

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

Кафедра управління гірничим виробництвом

«До захисту допущено»

Завідувач кафедри

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

“ ” _____ 2021 рік

ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

магістра
(освітній ступінь)

на тему «Розробка способів зменшення виділення метану з виробленого простору в виїмкову ділянку вугільної шахти»

Виконав: студент 2 курсу, групи ОПГм-19
Спеціальності 184 «Гірництво»

Мороховець Дмитро Сергійович

Керівник

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

Нормоконтроль

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

Рецензент

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

Студент _____
(підпис)

Покровськ – 2021 р.

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет

(повне найменування вищого навчального закладу)

Кафедра Управління гірничим виробництвом

Спеціальність 184 Гірництво

ЗАТВЕРДЖУЮ:

Завідувач кафедри

Я.О. Ляшок

«__» _____ 2021 р.

ЗАВДАННЯ

на кваліфікаційну роботу студенту

Мороховцю Дмитру Сергійовичу

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи «Розробка способів зменшення виділення метану з виробленого простору в виїмкову діляницю вугільної шахти»

Керівник роботи Ляшок Ярослав Олександрович, зав. каф. управління гірничим виробництвом, проф., д.е.н.

затверджена наказом по університету від

2. Термін подання студентом закінченої роботи 15 травня 2021 року

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

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, що їх належить розробити) Гірничогеологічні умови розташування об'єкту дослідження. Аналіз режиму провітрювання шахти. Аналіз джерел метановиділення в гірничі виробки шахти. Аналіз існуючих способів зменшення виділення метану в гірничі виробки шахти. Проникнення газів в гірському масиві та обвалених породах. Способи зменшення метану в гірничі виробки шахти. Економічний ефект від впровадження запропонованих заходів

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) Аналіз режиму провітрювання шахти. Аналіз джерел метановиділення в гірничі виробки шахти. Аналіз існуючих способів зменшення виділення метану в гірничі виробки шахти. Проникнення газів в гірському масиві та обвалених породах. Способи зменшення метану в гірничі виробки шахти. Економічний ефект від впровадження запропонованих заходів

6. Консультанти з роботи

Розділ	Консультант	Підпис, дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв

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

№	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Термін виконання етапів проекту (роботи)	Примітки
1.	Гірничогеологічні уови розташування об'єкту дослідження	лютий	
2.	Аналіз режиму провітрювання шахти	лютий	
3.	Аналіз джерел метановиділення в гірничі виробки шахти	березень	
4.	Аналіз існуючих способів зменшення виділення метану в гірничі виробки шахти	березень	
5.	Проникнення газів в гірському масиві та обвалених породах	квітень	
6.	Способи зменшення метану в гірничі виробки шахти	квітень	
7.	Економічний ефект від впровадження запропонованих заходів	травень	

Студент

(підпис)

Керівник роботи

(підпис)

АНОТАЦІЯ

Мороховець Дмитро Сергійович. Розробка способів зменшення виділення метану з виробленого простору в виїмкову дільницю вугільної шахти.

Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня магістра за спеціальністю 184 «Гірництво» – ДНВЗ «ДонНТУ», Покровськ, 2021.

Газова ситуація в шахті є результатом загальної дії різних джерел, поєднаних з тією чи іншою просторово-часовою схемою, що виділяють газ у режимі, визначеному технологічною схемою розробки та вентиляції.

Мета: встановити закономірності та обрати засоби зменшення викидів метану в дільничних виробках із виробленого простору за рахунок відсосу.

Встановлено, що встановивши газозабірники в глухому куту тупикової частини вентиляційної системи та в прохідній зоні на відстані (0,1-0,12) ІІ від вентиляційної виробки, можна зменшити викиди газу з виробленого простору на 95%.

Ключові слова

ГАЗОВА СИТУАЦІЯ, ГАЗОВИДІЛЕННЯ, ВИРОБЛЕНИЙ ПРОСТІР, МЕТАН, ГАЗОЗАБІРНИК, ДЕГАЗАЦІЯ

SUMMARY

Morokhovets Dmitry Sergeevich. Development of ways to reduce methane emissions from the produced space in the excavation section of the coal mine.

Graduation qualification work for a master's degree in specialty 184 "Mining" - DNVZ "DonNTU", Pokrovsk, 2021.

The gas situation in the mine is the result of the general action of various sources, combined with one or another space-time scheme, emitting gas in the mode determined by the technological scheme of development and ventilation.

Purpose: to establish patterns and choose the means to reduce methane emissions in the field workings from the produced space due to suction.

It is established that by installing gas intakes in the dead end of the dead-end part of the ventilation system and in the passage zone at a distance (0.1-0.12) II from the ventilation workings, it is possible to reduce gas emissions from the produced space by 95%.

Keywords

GAS SITUATION, GAS EMISSION, PRODUCED SPACE, METHANE, GAS INTAKE, DEGASION

ЗМІСТ

ВСТУП	6
1. ГІРНИЧОГЕОЛОГІЧНІ УОВИ РОЗТАШУВАННЯ ОБ’ЄКТУ ДОСЛІДЖЕННЯ	8
2. АНАЛІЗ РЕЖИМУ ПРОВІТРЮВАННЯ ШАХТИ	14
3. АНАЛІЗ ДЖЕРЕЛ МЕТАНОВИДІЛЕННЯ В ГІРНИЧІ ВИРОБКИ ШАХТИ.....	45
4. АНАЛІЗ ІСНУЮЧИХ СПОСОБІВ ЗМЕНШЕННЯ ВИДІЛЕННЯ МЕТАНУ В ГІРНИЧІ ВИРОБКИ ШАХТИ	48
5. ПРОНИКНЕННЯ ГАЗІВ В ГІРСЬКОМУ МАСИВІ ТА ОБВАЛЕНИХ ПОРОДАХ	59
6. СПОСОБИ ЗМЕНШЕННЯ МЕТАНУ В ГІРНИЧІ ВИРОБКИ ШАХТИ	69
7. ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ ВІД ВПРОВАДЖЕННЯ ЗАПРОПОНОВАНИХ ЗАХОДІВ.....	75
ВИСНОВКИ.....	85
ДЖЕРЕЛА ІНФОРМАЦІЇ	86

ВСТУП

Мета: науковий аналіз рудничної атмосфери, технологічних процесів, виробничого оснащення робочих місць і трудових операцій, організації виробництва;

- розрахунок параметрів провітрювання гірничих виробок;
- вибір і обґрунтування технічних засобів, що забезпечують розрахункові значення параметрів провітрювання робочих місць.

Руднична вентиляція займає особливе місце у вирішенні завдання подальшого поліпшення охорони праці, забезпечуючи необхідні санітарно-гігієнічних умов праці та безпечний стан рудникової атмосфери.

Останнім часом зросла роль вентиляції і в створенні умов для високопродуктивної роботи в шахтах. вимоги безперервного підвищення безпеки праці і інтенсифікації виробничих процесів поставили перед рудничної вентиляцією ряд нових завдань і з'явилися причиною її швидкого розвитку в останні півтора десятиліття. Це привело до значного поглиблення знань в класичних розділах рудничної вентиляції, таких, як дегазація, аеродинамічний опір гірських виробок, вентиляційні мережі та інші, а також до формування нових розділів цієї науки (автоматизація вентиляції), динаміка шахтних аерозолів, надійність вентиляційних систем) і нових напрямків. Докорінно змінилися методи проектування вентиляції.

Руднична вентиляція - це сукупність заходів і засобів, призначених для забезпечення параметрів рудникової атмосфери, встановлених санітарними нормами і технологічними вимогами.

Ідея роботи полягає у використанні закономірностей розподілу тиску та напрямків руху газової суміші у виробленому просторі різними варіантами для підвищення ефективності зменшення викидів метану на робочих місцях виробленого простору за рахунок відсосу.

Мета роботи встановити схеми та вибрати засоби для зменшення викидів метану із виробленого простору.

Досягнення цієї мети передбачає поєднання наступних **завдань**: встановлення динаміки розподілу тиску та напрямків руху газоповітряних сумішей у виробленому просторі з різними варіантами газів.

Об'єкт дослідження - виділення газу з виробленого простору у виробки лави.

Методи дослідження. Інструментальне спостереження, газоповітряні зйомки, що встановлюють характер силової взаємодії рухомого потоку повітря з поверхонь, які обмежують або стикаються на своєму шляху з різними об'єктами (стіни виробок, прояви в потоці повітря в місцевих зонах опору, розвинені гірські породи у виробленому просторі тощо.).

Структура та обсяг роботи. Робота складається зі вступу, розділів, висновків, списку використаних джерел. Загальний обсяг роботи становить 89 сторінок.

1. ГІРНИЧОГЕОЛОГІЧНІ УОВИ РОЗТАШУВАННЯ ОБ'ЄКТУ ДОСЛІДЖЕННЯ

Західний регіон Донбасу характеризується слабо хвилястим рельєфом, розчленованим джерельно-балочними утвореннями з невеликими періодичними водопроводами, річковими долинами, присвяченими басейну річки Самари. Клімат району помірно-континентальний, середньорічна температура становить плюс 8-10°C (з коливаннями від плюс 34,8°C в липні до мінус 30,3°C у січні. Найбільша середньомісячна кількість опадів за багаторічними спостереженнями влітку (50-70 мм), - у лютому (20-30 мм). Взимку часто спостерігаються відлиги із підвищенням температури повітря. Середнє промерзання ґрунту від 45 до 75 см.

Геологічно та структурно Західновугільний регіон Красноармійський, що включає шахтне поле, розташований у північному схилі Українського кришталевого масиву та південній стороні Донецького прогину від режиму, що переходить від платформи до геосинкліналі.

У геологічній будові розглянутої території задіяні нижчі карбонові родини ярусу Намур, представлені світами C14 і C26. Карбонові породи всюди вкриті відкладами неогенового та четвертинного віків. Відкладення нижнього карбону за літологічним складом різко розглядається на дві товщі: нижню карбонатну (вапнякову) та верхню, що в основному складається з теригенних порід з вапняками та вугільними пластами неробочої здатності. Товщина покладів вугілля загалом та в окремих світах з часом коливається від південного захоплення на північному сході, через Український кришталевий щит до центральної частини Донецького прогину. Збільшення складальної потужності на північному сході відбувається поступово і рівномірно, досягаючи в середньому 10 м на 1 км.

Підземні води на шахтному полі пов'язані з випаданням четвертого, неогенового та вугільного віків. Четвертинний водоносний шар -

"верховодка" поширений на вододілах, а в нижніх частинах рельєфу - долинах річок і великих балок і присвячений опублікованим шарам суглинків і глин. Рівень верховодки нестійкий і піддається різному змісту в залежності від гідрометеорологічних умов. Вони високомінералізовані (сухий залишок 4-5 г / л), тверді (загальна твердість 25-32 мг / екв). Хоча через брак питної води вони використовують місцеве населення за економічними цінами. Неогеновий водоносний горизонт присвячений піскам Полтавського світу, тиск лише подекуди. Зверху пісня суха, внизу - залита. У затопленому стані пісні хиткі, з можливістю купання. Товщина затопленої частини пісків коливається від 0 до 20 м, переважно 10-15 м. Цей водоносний шар, який живе завдяки інфільтрації опадів, бере участь у поповненні вуглецевих підземних вод. Його витрата не перевищує 1-3 м³ / рік. Водойми вугільних родовищ присвячені пісковикам і вапнякам. Майже скрізь вони знаходяться під тиском, за винятком області навітряних порід.

У затопленні гірничих виробок будуть брати участь водоносні шари, що лежать в зоні впливу гірських порід за пластом. Водоносний піщаник лежить безпосередньо в даху пласта. Подекуди цей водоносний шар відокремлений від пласта шаром піщаних або глинистих площин товщиною до 10 м.

