.

На головній шахті є два технічні комплекси.

Один з них з'єднаний з головною шахтою для транспортування вугілля для завантаження у вагони для відправки на збагачувальну фабрику, а інший - з допоміжною шахтою для постачання матеріалів та

обладнання на шахту з лісосіки, механічних майстерень, паливно-мастильного складу та різних допоміжних вантажів та обладнання, що видаються шахтою, а також для підйому та розвантаження людей всередині.

У будівлі завантажувального бункера встановлені гранулятор GMP32 і дробарка СМД-147 для підготовки палива, після чого паливо конвеєрною стрічкою через паливоподавальну галерею подається до котельні.

Комплекс головного ствола також приймає, завантажує і транспортує гірську породу до хвостосховища. Порода виймається з головного ствола і транспортується конвеєрною стрічкою по рейках до бункера об'ємом 140 м³, звідки транспортується автотранспортом до хвостосховища.

Комплекс обладнаний механізмами для примусової зміни вагонеток у кліті та виведення їх з будівлі. Завдання цих механізмів - спрямовувати, сортувати і вивантажувати вантаж, що надходить, до місця призначення. Для виконання цих завдань на поверхні шахти були побудовані клітьові підйомні будівлі, механічні майстерні та лісові склади. Ці будівлі та споруди з'єднані між собою вузькоколійними залізницями та автомобільними дорогами. Є електровозне депо для електровозів, які перевозять необхідні вантажі на шахту.

Для навантаження вугілля в залізничні вагони є високоомеханізовані навантажувальні комплекси. Процес навантаження здійснюється послідовно на двох лініях. Переміщення вагонів під навантаженням здійснюється маневровим краном LMG-1500.

Підземні споживачі електроенергії забезпечуються напругою 6 кВ від наземної підстанції по свіжому повітропроводу. Підстанція збудована на висоті 300 метрів неподалік від шахти. Крім того, аналогічна підстанція була побудована на висоті 200 метрів.

Електродвигуни головного водовідливу живляться безпосередньо від

високої напруги шахти. Всі інші споживачі електроенергії - низьковольтні (660 В): 127 В для освітлення та сигналізації і 220 В для освітлення.

У шахті заборонено використовувати розподільні пристрої, пускачі та трансформатори, що містять масло або інші легкозаймисті рідини.

Забороняється прокладати нові тунелі для маслonaповнених розподільчих пристроїв між рівновіддаленими тунелями.

Усі приміщення, в яких змонтовані електроустановки, повинні бути забезпечені ґратчастими дверима з запірними пристроями, за винятком масивних протипожежних дверей. Двері комірок, що не використовуються персоналом, повинні бути зачинені. На входах до камер повинні бути вивішені таблички "Вхід заборонено", а всередині камер на видних місцях - відповідні попереджувальні плакати. Суцільні протипожежні двері не можуть бути встановлені в приміщеннях з електрообладнанням, якщо вони не заповнені мастилом. Пересувні підстанції та розподільчі пристрої повинні бути встановлені в добре закріплені і належним чином утримуваних місцях, захищені від крапель і механічних пошкоджень і не повинні перешкоджати транспорту або пересуванню людей. Відстань між електроустановкою і вагоном або конвеєром повинна бути не менше 0,8 м. Якщо електроустановки розташовані на під'їзних коліях, повинні бути встановлені бар'єри для запобігання в'їзду залізничного транспорту в зону розташування електроустановок. В окремих випадках, за погодженням з Держгірпромнаглядом, допускається встановлення підстанцій і розподільчих пристроїв на скребковому конвеєрі комплексно-механізованої поверхні лави. У таких випадках відстань між електроустановкою і покрівлею повинна бути достатньою для обслуговування, але не менше 0,5 м, а відстань між конвеєром і стелажем - не менше 0,4 м. Для підключення пересувних підстанцій і трансформаторів, встановлених у шахтах газової категорії III і вище, до електромережі на робочих місцях з доступом зовнішнього повітря повинні використовуватися дистанційно керовані розподільні пристрої з реле

вимикання та іскробезпечними ланцюгами. Розподільчий пристрій повинен бути встановлений у приміщенні з припливом свіжого повітря.

Кілька пересувних трансформаторів або трансформаторів можуть бути підключені до одного розподільчого пристрою для забезпечення електроенергією технічно значущих машин на місці.

Для вмикання РПД та іншого електрообладнання, встановленого в робочих приміщеннях з припливом зовнішнього повітря, слід використовувати розподільчі пристрої та розподільчі пристрої із захисним вимикачем, що забезпечують автоматичне керування захисним відключенням і безпечні значення опору контуру заземлення.

Всі підземні механізми повинні підключатися до електромережі за допомогою магнітних пускачів або спеціальних магнітних станцій (станцій управління).

Ці пускачі або магнітні станції повинні управлятися дистанційно з пульта, розташованого на машині або поблизу неї.

Багатомоторні машини з магнітними станціями або ручними перемикачами для управління окремими двигунами також повинні підключатися до електромережі за допомогою дистанційного пускача.

У шахтах, небезпечних за газом і пилом, для подачі напруги на патронні машини повинні використовуватися іскробезпечні пускачі (магнітні станції).

Система керування поверхневою машиною та поверхневим механізмом повинна забезпечувати

- ☐ нульовий захист;
- ☐ безперервний контроль заземлення корпусу машини
- ☐ захист від мимовільного включення машини в разі короткого замикання в зовнішньому ланцюзі управління.

Забороняється використання одноклавішних станцій для керування магнітними пускачами, за винятком випадків, коли ці станції використовуються тільки для вимкнення.

Металеві частини електрообладнання, які зазвичай не перебувають під напругою, але можуть опинитися під напругою в разі пошкодження ізоляції, а також трубопроводи і сигнальні кабелі в робочих зонах з електрообладнанням і електропроводкою повинні бути заземлені.

У тунелях, де існує небезпека загазованості або запиленості, металеві частини вентиляційних труб і металеві повітроводи з електропровідних матеріалів повинні бути заземлені, щоб запобігти утворенню статичної електрики. У підземних виробках повинна бути організована загальна мережа заземлення, до якої повинні бути приєднані всі об'єкти, що підлягають заземленню.

Заземлення слід виконувати відповідно до "Інструкції з організації, нагляду та вимірювання опору підземних заземлювачів".

Усі металеві оболонки і жили заземлювального кабелю повинні бути електрично з'єднані з головною і місцевими системами заземлення безперервним способом, незалежно від напруги, утворюючи загальну мережу заземлення.

Крім того, на електровозних контактних підстанціях контактної мережі електровозів рейки під напругою, що використовуються як зворотні лінії контактної мережі, повинні бути приєднані до загальної мережі заземлення.

Якщо в шахті більше однієї лави, основна заземлювальна мережа кожної лави повинна бути приєднана до загальної заземлювальної мережі. Для цього можна використовувати броньовані або силові кабелі, прокладені між лавами. За відсутності таких кабелів з'єднання між загальною мережею вибою і головним заземлювачем повинно здійснюватися за допомогою спеціально прокладених провідників.

Головні заземлювачі шахти повинні розташовуватися у відстійнику або колекторі.

У всіх випадках щонайменше два головні заземлювачі повинні розташовуватися в різних місцях і під час огляду, очищення та ремонту одного з головних заземлювачів повинні бути підкріплені один до одного.

Для локального заземлення слід передбачити штучний заземлювач у дренажному каналі або іншому відповідному місці.

Вищезазначені споживачі електроенергії будуть забезпечуватися електроенергією від мобільної підстанції, розташованої на майданчику.

Від підземної підстанції електроенергія передається до окремих електроприймачів очисних споруд, а від підземного розподільчого пункту напругою 660 В - до стаціонарних машин і механізмів. Розподільний пристрій обладнаний індивідуальними пусковими пристроями та пусковими апаратами. Ми встановлюємо розподільчий пристрій на окремій платформі, яка є мобільною і доступною для огляду та обслуговування. Магнітні станції та пускачі розташовані відповідно до поточної послідовності навантаження.

Для забезпечення нормального та безпечного обслуговування електрообладнання на об'єкті використовуються автоматичні вимикачі, які захищають мережу від значних струмів перевантаження та струмів короткого замикання. Тому в розрахованих вище даних були обрані автоматичні вимикачі типу AFV-3.

Конфігурація системи електропостачання на шахтному майданчику залежить від категорії шахти, технології видобутку, кута падіння пласта, встановленого обладнання та обраної напруги. Основний принцип електропостачання полягає в тому, що районні підстанції живляться напругою 6 кВ від головної понижувальної підстанції (ГПП) через центральну підземну підстанцію (ЦПП) по магістральних кабелях і кабельних лініях, включаючи низьковольтні та високовольтні кабелі. Кожна районна підстанція живиться від окремих триобмоткових трансформаторів, встановлених над землею.

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 ділянки повинен вжити заходів щодо зміцнення кріплення;

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

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

- 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.

У разі закриття поверхні більш ніж на один день, опора вибою повинна бути посилена за допомогою буропідривних 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.

Оскільки роботи в зоні похилого залягання пласта проводяться на глибинах 500-750 м, необхідно вжити 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 на поверхні лави, так і на поверхні підготовки.

Для локального охолодження повітря буде використовуватися пересувний кондиціонер КПШ-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 вживаються заходи зі штучного зниження, тобто дегазації, газових викидів у шахту. Це робиться на операціях з підготовки стовпових систем і при видобутку в лавах. Для того, щоб ізолювати робочу зону, буде побудовано міст, через який буде прокладено газопровід для видалення суміші метану і повітря з ізолюваної зони. Крім того, для видобутку газу будуть використовуватися свердловини.

Шахта зобов'язана мати систему управління охороною праці та промисловою безпекою. Для цього створено службу охорони праці та відповідний персонал.

Положення про службу охорони праці розробляється з урахуванням специфіки підприємства і затверджується керівником шахти.

Відділ охорони праці та промислової безпеки підпорядковується безпосередньо директору шахти і прирівнюється до основних виробничих та інженерних підрозділів.

На шахті функціонує вентиляційно-технічна служба ("ВТС"); чисельність гірничих диспетчерів у ВТС розраховується за методикою та в порядку, встановленому законодавством.

Розташування засобів пожежогасіння та кількість вогнегасних речовин визначаються відповідно до вимог Правил охорони праці та промислової безпеки.

Для забезпечення швидкої доставки вогнегасних засобів до місця пожежі повинна бути створена база пожежної техніки, де зберігаються вогнегасні засоби та необхідні матеріали.

Намалюємо план найдовшого протипожежного трубопроводу.

Магістральний трубопровід прокладається в шахті, центральному укосі та зливному прямку. Секційну лінію пожежного трубопроводу прокладаємо вздовж конвеєрного тунелю.

Під час проходки підготовчого тунелю кінець дільничного трубопроводу не повинен відстояти від забою підготовчого тунелю більш ніж на 40 метрів.

На кожній приводній головці конвеєра повинна бути встановлена стаціонарна система пожежогасіння з автоматичним приводом.

Пожежні гідранти повинні бути встановлені в таких місцях

а) у тунелях зі стрічковими конвеєрами - два гідранти через кожні 50 м і додатково на відстані 10 м по обидва боки від приводної головки конвеєра;

б) з обох боків усіх приміщень на відстані 10 м

в) з обох боків входів і виходів до складу ВР і з нього на відстані 10 м; г) на перехрестях підземних тунелів

г) у місцях перетину та примикання підземних тунелів;

г) у місцях перетину і примикання підземних тунелів. д) у горизонтальних тунелях без примикань і перетинів на відстані від 200 м;

ф) У похилих галереях без примикань і перетинів - в межах 100 м;

г) по обидва боки ствола на стику з приствольним двором; і

з) пункти завантаження лави з боку притоку свіжого повітря; и) у разі довжини стовбура понад 500 м

з) через 50 м у тупикових виробках, довжина яких перевищує 500 м.

Для перекриття окремих ділянок поливальних водопроводів або для подачі всієї води на пожежну станцію на трубопроводах встановлюють засувки в таких місцях

а) На всіх відгалуженнях водопроводу;

б) на безвідгалужених водопроводах - через кожні 400 м.

Товщина стінок відгалужень становить 4 мм, а зовнішній діаметр - 108 мм.

Товщина стінок шахтних труб - 10 мм, зовнішній діаметр - 146 мм.

Комплексне пиловидалення та протипожежне водопостачання

Комплексне пиловидалення, протипожежне та зрошувальне водопостачання шахтних стволів передбачено відповідно до всіх загальносоюзних та галузевих нормативних і директивних документів.

3. ОБҐРУНТУВАННЯ ПРОЕКТНИХ РІШЕНЬ ТА ТЕХНІЧНИХ ЗАСОБІВ РЕАЛІЗАЦІЇ

Проектом передбачені наступні заходи боротьби з пилом: зрошення водою, розчини змочувачів, пінне пилоприбирання та пиловловлювання.

Забезпечено:

- Заходи боротьби з пилом для всіх процесів, пов'язаних з утворенням пилу (видобуток і розвантаження вугілля, навантаження, транспортування і розвантаження гірничої маси, видобуток комбайнами, буріння свердловин і стволів, вибухові роботи).

- Змочування вугілля в грудки через довгі свердловини за допомогою бурових установок і насосів високого тиску;

- Прибирання та зв'язування пилу, що накопичився;

- Прокладання протипожежних і зрошувальних трубопроводів уздовж тунелів;

- Встановлення непроникних стін;

- Засоби індивідуального захисту від пилу;

- додавання змочувачів у воду.

На робочій поверхні застосовується комбіноване пилопридушення шляхом нагнітання води в шви і зрошення високопінистим агентом. Зниження вмісту пилу в повітрі на підготовчих поверхнях досягається шляхом нагнітання води в штреки, буріння зі спалахом, встановлення водяних завіс, поливу щебеню і вугілля до і під час навантаження, а також кондиціонування повітря при швидкості вітру, найбільш сприятливій для коефіцієнта запиленості.

Для боротьби з пилом використовується вода з виробничих протипожежних трубопроводів. Споживання води окремими споживачами було розраховано відповідно до "Керівництва з контролю пилу у вугільних шахтах".

Згідно з розрахунками, споживання води для всієї шахти становить 25 м³ /рік або 325 м³ /добу. Споживання води становить 15 м³/год або 185 м³/добу.

Для підвищення ефективності пилопригнічення використовуються піногенератори Vugleren. Пінне пилопридушення використовується для роботи механізованого комплексу на майданчику.

Загальна ефективність усіх комплексних заходів боротьби з пилом на шахті становить 80%.

Заходи проти гарячого повітря в шахті

На відкритих гірничих роботах температура повітря не перевищує допустимих значень, зазначених у правилах техніки безпеки.

У майбутньому, якщо поверхня h10 наблизиться до нижньої технічної межі, температура повітря може перевищити допустиме значення.

З огляду на можливість перенесення капітальних інвестицій в кондиціонування на більш пізній термін і реальні зміни в календарному плані і технології ведення гірничих робіт, необхідно підготувати окремий проект кондиціонування, виходячи з фактичних гірничо-геологічних умов.

Відповідно до Методичних рекомендацій з оцінки шумового режиму на робочих місцях у вугільних шахтах (МакНДІ, 1981), проект пропонує низку заходів для зниження шуму до рівнів, що не перевищують допустимі. Ці заходи включають

- технічні заходи з контролю шуму (наприклад, використання обладнання, яке мінімізує рівень шуму в джерелі, використання технічних процесів, при яких рівні звукового тиску не перевищують допустимих рівнів або відрізняються лише на мінімальну величину)

- Будівельні та акустичні заходи;

- Використання дистанційного керування технікою, шумові характеристики якої перевищують допустимі норми;

- використання індивідуальних засобів захисту від шуму

- Організаційні заходи (вибір раціональних режимів праці та відпочинку, скорочення часу перебування в шумному середовищі, лікувально-профілактичні заходи).

Засоби індивідуального захисту від шуму - шумопоглинаючі пристрої - підбираються відповідно до необхідного рівня зниження шуму. Шумопоглинаючі навушники, навушники-шоломи, захисний шолом VCN ПОТ2М, багаторазові або одноразові беруші (спеціальні тампони), що закривають слуховий прохід ззовні.