Вміст промислового вугілля в шахтному родовищі присвячений відкладанню у світі С20. З 27 вугільних пластів, з'єднаних у цьому світі, лише один шар d4 забезпечує посилену працездатність на всьому шахтному полі, а на деяких невеликих ділянках робоча сила досягає шару d3. товщина інших шарів не перевищує 0,4 м. Шар d4 має просту і складну структуру. Загальна товщина пласту коливається від 0,9 до 2,15 м, корисна від 0,75 до 1,9 м, рідше до 2 м. Зменшення товщини пласта відбувається в північному напрямку поступово, у південному - різко. Характерна товщина пласта для північної половини поля становить 0,9 м, для південної половини - 1,5 м. Проста структура пласта спостерігається в північно-

східній частині поля. Товщина вугільної пачки тут коливається від 0,75 до 1,6 м. У західній та південній частинах поля структура формації складена, переважно двошаровою. Товщина верхньої пачки коливається від 1 до 1,4 м, нижньої (більше попелу) - від 0,5 до 0,55 м. Нижня зольна частина пласта створюється з тонкого шару вугілля та сланців. У деяких районах кількість глинистих шарів важлива лише тому, що нижня пачка через високий рівень втрат промислової цінності. Подекуди товщина окремих прошаркових сланців у відвалі збільшується від 0,03 до 0,4 м, розчинний шар на двох, рідше на трьох та чотирьох пачках вугілля: верхній - товщина 0,55-1,65 м, середній - 0,1-0,2 м і нижній 0,1-0,35 м. У західній частині родовища також є різні обсяги не тільки потужності, але й формування шарів на невеликих відстанях (300-500 м). Товщина пласта коливається від 0,8-0,9 м до 1,9-2 м, будова від простого до складного - два, три та чотири пучки. Характеристики стійкості гірських порід, міцності та інших параметрів, що визначають гірничо-геологічні умови пропускання шару d4, проводяться лише на підставі лабораторних досліджень, якщо шар d4 на Донбасі не розроблений.

Середня межа текучості порід коливається від 479 до 769 кг / см², тому міцнісні властивості окремих літологічних відмінностей неоднорідні. Так, у піщаних дахах міцність на стиск коливається від 405 до 164 кг / см², переважно 500-900 кг / см², що становить 63% від загальної кількості зразків. У піщаних підосвах від 252 до 162 кгс / см² переважна кількість значень (71%) знаходиться в діапазоні 400-800 кгс / см². Порівняно стабільні значення міцнісних характеристик відображаються у піщаних сланцях, де 79% результатів усіх іспитів знаходяться в межах 300-600 кг / см². Шиферні сланці, що мають невеликий розподіл, мають значну міцність на стиск 200-300 кгс / см². неоднорідність гірських порід за їх енергетичною міцністю пояснюється необхідністю використання геологічних та гідрогеологічних факторів: складу тексту, вмісту власного матеріалу, текстури, ступеня водовіддачі, метаморфізму тощо. Таким

чином, у гірських породах підшва, коли вона знімається із шару міцності, збільшується кількість зменшення кількості рослинних залишків. Пом'якшення гірських порід низьке. Середнє значення коефіцієнта розвитку становить: для пісочників - 0,6-0,7, для пісковиків - 0,8-0,9. Найпоширеніші гірські породи внутрішньої спільноти - це дрібні та середньостійкі сланці потужністю піску 0,2-12,75 м. дах. Основна покрівля представлена дрібнозернистим пісковиком товщиною до 20 м, типовим для 5-10 м. Враховуючи стійкість гірського покриву в перші роки повернення пласта, очікуються несприятливі умови. Наявність "гнучкої" покрівлі або колоди очікується через 4,5 та 7 років повернення ділянки в іншому блоці потужності до 0,45 м та 7-14 років у південному блоці №3 потужністю до 1 м. Гірські породи однієї підшви слабкі. Це сланці глини або піску загальною товщиною до 2 м. У верхній частині під шаром (0,5-0,7 м) парасольки, збагачені вуглецевим матеріалом і представляють "кучеряві" з меншою міцністю на стиск до 200 кг / см², а в західній частині ділянки під шаром вугільних сланців. Під сланцями є пісковик товщиною до 20 м. Міцність гірських порід, представлена в геологічному звіті, була підтверджена виробниками.

Несуча здатність метану пласту коливається від 10 до 20 м³ / т. Зміна метанології пласта відбувається з глибиною. Ізогази 10 і 15 м³ / т, як правило, додаються до абсолютних відсотків мінус 350 м і мінус 450 м. Максимальне значення метанології 20 м³ / т відведено на позначку мінус 450 і мінус 525 м. м³ / т. Для окремих свердловин продуктивність метану досягає 29,5 м³ / т. Вугільний пласт, який знаходиться на 15-20 м над пластом d4, має однакову метанову здатність. При роботі на водосховищі це вплине на вміст газу гірничих заводів. Вміст метану у вугільних пластах шахти «Червоноармійська-Західна №1» коливається від 0,003 до 0,022 м³ / т; вміст пропану та вищих вуглеводів дуже незначний, кількість від 0,009 до 0,127 м³ / т; вміст CO₂ коливається в межах 0,138 м³ / т; вміст азоту -

від 0,4 до 5,7 м³ / т. Гірські породи в шахтах характеризуються високим вмістом газу, який коливається від 1,33 до 8,5.

Коксівне вугілля, сорт К. Вугілля містить мало сірки на всій площі вугільного родовища, в середньому 0,8%. Зольність пласту летюча і поступово зростає від центральних полів до периферії. Це видно з календарного плану та планів розрахунку запасних шарів, з ізоляцією рівних рівнів золи вугілля 8% та 16%. У центральній частині доходу від Удаченської націоналізації (блоки №5 та приватний №6) виділяється площа зольності до 8%. У цій зоні шар використовується з однієї вугільної пачки. У північній, західній та північній зонах виділяється зона із зольністю вище 8%, але нижче 16%, із середнім показником 11,9%. У цій площині площини збільшується збільшення за рахунок вугільних пластів, що з'являються в нижній частині пласта. У південній частині шахтного родовища (блоки №2, 4, на південь від блоку №6) рівень оплати становить понад 16% за рахунок шару вугільних сланців. Зі зміною рівня вугілля змінюватиметься і його збагачення. Як і ефективність, збагачення вугілля на ділянці шахтного поля є неоднаковим. У західно-південно-західній частині пластовий шар створюється за різними показниками якості та рівня вугілля в діапазоні від 16 до 29%, для даних досліджень пластове вугілля є важливим, а збагачення дуже важливим. У центральній частині родовища, де вугільний пласт однорідний і рівень його не перевищує 8%, збагачення вугіллям легко. Вугільна шахта - це грудка сировини для коксування.

Згідно з геологічним висновком, очікуваний приплив води в шахту становитиме 400 м³ / рік при повному розвитку гірничих робіт. Протягом перших десяти років експлуатації існувала взаємодія статичних запасів води, пов'язаних із цілою гірською масою. Отже, приплив води буде: нормальним - 500 м³ / рік та максимальним - 570 м³ / рік.

Гідрогеологічні умови розвитку пласта в цілому. Під час гірничих робіт на борту можливі витoki води з даху та подошви. Більше того, як показують спостереження за існуючими шахтами Червоноармійського

району, великі припливи будуть із пісковиками. Окрім проривів окремими водоносними шарами в шахтному полі можливі прориви із зони тектонічних розломів. Можливе значення прориву води в шахту складе 80 м³ / рік. Прориви води будуть короткочасними - від кількох годин до кількох днів. З часом витрати проривів зменшаться до незначних. Тому бурові роботи слід проводити під гігієнічними виробами до тектонічних порушень.

2. АНАЛІЗ РЕЖИМУ ПРОВІТРЮВАННЯ ШАХТИ

Гірничо-геологічні умови шарів різні, і визначають різноманітність систем та їх різновидів, що зустрічаються на практиці. З іншого боку, в одних і тих же умовах можна використовувати різні варіанти системи розвитку формацій. Доцільність їх застосування слід застосовувати до загальної реєстрації ретельних техніко-економічних розрахунків. Основна система технічного відновлення забезпечує високий ступінь механізації праці та продуктивності праці, мінімальні втрати вугілля, комфорт і безпеку, а в економічній - мінімальні витрати візка на 1 т вугілля.

Вирішення проблем вибору раціональної системи розвитку є досить складним і трудовим процесом і, як правило, забезпечується використанням методів варіантів. Проводиться поетапно в цій послідовності.

Етап 1. Вибір та проектування технічно прийнятних варіантів розробки системи.

Етап 2. Технологічне проектування вібраційних варіантів системи. Тут розраховуються або приймаються основні параметри систем розробки: щоденне завантаження очищеного вібра; розташування товарного виробу відносно дошки та площі їх попереднього розділу; тип кріплення та спосіб захисту вирощування; оптимальна довжина лави та розмір поля виїмки; оптимальне співвідношення чистячих та підготовчих граней.

Етап 3. Висновок економіко-математичних моделей для прийнятих варіантів розвитку системи.

Етап 4. Визначення вартісних параметрів, включених до математичної моделі.

Етап 5. Розміщення критерію цільової функції за варіантами.

Етап 6. Порівняння значень критерію та прийняття економічно вигідної версії систем розвитку.

Багато факторів, що впливають на вибір систем розвитку, вимагають системного підходу до цієї проблеми та необхідності певних навігаторів та цінностей питань, пов'язаних не тільки з розробкою системи, але й підготовкою шарів, проведенням, зміцненням та захистом вирощування, механізації оброблених робіт, транспорту, вентиляції очисних граней тощо. Більше того, справа не просто в ознайомленні з цими проблемами, а в зміні творчості, яка вирішує їх у конкретних умовах та взаємозв'язках.

Наприклад, не рекомендується використовувати стовпчасті системи розробки на шарах з виступаючими підшвами. Однак, якщо очищений котлован у такому пласті може забезпечити високі навантаження (понад 1000-1500 тонн на добу), то надто бажано колонну систему розробки, в той час як очищені та підготовчі розробки в часі та просторі, не показують загальний вплив і не стримуйте лаву. За таких обставин одним із можливих рішень можна використовувати площі поперечного перерізу розкопаних культур таким чином, що під час відбору колони загальна величина збору бічних порід не перевищує допустимих значень для підтримання мінімально необхідний розмір виробників. У переважній більшості випадків можна забезпечити більш швидку підготовку та виготовлення поглибленого поля або крила панелі. Під час цієї вартості проведення продукту великого огляду потрібно компенсувати збільшення збільшення навантажень на вібію і зниження собівартості 1 т вугілля на ділянках.

Цей приклад наочно показує роль креативного підходу до вибору системи розвитку з використанням нестандартних рішень. Якщо ми вибрали лише основу рекомендацій щодо застосування, варіант системи розвитку стовпів у цьому випадку може взагалі не прийнятись для порівняння. З цього ми також можемо зробити висновок, що загальні рекомендації щодо застосування системи розробки є загальнодоступними і вимагають роз'яснень у конкретних гірничих, геологічних та гірничих умовах.

Використовуйте процес вибору та проектування систем розробки, умовно розділених на вісім етапів.

На першому етапі ми обираємо вибір груп систем розвитку: з розширенням шару на шари для потужності або без поділу на шари. У цьому випадку для шарів товщиною до 3,0-3,5 м до будь-яких кутів, а також для крутих шарів із змішаною товщиною, можливою панельною плешкою, застосовують системи розробки без розподілу по шару. Для важких схилів і похилих шарів, а також крутих, де в умовах забудови неможливо викопати дошки, необхідно використовувати системи забудови з поділом на шари.

На другому етапі виберіть тип системи розвитку - з довгими гранями або з короткими. Основними приймаються системи з довгими очисними гранями та розкопками механізованих комплексів. Системи з короткими отворами (камери, камери-колони та ін.) Рекомендується застосовувати насамперед для великої кількості стійок стійок пластів, які використовують нижні ями або неефективні, а також на пластах, що розробляють гідравлічний метод для погашених цілей.

На третьому етапі, після вибору типу системи розробки, напрямок видобутку вугілля щодо елементів пласта приєднується до відбору.

Як правило, для пластів з кутовим перерозподілом до 10° необхідно орієнтуватися на використання розвиваючої системи з виїмкою для підняття або опускання шарів, де доступна довжина лави та можливість повного транспортування конвеєром на бульварі, який залежить від механізованих комплексів. Для затоплених пластів товщиною до 2,0 м виїмку слід проводити лише для підйому. Для сухих або злегка заболочених шарів (в останньому випадку товщина дошки повинна бути менше 1,3 м), її можна проводити як вгору, так і вниз, залежно від розташування під сусіднім горизонтом, який забезпечує вентиляція рослин тощо.

На четвертому етапі виберіть клас систем розвитку. Для шарів тонкої та середньої потужності при будь-яких кутах падіння основні системи бувають стовпчасті та комбіновані (стовпчасті з твердими). В умовах слабких і продутих порід підшви на тонких шарах більш прийнятна безперервна система розвитку із захистом вирощування двобічних бутових смуків або при їх проведенні на породах. Основним різновидом довготривалої системи є лава (поверхню) без поділу на поля виїмки. Ділення на полях виїмки доцільно застосовувати лише при груповій розробці близьких шарів і необхідності проведення польової смуги (висока ступінь небезпеки пожежі шару, придатність порід до підпорядкування, велика довжина крила підлоги) .

Для крутих і крутосхилих шарів при колонній системі розробки слід керуватися переважно системами з розподілом крила підлоги на виїмкових полях і, як правило, при проведенні групових польових заносів.

Варіант системи забудови з поділом підлоги на підлоги слід розглядати лише для певних випадків: велика висота підлоги, складні умови забудови, що спричиняють малу довжину лавки тощо.

При використанні одного з варіантів колонної системи розробки з розширенням підлоги до полів виїмки необхідно вибирати її різновид по відношенню до коефіцієнта транспортування вугілля в полі виїмки (п'ятий етап). За техніко-економічними показниками найближчою є система розробки транспортування вугілля на фронтівій ділянці Бремсберг (схил, перетин). Однак за наявності геологічних звітів, характер та місцезнаходження яких відомі заздалегідь, система з подачею вугілля на задній брамсберг (схил, хрест) може бути відображена більшою мірою, оскільки головним її недоліком є необхідність різання печей та переобладнання на кожному полі виїмки, - не виключається і у разі використання при роботі на передньому бремсберзі (ухил, поперечний переріз) та переваги у відсутності перевищення транспорту та транспортування на вході (на кожен транспорт) залишаються.

На шостому етапі вирішуються питання посилення просвіту ям у підлозі (ярусі) - послідовних, окремих або комбінованих. Як правило, кожна очищена вібія разом із винаходом для її виробників повинна провітрюватися підключеним відомим повітряним потоком.

Вибір схем опромінення частини виїмки (сьомий етап) базується на поверненні багатогранних пластів, стійкості вугілля до самозаростання, стійкості бічних порід, місткості борту, навантаженні на очищену поверхню, можливості створення виробників флангів для прямого потіку і освітлення вихідного повітряного потоку. Всі ці фактори в інформації про ступінь взаємодії пов'язані між собою, що застосовується однозначним вибором схем освітлення.

У надмірно газонесних формаціях використання зворотної схеми відтворення без підсвічування значно обмежується навантаженням на очищений віб. Для подальшого використання потрібно надати схему прямого потоку освітлення з підсвічуванням.

Таким чином, у першому випадку можна використовувати розробку колоночної системи з відносно невеликим навантаженням лави щодо газового фактора та досягти менших витрат на обслуговування культивування. Однак, щоб забезпечити задане навантаження на панель (пластик), потрібно мати більше результатів очищення обличчя.

В іншому випадку слід використовувати комбіновану систему розробки, яка забезпечить високі свердловинні навантаження для умовних змін та зменшить кількість свердловин, навпаки, збільшить вартість підтримки організацій з підтримки вентиляції. Остаточне рішення може бути прийнято лише після економічного порівняння прийнятих варіантів систем розвитку.

На шарах, схильних до самозатоплення, слід орієнтуватися на колоночну систему розробки із зворотною схемою освітлення або на суцільну з польовими виробниками.

Нарешті, на восьмому етапі обирається вибір методів захисту служб, що обслуговують зростаючий стенд, в результаті чого остаточне відстеження модифікується для кожного із системних блоків, відхиленіх для порівняння. Тут у разі прийняття будь-якого варіанту стовпової системи розвитку слід передбачити вибір методів підготовки довгих колон.

Для нашої системи розробки ми обираємо процедуру підготовки колонок, яку потрібно забезпечити:

1. Вибір місця та часу видобутку продуктів щодо виробленого простору попереднього стовпа.

Перший варіант - це програма підготовки колон з повторним використанням виробників. Якщо зменшити зменшення кількості виробленої продукції для підготовки колон, втрати вугілля в стовпах будуть усунені. До недоліків вартості можна віднести неможливість роботи більше однієї лавки, великі витрати на обслуговування та ремонт виробників, труднощі просування по службі.

Другий варіант - великі втрати вугілля і значна трудомісткість робіт за підтримки виробників при значній глибині обумовленості їх введенням у вироблений простір в зоні низького тиску гірських порід. Завдяки максимальному опорному тиску, внаслідок дроблення крайової частини вугілля переміщується в глибину масиву, виробник, здійснюваний у зрізі, сприймає набагато нижчий тиск. Як результат, витрати на його обслуговування зменшуються в 1,5-2,5 рази порівняно із захистом цілей, що уловлюються. Між виробленим простором і виробником залишається ціла ширина 2-4 м. Захист одного виробника здійснюється за схемою "весь масив", а іншого "масив-масив". Виробник вентиляції проводить тільки в зоні постійного тиску, після повного повернення колони, що знаходиться поруч.

2. Вибір місця розташування виробу щодо елементів закріплення шарів.

При аналізі основних засобів відбору для вищого виробництва щодо елементів фіксації шарів зверніть увагу на:

- підтоплення пласта;
- гіпсометрія формації;
- взаємодія зв'язку з транспортом виробником екскаватора.

Вибираючи основний вид транспорту, ми прослуховуємо рівень завантаження на очисному комбінаті. Для складних механізованих очисних пластів із добовим навантаженням понад 400 т / добу та на рівних шарах ми приймаємо конвеєрний транспорт мінералів.

Для транспортування вугілля через висувні заноси ми використовуємо стрічкові конвеєри LT-80, які забезпечують значне виробництво. Під стендом встановлюємо мобільний перевантажувач типу PPL.

Вид допоміжного транспорту визначається разом з вибором підготовки виїмкових колон. DKNL використовується як допоміжний транспорт для перевезення людей, матеріалів та обладнання.

Проведення підготовчих продуктів вирощування здійснюється вузьким торцем, що забезпечує меншу трудомісткість робіт, більшу швидкість, найкращу стабільність виробників. Дорога виробника являє собою суцільну забою без окремого виїмки вугілля та гірських порід, з підривом даху та подошви.

Напрямок проїжджої частини проходить по лініях поділу пласта, слідуючи його ізогіпсу. З метою підтримання нормальної висоти переносу з вибійного конвеєра на скрепер приймається штаб на дорозі, нижній надр гірських порід, рівний 1,4-1,5 м.

Щоб підвищити технічну та економічну ефективність роботи, зменшити витрати на підготовчу обробку та скоротити час підготовки наступних розкопаних сільських мінних полів до одного з підготовлених заводів (як правило, цегляна дорога), який неодноразово використовувати для надсилання наступного повідомлення про встановлена лавка.

Розміри поперечного перерізу шахтарів визначаються кількістю повітря, що надходить від цих виробників, максимальними розмірами транспортних засобів, призначених для транспортування упаковки, доставкою матеріалів та обладнання, допустимими розривами між зовнішніми розмірними транспортними засобами та внутрішньою стінкою виробників.

Високі виробники визначаються транспортними засобами, формою перерізу виробників та інтенсивністю руху за ними.

Ширина виробників на залізничному транспорті створюється за допомогою системи найбільшої ширини відповідно до зазорів між кріпленнями та рухом поїзда.

Відповідно до Закону про безпеку горизонтальних виробників, який перевозить вантажівки, повинен бути розрив між кріпленням або розмірами у виробництві обладнання та трубопроводів та в більшості випадків, коли граничне переміщення не менше 0,7 м (для просування людей) , а з іншого боку 0,25 м

У зв'язку з тим, що навчання виробників оплачується мікроорганізмом обличчя, а також з урахуванням прийнятих систем розробки, ми приймаємо схему просування ділянки розкопки 1-M-N-in-W:

де 1 - подача газу з усіх трьох джерел (пласта, вироблений простір, відбита гірська маса);

М - вихід вихідного потоку повітря на вугільний масив;

Н - незалежна вентиляція;

в - напрямок повітря знизу вгору;

W - зворотний потік повітря, що тече в межах місця витяжки.

Вентиляція шахти здійснюється вентиляційними системами основного освітлення, розміщенням на основному рівні, вентиляційним складом блоку №6 та вентиляційним потоком.

На основному рівні вентиляторний блок із вентиляторами VCD-47U змочений. Привід кожного вентилятора приймається від синхронного

електродвигуна SDNZ-17-76-12, 4000 кВт, 500 об / хв. та розгінний асинхронний електродвигун АКН-2-18х43х12У4, 1600 кВт, 495 об / хв.

На вентиляційному стволі блоку №6 обладнується вентиляторна установка з відцентровними вентиляторами ВЦД-31,5М. Привід кожного вентилятора від асинхронного електродвигуна АКН-2-16-69-ГОУ4, 1250 кВт, 6 кВ, 590 об/хв.

На вентиляційній свердловині зберігається вентиляційний блок з двома осьовими вентиляторами VOD-21. Привід кожного вентилятора від асинхронного електродвигуна SD-13-42-8, 750 об / хв.

Проект передбачає споживання вентиляційних систем на основних майданчиках та тепловентиляторів на ділянці повітряної повітряної лінії №1. обидва нагрівачі автоматизовані на базі обладнання АКУ-63 з використанням контролю основних параметрів на інших нагрівачах.

Метан-повітряна суміш передбачає виготовлення магістралі, для якої вона виготовляється з прокладки двох дегазаційних труб діаметром 325 мм.

На основній ділянці шахти знаходиться вакуумна насосна станція, яка створена з трьох вакуумних насосів ВВН2-150, з яких дві працюючі та одна резервна.

Контроль за зміною метану виконується у вихідних потоках оброблених продуктів і очисних столах, в електричному з'єднанні, розташованому в вихідних конструкціях, в заглибинах і в вихідних структурах тупикових продуктів, а також у конструкціях, що мають доступ до обробляються виробники, а також на шахтах. при низькому рівні вентиляції ділянки, використовуючи обладнання "Метан".