Рівень шуму на робочому місці контролюється за допомогою шумоміра Ш-71.

Основним джерелом вібраційної хвороби в шахтах є використання відбійних молотків для допоміжних операцій (наприклад, дроблення негабариту, профілювання каналів).

Для зниження рівня вібрації прохідницькі комбайни обладнують спеціальними сидіннями і підставками для ніг машиніста.

Для зменшення вібраційних коливань під час руху пасажирського транспорту необхідно утримувати рейки в належному стані. Кабіни електровозів обладнані амортизаторами та м'якими сидіннями.

Шахти, що оцінюються в рамках Проекту, відносяться до III групи пилу відповідно до "Керівництва з контролю пилу у вугільних шахтах". Враховуючи групу пилу вугільного пласта, для забезпечення вентиляції очисного вибою необхідно впровадити низку заходів з видалення пилу. Ці заходи включають попереднє зволоження вугілля на столі, зрошення під час роботи комбайна і в розкривних породах, а також очищення повітря з вибою. Вода нагнітається у вугільний масив через свердловини, пробурені з підготовчих штреків, за допомогою насосного обладнання високого тиску.

Відповідно до вимог правил безпеки, проектом передбачено комплекс заходів на водній основі для запобігання вибухів вугільного пилу в усіх процесах, пов'язаних з пилоутворенням (наприклад, видобуток і

обробка вугілля; навантаження, транспортування і розвантаження гірничої маси; видобуток вугілля комбайнами; буріння свердловин):

- Промивання шахт водою;
- Промивання шахтних стволів водою;
- Використання сланцевих бар'єрів і водяних завіс.

Розташування сланцевих бар'єрів і водяних завіс та інші заходи визначаються відповідно до правил техніки безпеки та вимог "Інструкції з попередження та локалізації вибухів вугільного пилу".

Для попереднього зволоження використовується бурове обладнання EBGP, яке дозволяє бурити свердловини діаметром 45 мм довжиною до 100 м. Свердловини буряться на відстані 85 м від вентиляційної та утилізаційної свердловин у центрі товщі пласта. Відстань між свердловинами становить 25-27 м і герметизується герметиком Taurus на глибині не менше 10 м. Питома витрата рідини становить 20 л/т, а об'єм рідини, що закачується в свердловину, - 80 м³ при прийнятній довжині свердловини. Швидкість закачування 1,8 м³/год дорівнює продуктивності насосного агрегату NUMS-200, тому час закачування рідини в свердловину становить 44,5 години. Враховуючи, що середньомісячна продуктивність бурової установки СБГ-1 становить 600 м на свердловину, час буріння свердловини довжиною 85 м приймається рівним 8,5 годин.

Враховуючи середню швидкість руху оброблюваної поверхні, час буріння та нагнітання рідини, визначається відстань між першою свердловиною та площиною оброблюваної поверхні. Відстань становить 20 м.

Для підвищення ефективності попереднього зволоження вугілля в масиві необхідно додавати у воду змочувач ДБ в концентрації 0,2%; якщо в свердловину нагнітається 80 м³ води, то витрата змочувача на одну свердловину становить 160 кг. Слід зазначити, що дозатор змочувача ДСУ-4 з ємністю бака 60 літрів слід заповнювати змочувачем лише тричі протягом кожного періоду закачування свердловини, а не тричі на добу.

Ефективність зниження пилу становить щонайменше 60%, якщо вугілля зволожується відповідно до заданих параметрів.

Під час буріння свердловин пилопридушення досягається шляхом подачі води в стовбур свердловини через канавку в буровій штанзі. Витрата води становить 30 л/хв при тиску приблизно 12 кгс/см². Вода подається на бурову установку з протипожежного та поливального трубопроводів.

Для забезпечення безперервної та ефективної роботи системи пилопригнічення бурильник і його помічник повинні

а) Під час підготовки верстата до роботи увімкнути зрошувальну систему і перевірити стан поверхневого водопроводу (усунути витoki);

б) у разі пошкодження зрошувальної системи комбайна або припинення подачі води під час виймання вугілля необхідно зупинити комбайн і вжити заходів для нормалізації роботи зрошувальної системи.

Крім того, робітники, які зволожують вугілля, що стоїть, робітники на навантажувальному пункті лави, гірничі майстри, механіки, начальники дільниць та їхні помічники повинні виконувати свої обов'язки щодо організації боротьби з пилом на дільниці.

Індивідуальний захист органів дихання шахтарів від пилу забезпечується протипиловими масками. Респіраторами повинні бути забезпечені машиністи дробарок, їх помічники, робітники, зайняті на розробці та засипці вентиляційних галерей, а також всі робітники, які перебувають у вибої.

4. ОХОРОНА ВИРОБОК, ЩО ПІДТРИМУЮТЬСЯ НА МЕЖІ З ВИРОБЛЕНИМ ПРОСТОРОМ ЛАВИ З МЕТОЮ ПОВТОРНОГО ЇХ ВИКОРИСТАННЯ

Сьогодні існує низка інструментів, які використовуються або можуть бути використані для захисту робочих місць у різний спосіб. Всі ці інструменти відрізняються не лише сферою застосування та ступенем дослідження, але й результатами.

Деякі з них мають спільні цілі. Наприклад, жорстке кріплення, скидання мішеней і розташування тунелів - все це пов'язано з використанням природних умов для запобігання значних рухів корінних порід. Технічна гнучкість допускає можливість переміщення гірської маси до кінця тунелю, зменшуючи при цьому стресові умови, такі як подвійне обвалення тощо.

Деякі методи є взаємовиключними, наприклад, жорстке кріплення з більшим початковим перерізом або подвійне обвалення і риття траншеї. Інші методи, такі як технічна гнучкість і жорстке кріплення, взаємне розташування тунелів і послідовність прохідницьких робіт в системі, доповнюють один одного. Спорудження жорстких кріплень призначене для запобігання зсуву порід. Нарешті, всі методи будівництва відрізняються своєю економічною ефективністю, яка залежить від умов їх застосування.

Досвід застосування жорсткого кріплення в глибоких тунелях Донбасу показує, що цей захисний захід дає позитивні результати тільки в строго визначених гірничо-геологічних умовах. У більшості випадків спорудження жорстких кріплень без додаткових заходів з ослаблення напруженого стану гірського масиву не гарантує режим експлуатації капітальних тунелів протягом усього терміну служби шахти.

Піддатливі опори допомагають знизити навантаження на породний масив, не порушуючи при цьому формування зон непружних деформацій. Водночас вони запобігають локальним обвалам порід. У разі сильного

зсуву порід під час формування зони непружних деформацій, кріплення можна встановлювати впритул до поверхні обвалення, оскільки елементи кріплення не будуть зруйновані. Однак напрямок піддатливих опор повинен бути вирівняний з напрямком максимального зсуву гірських порід. В іншому випадку опори будуть поводитися як жорстка конструкція. Для великих зсувів, що часто трапляються при роботі вздовж простягання в слабких породах, рекомендується збільшити початковий переріз очисного вибою за допомогою гнучких кріплень. Цей метод захисту можна використовувати тільки тоді, коли відомо зміщення профілю, оскільки він вимагає витрат на виймання додаткового об'єму породи (порівняно з проектним об'ємом).

Технічний захід захисту гнучкими опорами полягає у виборі часу і місця встановлення кріплення на просідаючу поверхню. Цей метод не запобігає утворенню зон непружних деформацій і може застосовуватися в поєднанні з жорсткими опорами.

Скельне вирівнювання передбачає створення навколо тунелю армованої скельної оболонки, здатної сприймати навантаження від вищерозміщених шарів. Різновидом цього методу є стрижневе кріплення. Зміцнення порід за допомогою скельного кріплення широко використовується в гірничодобувній промисловості.

Охорона тунелю шляхом залишення цілика широко використовується в підготовчих роботах. У менш похилих умовах цей метод також використовується для захисту основних похилих тунелів і прилеглих горизонтальних тунелів. При цьому методі велика кількість мінеральних ресурсів залишається невикористаною. Метою в цьому випадку є "штамп", який концентрує навантаження на верхніх рівнях і транспортує його на цю обмежену за розмірами ділянку. Досвід шахт, що розробляють пологі пласти в Донецькому басейні, показує, що вартість підтримки виробки, захищеної поверхнею, зростає з глибиною розробки, і вартість підтримки

виробки на глибині 550-600 м вище, ніж вартість підтримки виробки, якщо б вона була виїмковою.

Форма поперечного перерізу виробки має прямий вплив на величину коефіцієнта концентрації напружень. Лабораторні дослідження показують, що коефіцієнт концентрації напружень змінюється від 1,8 до 3,2 залежно від геометрії поперечного перерізу. Криволінійна форма поперечного перерізу тунелів забезпечує сприятливі умови для ущільнення породи, мінімізуючи потенціал для розвитку розтягуючих напружень.

Засоби захисту напрямку тунелю від розшарування також обмежені. У більш глибоких пластах доцільно перетинати напрямок тунелів або нахиляти напрямок тунелів. У цьому випадку, особливо в шаруватих породах, витрати на технічне обслуговування значно зменшуються порівняно з проходкою довгих лав.

Щоб уникнути додаткової деформації виходів порід і кріплення, рекомендується використовувати засоби захисту тунелю у всіх випадках в глибоких горизонтальних пластах. Якщо гірничо-геологічні умови (значні порушення) або техніко-економічні умови (підвищене навантаження на виїмку або складні транспортні плани) роблять застосування цих заходів недоцільним (в деяких випадках неможливим), необхідно суворо дотримуватися послідовності проведення виїмкових робіт в системі тунелю. Вузько розташовані тунелі слід прокладати одночасно, в цьому випадку повторні зсуви ігноруються. Якість прохідницьких і підтримуючих робіт може мати безпосередній вплив на характер гірського тиску. Нерівності в порожнинах і виходах порід за операціями кріплення можуть призвести до динамічного навантаження, що неминуче спричинить провал операцій кріплення і деформацію порід, що відслонюються. Хоча цей метод є додатковим, його слід враховувати при кріпленні лав, особливо якщо використовується жорстке кріплення.

Зняття навантаження на гірські породи за допомогою розкривних робіт є простим і ефективним методом захисту. Під час підривання знижується

напружений стан гірської породи, оскільки зменшується навантаження на неї з боку вищерозміщених шарів. Існує два типи підривання: попереднє і наступне. Перший передбачає незначні витрати на технічне обслуговування або взагалі не вимагає їх, оскільки роботи проводяться після того, як масив породи вже навантажений. Однак при достатньому терміні служби це може бути компенсовано зменшенням або повним скороченням подальших витрат на технічне обслуговування. Умовою, за якої можна використовувати інструмент, є наявність покривного шару, виймання якого зменшує початкові додаткові витрати, оскільки маса видаляється і витягуються побічні корисні копалини. За відсутності покривного шару метод покриття не застосовується.

Метод зниження напруженого стану масиву, що прилягає до тунелю, шляхом вивільнення частини породи з розвантажувальної ніші в опорній конструкції може бути використаний там, де є слабо в'язкопластична порода або обширна пружна засипка достатнього розміру. Цей метод вимагає спеціальних умов і здебільшого обмежується невеликими глибинами у вугільних шахтах.

Метод бджолозахисту знімає напруження в прилеглій до тунелю породі і створює умови, в яких порода зміщується нерівномірно. Крім того, широка відкрита розробка дозволяє дренувати підстилаючий масив. Цей метод широко використовується в шахтах з довгими лавами.

Розвантаження масиву знижує напруження в масиві, що прилягає до шахти, сприяючи рівномірному зміщенню контуру і швидкому утворенню зон непружних деформацій. Завдяки невеликим розмірам, створення розвантажувальних порожнин в завалах не викликає труднощів і може здійснюватися буровибуховим способом (щілинне розвантаження). Згідно з шахтними дослідженнями, цей спосіб розвантаження має низьку початкову вартість і гарантує збереження якісної робочої поверхні. Оскільки напружений стан гірського масиву зростає з глибиною, цей метод є дуже перспективним у глибокозалягаючих пластах.

При подвійному протиобвальному способі поверхня обробляється в два етапи. Поглиблена розробка проводиться на ділянці 60-70 відсотків від проектної. Подовження і установка постійного кріплення здійснюється поза зоною інтенсивного зсуву порід. В результаті цього методу при розширенні тунелю навколо проектного контуру утворюється зона непружних деформацій. Перевагою цього методу є те, що в період інтенсивного руху порід проектний контур тунелю підтримується кіркою порід, розташованою між проектним контуром і контуром тунелю, що прокладається, в результаті чого деформації зменшуються.

В результаті вищесказаного можна сказати, що для охорони тунелів в глибоких частинах шахт Донецького басейну може бути успішно використаний ряд інструментів.

Зміщення порід, яке відбувається в процесі відновлення стійкості порід, супроводжується деформацією кріплення. Це призводить до порушення умов роботи шахти, а саме до зміни зазору між рухомим потягом і конвеєрним транспортом. За весь термін експлуатації така конструкція не може виконувати свою функцію. Для підтримання тунелю в робочому стані необхідний ремонт, який вимагає значних витрат.

При видобутку корисних копалин відкритим способом вартість підтримки підготовчих робіт у робочому стані є високою. Це пов'язано з тим, що під час проектування враховуються лише початкові витрати, тоді як подальші витрати на утримання шахти часто не беруться до уваги. Витрати можна зменшити, якщо вжити додаткових заходів для захисту шахтних тунелів і забезпечення їхнього належного робочого стану протягом усього терміну експлуатації. Початкові витрати, враховані під час проектування, збільшаться, але подальші витрати на обслуговування під час експлуатації виробу значно зменшаться.

Застосовується в легких і середніх умовах навантаження з наявними пристроями підтримки і захисту. Опора складається з рамних опор з

підвищеною несучою здатністю, виготовлених зі спеціального профілю SVP 27. На кожен метр поверхні встановлюються дві спарені рамки.

У приконтурній зоні головне кріплення бджолоїної виробки укріплене дерев'яними кришками і лавками перед лавою, а другий і третій прогони - гідравлічним кріпленням типу GSK. Штреки, що зберігаються, захищені одним рядом дерев'яних стійок органного кріплення. Ці стійки встановлюються в проміжках між парними рамами основних лавних стійок після переміщення довгих стін.

Для забезпечення найвищої якості кріплення вживаються наступні три заходи: високоякісне кріплення металевими опорами з підвищеною несучою здатністю, розширення секції кріплення для врахування зсуву порід, посилення кріплення головної стіни на ділянках, що зазнали впливу очисних робіт, і захист кріплення позаду лави одним рядом органів кріплення.

РІУІ розробила спеціальні секційні підсилювальні опори для захисту тунелів, що зберігаються для повторного використання в суворих гірничо-геологічних умовах.

Там, де для підвищення стійкості тунелю використовуються інші природні умови, тунель розміщується в більш стійких породах, де найменш імовірно затоплення, де знижений гідростатичний тиск і поза зонами передбачуваних геологічних порушень. Все це сприяє ефективному використанню шахтних стволів і зменшує щільність установки.

Для підвищення стійкості шахтного стовбура на покрівлі буде залишено безпечний вугільний пучок, а під вугільним пластом буде створено тунель. Підривання породи на дні шахти широко практикується, і тунель не порушує цілісність і стабільність породи покрівлі. Там, де на дні вугільного пласта присутні набухаючі глини товщиною до 0,8-1 м, їх слід видалити, оскільки вони значно збільшують ступінь набухання.

Використання кріплення є основним заходом для забезпечення стійкості тунелю. Кріплення є доцільним, коли загальна вартість

будівництва та експлуатації (включаючи демонтаж і ремонт) за весь період використання є найнижчою порівняно з усіма іншими можливими варіантами.

Кріплення слід застосовувати тільки в гірничо-геологічних і виробничих умовах, що відповідають його технічним характеристикам і області використання.

Як правило, для кріплення тунелів слід використовувати гнучкі опори. Однак, жорсткі або злегка податливі конструкції також використовуються у великих штреках. При легких умовах підтримки або при наявності слабких порід також можлива підтримка тунелів жорсткими конструкціями. Прикладом є шахта "Підмосковна". Однак у більшості випадків жорсткі кріплення з відносно низькою межею міцності не можуть забезпечити нормальних умов експлуатації підготовчих тунелів і деформуються протягом короткого часу.

Опір кріплень повинен бути достатньо високим, щоб створювати необхідну силу підтримки для утримання породи в зоні руйнування. Якщо використовуються опори з недостатньою стійкістю, зона руйнування може необмежено розвиватися, а гірський тиск може призвести до руйнування опори, що зробить тунель непрацездатним.

Було б помилкою рекомендувати опори, що відповідають вимогам, для всіх застосувань, і їх переваги не слід перебільшувати. Насправді, коли такі опори використовуються при низьких опорах, може виникнути надмірна гнучкість, що призведе до значних зсувів породи в контурі тунелю і зробить тунель непрацездатним. У цьому випадку елементи легко переміщуються, а опора в цілому не може запобігти обваленню стелі при її опусканні.

З іншого боку, проектування гнучких кріплень з надмірно високим опором призведе до того, що вони будуть поводитися як жорсткі кріплення, що призведе до проблем. Тому при виборі типу і параметрів кріплення слід детально оцінювати гірничо-геологічні та гірничотехнічні

умови і приймати конкретні рішення, враховуючи економічні фактори. Тунелі підтримуються протягом усього життєвого циклу. Кріплення тунелів розрізняють поза зонами впливу гірничих робіт, в зонах тимчасового підвищення гірського тиску і на примиканнях до поверхні.

Тунелі в головному напрямку, які захищені в цілому і не зачеплені гірничими роботами, підтримуються постійними кріпленнями, спорудженими під час видобутку корисних копалин. Ремонт тунелів здійснюється залежно від кількості та складності тунелів і будь-яких проблем зі стійкістю, що виникають під час експлуатації.

Робочі вибої поза зоною впливу очисних робіт обслуговуються так само, як і основні тунелі.

У зонах впливу гірничих робіт тимчасові навантаження на кріплення характеризуються підвищеними навантаженнями на опори (в деяких випадках до трьох разів) і великими зміщеннями (до декількох десятків сантиметрів) в профілі гірських порід тунелю.

Тому гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови повинні бути детально проаналізовані і оцінені для вибору відповідного типу і несучої здатності основного кріплення. В умовах легкого і частково помірного кріплення стійкість тунелю забезпечується без додаткового армування при використанні металевих опор з підвищеною несучою здатністю. У складних геомеханічних умовах основне кріплення необхідно підсилювати. Як засіб посилення використовуються прогони, що складаються з дерев'яних вершин і опор, до яких монтуються індивідуальні гідравлічні опори з внутрішнім приводом, такі як GSK і GSU. Прогони розташовуються вздовж поверхні в межах тимчасового притискного поясу опори. Їх кількість визначається умовами опори. Використання гідравлічного кріплення GSK замість дерев'яного вдвічі зменшує трудомісткість робіт з підтримки вибою в зоні опорного тиску.

Також використовуються додаткові пристрої, які вбудовуються в опорну раму. До них відносяться відкидні елементи на опорах типу МІК-

4S, ТІК і МІК-5, а також поперечні і поздовжні відкидні елементи під бічними опорами на опорах типу АІК, АШР, ТРК і ТІК. Вищевказані пристрої можуть використовуватися за потребою і не застосовуються в зонах опорного тиску.

При підтримці робочих поверхонь за довгими стінами для повторного використання в складних умовах застосовуються опори спеціального профілю з несучою здатністю до 500 кН/м². Ці секції встановлюються в зоні опорного тиску додатково до основного кріплення і приймають на себе більшу частину гірського тиску. Секції опор переміщуються "крапельним" способом, слідуючи за рухом поверхні.

При виїмці поверхні в твердих породах правильний вибір геометрії поперечного перерізу може забезпечити стабільність поверхні.

Це неможливо в слабких і нестійких породах, характерних для Московського регіону. Однак форма поперечного перерізу тунелю має значний вплив на його стійкість, оскільки кривизна стінки тунелю визначає напруження в контурах породи. Формування поверхні відповідно до гірничо-геологічних умов полегшує проведення кріпильних робіт.

Для зменшення напруженого стану гірської породи необхідно звільнити частину контуру породи з простору між рамами кріплення. На ділянках, де глинисті шари схильні до пластичної течії, не слід затягувати бокові стінки тунелю, щоб утворилося дренажне вікно. Порода проштовхується в тунель, і тиск на кріплення зменшується.

Послідовність і якість гірничого циклу має значний вплив на стабільність тунелю. Наприклад, час між оголенням породи і встановленням постійного кріплення викликає інтенсивне зміщення порід контуру і сприяє збільшенню зон просідання. Тому слід докласти зусиль, щоб звести до мінімуму час між оголенням контурної лінії і встановленням кріплень. Під час будівництва бетонного або залізобетонного кріплення не слід встановлювати тимчасові опори в слабких, нестійких породах.

На практиці часто виникає невідповідність між контуром тунелю і опорами. Розрив може досягати 25-30 см. Зазор за опорами збільшує зону руйнування і створює незбалансоване навантаження на опори, сприяючи обвалу порід. За таких умов знижується несуча здатність опор.

Важливу роль в ліквідації пустот за опорами відіграє їх якісне заповнення. Цементний розчин зменшує зсув порід, перерозподіляючи напруження в контурах тунелю і роблячи їх більш рівномірними. Неякісна футеровка збільшує концентрацію зусиль на опорних елементах, що призводить до збільшення згинальних моментів і деформацій.

При проведенні виробок на суміжній поверхні ви потрапляєте в тимчасову зону опорного гірського тиску на цю поверхню. Без спеціальних захисних заходів умови підтримки значно ускладнюються. У більшості випадків такі робочі майданчики мають покрівлю. Тому при плануванні гірничих робіт не обов'язково готувати тунелі для розміщення рухомих поверхонь.

Тунель можна експлуатувати з запасом площі поперечного перерізу на величину зсуву породи по контуру тунелю і в поєднанні з іншими заходами захисту для забезпечення його безпечної підтримки.

Дослідження показали, що початкові підвищені витрати на збільшення поперечного перерізу і заглиблення поверхні можуть бути економічно виправдані значним скороченням витрат на обслуговування.

При виїмці тунелю слід докласти зусиль, щоб не допустити утворення куполів у перекритті, а якщо куполи все ж таки утворюються, слід негайно вжити заходів для їхнього поховання.

На шахтах Московської області були випробувані методи ущільнення порід маскувальними вантажами для протистояння здимання глинистих порід. В результаті міцність таких порід була підвищена, а інтенсивність розширення знижена. Широко використовується зміцнення гірських порід заморожуванням або хімічними сполуками.

Ремонт тунелів є частиною процесу підтримання експлуатаційних тунелів у належному стані. Під "ремонтом виробки" розуміється комплекс робіт з усунення пошкоджень виробки, збільшення поперечного перерізу виробки до розмірів, що відповідають її паспорту на виїмку і підтримку виробки, а також усунення руйнувань в кріпленнях, злітно-посадочних смугах і водовідвідних каналах.

Залежно від характеру та об'єму басейну виконуються наступні ремонтні роботи

Оглядовий ремонт: підтягування ослаблених болтів і клинових замків на гнучких вузлах кріплення, міжрамних зв'язків, що випали міжрамних розпірок і клинів;

Поточний (частковий) ремонт: при усуненні дрібних дефектів підбиття (заміна пошкоджених окремих рам або елементів); часткова футеровка робочих ділянок малих секцій; заміна рейкової колії; видалення бруду з робочих ділянок; підсипка баласту; побілка підкосів; прочищення водовідвідних каналів коротких секцій;

Проміжний ремонт. Включає в себе збільшення секції до розмірів, зазначених у паспорті, заміну підкосів на окремих ділянках і посилення рамних стійок підкосами, підпорами і розпірками;

Капітальний ремонт (перекріплення) - передбачає збільшення поперечного перерізу тунелю до розмірів, зазначених у паспорті, та повну заміну опорних колон; та

Реставрація тунелів - усунення завалів шляхом виймання породи.

Для полегшення управління ремонтними роботами лава розбита на секції (палі) довжиною 25 або 50 метрів. Всі рами на палях пронумеровані відповідно до секції, що ремонтується. Роботи, виконані під час капітального ремонту, обліковуються за результатами замірів наприкінці місяця, а під час поточного ремонту - у змінному рапорті гірничого майстра.

Частковий ремонт секцій, закріплених металевими опорами, виконується наступним чином: прогин, вигин або поломка верхніх стійок або стовпів, деформація замкових з'єднань гнучких вузлів і пошкодження кріплень.

Для заміни верхньої стійки на відремонтовану стійку рами встановлюють спеціальний обмежувач - вилку. У нестабільній скелястій місцевості заміну верхніх стійок проводять під захистом тимчасових опор. Якщо потрібно замінити обидві стійки, під верхню стійку підкладають дві тимчасові підпори (типу ВК, ГСК, ГСУ) і замінюють деформовану стійку на нову. Якщо потрібно замінити стійку в рамі, встановіть тимчасову стійку під верхню сторону. Якщо встановлення тимчасової стійки буде перешкоджати руху транспорту, замість неї використовуйте шматок спеціально профільованого СВП і кронштейн, який потім прикріплюється до верхньої сторони сусідньої рами.

Щоб замінити ціле рамне ліжко, підкладіть під його верхню частину дві короткі прогони, які підтримуються тимчасовими розпірками. Потім стійки рами тимчасово знімаються, ліжко знімається і на його місце встановлюється нове. Потім замінюють постійні стійки, знімають короткі балки і притискають їх до рами.

Заміну стяжок слід виконувати наступним чином. Вийміть непридатні стяжки по одному, щоб запобігти їх випаданню з породи, видаліть зазор між породою і стовпами і встановіть нові стяжки, щоб заповнити зазори кріплення. При заміні всієї поверхні тунелю починайте з основи і завантажуйте надлишки на візок, щоб зменшити кількість породи, частково використаної для засипки.

При заміні окремих елементів збірного залізобетонного кріплення підпирайте сусідні зі зруйнованим елементом елементи розпірками, балками, відтяжками тощо, а зруйновані або деформовані елементи кріплення замінюйте.

Під час капітального ремонту замінюється вся опорна колона без розширення або збільшення поперечного перерізу робочого перерізу. При перекріпленні без розширення виробки в місцях з нестійкими породами кріплення прибивають з боку покрівлі, а в деяких випадках і збоку, перед тим як видалити старі кріплення. Якщо тунель необхідно розширити до розмірів, зазначених у паспорті, старі опори демонтують, а порода, що обсипається, складають на візок перед встановленням нових опор.

Якщо основа злегка спучена, її слід частково підняти без демонтажу колії. Якщо основа значно розбухла і колія порушена, колія повинна бути повністю демонтована, підкопана, а шпали і рейки (при необхідності) замінені і укладені заново.

Тунель ремонтується за допомогою приводних опор, таких як горизонтальні тунелі в нестійких породах. Порода під прохідницькими опорами завантажується на візки і вивозиться на поверхню. При ремонті поверхні, що обвалилася, на поверхні, що обвалилася, розкладається багаття і поверхня заповнюється гірською породою, що підтримується багаторівневим кріпленням і роликами.

Для зменшення витрат на утримання нестійкого скельного тунелю необхідно вжити спеціальних заходів для зміцнення породи під час ремонту.

Незважаючи на свою високу ефективність, металеві рамні опори мають ряд недоліків, які погіршують їх експлуатаційні характеристики.

Існуючі конструкції кріплень мають невизначені моделі відносних переміщень елементів. Вузли згину вздовж контурів опор розміщені без урахування напрямку зсувів порід, що відбуваються навколо тунелю.

З'єднання між рамами недостатньо жорсткі і не повністю розраховані. У найкращих прикладах існуючих замкових з'єднань несуча здатність спеціального профілю СВУ може бути використана до 75% від її значення. Однак під час експлуатації замка необхідно постійно контролювати його працездатність, що призводить до зайвих трудовитрат.

Через неточність цього процесу не підтримується оптимальна продуктивність розкошу, часто порушується його стійкість, що вимагає проведення коригувальних робіт. Все це сприяє підвищенню нестабільності опорних навантажень по довжині поверхні. Рами працюють індивідуально і піддаються навантаженням, які сильно відрізняються одна від одної, навіть коли стоять поруч. Нерівномірне навантаження призводить до того, що опори просторово навантажуються великими іпсилатеральними силами.

Ще одним недоліком конструкції кріплення є відсутність засобів контролю та регулювання зусилля притискання спеціальних профілів у вузлі розтискання.

У зв'язку з цим виникає потреба в розробці нового рівня технологічного забезпечення, зокрема, спрямованого висаджування з просторовою конструкцією та відомою кінематичною схемою переміщення елементів. З цією метою слід провести комплексне дослідження взаємодії кріплення з гірськими породами для визначення оптимальних параметрів в нових районах видобутку в басейні. Крім того, необхідно продовжувати вдосконалювати шарніри качання для підвищення їх надійності і досягнення більшого опору в проточній частині.

Про їх інтеграцію не слід забувати при проектуванні нових або модернізації існуючих кріплень. В даний час на шахтах Московської області в одних і тих же умовах застосовуються різні конструкції і модифікації кріплення, що ускладнює проблему оснащення підприємств необхідними для виробництва технічними засобами і повного освоєння технології виробництва.

Кріплення з відкритих спеціальних змінних профілів СВП мають недостатню міцність на кручення. Приварювання спеціальних замикаючих пластин для підвищення міцності на скручування профілів не дає хороших результатів і призводить до невиправданих витрат металу і трудовитрат. У той же час, металургійна промисловість випускає і закриті профілі. До них

відносяться коробчаті (квадратні і прямокутні) профілі з низьколегованої сталі 09Г2С.

ПУІ спільно з Московським державним металургійним інститутом випробував на шахті "Дубовська" дослідну партію трапецієподібних (прямокутних) кріплень з квадратних профілів перерізом 120x120 мм і 140x140 мм. Були отримані позитивні результати.

У таблиці 4.1 наведено порівняльні характеристики коробчатого і спеціального змінного профілів.

Дані таблиці 5.1 показують, що спеціальний профіль SVP27 важчий за коробчатий профіль 140x140, а коефіцієнт використання матеріалу (відношення моментів опору до ваги) становить 4,1 і 4,9 відповідно; такі ж результати отримані при порівнянні параметрів спеціального профілю SVP22 і коробчатого профілю 120x120. При цьому коефіцієнт використання коробчатого профілю 120x120 при майже однаковій вазі значно вищий, що свідчить про зниження металоємності при виготовленні кріплень з цього профілю.

Один метр прокату коробчатого профілю 160x160 на 4,2 кг легший за метр спеціального профілю, але має в 1,11 рази більший момент інерції, в 1,19-1,5 рази більший момент опору та в 1,4 рази вищий коефіцієнт використання металу. В результаті його характеристики незрівнянно кращі та вигідніші, ніж у спеціального профілю SVPZZ: Виробництво кріплень з квадратних профілів 160x160 збільшує вантажопідйомність і одночасно значно знижує витрату металу.

З цієї причини для виробництва кріплень з плоским верхом і підвищеною несучою здатністю рекомендуються три профілі поперечного перерізу: 120x120, 140x140 і 160x160. Також можуть використовуватися прямокутні замкнуті профілі.

Досвід роботи з металевими опорами показав, що трудомісткість при їх спорудженні значно вища, ніж з дерев'яними, що негативно позначається на швидкості виконання робіт. Тому необхідно споруджувати

такі кріплення, які мінімізують трудомісткість будівельних робіт у шахті. До таких кріплень відносяться складні конструкції і збірні конструкції, зібрані з однотипних елементів.

Однією з причин невідповідності параметрів кріплення і кріплення умовам підтримки тунелів є низька якість паспорта виробки, обвалення і кріплення тунелів під час проектування. Саме проектування є трудомістким і має тенденцію до стереотипності. Тому в деяких випадках для одних і тих же умов кріплення готуються різні опори з різною формою поперечного перерізу і несучою здатністю.