Очищення середніх викидів метану на очисних спорудах () та у верхньому розділі () визначається за формулами:

$$\bar{I}_{\text{оч}} = \bar{I}_{\text{оч.ф}} \left(\frac{I_{\text{оч.р}}}{I_{\text{оч.ф}}} \right)^{0.4} * \left(\frac{A_p}{A_{\phi}} \right)^{0.6} * K_{c.p} * K_{z.p}$$

$$\bar{I}_q = \bar{I}_{q,\phi} \left(\frac{l_{оч,p}}{l_{оч,\phi}} \right)^{0.4} * \left(\frac{A_p}{A_\phi} \right)^{0.6} * K_{c,p} * K_{e,p}$$

де $l_{оч,p} = 327$ м - довжина очисної споруди, для якої зростає очікуване відділення метану, м; $l_{оч,\phi} = 220$ м - довжина продуктів обробки, для яких визначається фактичне відділення метану, м; $A_p = 1067$ - планова видобуток вугілля, т / добу; $A_\phi = 768$ - середнє видобуток вугілля, при якому було виявлено фактичне відділення метану, т / добу; $K_{c,p}$ - коефіцієнт, що враховує зміну системи розвитку; $K_{e,p}$ - коефіцієнт, що враховує зміну мультиметанологічних властивостей виробок з глибиною; при роботі на глибинах до 300 м нижче зони метану приймається рівним 1.

$$\bar{I}_{оч} = 2,74 \left(\frac{327}{220} \right)^{0.4} * \left(\frac{1067}{768} \right)^{0.6} \cdot 1 \cdot 1 = 3,9 (м^3 / хв)$$

$$\bar{I}_q = 8,45 \left(\frac{327}{220} \right)^{0.4} * \left(\frac{1067}{768} \right)^{0.6} \cdot 1 \cdot 1 = 12,1 (м^3 / хв)$$

Метановиділення в тупикову виробку, що проводиться по вугільному пласту визначається за формулою:

$$I_n = I_{nob} + I_{o,y,n}$$

де $I_{пов}$ - метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пласта, $м^3 / хв$;
 $I_{o,y,n}$ - метановиділення з відбитого вугілля, $м^3 / хв$.

$$I_{nob} = 2.3 \cdot 10^{-2} * m_n * v_n * (x - x_o) * k_T$$

де m_n - загальна потужність вугільних пластів пласту, м; v_n - розрахункова швидкість орієнтації дна тупикових виробів, м / добу; $x - x_o$ - ми приймаємо дані про фактичне відокремлення метану від відкритих поверхонь пласта в аналізі виробника:

$$x - x_o = \frac{43,5 \cdot I_{пов,\phi}}{m_n \cdot V_{n,\phi} \cdot K_{m,\phi}}$$

$I_{пов,\phi}$ - фактичне метановиділення з відкритих поверхонь пласта $м^3 / хв$;
 $V_{пов,\phi}$ - фактична швидкість посування, м/доб; $K_{m,\phi}$ - коефіцієнт, що

враховує зміну метановиділення у часи; $T_{\text{пр.ф}}$ – фактичний час проведення дільниці виробки, для якого визначається $I_{\text{пов.ф}}$;

$$T_{\text{пр.ф}} = 130 \text{ діб}, K_{\text{м.ф}} = 0,59,$$

$$I_{\text{нов.ф}} = 0,01 Q_n (C_n - C_0)$$

Q_n – витрати повітря в тупиковій виробці у 10-15 м від її початку, $Q_n = 430 \text{ м}^3/\text{хв}$; C_n – середня концентрація метану у відробленому струмі тупикової виробки у 10-15 м від її початку, % (по об'єму) чи у місті відбору проб;

$$C_n = \frac{1}{5} (C_{u1} + C_{u2} + C_{u3} + C_{u4} + C_{u5}) = \frac{1}{5} (0,0 + 0,0 + 0,0 + 0,15 + 0,1) = 0,05,$$

C_0 – середня концентрація метану перед ВМП, %;

$$C_0 = \frac{1}{3} (C_{o1} + C_{o2} + C_{o3}) = \frac{1}{3} (0,0 + 0,0 + 0,0) = 0,$$

$$I_{\text{нов.ф}} = 0,01 \cdot 230 (0,05 - 0,0) = 0,12 \text{ м}^3 / \text{хв},$$

$$x - x_0 = \frac{43,5 \cdot 3,12}{1,1 \cdot 2,5 \cdot 0,59} = 8,51,$$

$$I_{\text{нов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,84 \cdot 3 \cdot 8,51 \cdot 0,35 = 3,7,$$

$$K_{\Gamma} = 0,35 \text{ так, як } T_{\text{кр}} = 75 \text{ діб.}$$

Метановиділення із відбитого вугілля залежить від засобу виймання. Для комбайнового засобу виймання метановиділення буде:

$$I_{\text{овт}} = j \cdot K_{\text{м.у}} (x - x_0)$$

j – технічна продуктивність комбайна; $j = 0,47$; $K_{\text{м.у}}$ – коефіцієнт, що враховує міру дегазації відбитого вугілля, долі/од.

$$K_{\text{м.у}} = a \cdot T_y^6$$

де T_y – час перебування (дегазації) вугілля у при забойному просторі, хв.;

$$T_y = \frac{S_{\text{у}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}$$

де $S_{\text{у}}$ – площа перетину виробки по вугіллю в проходці, м^2 ; $l_{\text{ц}}$ – посування вибою за цикл неперервної роботи комбайна, бурового станка, відбійних

молотків, м; γ – густина вугілля, т/м³; а, b – коефіцієнти, які характеризують газовіддачу з відбитого вугілля; $T_{y \leq 6xv}$, відповідно рівними 0.052 та 0.71, а при $T_{y > xv}$. Коефіцієнти відповідно дорівнюють 0,118 та 0,25.

$$K_{m,y} = 0,118 \cdot 43,3^{0,25} = 1,24$$

$$I_{овп} = 0,47 \cdot 0,246 \cdot 3,2 = 1,87$$

$$I_m = 3,7 + 1,87 = 5,65$$

Місце очищення провітрюється за схемою з повним дозволом вихідного струменя для джерел відбору типу 3-В-Н-н-пт від випущеного вихідного потоку повітря у вироблений простір із прямим потоком взаємного формування свіжого та вихідного повітря потік.

Аналоговий сайт: завантаження $A = 768$ т / добу.

Розділ, який ми проектуємо: прогнозоване навантаження $Ar = 1067$ т / добу.

Обидві ділянки мають комбіновану систему розвитку у вигляді вугілля на ділянці.

Максимально допустиме навантаження на очищений віб за газовим фактором:

$$A_{\max} = \left[\frac{Q_{\phi} \cdot (C - C_0)}{194 \cdot \left\{ \frac{C - C_0}{C_m - C_0} \cdot [k_{вну} \cdot k_{овп} \cdot (1 - k_{ово})] + (1 - k_{вну}) + k_{вну} \cdot (1 - k_{овп}) \cdot (1 - k_{ово}) \right\}} \right]^{1,93} \cdot * \\ * I_{yч}^{-1,67} \cdot (L_{op} / L_{оч}) \cdot A_{сут}$$

Витрати повітря при ізолюваному відводі МПС із виробленого простору по трубопроводу:

$$Q_{yч} = Q_{вш} + Q_{тр}$$

де $Q_{yч}$ – витрати повітря в повітряподавальній виробці, м³/хв.; $Q_{вш}$ – витрати повітря у вентиляційній виробці, м³/хв.; $Q_{тр}$ – витрати повітря на всасі газовідводящего трубопроводу, м³/хв.

$$Q_{\text{ви}} = \frac{100}{C - C_0} \cdot I_{\text{уч}} \cdot k_n \cdot [(1 - k_{\text{вну}}) + k_{\text{вну}} \cdot (1 - k'_{\text{дон}}) \cdot (1 - k_{\text{дон}})] =$$

$$= \frac{100}{1 - 0} \cdot 12,1 \cdot 1,3 \cdot [(1 - 0,72) + 0,73 \cdot (1 - 0,7) \cdot (1 - 0,3)] = 665$$

k_n – коефіцієнт нерівномірності метановиділення

$$Q_{\text{мр}} = \frac{100}{C_m - C_0} \cdot I_{\text{уч}} \cdot k_n \cdot k_{\text{вну}} \cdot k'_{\text{дон}} \cdot (1 - k_{\text{дон}}) =$$

$$= \frac{100}{3,5 - 0} \cdot 12,1 \cdot 1,3 \cdot 0,73 \cdot 0,7 \cdot (1 - 0,3) = 161$$

$$Q_{\text{уч}} = 665 + 161 = 826$$

де V - допустима концентрація метану в трубопроводах, $V = 3,5\%$; C_0 - концентрація метану у вентиляційному потоці, що надходить до витяжної стінки, $C_0 = 0\%$; C - допустима норма РВ концентрація метану в повітрі, що надходить з лави, $C = 1\%$; $k_{\text{ври}}$ - коефіцієнт, що враховує частку викидів метану з виробленого простору в газовому балансі місця видобутку; $I_{\text{ВР}}$ - середнє фактичне відділення метану від виробленого простору на земляній ділянці, $\text{м}^3 / \text{хв.}$:

$$I_{\text{вн}} = 8,45 \cdot 0,73 = 6,17$$

$k_{\text{двп}}$ – коефіцієнт ефективності ізолюваного відводу метану, $k_{\text{двп}}=0,6$; $k_{\text{дво}}$ – коефіцієнт ефективності дегазації, $k_{\text{дво}}=0,3$; $k_{\text{впу}}$ – коефіцієнт, який враховує долю метановиділення із виробленого простору, $k_{\text{дву}}=0,73$.

$$A_{\text{max}} = \left[\frac{1203 \cdot (1 - 0)}{194 \cdot \left\{ \frac{1 - 0}{3,5 - 0} \cdot 0,73 \cdot 0,7 \cdot (1 - 0,3) + (1 - 0,73) + 0,73 \cdot (1 - 0,7) \cdot (1 - 0,3) \right\}} \right]^{1,93} \cdot$$

$$* 12,1^{-1,67} \cdot (327 / 220) \cdot 1067 = 1115$$

додатково розрахунок A_{max} повинен бути виконаний при неробочій газовсмоктувальній установці при $C_2=2$:

$$A_{\text{max}} = \left[\frac{Q_{\text{оч.мах}} \cdot k_{\text{умв}} \cdot (C_2 - C_0)}{194 \cdot (1 - k_{\text{дво}} \cdot k_{\text{впу}})} \right]^{1,93} \cdot I_{\text{уу}}^{-1,67} \cdot (L_{\text{ор}} / L_{\text{оч}})^{-0,63} \cdot A_{\text{сум}} =$$

$$= \left[\frac{593 \cdot k \cdot (2 - 0,05)}{194 \cdot (1 - 0,4 \cdot 0,86)} \right]^{1,93} \cdot 28^{-1,67} \cdot (327 / 220)^{-0,67} \cdot 2440 = 1873$$

де $Q_{\text{оч.мах}}$ – максимальні витрати повітря, які можна подати у лаву:

$$Q_{оч.мах} = 60 \cdot S_{оч.мах} \cdot V_{мах} \cdot k_{оч} = 60 \cdot 1,9 \cdot 4 \cdot 1,3 = 593$$

Соч.мах - мінімальна площа поперечного перерізу на забійному просторі засобів для обробки у світі, м²; Хвиля - максимально допустима швидкість повітря в приватному просторі лави, м / с.

Основним заходом, який попередньо накопичує метан, є вентиляція. Необхідне використання повітря, що надходить у шахту та в деяких районах, зменшує аеродинамічний опір шахт та розподіл повітря виробниками відповідно до їх газового балансу. Також необхідно зменшити витоки повітря в шахті. Щоб запобігти накопиченню шару метану, слід перейти до місця потоку всередині шару.