Розробка систем автоматизованого проектування (САПР) для цього паспорта дозволила підвищити якість проектування. Така система, розроблена ТУЛПІ і ПІМІ і введена на шахтах Московського регіону з 1987 року, включає наступні етапи: збір і комп'ютеризація вихідних даних; визначення розрахункових (прогнозних) зміщень контурів шахти і навантажень на кріплення; вибір типу і конструктивної гнучкості кріплення на основі зміщень і навантажень, визначення інтервалу установки рам і витрат на підтримку і підтримання поверхні. Можна виконувати багатоваріантні розрахунки і оптимізувати специфікації опор. Результати розрахунків відображаються в числовому та графічному вигляді.

Таблиця 4.1. –

Типорозмір	Площа, см ²	Маса, кг	По осі X-X		По осі Y-Y		Коефіцієнт використання
			інерція, см ⁴	опір, см ³	інерція, см ⁴	опір, см ³	
СВП-17	21,7	17,2	244,4	53,3	380,3	57,8	3,22
СВП-22	27,9	21,8	429,6	81,6	560,3	77,9	3,52
СВП-27	34,3	27,1	647,1	111,5	732,3	97,9	4,10
СВП-33	42,5	33,4	998,5	139,5	1220,0	148,7	4,14
120*120	27,6	21,8	546,0	92,8	544,0	90,8	4,44
140*140	32,3	25,6	895,0	129,0	892,0	127,4	4,94
160*160	37,3	29,3	1360,0	173,0	1366,0	171,6	5,96

З метою підвищення рівня вилучення та повторного використання металевого кріплення необхідно розширити науково-дослідні та дослідно-конструкторські розробки механізованих засобів вилучення металевого кріплення з закритих шахт та забезпечити їх серійне виробництво, розробити та впровадити нові системи оплати праці та встановити положення про преміювання робітників. Передбачити преміювання робітників і технічних керівників, які виконують встановлені нормативи з вилучення та повторного використання. Необхідно продовжити роботу зі створення пунктів збору демонтованих металевих кріплень.

Відомо, що холодна деформація профілю при отриманні необхідної форми кріплення погіршує фізико-механічні властивості металу та знижує його якість. Цей недолік значно зменшується, коли кріплення виготовляють в гарячих умовах. Тому бажано в майбутньому перейти на виробництво кріплень з попередньо нагрітими гнутими елементами. Таке виробництво можна здійснювати безпосередньо на металургійних заводах під час прокатки спеціальних профілів.

Одним з найсерйозніших недоліків металевого кріплення є наявність недокату на кінцях криволінійних елементів каркаса. Неповна прокатка (плоскі ділянки) виникає в результаті недосконалої техніки, що використовується при виробництві кріплень, і призводить до швидкого погіршення якості, оскільки в місцях з'єднання елементів утворюються зазори, що сприяють деформації профілю і знижують несучу здатність кріпильного елемента. Крім того, існуючі технології можуть призвести до відбраковування 12% і більше прокату спеціальних профілів.

РІУІ у співпраці з Басейновим виробничим об'єднанням розробив нову технологію виробництва металевих опор (рис. 4.1). На відміну від існуючої технології, процес виробництва кріплень передбачає спочатку зварювання сталевих прутків спеціального профілю IWP, що постачаються з шляхопроводу, в безперервну нитку, потім подачу їх на прокатний стан для згинання, а потім розрізання на окремі елементи готового виробу.

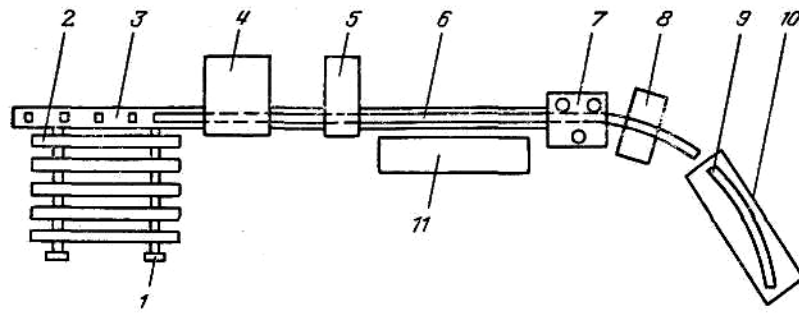


Рис. 4.1. Принципова схема ощадливої лінії з виробництва кріплень: 1. Стійки, 2... Прутки зі спеціальними профілями, 3... Роликовий конвеєр, 4. Зварювальний апарат, 5.... Прес для різання плоского кріплення, 6... Зварні спеціальні профільовані прутки, 7... Згинальні верстати, 8... Верстат для різання елементів, 9... Готові елементи кріплення, 10, 11... Пакувальники для криволінійних та прямих елементів відповідно.

Проведено низку лабораторних і виробничих досліджень з метою вивчення можливості використання зварювання профілів для мінно-вибухових загороджень, доведено надійність, технічну та економічну доцільність переходу на нову технологію.

Така виробнича лінія експлуатується на Кімовському ЦЕМЗ і дозволяє значно підвищити якість криволінійних каркасних елементів, повністю виключити відходи від спеціальних профілів СВУ і підвищити продуктивність праці в 1,5-2 рази.

У Московській області є досвід охорони робочих місць за граничними поверхнями для повторного використання породи, що занурюється.

Однак аналіз попередніх досліджень показує, що, незважаючи на очевидні переваги технології видобутку вугілля шляхом повторного використання тунелів, вона все ще не набула широкого застосування в басейні. Причинами цього є недостатня вивченість взаємодії порід боків і тунельного кріплення, що оточують тунель; відсутність надійних і ефективних багаторазових кріплень, які не потребують обслуговування протягом усього терміну експлуатації; відсутність інструментів і методів підтримки законсервованих тунелів в належному стані.

У ДП триває робота над вирішенням цієї проблеми, і вже розроблено та випробувано в лабораторних і шахтних умовах дві

конструкції металевих опор: арочно-трапецієподібні (CAT) і трапецієподібні (TIC). Ці металеві стійки виготовлені зі спеціальних профілів SVP27 і мають високу несучу здатність при роботі в гнучкому режимі завдяки клиновому кріпленню або болтовому блокуванню з використанням фасонних прутків з вертикальною гнучкістю до 700 мм і горизонтальною гнучкістю до 300 мм в будь-який момент під час будівництва або експлуатації. Вона має відкидне ложе, яке може бути встановлене в будь-який час на ділянках тунелю зі слабкою або легко надувною основою.

Під час випробувань опори добре показали себе при всіх умовах навантаження, що відповідають умовам експлуатації тунелів, які зберігаються для повторного використання.

Окремі гідравлічні кріплення типу GSK успішно пройшли випробування в області підтримки гірського тиску на лавах, що експлуатуються при нецільовій технології видобутку вугілля. Результати підтвердили їх надійність і потенціал використання для зміцнення головного кріплення тунелю для повторного використання.

Результати випробувань і аналіз попередніх досліджень дозволили розробити конкретні варіації технології повторного використання стволів на шахтах Московського регіону (включаючи легкі і середні вугільні пласти), а також різні схеми підготовки і виїмки всіх або частини стволів.

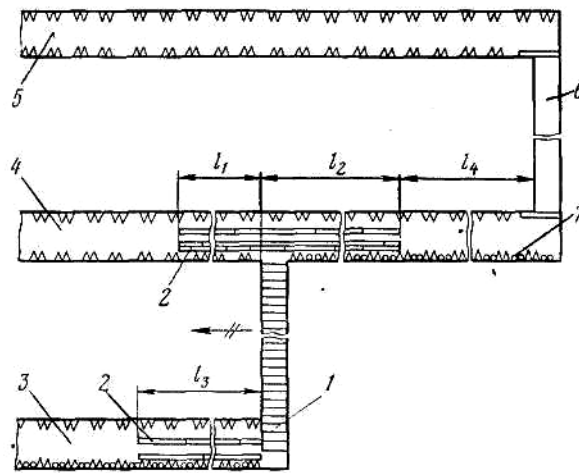


Рис. 4.2. Схеми підготовки та розробки опорних колон шляхом повторного використання пробурених тунелів: 1... Механізовані комплекси, 2... Опори, 3... Повторно використовувані секції, 4... Секції, що зберігаються, 5... Покриття, підготовлені до повторного використання, 6. Складальні приміщення, 7... Орган кріплення, 11, 12, 14... Зони гірського тиску лави, що зберігається, відповідно передня, задня та стабілізаційна зони, 13... Довжина опорних зон гірського тиску перед лавою, що використовується повторно.

Як перший крок у впровадженні нової технології пропонується схема, яка передбачає послідовну виїмку лав, з повним завершенням нарізних робіт у сусідніх лавих до початку видобутку на кожній лаві (рис. 4.2).

Така схема забезпечує безперервне провітрювання тунелю, що охороняється, і, таким чином, нормальні умови для проведення робіт з підтримання та зміцнення кріплення за лавою. Вона покращує якість очисного фронту за рахунок збільшення часу сушіння іксу при підготовці до видобутку і можливості проведення додаткової розвідки для виявлення геологічних порушень.

Існує два варіанти повної технічної схеми охорони поверхні.

Перший варіант (рис. 4.3) - повторне використання тільки вентиляційних тунелів. Він має ширший поперечний переріз. Натяжна головка конвеєра розташована всередині лави. Це означає, що при переміщенні конвеєра не потрібно знімати основне кріплення лави з лави. Для забезпечення переходу від вибою до лави виробки підтримуються клітьми САТ або ТІС з двома рамами на метр. Дах і боки кріпляться дошками товщиною не менше 60 мм.

Враховуючи рекомендації, рекомендується армувати кріплення тільки на ділянках, де є активний гірський тиск перед і за кріпленням.

Арматурна опора складається з трьох рядів гідравлічних опор типу GSK, встановлених під дерев'яними рейками і над поздовжнім дерев'яним настилом. Кожен ряд має одну опору на кожен метр поверхні; всі три ряди опор встановлюються одночасно на краю зони підвищеного гірського тиску перед поверхнею, а стабілізована порода в робочій зоні видаляється в зоні зміщення. Після демонтажу кріплення транспортується до стику і знову збирається в робочому положенні перед вибоєм.

Вибій захищається одним рядом дерев'яних органок, зведених у просторі між спареними рамами вибійних кріплень стійок.

Ця технологія підвищує стійкість очисного вибою, оскільки стійки знаходяться в постійному контакті з породами лави і покрівля не піддається періодичним ударам. Крім того, усувається трудомістке завдання з демонтажу та монтажу елементів бічного кріплення. У той же час, установка одного фрези на поверхні збільшує довжину ніші і вимагає регулярної заміни шлангів від насосної станції до поверхні.

Перший варіант цієї технології був застосований на шахті "Василівська". Гірничо-геологічні умови на пілотній ділянці класифікуються як помірні в басейні. Лава обладнана комплексом 1МКМ з комбайном КШ1КГ. Довжина очисного вибою становить 100 м, а довжина колони - 584 м. Для повторного використання лава 53 була підірвана на глибину 1,4 м і закріплена кріпленням КАТ і ТІК.

Роботи з охорони тунелю були виконані відділом поверхневого обслуговування. Ці роботи не мали негативного впливу на навантаження на лаву і додаткове навантаження на виїмку ніші. Середньодобовий видобуток на одну опору становив 730 тонн, а максимальний видобуток - 1 237 тонн. Продуктивність праці шахтарів становила 37,9 тонни за зміну. Це свідчить про потенціал повторного використання тунелів за умови ефективного різання.

Другий варіант цієї технології передбачає повторне використання як вентиляційних, так і конвеєрних тунелів (Рис. 4.4). Тунелі складаються з високих секцій і підтримуються однією з стельових опор (КАТ або ТІК). Рами встановлюються попарно або індивідуально, з щільністю дві на метр.

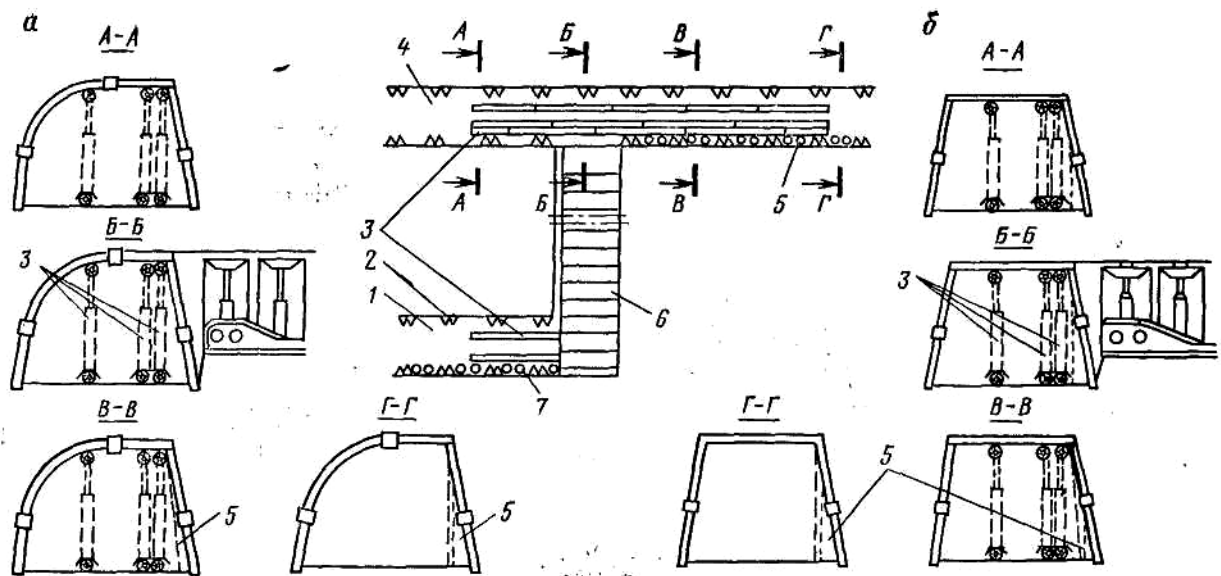


Рис. 4.3. Схеми підтримки, захисту та обслуговування робочої поверхні головою поверхневого конвеєра на довгих стінах: а - зі стрічковим трапецієподібним кріпленням; б - з трапецієподібним кріпленням; 1 - повторно використовувана робоча поверхня; 2 - поверхнєве кріплення; 3 - арматурне кріплення; 4 - накопичувальна робоча поверхня; 5, 7 - органне кріплення; 6 - механізований комплекс

Розвантажувальна головка і натяжна головка вибійного конвеєра знаходяться на вибійному кріпленні. Перед переміщенням конвеєра лави демонтуються з боку забою, а після переміщення конвеєра знову монтуються. Одночасно з монтажем кріплення на його валах встановлюється ряд дерев'яних органних кріплень. Після демонтажу органного кріплення лави підтримуються спеціальними механізованими кріпленнями (КІС) конструкції ПУІ або кріпленням ОКС-1 конструкції проекту "Чорнухи".

Металеві кріплення зміцнюються гідравлічними опорами типу ГСК, як і в першому варіанті: два ряди спереду і три ряди ззаду лави, з дерев'яними прогонами і поздовжніми опорами. На ділянці стабілізації

гірського тиску опори повністю демонтуються і переносяться в лаву на новому місці встановлення.

Перевага другого методу полягає в тому, що він дозволяє забезпечити вентиляцію, а також подвійне використання конвеєрних тунелів. Однак реалізація цього методу вимагає фіксації з'єднання воріт з робочою поверхнею, що дещо погіршує положення покрівлі в межах поверхні.

На шахті "Сокольнича" був застосований другий варіант цієї технології. Лави 64 і 66 відпрацьовувалися до охоронної бджоли 64, яка служила конвеєрною бджолою під час роботи першої лави 64 і вентиляційною бджолою для лави 66.

Гірничо-геологічні умови на пілотній ділянці були середніми. Довжина лави становила 250 м. Лава № 64 довжиною 112 м була обладнана комплексом 2МКЕ з очисним комбайном КШ 1КГ. На стику лави і складської поверхні було встановлено моторизоване кріплення KIS, скребковий навантажувач ПТК-1 і стрічковий конвеєр, за яким слідував навантажувальний конвеєр. Середньодобовий видобуток становив 773 тонни, а максимальний - 1549 тонн. Продуктивність праці шахтарів за зміну склала 32,6 тонни.

На сусідній лаві № 66 довжиною 102 м було встановлено комплекс МК75 з комбайном КШ1КГ. Одночасно з просуванням лави № 64 було погашено повторно використовувану виробку і знято металеве кріплення. Середньодобовий видобуток склав 759 тонн з максимальним показником 1718 тонн. Продуктивність праці на шахті за зміну становила 30,4 тонни.

Під час розробки лави № 64 243 м лави було підготовлено до повторного використання, з яких 170 м було підтримано кріпленням САТ і 73 м - кріпленням ТІС. Під час підготовки до повторного використання кріплення не ремонтувалося. Основні роботи полягали в очищенні штреку через висипання піску під час раптового обриву, незначному розширенні

основи місцями (до 0,2 м) та укладанні рейок. Вартість одного метра всіх підготовчих робіт склала 10,24 рубля.

Всі роботи з підтримання штреку виконували робітники очисного відділення без затримки робіт на лаві. Наявність робочої поверхні за штреком позитивно вплинуло на роботу конвеєрного штреку і продуктивність штреку, а неодноразові перерви у воді під час виймання піску з штреку в першій частині 2МКЕ створили умови для ефективного вилучення результату.⁶⁴ Повторне використання штреку Економічний ефект від проекту склав більше 13 000 рублів за рахунок

Випробування показали, що технічний план, який передбачав повторне використання штреку шляхом переміщення опорних стійок на поверхню, був працездатним. Опорне та захисне обладнання дозволило підтримувати поверхню в режимі подвійного використання без технічного обслуговування з мінімальними трудовими та матеріальними витратами.

Успішний захист тунелю для повторного використання значною мірою залежить від правильного підбору значень зони опорного тиску для посилення підтримки і захисту поверхні. Ретельне дослідження силових навантажень на поверхневе кріплення і гірського тиску обваленої породи в досліджуваній зоні дозволило визначити довжину цих зон. При легких умовах кріплення зона просування гірського тиску перед першою лавою $l_1 = 8$ м, зона активного зсуву порід за першою лавою $l_2 = 50$ м і зона просування гірського тиску перед другою лавою $l_3 = 15$ м. Для середніх умов підтримки $l_1 = 12$ м, $l_2 = 65$ м і $l_3 = 20$ м.

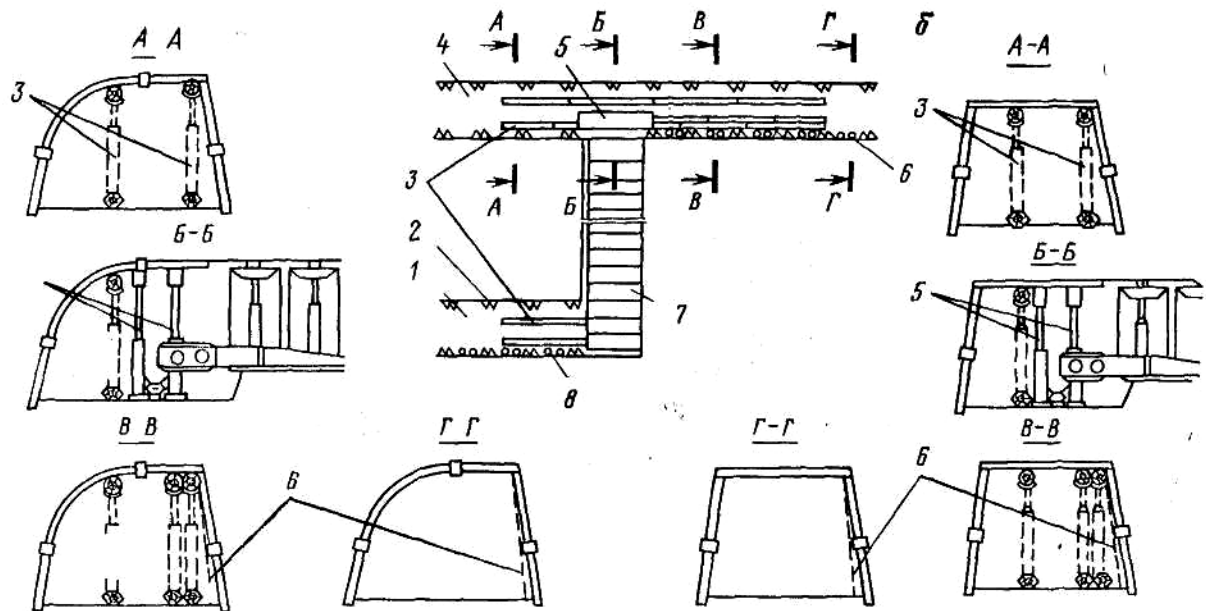


Рис. 4.4. Схема кріплення, охорони і підтримки робочої поверхні головою вибійного конвеєра в прохідницькому штреку: а - з дугоподібним трапецієподібним кріпленням; б - з трапецієподібним кріпленням, позиції 1-4 такі ж, як на рис. 3; 5 - кріплення в місці з'єднання; 6, 8 - органне кріплення; 7 - механізований комплекс.

Розроблена технічна схема дозволяє повторно використовувати вентиляційні та конвеєрні тунелі, будувати тунелі зі збільшеним перерізом, використовувати гнучкі кріплення зі збільшеною опорою за рахунок додаткового армування в зонах активного гірського тиску гнучкими конструкціями, захищати тунелі від обвалення кромek порід, проводити вентиляцію для обслуговування і захисту, забезпечувати максимальний дренаж прилеглої поверхні. Технічна схема може бути застосована для тунельних опор в легких і середніх умовах Московського регіону.

ПНІУІ розробив спеціальні секційні кріплення типів КУП і КШУ для підтримки галерей повторного використання в складних гірничо-геологічних умовах.

Там, де лави підтримуються в тунелях, що зберігаються, за допомогою механізованих кріплень, в зоні опорного тиску позаду лави застосовуються арматурні кріплення типу КУР. Після того, як перша лава виходить з монтажного приміщення, секція армування встановлюється відразу за опорами; армування КНБК доставляється через монтажне приміщення після виходу лави і прилеглої до неї поверхні. На кожен метр

робочій поверхні встановлюється одна секція, і, залежно від стану кріплення, комплект кріплення складається з 45-70 секцій.

Після встановлення всього комплекту опор, КНБК переміщується в наступній послідовності (Рисунок 4.5) Секція 3 (Етап 1), яка знаходиться за межами активної зони зсуву (тимчасова зона підтримки гірського тиску), розвантажується і складається у висувне положення 4. Потім поздовжня вісь розгортається вздовж штреку (етап 2) і переміщується до нового місця встановлення в зоні ланки 1. Секції повертаються і переміщуються вздовж колії за допомогою лебідки 5, з'єднаної з опорою ланки. Після переміщення секції 4 до опори 1 (етап 3) її розміщують уздовж поверхні (етап 4) і приводять у робоче положення (етап 5).

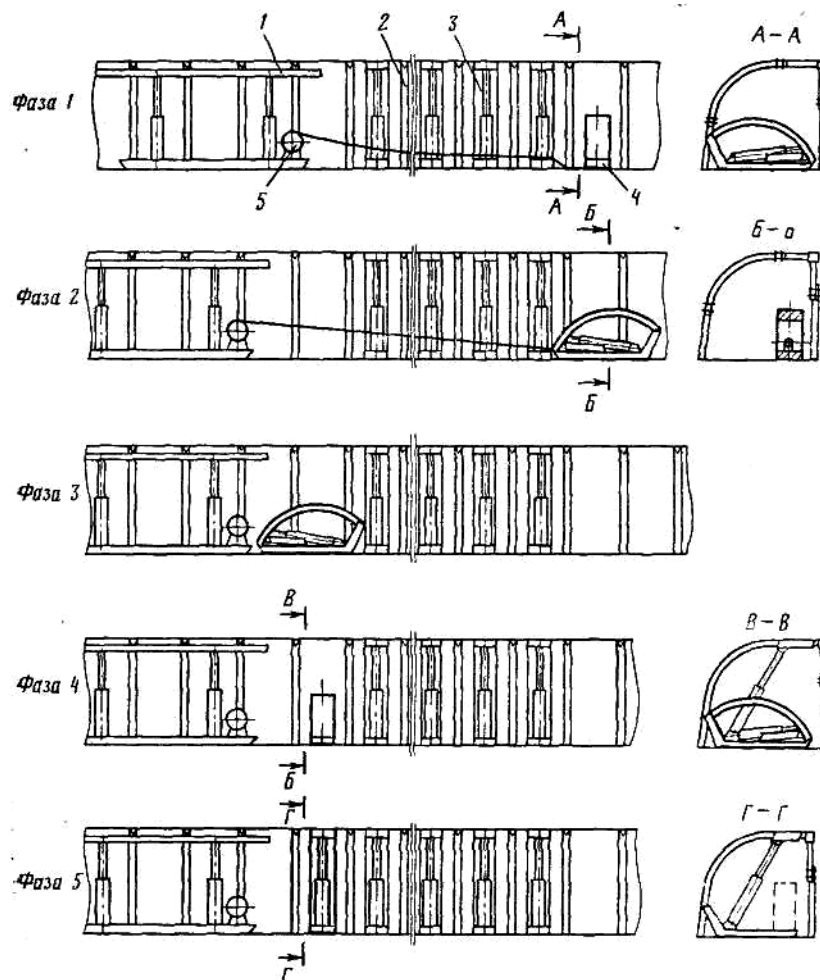


Рис. 4.5. Схема охорони очисного вибою під час спорудження секції кріплення для армування лави.

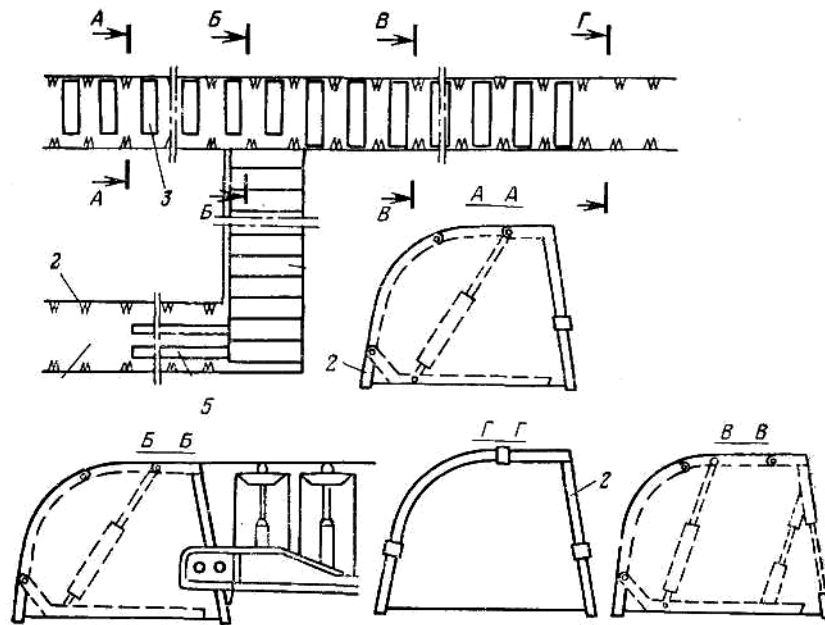


Рис. 4.6. Схеми охорони вибою при спорудженні секційних кріплень перед лавою: 1 - операції повторного використання; 2 - штрекові кріплення; 3 - посилення секцій кріплення; 4 - механізовані комплекси; 5 - посилення секцій кріплення.

У такій послідовності решта секцій монтується послідовно в міру просування лави.

Для механізації процесу збирання секцій кріплення можна використовувати машину "Strek" або комбінований кран і монорейковий кран.

При підтримці конвеєрного вибою, якщо не знята основна виїмкова опора і відсутні з'єднувальні опори, опори секцій КНБК розміщуються перед вибоєм на відстані зони тиску тимчасової опори (рис. 5.6). Для забезпечення вільного проходу секції з боку вибою розміщуються позаду конвеєра, а тимчасова опора підтримує вибій через зону гірського тиску. Після досягнення зони стабілізації секції демонтуються і транспортуються до нового місця установки перед вибоєм, де вони приводяться в робоче положення.

5. ВИБІР РІШЕНЬ З ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ТА ТЕХНІЧНИХ ЗАСОБІВ РЕАЛІЗАЦІЇ

Підготовчі виробки, що примикають до очисного вибою, можуть охоронятися вугільними блоками, односторонніми і двосторонніми штрековими смугами, жорсткими штучними спорудами різної конструкції, які гасяться після проходження виробки.

Охорона підготовчих виробок вугільними блоками забезпечується при будь-якій системі розробки, коли залишають міжпластові клини при роботі попарно вздовж вугільного пласта і проходці виробки патроном (відкаткою). Розмір ствола в метрах визначається за наступною формулою:

$$\text{для вугілля} \quad l_y = 0,04mH + 6$$

$$\text{антрациту} \quad l_y = 0,03mH + 6$$

де m - потужність пласта, що розробляється, м;

H - глибина кар'єру, м.

Передбачається, що втрати вугілля по всій поверхні, залишеній для консервації підготовчого штреку, становлять менше 10%.

Тому такий спосіб охорони не є перспективним на глибинах більше 500-600 м. Крім того, охорона тунелів вугільними пластами допускається в разі відпрацювання близько розташованих (одиначних) пластів, безпечних від ударів гірських порід і раптових викидів вугілля і газу, а також у разі відпрацювання вугільних пластів, які менш схильні до самозаймання.

Наразі більше половини шахт, що працюють на Донбасі, захищають свої підготовчі виробки нецільовим способом. Для захисту тунелів, що залишаються для повторного використання, рекомендується використовувати бар'єри, спроектовані відповідно до таблиці 5.2.

При будівництві відвалів використовувалися суміші на основі цементу, гіпсу, ангідриту і яблучного гіпсу, а також різні інертні наповнювачі. Останнім часом також досліджуються суміші на основі меленого доменного шлаку.

Ширину відвальної смуги слід приймати згідно з розрахунками, але не менше 1 м. Ширина заливальної смуги з швидкотверднучого матеріалу розраховується за наступною формулою.

$$b = \frac{P}{R_{пл}}$$

Де P - розрахункове навантаження на литу стрічку, кН/м; $R_{пл}$ - стандартна міцність матеріалу, який швидко твердне через 1 день після встановлення литої стрічки.

Якщо дах стійкий, відстань від контуру поверхні до литої смуги (ширина берми) повинна дорівнювати або перевищувати висоту нижнього краю поверхні. Для нестійких покрівель заливна смуга повинна розташовуватися безпосередньо за контуром робочої поверхні (рис. 5.1).

Залізобетонні основи з дерев'яними прокладками слід встановлювати в один або два ряди. Кількість n на метр робочої поверхні визначається за наступною формулою:

$$n = \frac{P}{P_m F},$$

Де P - розрахункове навантаження залізобетонного стовпчика, кН/м; P_t - стандартний матеріал стовпчика, кН/м²; F - площа стовпчика, м².

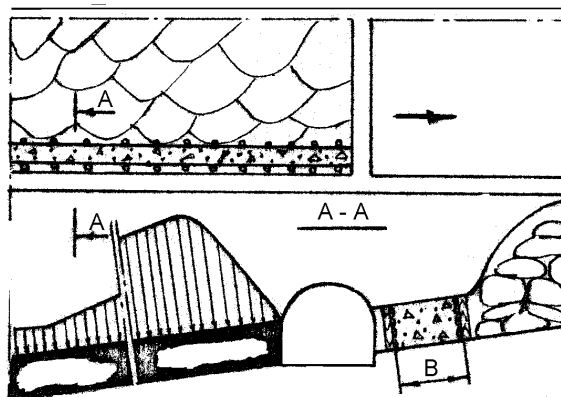


Рис.5.1. Штреки захищені литими смугами з міцного твердого матеріалу.

Залізобетонні плінтуси з дерев'яними прокладками встановлюються в один або два ряди. Кількість плінтусів на метр робочої довжини визначається за формулою:

$$n = \frac{P}{P_m F}$$

Де Р - розрахункове навантаження залізобетонного стовпчика, кН/м; Р_т - стандартний матеріал стовпчика, кН/м² ; F - площа стовпчика, м² .