Унікальна рециркуляція повітря також потрібна при просуванні тупикових рослин, коли вентилятор всмоктуватиме забруднене метаном повітря. Мінімальна швидкість повітря, регульована РВ, у виробників - 0,25 м / с.

Останнім часом спостерігається бурхливе збільшення газового багатства шахт за рахунок збільшення їх глибини та інтенсифікації видобутку вугілля. За допомогою цієї можливості вентиляції можна описати виснажені, які потребуватимуть спеціальних заходів щодо контролю метану, головним з яких є дегазація вирощувального, пластового та продуктивного простору.

Розподіл теплової енергії, що надходить до гірничих виробників, відповідно до викидів джерел залежить від конкретних гірничо-геологічних умов.

При температурі шахтного повітря, що не відповідає санітарно-гігієнічним вимогам, виникає необхідність регулювання теплового режиму шахт. Комплекс заходів, що змінюють теплові та вологі повітряні станції, називається тепловим кондиціонуванням. Останній застосовується за допомогою інтенсивної вентиляції гірничих виробів, обмеження надходження тепла у повітря, штучного захисту та осуду повітря та штучного підйому повітря, що надходить у шахти. Інтенсивна вентиляція

досягається за рахунок потоку повітря. Всі ці заходи дозволяють звести теплові умови на шахтах до вимог санітарно-гігієнічних норм.

Для заходів щодо запобігання виникненню пилу та пилових хмар виконайте такі дії:

- використання машин, що використовують мінімальний пил при видобутку вугілля;
- попереднє кільцювання пласту;
- міст пилоутворення та осідання пилу зростає;
- ефективне освітлення виробу;
- періодичне очищення від пилу вентиляції та висувних заносів;
- розташування скіпових підйомників у шахтах із вихідним повітряним потоком, розташування сортувальних та збагачувальних фабрик, щоб не потрапляти в шахту.

До заходів щодо запобігання появи джерел пилового займання належать: використання вибухових речовин, що вибухонебезпечні, вибухонебезпечного електрообладнання, захисних шахтних вогнів, заборона відкритого вогню та блокування.

Заходи щодо локалізації або подання вибухів пилу включають послаблення вирощування та використання сланцевих бар'єрів.

Ослаблення продукту - це штучне підвищення рівня пилу, що осідає виробниками, шляхом додавання стандартної інертної пилу. Інертна підлога не повинна звисати, вбирати вологу і т. Д. Найбільш мобільним способом користується оригінальна підлога, яка виконана з вапняку та сланців. Поверхня всіх висувних та вентиляційних виробів піддається формуванню. Витрати інерційного пилу повинні відповідати встановленим стандартам.

Шиферний бар'єр - це ряд рядів, що знаходяться навпроти виробників біля його даху, в якому розміщується інертна підлога. Шиферні клапани поділяються на основні та допоміжні, стаціонарні та пересувні.

Кількість інертного пилю для збалансованого клапана для РВ визначається з розрахунку 400 кг на 1 м² площі перерізу в місці установки клапана.

Використання інерційного пилю базується на охолоджуючій дії в результаті споживання теплової енергії для нагрівання інерційного пилю. Згідно з ПБ, основні схеми планування повинні бути пов'язані з прямолінійними зонами вирощування на відстані 60-300 м від граней очищених та підготовлених продуктів.

Довжина завіси приймається щонайменше 20 м. Для попереднього вибуху пилю в підготовчих ямах сприяють первинні ланки з вимушеним рішенням.

Дуже часто використовувати одну вентиляцію, яка використовується при значних скупченнях метану, неможливо, тому застосовуються методи дегазації.

Проведення дегазації в привибійному просторі 1 південної лави блоку №2 передбачає передбачене видалення метану з виробленого простору за межами місця видобутку за допомогою газовідвідного агрегату та вентиляторів.

Видалення метаноповітряної суміші проводиться на жорсткому трубопроводі діаметром 0,8 м. Перемичку переміщують через кожні 2-3 м від виду очисної поверхні.

Через високу загазованість гірських порід та супутникових утворень пропонується запропонувати комбінований метод дегазації: дегазація виробленого простору та дегазація шарів супутника та гірських порід.

Дегазація накладених супутникових утворень та приймаючих порід повинна проводитися через надходження метану з свердловин, пробурених через пластикові супутники.

Через зв'язок порід-господарів і супутникових утворень відтворюється така кількість метану, яка відрізняється і виноситься на поверхню.

Застосування цього комплексу заходів дозволить збільшити навантаження на очисний вибір практично на 20-25%.

Визначення витрат повітря в вибір тупикової виробки і у виробки в цілому

$$Q_{zn} = \frac{100 \cdot I_{zn}}{C - C_0} = \frac{100 \cdot 2,36}{1 - 0} = 236$$

де C – допустима за ПБ концентрація метану у вихідному струмені виробки, $C=1\%$; C_0 – концентрація метану в поступаючому на виїмкову ділянку вентиляційному струмені, $C_0=0\%$.

$$Q_n = \frac{100 \cdot I_n}{C - C_0} = \frac{100 \cdot 4,03}{1 - 0} = 403$$

Витрати повітря, необхідного у вибої підготовчої виробки по максимальній кількості робітників, зайнятих в виробці:

$$Q_{zn} = 6 \cdot n = 6 \cdot 12 = 72$$

Витрати повітря по мінімально допустимій швидкості руху повітря:

$$Q_{zn} = 60 \cdot V_{\min} \cdot S = 60 \cdot 0,25 \cdot 15,5 = 232,5$$

де $V_{\min}$ – мінімально допустима за ПБ швидкість руху повітря, $V_{\min}=0,25$ м/с.

Витрати повітря в тупиковій виробці за температурним фактором:

$$Q_{zn} = 20 \cdot V_{z.\min} \cdot S = 20 \cdot 0,5 \cdot 15,5 = 155$$

де $V_{z.\min}$ – мінімально допустима за ПБ швидкість руху повітря у виробці за температурним фактором, $V_{z.\min}=0,5$ м/с.

Для подальших розрахунків приймаємо найбільше з отриманих значень витрат повітря 3,9 м³/с та 6,7 м³/с.

Для подачі повітря в тупикову виробку будемо використовувати вентиляційний трубопровід діаметром 1 м та довжиною 2050 м. Виходячи з цього знайдемо коефіцієнт витоку повітря - $K_{ут.тр}=3,56$.

Необхідна подача вентилятора становить:

$$Q_g \geq K_{ут.тр} \cdot Q_{zn}$$

$$Q_g \geq 3,56 \cdot 3,9 = 13,9$$

$$Q_n = 6,7 < 13,9$$

Приймаємо 13,9 м³/с. Знайдемо надлишковий тиск повітря, даПа, що створюється вентилятором:

$$h_g = Q_g^2 \cdot R_{mp.g} \cdot \left(\frac{0,59}{K_{yt.mp}} + 0,41 \right)^2 = 13,9^2 \cdot 109,71 \cdot \left(\frac{0,59}{3,56} + 0,41 \right)^2 = 702,6$$

де $R_{тр.г}$ – аеродинамічний опір трубопроводу, км:

$$R_{mp} = r_{mp} \cdot (l_{mp} + 20 \cdot d_{mp} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{mp} \cdot n_2) = 0,053 \cdot (2050 + 20 \cdot 1 \cdot 1) = 109,71$$

де $r_{тр}=0,053$ – питомий аеродинамічний опір; $n_1=1$, $n_2=0$ – відповідно кількість поворотів трубопроводу на 90° та 45°.

По даним Q_v та h_v оберемо вентилятор. Цим даним задовольняє вентилятор ВЦ-9, тому його і обираємо.

Витрати повітря для очисних виробок і виймальних ділень

$$Q_{yc} = \frac{100 \cdot I_{yc} \cdot K_n}{C - C_o} = \frac{100 \cdot 12,1 \cdot 1,4}{1 - 0} = 1694$$

$$Q_{oc} = \frac{100 \cdot I_{oc} \cdot K_n}{C - C_o} = \frac{100 \cdot 3,9 \cdot 1,4}{1 - 0} = 546$$

Витрати повітря при максимально допустимому навантаженню по газовому фактору.

$$Q_{oc} = Q_{ocmax} \cdot K_{o.з.} = 60 \cdot S_{oc.min} \cdot V_{max} \cdot K_{oz}$$

$K_{o.з.}$ – коефіцієнт, який урахує рух повітря по частині виробленого простору, яка безпосередньо прилягає до приви́бійного, $K_{oz}=1,3$. $S_{oc.min}$ – мінімальна площа поперечного перерізу приви́бійного простору очисної виробки у світі $S_{oc.min}=1,9$ м².

$V_{max}=4$ м/с - швидкість руху повітря в очисній виробці.

$$Q_{oc} = Q_{ocmax} \cdot 1,35 = 60 \cdot 1,9 \cdot 4 \cdot 1,3 = 592,8$$

Розрахунок повітря по кількості людей

$$Q_{з.л} = 6 \cdot n_{чол.з.л} = 6 \cdot 45 = 270$$

$n_{чол}$ – найбільша кількість людей, одночасно працюючих в очисному вибої.

Визначення витрат повітря шахти в цілому

Загальні витрати повітря складають:

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot (\sum Q_{\text{уч}} + \sum Q_{\text{тв}} + \sum Q_{\text{позв}} + \sum Q_{\text{подв}} + \sum Q_{\text{кам}} + \sum Q_{\text{ут}})$$

1,1 - коефіцієнт, що враховує нерівномірний розподіл повітря в сітці гірських рослин; $\sum Q_{\text{уч}}$ - потік повітря для вентиляції виїмкових діляників; $\sum Q_{\text{тв}}$ - потік повітря, що подається до всмоктувача ВМП для просування тупикових продуктів; $\sum Q_{\text{позв}}$ - потік повітря для просування товару, що підлягає погашенню; $\sum Q_{\text{подв}}$ - потік повітря для просування продукту, що підтримується; $\sum Q_{\text{кам}}$ - швидкість потоку повітря для відомої вентиляції камери; $\sum Q_{\text{ут}}$ - витік повітря через вентиляційні конструкції, розташовані за межами виїмних стійок

$$Q_{\text{п.в}} = 1,43 \cdot Q_{\text{в}} = 1,43 \cdot 8,7 = 12,44$$

$$Q_{\text{кам}} = Q_{\text{зк}} + Q_{\text{вм}} + Q_{\text{ек}}$$

де $Q_{\text{зк}}$ – витрати повітря для вентиляції гараж-зарядної камери:

$$Q_{\text{зк}} = \frac{31 \cdot 10^{-4} \sum_{i=1}^{n_b} E_i n_{ak}}{26 - t_{\text{вх}}}$$

E_i – ємність акумулятора, А год; $n_{\text{ак}}$ – кількість акумуляторів у батареї; n_b – кількість батарей, що одночасно заряджаються; $t_{\text{вх}}$ – температура повітря, на вході у камеру.

$$Q_{\text{зк}} = \frac{31 \cdot 10^{-4} \cdot 8(75 \cdot 500)}{26 - 24} = 465$$

$Q_{\text{вм}}$ – витрати повітря для вентиляції складу ВМ:

$$Q_{\text{вм}} = 0,07 \cdot V_{\text{к}}$$

$V_{\text{к}}$ – об'єм виробок складу ВМ, м^3

$$Q_{\text{вм}} = 0,07 \cdot 975 = 68$$

$Q_{\text{ек}}$ – витрати повітря для вентиляції електромашинних камер

$$Q_{\text{ек}} = \frac{16,7 \cdot \sum_{i=1}^{n_y} N_{yi} \cdot (1 - \eta) \cdot K + 0,8 \cdot \sum_{j=1}^{n_m} N_{mj}}{26 - t_{\text{вх}}}$$

N_{yi} – потужність електроустановки в камері, кВт; η – КПД електроустановки; n_y – кількість установок; K – коефіцієнт, що враховує

тривалість роботи установки за добу; N_{Tj} – потужність трансформаторів, що встановлені в камері, кВт; n_T – кількість трансформаторів

$$Q_{ек} = \frac{16,7 \cdot 3 \cdot 315 \cdot (1 - 0,913) \cdot 1}{26 - 24} = 687$$

Витоки повітря крізь вентиляційні канали.