Таблиця 5.1. -

Охорона виробок, які використовуються повторно

Вид кріплення	Товщина, м	Кут падіння, град.	Покрівля		Межа міцності підшви МПа
			безпосередня	основна	
Литі смуги	до 2,50	до 18	Стійкі і середньої стійкості	Будь-яка обвальності	Більша 30
Литі смуги	до 2,50	до 35	Не стійкі і середньої стійкості	Будь-яка обвальності	Більша 30
Литі смуги в сполученні з торпедуванням	до 2,50	до 18	Стійкі і середньої стійкості	Важкообвальна	Більша 30
Труби з залізобетонних блоків з дер.прокладками	до 1,50	до 18	Не стійкі і середньої стійкості	Легко - і середньообвальна	Більша 30
Труби з залізобетонних блоків у сполученні з торпедуванням	до 1,50	до 18	Стійкі і середньої стійкості	Важкообвальна	Більша 30
Органне кріплення	до 2,50	до 35	Стійкі і середньої стійкості	Легко - і середньообвальна	Більша 10
Органне кріплення в сполученні з торпедуванням	до 3,50	до 18	Стійкі і середньої стійкості	Важкообвальна	Більша 10
Однобічна бутова смуга з кострами	до 1,50	до 35	Стійкі і середньої стійкості	Будь-яка обвальності	Будь-яка
Двобічна бутова смуга	до 1,50	до 35	Не стійкі і середньої стійкості	Будь-яка обвальності	Будь-яка
Костри з круглого лісу	до 3,50	до 35	Будь-які	Легко - і середньообвальна	Будь-яка
Бутокостри	до 3,50	до 35	Стійкі і середньої стійкості	Важкообвальна	Будь-яка

Загальна товщина основи із залізобетонних блоків та інших дерев'яних підкладок повинна становити 10-15% від товщини постелі.

Для розбірних покрівель залізобетонні блоки слід встановлювати в один суцільний ряд на відстані 1,2-1,5 м від поверхні; для покрівель, які не мають достатньої стійкості для стовпчастого розміщення, їх слід розносити; для помірно розбірних покрівель перший ряд повинен бути суцільним, другий ряд слід встановлювати впритул до першого ряду через стовпчики; для середньо- і важкорозбірних покрівель слід встановлювати в два ряди впритул один до одного. Для дахів з великим ухилом слід

збільшити товщину дерев'яних розпірок між дахом і основою в 1,5 рази.

Щоб залізобетонна блокова основа не була розчавлена, ряд кріплень органа висвердлюють назовні від країв викопаної ділянки (рис. 5.2).

Кількість стійок органних кріплень, n , розраховується за формулою і встановлюється один або два ряди на один метр роботи:

$$n = \frac{P}{P_{org}}$$

Тут P - розрахункове навантаження на орган, кН/м; P_{org} - несуча здатність органної стійки.

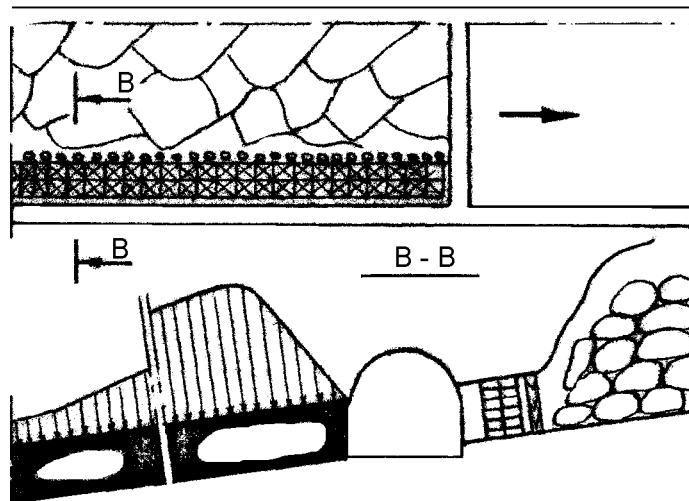


Рис. 5.2. Захист тунелів залізобетонними блоковими стовпчиками.

При товщині шару 1-2 м стовпи слід розміщувати під деревиною товщиною 15 см; при товщині шару 2-2,5 м - під деревиною і на підстилці товщиною 15 см.

У тонких або середньої товщини породах з фальшивою або нестійкою покрівлею по краях між робочою секцією і органним стовпом укладіть дрова по краях.

У тонких або середньої потужності породах кріплення покрівлі слід розташовувати на відстані 0,5-1,5 м від кріплення покрівлі тунелю, що охороняється, і по нормалі до розкривних порід на очищеному підосві породі.

Якщо міцність породи менше 20 МПа, опори слід розміщувати на поверхні породи.

Якщо порода покрівлі може обвалитися, а основа міцна, то, як правило, слід використовувати кріплення з одним або двома рядами кріплень і одним рядом металевих опор, наприклад, КПО-4 і КПО-5, розроблені КузНДІВ.

У пластах, де основа нестійка, слід застосовувати дерев'яні кріплення з "кишенями" - нішами. У цьому випадку в робочій зоні на відстані 1,2-2,0 м від робочої поверхні встановлюють два ряди органних кріплень для тонких і середніх шарів, під дерев'яні бруски забивають ряди стовпчиків діаметром 12-16 см у напрямку до органних кріплень. За необхідності в утворену "кишеню" укладають породу з підосви вибою (рис. 5.3).

Слід мати на увазі, що смуги, відлиті з матеріалу, що швидко твердіє, тумби із залізобетонних блоків і органні кріплення є штучними жорсткими конструкціями. Вони забезпечують невелику величину опускання порід перекриття над тунелем з точки зору робочого простору. Якщо в покрівлі над контуром виробки залягають пласти принаймні середньої стійкості, то над виробкою розміщують кріплення, що спирається на вугільний пласт з одного боку виробки, а з іншого боку - штучні споруди з низькою податливістю. У цьому випадку зміщення порід покрівлі над очисним вибоєм близьке до вертикального, а очисний вибій знаходиться в хорошому стані, оскільки порода дозволяє верхньому кріпленню ковзати по опорах.

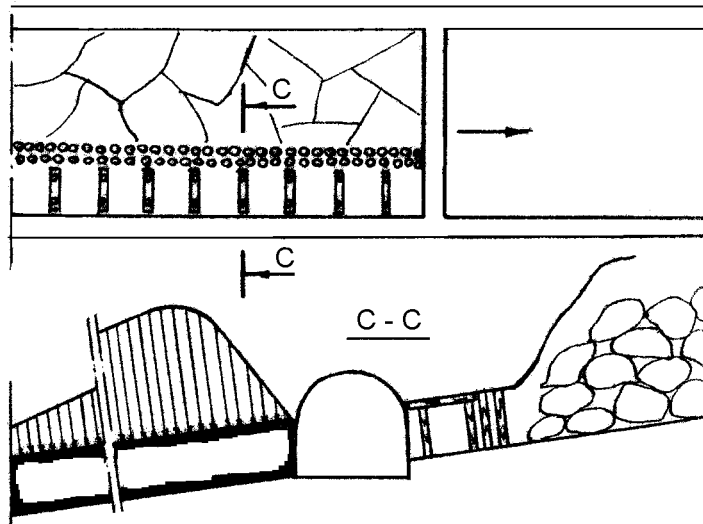


Рис. 5.3. Штреки захищені органічними опорами з "кишенями", які називаються нішами.

Однак жорсткі інженерні конструкції зазвичай не рекомендуються для слабких порід. У цьому випадку використовуються податливі інженерні конструкції, такі як щебеневі смуги або палі. При спорудженні односторонніх щебених смуг або паль порода покрівлі над ними просідає на 0,3-0,6 товщини розкривних порід. Усадка породи над вугільним масивом дуже мала, оскільки вона викликана дробленням вугільних кінчиків. В результаті опора навантажується в неправильному напрямку (рис. 5.4 (а)), що призводить до заклинювання породи і деформації опори (рис. 5.4 (б)) або виходу перфоратора з ладу (рис. 5.4 (в)). У всіх випадках, як правило, виріб необхідно повторно закріплювати.

Щоб уникнути деформації кріплення, якщо це можливо і доцільно, розвантажуйте вугільну масу у відкатному стволі, як показано на рис. 5.5, або розробляйте двосторонню поверхню різання, як показано на рис. 5.6.

Ширина відкотної смуги повинна бути не менше восьмикратної товщини пласта і не більше 5 м. Порода для нижньої відвальної смуги береться з штреку (отже, довжина нижньої відвальної смуги визначається кількістю породи, взятої з штреку), а для верхньої відвальної смуги - з штреку.

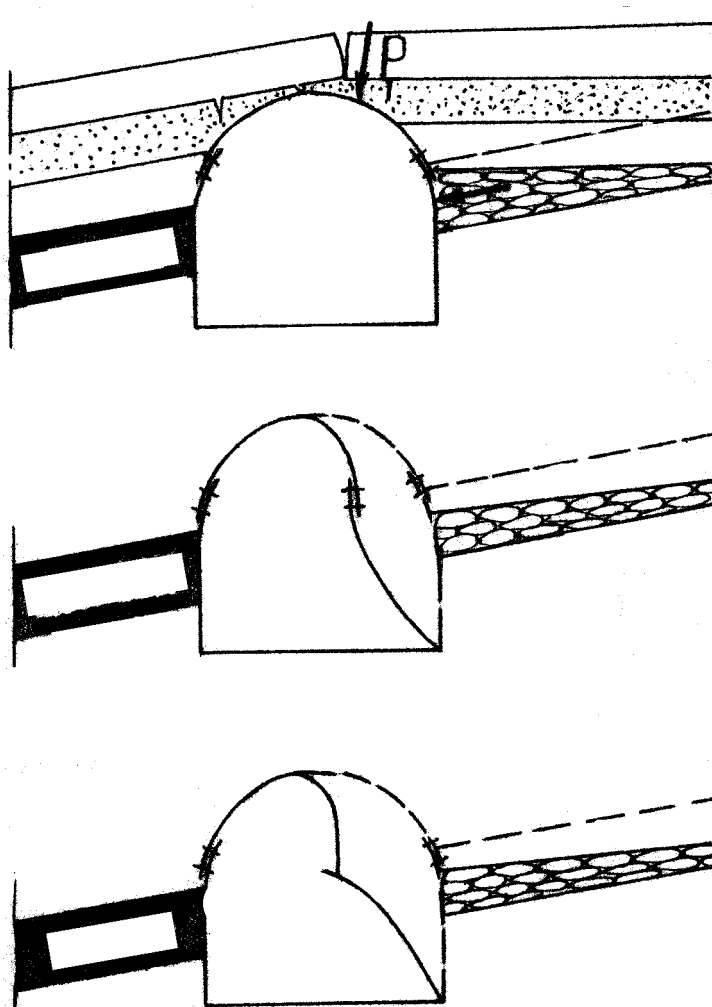


Рис. 5.4. Характер деформації

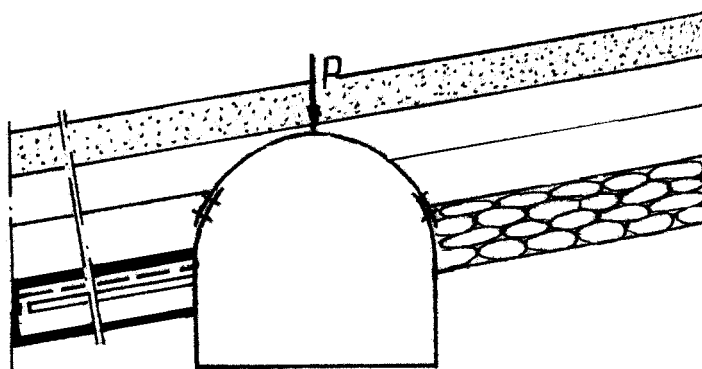


Рис. 5.5. Розвантаження масиву розвантажувальними свердловинами.

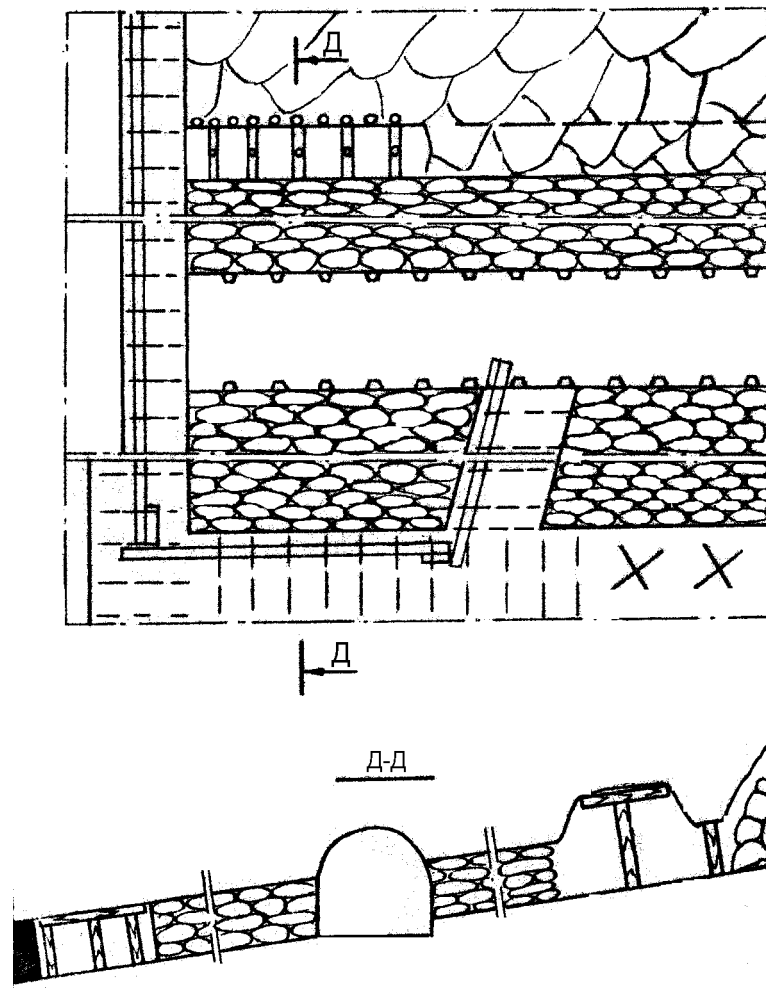


Рис. 5.6. Охорона виробки двобічною бутовою смугою.

Усадка щебених смуг може досягати (0,5-0,6) м вручну, (0,3-0,4) м скреперами і (0,2-0,25) м пневмоукладальниками. Це слід враховувати при виборі типу опори. Наприклад, при роботі з двосторонніми щебеними смугами, що йдуть після довгої ноги, слід використовувати 5-сторонні арочні опори.

Якщо товщина шва до 2,5 м, колоди слід розміщувати в один ряд, якщо від 2,5 до 3,5 м - у два ряди. Розміри паль на поверхні листа повинні бути не менше 2 м. Відстань між палями повинна бути від 1 до 3 м, в залежності від міцності даху. Чим слабший дах, тим меншою має бути відстань між палями.

У місцях з'єднання з покрівлями, які рідко обвалюються, в комбінації з кушовими вогнищами використовуються скельні опори, композитні покрівлі та інші подібні конструкції з підвищеною несучою

здатністю і жорсткістю.

Якщо основна покрівля містить тверді породи, стовбур свердловини повинен бути захищений шляхом розрізання породи в основній покрівлі з використанням неприцільної технології і підриванням вибухівки в розрізному отворі.

Розрізні свердловини буряться на 3,5-4 м усередині контуру лави, перед вибоєм діаметром 42 мм, на висоту, де їх основа становить 0,7 товщини міцної породи. Кут нахилу свердловини до видобувної щогли повинен бути таким, щоб залишався щонайменше 1 м породного екрану. При міцності породи до 80 МПа відстань між свердловинами повинна становити 4-5 м, а при більшій міцності - 2 м. Мінімальна відстань від технологічної поверхні до вибухового ствола повинна бути не менше 30 м.