Загальна площа зовнішніх стін та перекріплень надшахтної споруди $H_3 = 1000 \text{ м}^2$, площа поперечного перерізу вентиляційних каналів $S_{в.к.}$

завбільшки 10-15 м^2 , фактичні перепади тиску $h = 576 \text{ мм. в ст.}$

$$Q_{ут.н.с.} < Q_{ут.н} \sqrt{\frac{h\phi}{50}} = 28 \sqrt{\frac{120}{50}} = 43,38$$

Тоді витрати повітря усієї шахти складуть:

$$Q_{ш} = 1,1 \cdot (1694 + 12,44 + 68 + 465 + 1520) = 4135 \text{ або } 69 \text{ м}^3/\text{с}$$

Подача вентиляційної установки

$$Q_{в} = Q_{ш} \cdot K_{ут.вн} = 4135 \cdot 1,1 = 4548,5$$

$K_{ут.вн} = 1,1$ - коефіцієнт зовнішніх витоків.

Подача вентилятора з урахуванням резерву

$$Q_{в.р} = 1,14 \cdot Q_{в} = 4548,5 \cdot 1,14 = 5185.$$

Максимальна статистична депресія вентиляторної мережі (зниження шахти, як правило, що обмежує великі 300 даПа) для шахти є супер-категорією і небезпечна для раптових викидів, а також шахти з виробничою потужністю 4000 т / день і більше дозволено до 450 даПа.

Депресія визначається за формулою:

$$h_n = h_{к.б} + h_{н.б} + h_k + h_{к.к}$$

де $h_{к.б}$ - западина вентиляційного каналу, яка приймається рівною 0,11хн.б; $h_{н.б}$ - западина підземних виробок напрямку, даПа; - сума западин окремих послідовних з'єднаних гілок, що входять у напрямок від повітряної повітряної лінії до входу в вентиляційний канал:

$$h_{н.б} = 1,1 \cdot (h_1 + h_2 + \dots + h_n)$$

h_k – депресія повітрянагрівачів визначаємо за формулою, даПа;

$$h_{n.b} = 1,2 \cdot n_{кл} \cdot h_i = 1,2 \cdot 2 \cdot 0,591(4)^{1,525} = 11,48$$

h_i – опір одного повітрянагрівача; $n_{кл}$ – кількість рядів повітрянагрівачів;

$h_{к.к}$ – депресія каналу повітрянагрівальної установки, даПа.

$$h_{к.к} = (R_m + \sum R_{n.i.} + R_{np}) \cdot Q_{\epsilon}^2 + R_{\epsilon y} \cdot Q_1^2 = (0,014 + 0,0761 + 0,021) \cdot 330,3 + 0,086 \cdot 26,1 = 32,4$$

$R_m, \sum R_{n.i.}, R_{np}$ – аеродинамічний опір тертя, поворотів, поворота з одночасними розширюваннями; Q_{ϵ} – подача вент. установки; $R_{\epsilon y}$ – аеродинамічний опір повітрярозподіляючого приладу на вході в канал, км; Q_1 – витрати повітря, які проходять крізь повітрянагрівачі, м³/с;

$$R_m = \alpha \frac{P_{\epsilon} l_{\epsilon}}{S^3} = 15,3 \cdot 10^{-4} \frac{18,8 \cdot 1136}{28,3^3} = 0,014$$

$$R_m = E_n \frac{\gamma}{2q \cdot S_{\kappa}^2} = 6,18 \frac{2,65}{2 \cdot 9,81 \cdot 1,28^2} = 0,005$$

E_n – коефіцієнт місцевого опору повороту; Γ – щільність повітря, кг/м³; q – прискорення сили тяжіння м/с²; S_{κ} – площа поперечного січення прямолінійної ділянки каналу за поворотом, м³;

$$E_n = (E_{n22} + 280\alpha) \frac{\epsilon}{H\epsilon} x = (9,96 + 280 \cdot 0,00153) \cdot 1,28 \cdot 0,13 = 6,18$$

$$E_{n22} = 0,57\sigma = 0,57 \cdot 0,7 = 9,69,$$

σ – кут повороту, рад, X – коефіцієнт, що враховує кут повороту струму;

$$\sum R_{ni} = 0,0761$$

$$R_{np} = E_{np} \frac{\gamma}{2q \cdot S_{\kappa}^2} = 0,83 \frac{2,65}{2 \cdot 9,81 \cdot 1,28^2} = 0,021$$

$$R_{\epsilon.y} = E_{\epsilon.y} \frac{\gamma}{2q \cdot S_{\kappa}^2} = 1,8 \frac{2,65}{2 \cdot 9,81 \cdot 1,28^2} = 0,086$$

Депресію лави визначаємо за формулою:

$$h_{оч} = R_{оч} \cdot Q_{оч}^2$$

$R_{оч}$ – аеродинамічний опір лави

$$R_{оч} = 0,01\Gamma_{100} \cdot l_{оч} \frac{0,0612(E_{\epsilon x} + E_{\epsilon bix})}{S_{оч}^2}$$

Γ_{100} – питомий аеродинамічний опір, $\Gamma_{100}=0,03$; $E_{вх}$, $E_{вых}$ – коефіцієнти місцевого опору входу та виходу;

$$R_{оч} = 0,01 \cdot 0,03 \cdot 200 \frac{0,0612(10 + 14)}{3,55^2} = 0,13$$

$$h_{оч} = 0,13 \cdot 128 = 17,44 \text{ даПа}$$

Мінімальна і максимальна мінна депресія

Для кожного контролю за захистом харчових продуктів та дотриманням вимог пило-газового режиму шахти підключаються до системи вентиляції та безпеки (ВТБ).

Початкові секції ВТБ разом із початковими командами інших дилерів регулярно (принаймні раз на місяць) забезпечують контроль відповідності фактичним параметрам, інструментам, що сприяють боротьбі з тирсою.

Шахтарі секції ВТБ проходять кожну зміну на "маршрутах", здійснюючи контроль за вмістом шкідливих газів і особливо метану, контроль за засобами боротьби з пилом. ВТБ також контролює температуру виробників, стаціонарні види вентиляції на шахтах, а також контролює витрату та швидкість руху повітря. І все це реєструється у відповідних журналах.

Вугільні шахти забезпечують контроль тиску повітря та западин у виробників гірничих робіт, параметрів роботи основних та місцевих вентиляційних вентиляторів та вентиляційних споруд.

Регулювання потоку повітря здійснюється:

- у вихідних потоках очищених та підготовлених продуктів, екстрактивних речовин, крил, пластів, горизонтів та мін загалом;
- у надходять головних повітряних реактивних шахтах, у місцях освітлення надходять струменів, у ямах підготовчих установок та ВМП;
- у вхідних або вихідних струменях камер загального призначення.

Технологічний комплекс об'єкта на основних майданчиках шахти, площі повітряного ствола, вентиляційної стійки та площі повітряного

ствола №2 блоку №8, який зараз проектується, представлений існуючі та передбачувані будівлі та сполучення.

Технологічний комплекс на головній площі. Існуючі будинки та споживання:

- блок будівель та споруд основних та допоміжних істот із секції приміщень різного призначення;
- дробильно-сортувальне відділення;
- завантаження вугільних бункерів з пунктом завантаження над залізничними коліями;
- пункт завантаження породи;
- мости №6, 7, 8;
- галерея подачі палива з пунктом завантаження вугілля.

Спроектвані будинки та споживання:

- яма імпорного вугілля;
- галереї №9, 10, 11;
- бункер імпорного вугілля;
- галереї №15, 16;
- дробильне відділення;
- завантажувальні бункери породи;
- пункт для прибирання залізничних вагонів, включаючи галереї №13, 14;
- станція завантаження, пункт завантаження відходів;
- склад пластифікатора;
- хімічна лабораторія.

Технологічний комплекс лінії подачі повітря №1 існуючих та спроектованих будівель та споживання.

Існуючі будинки: надшвидкий будинок шахти подачі повітря №1, що забезпечує спуск-підйом людей, довгий, кріпильний матеріал та подачу свіжого повітря.

Проектовані будинки та споживання представлені: закритим складом вугілля, котельнею, галереєю подачі палива.

Технологічний комплекс вентиляційної лінії №1 блоку №6 представлений існуючою надземною будівлею, яка забезпечує видачу вихідного повітряного потоку та аварійного виходу.

Проектовані будинки та споживання представлені: закритим складом вугілля, котельнею, шляхопроводом скреперного транспорту, пунктом завантаження шлаку та золи.

Технологічний комплекс лінії подачі повітря №2 блоку №8 представлений такими будівлями та з'єднаннями:

- шахтний будинок у кварталі з гаражем електровоза, зарядним пристроєм та гаражем навантажувача;
- галерея;
- пункт завантаження породи;
- вугільний склад для котельні та галереї подачі палива.

Провідний технологічний комплекс на основній площі приймає гірську масу, що видається на поверхню пропусками на основному складі, переробкою в двобітних сортувальних відділеннях, зберіганням вугілля в дворядних завантажувальних бункерах силосного типу загальною кількістю 16000 м³, вугілля в залізничні вагони.

Навантажувально-складський комплекс.

Паливо, що доставляється залізничним транспортом, вивантажується в яму імпорного вугілля. Загальна місткість приємних бункерів - 150 тонн. За допомогою живильників та стрічкових конвеєрних систем вугілля, що надходить на склад і зберігається у імпортованих вугільних бункерах, становить 300 тонн.

Зберігання котельного палива передбачене в бункері силосного типу існуючого вантажно-складського комплексу ємністю 3200 м³. для забезпечення завантаження та розробки бункера силосу технічні рішення

передбачають реконструкцію бункера та суббункерних частин завантажувального бункера головок додаткових конвеєрів.

Подача палива з бункера в котельню основної промислової дільниці та завантаження на флангові промислові дільниці котла здійснюється за існуючою схемою.

Існуючий пункт завантаження пального обладнаний магістралями.

Пункт оснащення: вібратор підвісний типу ВНВ-2М, електричні схеми, скребкові конвеєри, встановлені в ямах, розташованих по різні боки машини, куди він заливається завантаженням із сміття автомобіля.

Для проведення заміни автомобіля передбачений маневровий пристрій типу МУ-12М.

Склад в кількості шести вагонів харчується локомотивом для прибирання пункту. Вібратор складає машину з попередніми відкритими люками і скидає її наново. Вилиті залишки подаються на скребкові конвеєри, які транспортуються до пунктів завантаження самоскидів. Після чищення автомобіля люки закривають електричними столами та маневровими операціями. Прибирання складу забезпечується на завантажувальному комплексі.

Прийом та обробка породи. Видача на головній лінії шляхом підняття гірської породи та нащадків від селекціонерів сортувального відділення транспортується до місця завантаження породи.

Передбачається будівництво дробильного цеху для видобутку гірської породи. Необхідність побудови дільничного навчального відділення через те, що випущена з шахт порода досягає розмірів 300x500x700 мм, що призводить до централізації центрального підрозділу через резервування гірських порід у приватному банку, значний відвал, нетрадиційне утворення породного відвалу.

Пропонуються технічні рішення: будівництво галереї №15, 16, будівництво дільничного відділення, переведення виготовленої породи на

завантаження букетів з подальшим завантаженням в автотранспорт та візи на смітник.

Вантажно-складський комплекс сімейних представництв на основній площі шахти шляхом завантаження бункерів гірських порід загальною місткістю 1200 тонн.

Контроль механізмів завантаження бункерів управління породою здійснюється в шахтному будинку, доставка сім'ї до пункту завантаження сім'ї проводиться стрічковим транспортером.

Місткість бункера для сміття становить 324 тонни, що забезпечує три години роботи за підручником.

Камінь з бункера перевантажується в транспортні засоби готовим живильником і виготовляється з відвалу.

Імпортно-складський комплекс гірської маси. Гірська маса з шахти через приймальний бункер ємністю 163 м³ живильника ПТК-14 подається на стрічковий конвеєр. Залізний сепаратор видаляє з гірської маси металеві предмети, які через нагрівання викидаються в контейнер, складаються, а потім вивозяться автомобілями. Дрова та побічні продукти відбираються, зберігаються та транспортуються вантажівкою.

Гірська маса подається через перевантажувальний пристрій із відкритими заслінками на лінії на першому рівні GPSH500 / 1000 розміром тріщини 50 мм. Виріб перегріву класу +50 мм, виготовлений з іншого боку, з щільними 50 мм між гвинтами. Клас +50 мм (надлишок продукту) подається на стрічковий конвеєр для ручного відбору вугілля та побічних продуктів. Підключений продукт-класу -50 мм від екранів GSH500 / 1000 і решітка №1 на нагріванні, що проводиться на стрічковому конвеєрі, і далі на ПСК у силосних банках.

Порода по трубах зберігається в бункері, де живильник ПК-1,2-10А подається на стрічковий конвеєр KLS-1200 і транспортується до пункту передачі породи. Під час завантаження гірських порід регіональних воронк місткість становить 50 м³, коли живильник породи ПК-2,6-14

завантажується в машини. Видача вугілля з силосних банок живильниками ПКЛ-10 відбувається на двох збірних конвеєрах KLS-1600 та через завантажувальні жолоби в залізничні вагони.

Прокатка вугілля в автомобілях здійснюється роликовою пломбою. Дозування за вагою відбувається за певних типів 20105BB.

Комплекс відкоту і обміну візками. Витягування та обмін візків на основній площі виробників проводиться в шахтному будинку допоміжної лінії і зберігається у вільному місці.

Для механізації відкатів та обміну візків у клітках обслуговування обов'язкового огляду в шахтному корпусі пропонується таке обладнання: агрегати типу 1,5АЦМ-900, штовхачі канатні ТКО-16-80, пермутаційна платформа типу PRP, підтримка типу SP-400-97, транспортери хрестового виробництва. Копер для входів та навчальних закладів, обладнаний механізованими дверима бар'єрного типу. Управління механізмами вибору дистанційного управління в автоматичному режимі з пунктами операторів 1, 2, 3 у шахтній будівлі.

Вивантаження порожніх візків на склад кріпильних матеріалів і повернення в супершаровий будинок в зоні дії штовхачів здійснюється електровозом.

Випущені візки з гірською породою за допомогою штовхачів і поперечних транспортерів, створених на круглому самоскиді. Розміщення візків проводиться у лійці, з якої подача типу ПК-2,6 та стрічковий конвеєр породи виробляють на пункті завантаження сім'ї.

Подача палива та вироблення шлакової золи на основній площі передбачають встановлення додаткового котла. Тому в котельні над бункером на існуючому стрічковому конвеєрі встановлені два додаткові самозавантажувачі.

Для видалення шлаку під перепроєктованим котлом встановлений скребковий підйомник типу PSK. Попіл з-під циклонів акумулятора

скидається на існуючий гвинтовий конвеєр, тоді як конвеєр обладнаний завантажувальними пристроями.

Шлак та зола транспортуються в окремі бункери, звідки їх перевантажують у транспортні засоби та вивозять на відвал.

Подача палива та навчання в районі повітряної бочки №1. імпордне вугілля служить паливом для котельні в повітрі повітряної шахти №1. Паливо доставляється вантажівкою з основного району. Збірка вугілля проводиться на складі напівзакритого типу. Формування штабеля та перехід на приватну лінію здійснюється за типом завантаження ТЕ-7 (D-57,4). подача палива на стрічковий конвеєр здійснюється за допомогою грейфера. У надбункерній кімнаті котлові відвали вугілля розподіляються по бункеру.

Шлак і зола з-під котлів відокремлюються скребковими підйомниками типу ПСК, перевантажуються в бункер, звідки вони транспортуються вантажівкою на відвал.

Подача і шлаковий попіл подають паливо в зону шахти подачі повітря №2 блоку №8. Імпордне вугілля служить паливом для котельні в повітряній зоні повітряної мішені №2 блоку №8. Доставка палива до промислового майданчика здійснюється автотранспортом. Збірка вугілля проводиться на складі напівзакритого типу. Формування штабеля та переміщення до приватної лінії здійснюється за типом завантаження ТЕ-7. за допомогою гвинтової дробарки-живильника вугілля передається на стрічковий конвеєр, який доставляє його в бункер котельні, де в бункери завантажують самоскиди Лужкова.

Шлак і зола з-під котлів видаляються скребковими підйомниками, такими як PSK, і потім завантажуються в бункер, де вони транспортуються вантажівкою на відвал.

Ремонтно-складський комплекс. Ремонтно-механічні майстерні, призначені для виробництва поточного ремонту обладнання та ремонтних об'єктів, виготовлення складних запасних частин та малої механізації,

вхідного контролю обладнання, підготовки обладнання до відшкодування капітальних ремонтів.

Цех з ремонту гідравлічного кріплення призначений для ремонту гідравлічного кріплення, відновлення зношених сучків та деталей гідравлічних стійок, ремонту рукавів високого тиску. Технологічний процес ремонту гідравлічної арматури включає такі операції: розбирання гідравлічної арматури на вузлах та деталях, промивання, дефектування, відновлення зношених деталей, збір експертиз.

Проект передбачає підтримку існуючих допоміжних цін:

- на ділянці вентиляційної шахти - зарядний пристрій та гараж для електровозів;

- на ділянці шахти подачі повітря - механічні майстерні та зарядний пристрій з гаражем для електровоза.

На ділянці повітряної лінії №2 блоку №8 передбачено будівництво блоку приміщень допоміжних служб: зарядка електротранспортних батарей, гараж для електровозів, гараж навантажувача.

Складський комплекс, призначений для прийому, зберігання та вивезення обладнання, запасних частин, цінностей, кріплень, сипучих та інших матеріалів.

Складський комплекс на основній площі: склад кріпильних матеріалів, склад матеріалів, склад паливно-мастильних матеріалів, склад інертного пилю на 40 т.

Складський комплекс на ділянках вентиляції та наповнення повітрям стовбурів: витрата обладнання та кріплень.

На основній площі: склад обладнання, що стоїть окремо, склад обладнання, розташування в блоці з ремонту гідравлічної арматури, склад інерційного пилю, склад вологого зберігання солі, склад пластифікатора.

На ділянці лінії подачі повітря №2 блоку №8 є витратний склад кріпильних матеріалів.

Обладнання призначене для зберігання обладнання груп I, II, III та для важливого великого обладнання. Склад регіональних підйомних засобів: два крани вантажопідйомністю 10 тонн і один кран - 20 тонн. Встановлення на складі, передбаченому автомобільним та залізничним транспортом, для чого залізна колія вводиться на склад.

Триває попереднє будівництво вологого зберігання солі у зв'язку з тим, що сіль зараз доставляється на шахту залізничним транспортом. Склад мокрого сховища солі призначений для зберігання солі в обсязі споживання котла. Місткість складу складає 200 м³. Доставка солі на склад здійснюється залізничним транспортом. До відповідного входу: залізнична рама для розвантаження вагонів, чотири залізобетонні резервуари для вологого зберігання солі місткістю 50 м³ кожен, два видаєткові резервуари для міцного сольового розчину на 23 м³ кожен, насіннева кімната.

Машина МВС-4М та два перехідні стрічкові конвеєри створені для розвантаження вагонів та подачі солі в мокрі резервуари для зберігання.

Склад інертного пилу призначений для прийому з залізничних вагонів, зберігання та видалення сипучих тирси на шахті. Місткість 125 тонн відповідно. Проект відповідає розробленому для прийому внутрішнього пилу з трьох типів залізних вагонів: критого, спеціалізованого бункерного типу та пневматичного розвантаження.

До складних складів входять: залізничний приймальний пристрій та будівля силосу.

Залізнична рецепція створена з першого та підвальних поверхів. Корпус силосу складається з двох резервуарів по 62,5 тонни кожен.

Склад пластифікатора. Забезпечення усунення втрат вугілля від випуску залізничних вагонів на шляху до споживачів проекту передбачає створення коробки з пластифікатором вугілля, яка використовується взимку як профілактичний засіб проти замерзання.

Склад пластифікатора представлений п'ятьма наземними резервуарами загальною ємністю 375 м³, дренажним пристроєм та насосом.

Доставка пластифікатора в залізничних цистернах, завантаження за допомогою установок нижньої тяги насосами типу КМ-80-56-200 проглядається за допомогою трубопроводів у точці консолідації вугілля, де встановлений витратний бак. З витратного бака за допомогою електричних насосів пластифікатор подається або в потоці на конвеєр, або на каток, таким чином запобігаючи втраті вугілля з випуску та зміцненню взимку.

На ділянці лінії подачі повітря №2 пропонується витратна структура кріпильних матеріалів.

Склад призначений для збереження деревини, металевих залізобетонних матеріалів, що з'єднують відкрите сховище, металобрухту, піску, глини, щебеню.

Склад хмарного порталного крана типу ККЛ-10 / 12,5 з шириною кранових колій 110 м для забезпечення повної механізації робочої конструкції оснащений також автонавантажувачем типу 40816.

Доставка кріпильних матеріалів у зоні оподаткування повітря створюється автомобільним транспортом з основної ділянки шахт.

3. АНАЛІЗ ДЖЕРЕЛ МЕТАНОВИДІЛЕННЯ В ГІРНИЧІ ВИРОБКИ ШАХТИ

Газова установка в шахті відбувається в результаті сумарної дії різних джерел, окремої тієї чи іншої просторово-часової схеми, яка виділяє газ у режимах, визначених технологічною схемою розробки та просування.

Основним джерелом викидів метану на шахтах Донбасу є бічні ділянки, газовий баланс, який визначається двома основними джерелами - розробляється шаром і виробленим простором. Враховуючи контроль викидів найбільшої труби, виготовляються виробничі приміщення, які є активною частиною аерогазодинамічної системи на більш ніж 80% шахт для відпрацьованих газів.

Процес руху повітря, а також процеси видобутку та розподілу метану у повітряних потоках у виробників гірничодобувної промисловості є особливими, так що багато людей не мають достатнього сусіднього аналога в різних галузях науки.

Одним з елементів вивчення аеродинамічних процесів є встановлення характеру силової взаємодії рухомого потоку повітря з поверхнями, що обмежує або виникає на його шляху у різних об'єктів (стіни гірських рослин, сині прояви в потоці повітря при локальних опорах, розвинені гірські породи в космосі та ін.).

На початковому етапі вивчення газодинамічних процесів проводилось шляхом вирішення проблем, пов'язаних з газонепроникністю шахт. Інтенсивність та регулярність виділення метану у гірничих виробників визначається насамперед його природою, генезисом, формами взаємодії з вугіллям - ці питання вирішуються за допомогою найбільш інтенсивних на певному етапі розвитку газодинаміки вугільних шахт.