6. РОЗРАХУНОК ЗРУШЕНЬ З МЕТОЮ РОЗРАХУНКУ ПАРАМЕТРІВ ПРИЙНЯТОГО ВАРІАНТУ ОХОРОНИ ВИРОБКИ

Розрахуємо опір порід по контуру виробки, для покрівлі та підосви:

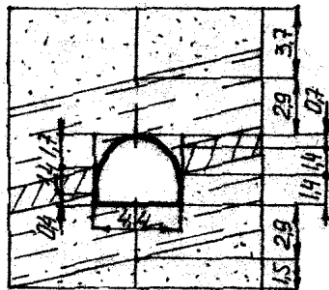
$$R_{ск} = \frac{K_c \sum R_i m_i}{\sum m_i} = \frac{0,8(3,7 \cdot 60 + 2,9 \cdot 45)}{6,6} = 42,7$$

$$R_{сн} = \frac{K_c \sum R_i m_i}{\sum m_i} = \frac{0,8(2,8 \cdot 50 + 1,5 \cdot 60)}{4,4} = 42,7$$

$$R_{сб1} = \frac{K_c \sum R_i m_i}{\sum m_i} = \frac{0,8(0,7 \cdot 45 + 1,4 \cdot 16 + 1,4 \cdot 50)}{3,5} = 28,3$$

$$R_{сб2} = \frac{K_c \sum R_i m_i}{\sum m_i} = \frac{0,8(1,7 \cdot 45 + 1,4 \cdot 16 + 0,4 \cdot 50)}{3,5} = 27,2$$

$$R_{сб} = \frac{R_{сб1} + R_{сб2}}{2} = \frac{28,3 + 27,2}{2} = 27,8$$



Пісковик $R=65$ Мпа, $k_w=1.0$, $K_c = 0.80$

Алевроліт $R=47$ Мпа, $k_w=1.0$, $K_c = 0.80$

Вугілля $R=16$ Мпа, $k_w=1.0$, $K_c = 0.80$

Алевроліт $R=55$ Мпа, $k_w=1.0$, $K_c = 0.80$

Пісковик $R=65$ Мпа, $k_w=1.0$, $K_c = 0.80$

Рис.6.1. Схема розрахунку міцності по контуру виробки

Різниця в опорі перевищує 30%. Коректуємо $R_{ск}$ і $R_{сп}$.

$$R_{ск} = \frac{R_k \cdot 1,5b + R_o h}{1,5b + h} = \frac{42,7 \cdot 1,5 \cdot 4,4 + 27,8 \cdot 3,5}{1,5 \cdot 4,4 + 3,5} = 37,5$$

$$R_{ск} = \frac{R_n \cdot b + R_o h}{b + h} = \frac{42,7 \cdot 4,4 + 27,8 \cdot 3,5}{4,4 + 3,5} = 36,1$$

$$R_{ск} = \frac{R_k \cdot (1,5b + h) + R_n (b + h)}{2,5b + 2h} = \frac{37,5 \cdot 10,1 + 36,1 \cdot 7,9}{10,1 + 7,9} = 36,9$$

Безпосередня покрівля – середньої стійкості. Основна покрівля – середньообвальна. Пучіння підосви:

$$\frac{H_p}{N_{сп}} = \frac{600}{36,1} = 16,6$$

Підлога слабопучаща.

За цих умов немає жодних перешкод для використання методу захисту від зсувів, який повторно використовується штучними захисними спорудами.

Визначаємо вплив перевантаження. Для цього розрахуємо безпечну висоту перевантаження.

$$h_{б.н.} = h'_{б.н.} \cdot k_{кр} \cdot k'_n \cdot k'_{под} \cdot k_{зал}$$

$$\text{де } h'_{б.н.} = 99.0 \text{ м}$$

$$K_{кр} = 1.2$$

$$K'_n = 1.0$$

$$K_{под} = 0.5 \text{ (приймаємо піддатливість кріплення не менше 500мм)}$$

$$K_{зал} = 1.0$$

$$h_{б.н.} = 99 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 0,5 \cdot 1 = 59,4$$

Оскільки безпечна висота розкриття перевищує 59,4 метра, а відстань між шарами становить 20 метрів, припускається, що в цих шарах вже відкладено розкритну породу, і це враховується в розрахунках.

Розрахуємо зміщення тунелю повторного використання. У цьому випадку формула дає сумарне зміщення стелі та підлоги такого тунелю з моменту створення тунелю до моменту його погашення.

$$u_k = 0,8 \left\{ \left[k_{np} u_{np} + V_0 t_0 + (u_1 + u_2) k_{кр} \right] k_s k_k + m k_{охр} k_s k_{кр} \right\}$$

$$u_k = 0,8 \left\{ \left[k_{np} u_{np} + V_0 t_0 + (u_1 + u_2) k_{кр} \right] k_s (1 - k_k) + V_1 t_1 k_s k_{кр} \right\}$$

$$\text{де } u_2 \approx u_1 = 535 \text{ мм,}$$

$$m = 1250 \text{ мм,}$$

$$K_{охр} = 0,22 \text{ (органне кріплення),}$$

$$K_{охр} = 0,25 \text{ (тумби БЖБТ),}$$

$$K_{охр} = 0,65 \text{ (костри з круглого лісу),}$$

$$K_{охр} = 0,45 \text{ (костри з шпального бруса або в сполученні з породною)}$$

смугою),

$K_{\text{охр}} = 0,12$ (литі смуги)

Ці види споруд можливі в наших умовах.

$$V_1 = 101 \cdot \lg\left(\frac{H_p}{R_c}\right) - 69,3 = 101 \cdot \lg\left(\frac{600}{36,9}\right) - 69,3 = 53$$

$t_1 = 18$ міс. (дорівнює часу відробки одного стовпа).

При використанні органного кріплення:

$$u_k = 0,8 \{ [0,8 \cdot 227 + 7,83 \cdot 24 + (532 + 532) \cdot 1] \cdot 1,09 \cdot 0,5 + 1200 \cdot 0,2 \cdot 1,09 \cdot 1 \} = 851$$

$$u_n = 0,8 \{ [0,8 \cdot 227 + 7,83 \cdot 24 + (532 + 532) \cdot 1] \cdot 1,09 \cdot (1 - 0,5) + 53 \cdot 18 - 1,09 \cdot 1 \} = 1457$$

Переміщення розраховуються аналогічно для інших типів штучних споруд;

- стовпи BWBT UK = 794 мм, верхня частина = 1457 мм;
- Оциліндрований брус UK = 1305 мм, верхня частина = 1457 мм;
- Оциліндрований брус або комбінований брус і кам'яний брус UK = 1078 мм, max = 1457 мм;
- Швидкокомонтовані литі смуги з листяних порід UK = 738 мм, max = 1457 мм.

Із загальної оцінки отриманих результатів можна зробити висновок, що деформація з литими смугами має найменше загальне переміщення ($u_{\text{total}} = 2195$ мм).

Остаточний висновок про найкращий варіант можна зробити тільки після техніко-економічного порівняння.

Варіанти захисту тунелю для повторного використання включають литі смуги, стовпчики BWBT та органні кріплення.

Найменший зсув спостерігався у випадку литих смуг.

Ширина литих смуг була прийнята рівною 1 м, оскільки вона повинна бути більшою, ніж товщина середньосхилового з'єднання даху. Оскільки загальний зсув досить великий для цього методу захисту, можна

прийняти підсилюючу опору, що складається з двох опор типу GS з несучою здатністю 200 кН, які можна розмістити під верхньою частиною арочної опори в центрі робочого місця, щоб зменшити очікуваний зсув в два рази. Це означає, що $u_k = 738/2 = 369$ мм і $u_p = 1457/2 = 728$ мм.

Арматурні опори будуть розміщені в наступних місцях: 25 м попереду лави, 65 м позаду лави і 35 м попереду вентиляційної лави. Таким чином, загалом буде використано 250 опор. Термін служби цих стовпів дорівнює терміну служби двох стовпів, тобто 3 роки.

Зрушення підосви виявилися великими, приймаємо ВЩР, тоді:

$$u_n = 0,6 \cdot 728 = 437$$

Визначимо витрати на види робіт при охороні литими смугами:

1. Проведення

$$C_{np} = nSLC_{np}$$

де n – кількість виробок;

$S = 11,2$ м² – перетин;

$L = 1600$ м – довжина виробки;

$C_{np} = 227$ грн/м³ – вартість проведення

$$C_{np} = 1 \cdot 15,5 \cdot 1500 \cdot 127 = 2952750$$

2. Вартість підривки:

$$C_{под} = n_{под} \cdot u_{под} \cdot B \cdot L \cdot C_{под}$$

де $n_{под}$ – кількість підривки;

$u_{под} = 0,30$ м – глибина;

$B = 4,5$ м – ширина виробки;

$L = 1600$ м – довжина виробки;

$$C_{под} = 194 \text{ грн/м}^3$$

$$C_{под} = 1 \cdot 0,25 \cdot 4,4 \cdot 1500 \cdot 94 = 155100$$

3. Вартість кріплення:

$$C_{кру} = ntc_{кру}$$

де $n = 250$ – кількість стійок, що використовуються;

$t = 3.0$ роки – час існування;

$c_{\text{кру}} = 219$ грн/шт – вартість стійок посилення;

$$C_{\text{кру}} = 250 \cdot 3 \cdot 119 = 89250$$

4. Використання вибухо-щільового розвантаження:

$$C_{\text{ВЩР}} = 2,75SL$$

де $L = 3200$ м – довжина виробок.

$$C_{\text{ВЩР}} = 2,75 \cdot 11,6 \cdot 1500 = 47850$$

5. Зведення смуги

$$C_{\text{лп}} = mb_{\text{лп}}Lc_{\text{лп}}$$

де $b_{\text{лп}} = 1$ – ширина смуги;

$c_{\text{лп}} = 320$ грн/м³ – вартість зведення смуги

$$C_{\text{лп}} = 0,8 \cdot 1 \cdot 1500 \cdot 220 = 264000$$

6. Промислові запаси, т:

$$Q_{\text{пр}} = B_{\text{пр}} L m \gamma = (370 + 4,4) \cdot 1500 \cdot 0,8 \cdot 1,35 = 606528$$

Для других варіантів робимо аналогічні розрахунки.

Таблиця 6.1. -

Витрати	Витрати по варіантам		
	лита смуга	тумби БЖБТ	органне кріплення
Проведення	2.952.750	2.952.750	2.952.750
Зведення штучних споруд	264.000	375.000	216.000
Підбивка	155.100	312.000	312.000
Кріплення посилення	89.250	89.250	89.250
ВЩР	47.850	47.850	47.850
Всього	3.508.950	3.776.850	3.617.850
Запаси	606.528	606.528	606.528
На 1 т вугілля, грн/т	5.79	6.23	5.96
У % до кращого варіанту	100	107.66	104.10

Перший варіант, тобто консервація тунелів для повторного використання за допомогою ливарної стрічки, є більш зручним і тому ми приймаємо його для подальшого використання.

Виливки виготовлялися за допомогою установки на базі розчинонасоса З-10А (рис. 6.1); розчин із співвідношенням вода/тверде тіло 0,35 готувався з використанням триполіфосфату натрію в ємності

об'ємом 0,5 м³. Перемішування розчину здійснювалося в мішалці, що представляє собою шматок штанги з поздовжньо привареними лопатями, яка приводилася в рух електродрилем SER-19D. Готовий розчин подавався в задню частину форми через органоопори, встановлені через кожні 1 м і охоплені конвеєрною стрічкою. Смути складалися з відрізків по 1 м. Матеріал досягав необхідної міцності форми протягом 30 хвилин після укладання.

Час, необхідний для зведення 1 м смуги, в середньому становив 2,5 години, що дозволило об'єднати процеси монтажу опалубки і приготування суміші на стиках лави і штреку, які раніше були "вузькими місцями".

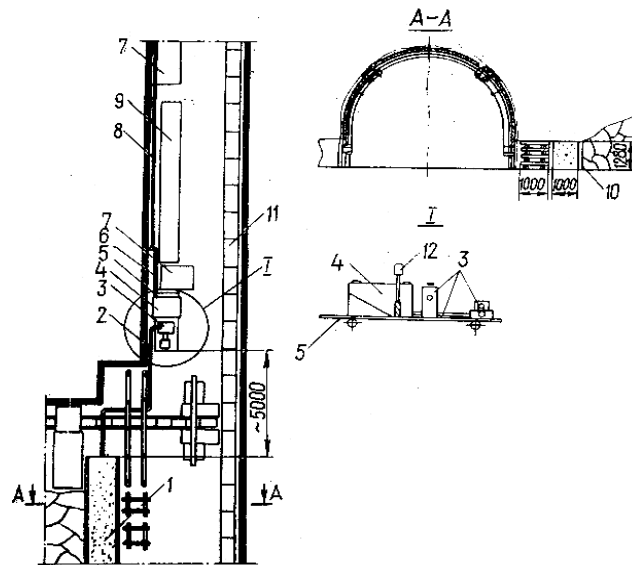


Рис. 6.1. Технічна схема конструкції ливарної стрічки (1 - ливарна стрічка, 2 - ін'єкційний шланг, 3 - насос для розчину, 4 - бак для змішування розчину, 5 - платформа візка, 6 - шланг для води, 7 - склад гіпсу, 8 - водопостачання, 9 - система передачі електроенергії, 10 - форма, 11 - конвеєр, 12 - змішувач)

7. ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ОРГАНІЗАЦІЇ ВИРОБНИЦТВА ПРИ ПРИЙНЯТОМУ ВАРІАНТІ ПРОЕКТНОГО РІШЕННЯ

Для того, щоб визначити економічну ефективність проекту, необхідно розрахувати загальні операційні витрати для існуючої та запропонованої схеми. Також слід розрахувати загальні капітальні інвестиції для обох планів.

Капітальні витрати для запропонованої схеми включають в себе витрати на бігуни, квартальні лаги і копра, необхідні для однієї лави, причому бігуни встановлюються тільки на одній лаві. Розрахуємо ці витрати:

- Укоси і перемички

Вартість одного метра робіт визначається за формулою

$$k = [(C_1 + C_2 \cdot F - C_3 \cdot \eta \cdot F) \cdot f_n + k_p \cdot n] \cdot \rho$$

K1 - де K1 - коефіцієнт вартості виїмки ґрунту з урахуванням вартості свердловини за метр і незалежно від поперечного перерізу виїмки; K2 - де K1 - коефіцієнт вартості виїмки ґрунту з урахуванням вартості свердловини за метр і незалежно від поперечного перерізу виїмки;

C2 - те саме, постійна величина за м3, грн./м3;

C3 - коефіцієнт, що враховує економію витрат при змішаній відкритій або вугільній розробці порівняно з видобутком породи, грн./м3 (в даному випадку дорівнює нулю);

F - площа поперечного перерізу очисного вибою при освітленні, м2;

$\square$ - відношення площі вугільного вибою до загальної площі поперечного перерізу очисного вибою під освітленням;

f_n - поправочний коефіцієнт, що враховує глибину розробки, ризик обводнення і вибуху шахти та довжину відкатки породи на зміну собівартості видобутку:

$$f_n = (0.99 + 0.12 \cdot H) \cdot k_{об} \cdot k_B \cdot (0.99 + 0.12 \cdot l)$$

де H - середня глибина робочої поверхні; км;

k_w - коефіцієнт поверхневого зрошення; k_w - коефіцієнт поверхневого зрошення;

k_v - коефіцієнт безпеки викидів у вибої;

l - середня довжина транспортування, км;

$\square$ - коефіцієнт, що враховує період будівництва або експлуатації тунелю;

Cp - вартість укладання однієї рейки (грн./м);

n - кількість рейок у тунелі.

$$f_n = (0.99 + 0.12 \cdot 0.5) \cdot 1.1 \cdot (0.99 + 0.12 \cdot 2) = 1.51$$

$$k = 5.35 \cdot [(37.3 + 6.65 \cdot 13.8 - 0) \cdot 1.51 + 20 \cdot 1] \cdot 1.84 = 2115,4 \text{ грн.}$$

Вартість проведення 1-го метру квершлагів визначимо за формулою:

$$k = [(C_1 + C_2 \cdot F) \cdot f_n + k_p \cdot n] \cdot \rho$$

$$k = 5.35 \cdot [(37.3 + 6.65 \cdot 13.8) \cdot 1.51 + 20 \cdot 1] \cdot 1.84 = 2115.4 \text{ грн.}$$

Вартість проведення гезенка визначаємо за формулою:

$$k = [(C_1 + C_2 \cdot F) \cdot f_n \cdot \rho$$

$$k = 5.35 \cdot [(20 + 19 \cdot 0.64) \cdot 1.51 \cdot 1.84 = 478 \text{ грн.}$$

Тепер розрахуємо загальну вартість усіх тунелів для варіанту підготовки, включаючи вартість похилого штреку і переходу та відходів щебеню, необхідних для підготовки одного рівня поверхні:

Довжина похилого штреку - 210 м, довжина перемички - 100 м, максимально можлива довжина штреку і довжина проходу - 25 м (в залежності від кута падіння і відстані між шарами в нормальному напрямку).

- похилі виробки 3*210м:

$$\Sigma K = 3 \cdot 210 \cdot 2.115,4 = 1.332.702 \text{ грн.}$$

- квершлагги 2*100м:

$$\Sigma K = 2 \cdot 100 \cdot 2.115,4 = 423.080 \text{ грн.}$$

- гезенки 1*25м:

$$\Sigma K = 1 \cdot 25 \cdot 478 = 11.950 \text{ грн.}$$

- збійки 2*60м:

$$\Sigma K = 2 \cdot 60 \cdot 2.115,4 = 253.848 \text{ грн.}$$

Сумарні капітальні витрати складуть:

$$\Sigma K = 423.080 + 1.332.702 + 11.950 + 253.848 = 2.021.580 \text{ грн.}$$

У базовій схемі, що використовується на шахті, пандуси з доріжками застосовуються в обох пластах, і загальна вартість цієї схеми однакова для аналогічного розміру:

- похилі виробки 6*210м:

$$\Sigma K = 6 \cdot 210 \cdot 2.115,4 = 2.665.404 \text{ грн.}$$

- збійки 4*60м:

$$\Sigma K = 4 \cdot 60 \cdot 2.115,4 = 507.696 \text{ грн.}$$

Сумарні капітальні витрати складуть:

$$\Sigma K = 2.665.404 + 507.696 = 3.173.100 \text{ грн.}$$

Різниця на проведення виробок:

$$3.173.100 - 2.021.580 = 1.151.520 \text{ грн.}$$

Таким чином, можна побачити, що економія є значною. Оскільки загальна довжина

тунелів зменшиться, витрати на утримання тунелів також зменшаться.

Давайте визначимо витрати на утримання для обох варіантів і порівняємо результати:

$$R_{nox} = r_1 \cdot l \cdot t$$

$$\text{де } r_1 = r_1^o \cdot F \cdot k_{1H} \cdot k_y \cdot k_{1k};$$

при $r_1^o = 0,55 \text{ уо/м}^3 \text{ рік}$ – вартість підтримання 1-го м3 на рік;

$$F = 13,8 \text{ м}^2 \text{ – перетин;}$$

$$k_{1H} = 0,0025 \cdot H = 0,0025 \cdot 600 = 1,5 \text{ – коеф., враховуючий вплив глибини розташування;}$$

$$k_y = 1 \text{ – коеф., враховуючий вплив стійкості порід навколо;}$$

$$k_{1k} = 1 \text{ – коеф., враховуючий вплив кріплення на вартість підтримання.}$$

Для I варіанту:

$$r_1 = 5.35 \cdot 0.55 \cdot 13.8 \cdot 1.5 \cdot 1 \cdot 1 = 60.9 \text{ грн/м.рік}$$

$$R_{nox} = 60.9 \cdot 1050 \cdot 3 \cdot 7 = 1298291,3 \text{ грн.}$$

для II варіанту:

$$R_{nox} = 60.9 \cdot 1050 \cdot 6 \cdot 7 = 2685690 \text{ грн.}$$

Як видно з розрахунків прийнятого методу підготовки, витрати на технічне обслуговування вдвічі менші, ніж за базового методу. Економія витрат на технічне обслуговування

$$2.685.690 - 1.298.291,3 = 1.387.398,7 \text{ грн.}$$

Собівартість видобутку вугілля з довгих лав складається з чотирьох компонентів:

- Заробітна плата, матеріали, амортизація та електроенергія.

На основі цього розрахунку складається кошторис виробничих витрат для визначення відсоткової частки кожного фактору.

Таблиця 7.1. – Собівартість вугілля

Елементи	Після застосування заходів		
	Сума витрат, грн.	Собівартість 1 т, грн.	Питома вага в % до підсумку
Заробітна плата	53.388,6	1,70	30,1
Матеріали	28.899,4	0,90	16,3
Амортизація	72.286	2,30	40,9
Електроенергія	22.428	0,70	12,6
Усього	177.002	5,60	100.0

Розмір річного умовного економічного ефекту від заходів по проведенню виробок:

$$\text{ЭГ} = [C_1 - C_2 - (K_{2\text{уд}} - K_{1\text{уд}}) \cdot E_n] \cdot D_{\text{г}},$$

де $C_1 = 7,40$ грн/т и $C_2 = 5,70$ грн/т – собівартість 1т до і після заходів.

$K_{1уд}$ та $K_{2уд}$ – початкові питомі капітальні вкладення на 1т видобутку відповідно по варіантам проекту. Визначимо їх, враховуючи витрати на проведення відносно до річного видобутку:

$$K_{1уу} = \frac{3173100}{1000000} = 3,17 \text{ грн/т}$$

$$K_{2уу} = \frac{2021580}{1000000} = 2,02 \text{ грн/т}$$

$E_n = 0,15$ – норм. коеф. економічної порівняльної ефективності капітальних коштів

D_r – видобуток вугілля.

$$\mathcal{E}r = [7,40 - 5,7 - (2,12 - 3,15) \cdot 0,15] \cdot 1000000 = 435.000 \text{ грн.}$$

Таблиця 7.2. –

Основні показники

Показники	Од. виміру	Факт	За проектом
Довжина вибою	м	200	210
Потужність пласта	м		1,2
Виймальна машина			КА-80
Кріплення			КД-90Д
Конвеєр			СПЦ-163
Швидкість подачі комбайна	м/хв		4,3
Видобуток			
- за місяць	т		30500
- за добу	т		1000
Комплексна розцінка	грн/т		0,50
Комплексна норма виробки	т/чол-зм		35,00
Чисельність робітників	чол		70
Продуктивність			
- за місяць	т		940
- на вихід	т		35
Собівартість вугілля	грн/т		15,65
В том числі:			
- заробітна плата	грн/т		1,75
- матеріали	грн/т		0,95
- амортизація	грн/т		2,35
- електроенергія	грн/т		0,75

Характер інвестицій: капітальне будівництво.

Напрямок інвестицій: – проведення підготовчих виробок.

Задачі, що вирішуються за допомогою інвестицій:

- продовження виробництва;
- зниження витрат.

Загальний об'єм, тис. грн. – 2.021.580 грн. в т.ч. власних – 2.021.580 грн.

Визначення показників:

а) об'єм виробництва

Таблиця 7.3. –

Видобуток вугілля

	Добовий видобуток, т		Видобуток за місяць
	плановий	розрахунковий	
Видобуток з очисних вибоїв	2.150	2.874	86.220
Видобуток з підготовчих вибоїв	80	80	
Усього	2.230	2.954	86.220

б) розрахунок чисельності працівників:

Таблиця 7.4. –

Чисельність працівників

Категорія	Чисельність, чол.				
	по плану	приведені	-	+	по розрахунку
робочі, усього	2703	2900	195		2805
в т.ч. - підземні	2180	2338	195		2243
- на очисних роботах	385	387	195		292
- на підготовчих роботах	416	443			441
- на підземному транспорті	427	463			463
- на підтриманні та ремонті виробок	513	577			
- інші підземні	443	472			472
- ІТР	632	632			632
Усього	3335	3533	195		3438

Таблиця 7.5. –

Показники продуктивності праці

Категорія	Видобуток, т		Штат, чол		Продуктивність, т/чол	
	план	розрахунок	план	розрахунок	план	розрахунок
- ГРОВ	65500	86420	235	190	343,60	510,80
- Підземні робочі	82550	96400	2180	2240	37,90	43,00
- Робочі по видобутку	82550	96400	2700	2800	30,60	34,30
Усього	82550	96400	3330	3430	24,80	28,00

в) розрахунок витрат на виробництво

Таблиця 7.6. –

Розрахунок витрат

Елементи витрат	Витрати		Відхилення		Розрахункові витрати	
	план	приведені	змен. (-)	збіл. (+)	тис. грн	грн/т
1. Матеріали	3.003,8	3.146,2	29,7		3.116,6	32,3
2. Паливо	.777,9	.893,8			893,8	9,3
3. Електроенергія	2.664,6	2.812,1		3,6	2.815,6	29,2
4. Амортизація	3.185,9	3.415,6		2,5	3.418,0	35,5
5. Зароб. плата	3.003,8	3.213,4	45,1		3.168,4	32,8
6. Начислення на з/п.	1.126,4	1.205,0	16,9		1.188,2	12,4
7. Інші витрати	.289,6	.289,2			289,2	3,2
8. Поза планові витрати	1.026,1	1.224,4			1.224,4	12,7
Усього	15.078,1	16.200,9	91,5	5,8	16.115,4	166,8

Таблиця 7.7. –

Показники плану

Показники	Значення		Відхилення	
	план	розрахунок	+/-	%
Видобуток				
- місячний, тис. т	82.750	96.500	13,8	116,8
- добовий, т	.3310	3.863	+555	116,8
Чисельність				
- робочих по видобутку, чол.	2.702	2.806	+105	13,9
Продуктивність праці, т/чол.	30,6	34,3	+3,8	112,2
в т.ч. на очисних роботах, т/чол				
Собівартість, грн/т	.982,2	.966,9	-15,4	1,56
Прибуток	-.423,6	+1.052,8	+629,3	-

ВИСНОВОК

Зараз, коли українська економіка нарешті починає відновлюватися, багато компаній зосереджуються на заощадженнях. Наразі відновлення виробництва фінансується переважно за рахунок власних коштів підприємств. У той же час, слід зазначити, що перед підприємствами стоїть мета максимізації прибутку при мінімально можливих витратах.

У цьому проекті було виявлено, що переробка запасів може зменшити витрати на дублюючі операції. Це також означатиме менші витрати на оплату праці, менші витрати на електроенергію через зменшення обсягу прохідницьких робіт і менші витрати на матеріали. Усе це призведе до скорочення витрат, у тому числі на транспортування матеріалів та обладнання, а також на технічне обслуговування машин і устаткування. Проект дозволить шахті працювати ще 15 років без зменшення виробничих потужностей. Це означатиме добробут для сімей працівників, відрахування до державного бюджету та соціальної сфери. Це важливо для життєдіяльності малих міст України.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Бурчаков А.С., Малкін А.С., Устинов М.І. Конструкція шахти. - М.: Недра, 1985. - 399 с.
2. Методичні вказівки до виконання курсового проекту з дисципліни «Процеси підземних гірничих робіт» (для студентів спеціальності 0902 вечірнього курсу). – Донецьк, ДПІ, – 1989. – 44 с.
3. Основні напрямки та норми технологічного проектування кутових шахт, розрізів і збагачувальних цехів. - М.: Недра, 1973. - 119 с.
4. Правила технічної експлуатації вугільних шахт. - М.: Недра, 1976. - 303 с.
5. Єдині норми виробітку (часу) для шахт Донецького та Львівсько-Волинського кутових басейнів. - М.: МУП СРСР, 1980. - 622 с.
6. Гірничі технології / А. П. Килячков - М.: Недра, 1992. - 415 с.
7. Методичні вказівки до проведення лабораторних робіт з курсу «Технологія та комплексна механізація підземної розробки пластових ділянок» (для студентів спеціальності 0202) / Д.В. Дорохов, І.М.Пономарьов, А.Ф.Морозов, Н.Н. Касьян – Донецьк, ДПІ, 1988. – 67 с.
8. Методичні вказівки до курсового та дипломного проектування «Вартісні параметри» / Д.В. Дорохов, В.Ф. Андрушко – Донецьк, ДПІ, 1977. – 54 с.
9. Методичні вказівки до виконання курсового проекту з дисципліни «Технологія та комплексне підземне будівництво» / Д.В. Дорохов, А. Ф. Морозов. – Донецьк, ДПІ, 1989. – 31 с.
10. Гірничі справи / Ю.Ф. Васючков - М.: Недра, 1990. - 512 с.
11. Технологічні схеми ведення горизонтальних і похилих гірничих робіт при будівництві та реконструкції шахт. - Харків: ВНИИОМШС, 1974. - 202 с.
12. Методичні вказівки з розрахунку витрати повітря для вентиляції кутових шахт. Донецьк, ДПІ, 1990. – 48 с.
13. Вказівки з проектування кутової шахтної вентиляції. – Київ : «Основа», 1994. – 312 с.
14. Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин. Підручник для вузів/Під загальною редакцією А.С. Бурчакова. Видання 3-є, перероблене і доповнене. - М.: Недра, 1983. - 487 с.
15. Бурчаков А.С., Гринько Н.К., Черняк І.Л. Підземні гірничі процеси. - М.: Недра, 1976.
16. Завдання підземної розробки вугільних родовищ / Сапицький К.Ф., Дорохов

- Д.В., Зборщик М.П., Андрушко В.Ф. - М.: Недра, 1981. - 311 с.
17. Григор'єв В. Н., Дьяконов В. А., Пухов Ю. С. Транспортні машини та підземні комплекси розробки. - М.: Недра, 1976.
 18. Правила безпеки в кутових і сланцевих шахтах. - М.: Недра, 1976.
 19. Організація, планування та управління виробництвом у гірничодобувній промисловості /Н.Я. Лобанов, Ф.Г. Грачов, С.С. Ліхтеман та ін. - М.: Недра, 1989. - 516 с.
 20. Методичні рекомендації з планування в шахтах. - М.: Мінвуглепром УРСР. ЦНИЕИУГОЛЬ, 1989. - 168 с.
 21. Повещенко А.М. Планування самостійності видобутку вугілля. - Донецьк : ДПІ, 1984. - 51 с.
 22. Зведені комплексні норми виробок для шахт Донецького та Львівсько-Волинського кутових басейнів. - М.: Мінвуглепром УРСР, 1988. - 592 с.
 23. Єдині норми виробітку (часу) на роботи, не передбачені зведеними комплексними нормами виробітку для шахт Донецького та Львівсько-Волинського кутових басейнів (додаток до УКНВ). - М.: Мінвуглепром УРСР, 1988. - 286 с.
 24. Норми навантажень на очисні вибої діючих кутових шахт при різних гірничо-геологічних умовах і способах механізації виїмки. - М.: Мінвуглепром УРСР, 1982. - 91 с.
 25. Мірзаєв Г. Г., Іванов Б. та ін Екологія гірничого виробництва. - М.: Недра, 1991.
 26. Ю.М. Арський, В.Н. Зиков та ін. Організація, планування та управління природокористуванням у гірничодобувній промисловості. - М.: Недра, 1990.
 27. Інструкція з безпечного ведення гірничих робіт. - М.: 1977. - 144 с.
 28. Довідник шахтного транспорту. - М.: 1976 - 408 с.
 29. Збірник задач з гірничої електротехніки. - М.: 1987. - 271 с.
 30. Охорона праці. - М.: 1986. - 624 с.
 31. Охорона та ремонт гірничих виробок. - М.: 1990. - 218 с.
 32. Вказівки по боротьбі з пилом у вугільних шахтах. - М.: 1988. - 318 с.
 33. Картавий Н.Г. Стаціонарні машини. - М.: Недра, 1981. - 328 с.
 34. Завозін Л. Ф. Шахтні підземні споруди, 1975. - 368 с.
 35. Яценко Н.І., Зима Г.Ф. Методичні вказівки з проектування шахтних підйомників. - Донецьк. - 48 с.
 36. Симашко А.Д., Черніков І.Д., Кребневич А.А. Шахтні електролебідки та підземні машини. - М.: Недра, 1973. - 364 с.