При видобутку метан виділяється із вугільних пластів, з відбитого вугілля, з вироблених просторів і в невеликих кількостях із гірських порід.

У цьому випадку виділення може бути нормальним, коли виділення газу відбувається під впливом вугільної маси через дрібні пори та тріщини. Його величина тим більша, чим вища ємність газу, газопроникність вугілля та тиск газу. У перші місяці після відкриття пласта виділення газу відбувається інтенсивно, воно може становити від 5 до 50 л / хв з 1 м² відкритої поверхні пласта. Потім його інтенсивність швидко падає і через 6-12 місяців вона практично підписується. Відокремлення метану від оголеного шару внаслідок виробничих процесів, які виявляються під час видобутку вугілля, умов дегазації масиву, контролю даху.

У деяких формаціях відбувається швидке вивільнення метану (суфлерів) з найбільших гірських порід та порожнеч у вугіллі та гірських породах зі швидкістю потоку газу 1 м³ / год і більше в районах обробки довжиною близько 20 м. Швидкість їх потоку може досягати десятків тисяч кубічних метрів на добу від декількох годин до декількох років. Своєчасне видобуток метану на шахтах Донецького басейну зазвичай концентрується або розкидається на невеликій території. Суфлери, приурочені як до природних тріщин, так і до тріщин, що забезпечують виконання виконавчих робіт з видобутку корисних копалин, знаходяться як у очисних, так і в навчених виробниках. Підказки представляють небезпеку усунення несподіванки від їх прояву та сусіднього збільшення концентрації газу у виробників, а також є причиною створення шаруватих газових збірок у виробників. У районі геологічних порушень плікативного та диз'юнктивного характеру є суфлери. У зоні плікативних порушень тривалість суфлерів більша, а швидкість потоку менша, ніж у зоні диз'юнктивних повідомлень. Підказки такого роду спостерігаються при першій реконструкції даху.

Також виділяйте раптовий викид метану (раптовий викид). У разі раптового викиду з вугільного пласта на виробництві протягом короткого проміжку часу виділяється велика кількість газу і вікі визначається величиною вугільних дрібних фракцій з утворенням характерних

порожнеч. Кількість метану, що виділяється під час викидів, коливається від сотень кубічних метрів до 500 тис. МЗ і більше.

Виділення газу із відбитого вугілля виявляється головним чином у фазі при відділенні вугілля від масиву та вантажу.

Відділення метану від вироблених приміщень відбувається у приватному просторі очищених ям, у вентиляційних трубопроводах лавок та виробників, розташованих поза майданчиками, коли вони придумують вироблений простір. Основними джерелами викиду метану у вироблений простір є вугільні пласти (гірські породи), вугілля (незначною мірою), яке залишається у виробленому просторі тощо.

При роботі з вугільним пластом відбувається приватне розвантаження від тиску сусідніх вугільних пластів. До цієї частини метану в них із сорбованого стану переходить у вільному стані і за допомогою тріщин, що рухаються в оздобленому просторі розвиненого шару. У зоні метану процес вироблення розроблених водосховищ з усіх верхніх вугільних пластів і прошарків, що поглиблюються з розробленого пласта, з відстані до 60 найкращих працездатностей останнього в місцях тихого затягування в процесі управління кримінальною відповідальністю місце. -кратна ємність у приватній установі. У разі неспокійного затягування відстань досягає в 80 разів працездатності розробленої дошки. Відстань до нижніх шарів можна прийняти рівною 15 м у місцях спокійного залягання та 20-25 м - при неспокійному заляганні.

4. АНАЛІЗ ІСНУЮЧИХ СПОСОБІВ ЗМЕНШЕННЯ ВИДІЛЕННЯ МЕТАНУ В ГІРНИЧІ ВИРОБКИ ШАХТИ

На даний момент існує такий спосіб знищення газу:

1. Спрямовані зміни стану масиву різними силовими діями. В результаті таких дій використовується природний напружений стан масиву в цілому та особливості його локальних зон, які мають різні відхилення напруженого стану та концентрації метану. Силкові дії створюють додаткову тривіальність масиву та умови для систематичної та стабільної дегазації формувань, а саме:

- насиченість шарів вологою в режимах фільтрації може бути природним пилом і поверхнею тріщин, що призводить до злипання пилу та їх розуміння, зменшує фазову проникність вугілля для газу, зменшує газоутворення;

- раннє повернення дозволить замінити воду частинами метану в сорбованому об'єкті вугілля та перетворити заміщений газ у змішаних сім'ях через підвищений тиск шарів у місцях зволоження;

- гідравлічне розчинення вугільних пластів для додавання на додаток до всіх дій розвороту в багато разів для збільшення загальної проникності плати для розрахунку розкриття природних шарів, що дозволяє дегазувати шар і весь вугільний пласт на великих площах навколо свердловини ;

- пневматичне розбирання вугільних пластів може значно збільшити загальні та особливості коефіцієнта проникності вугільного пласта для газу та зменшити сорбційний потенціал вугілля при нагріванні сорбцією кисню з повітря, що може значно розподілити дегазацію на великих територіях навколо середовище;

- фізико-хімічна дія водних розчинних кислот (HCl) може значно збільшити проникність плазми шляхом розчинення карбонатних включень у пластах, збільшити фазу проникності вугілля для газу за рахунок

газоутворення під час хімічної реакції кислоти з карбонатами, збільшити гідрофільність і зворотний вигляд вугілля. дегазація вугільного пласту;

- фізико-хімічна дія водних розчинних поверхнево-активних речовин дозволяє збільшити здатність, ступінь вологості вугілля та швидкість проникнення води в пори та тріщини, що збільшує швидкість заміщення метану в державному об'єднанні вугілля;

- пневматичне витіснення робочої рідини розтруба, гідророзрив пласта, кислотна дія в рази збільшує фазу проникності масиву для газу, що може збільшити дегазацію та зменшити витрати;

- хвильова дія в поєднанні з гідророзщепленим додаванням додаткових до всіх позитивних дій останнього збільшення нерентабельності та рівномірності обробки, зменшення енергоспоживання;

2. Дія на пластик мікроорганізмів, що поглинають метан, вводячи в утворення водні суспензії, що забезпечують життєздатність і відтворення організацій, які забезпечують за певних умов значну частину металу в тріщинах і відкритих порах, окислюють, переносять металеві з'єднання в вуглецевих товщі в безпечному поєднанні CO_2 і H_2O , білка, тепла і тим самим знижують його небезпечну концентрацію під час видобутку корисних копалин.

3. Спрямовані зміни стану теплової плазми водою або паровим (газоподібним) теплоносієм можуть зменшити сорбційний потенціал вугілля, збільшуючи газовіддачу в свердловині під час дегазації, порівнюючи списки значень концентрацій у масивах, що значно посилити дегазацію.

4. Створення мономерів та полімерів, використання водних розчинів сечовини та фенолформальдегідних смол, перехід у гелеподібне або тверде положення у масивних вугіллях, дозволяють багаторазово зменшити проникність масиву та забезпечити однорідність останніх, що значно її зменшує.

5. Спрямовані зміни стану пласта в конкретних умовах також можуть бути досягнуті багатоступеневою дією на вугільні пласти (товщина) на основі гідродисекції та наступним вибіркоким, послідовним застосуванням різних комбінацій дій, які принесуть вугільні пласти (товщина) у сприятливому та безпечному розвитку поля.

Дегазація супутникових формувань і продукованих просторів

Важливе місце в боротьбі з газом на вугільних шахтах займає метод дегазації супутників вугільних пластів свердловинами, запропонований професором І. М. Пеком. Висока ефективність супутникової дегазації призвела до відносно широкого її впровадження у всіх басейнах країни та за кордоном.

Відомо, що продуктивність значної кількості шахтних ділянок на Донбасі обмежена головним чином викидами газу з видобутих територій, що становить 20-85% загальних викидів газу на цій ділянці. Більше того, від 20 до 70% метану, що виділяється з виробленого простору, може потрапляти безпосередньо на обробну поверхню. Здійснення дегазації супутників вугільних пластів значно зменшує викиди газу з цього джерела в гірничих виробках.

Проведення очисних робіт викликає процеси зсуву масиву і перерозподілу напруги в ньому. В результаті над виробленим простором і під ним відбувається розвантаження супутників вугільних пластів від тиску гірських порід, розвиток руйнувань і зміна проникності порід. Ці процеси створюють умови для десорбції та передачі метану із супутників у гірничі виробки та дегазаційні мережі. Тому можливості дегазації та параметри систем дегазації визначаються з урахуванням закономірностей процесу витіснення гірських порід у часі та просторі.

Численні спостереження показали, що викиди газу значно зростають після ковання свердловин, які перетинають супутники в районі між лініями, обмежуючи конструкцію загального переміщення гірських порід і кривої перегину. А свердловини, пробурені ближче до будівництва повної

зміни, здаються більш ефективними. Абсолютно відсутність збільшення виділення газу після проходження забою свердловин, пробурених поза будівництвом, обмежених лініями, що з'єднують точки перегину кривої просідання з межами очисних поглиблень після падіння. Крім того, спостереження показали, що для нижньої та верхньої меж районів, в межах яких є помітний дренаж супутників, можна взяти лінії перетину супутників і нормальні до розшарування площин, проведених через межі колон на розроблений шар.

Змінені факти добре узгоджуються з основними положеннями теорії комфорту гірських порід.

Дегазація супутників вугільних пластів виробників.

Цей метод отримав назву "Гіршбах" і вперше був впроваджений в промислових масштабах і застосовувався на шахті "Гіршбах" у Саарі. Для дегазації супутників вугільних пластів таким способом розробленого вище шару проходить спеціальне виробництво за можливостями на неробочому вугільному пласті. Потім виробник ізолює перемичку, через яку проходить ділянка труби. Від мосту газопроводу до гірничого виробника виводяться на поверхню до вакуумного насоса. При підробці виробників в ньому виділяється метан із судинних шарів і прошарків, який потрапляє в зону впливу очищених робіт. Від виробників газу трубопровід виводиться на поверхню. Досвід шахт Саар показує, що найкращі результати можна отримати, якщо виробники розміщуються паралельно напрямку, коли зосереджують запит на очищення. Цей виробник повинен бути ближче до смуги вентиляції на відстані 15-35 м від водойми. Для збільшення видобутку газу від виробників в інших випадках свердловини бурили на вугілля через 12 м, а через гірські породи через 20-40 м. Тільки свердловини, пробурені в даху та пласті за породою, мали значний вплив на газовий потік.

Форму дегазації Гіршбаха слід підтримувати при роботі з лавами у зворотному напрямку, коли можливості дегазації супутників

свердловинами значно обмежені. У літературі, присвяченій цьому методу дегазації, зазначається, що, як правило, з продуктом метано-повітряної суміші, який витягується в порівнянні з великими кількостями і з великим вмістом метану. Однак конкретна інформація щодо ефективності дегазації, тобто щодо зменшення викидів газу виробниками гірничих робіт, не вводилася. Враховуючи, що завдяки дегазації за методом Гіршбаса виділення газу із супутників може бути зменшено на 60-70%.

Варіант цього методу - дегазія супутників вугільних пластів великими діаметрами свердловин, пробурених у верхньому або нижньому шарі. Для цього з висувної або вентиляційної смуги проводять спеціальні гезенки, в місцях перетину яких з наступним шаром обробляють камери. З цих камер буряться свердловини. Ефективність дегазації газовими свердловинами становить приблизно 50-60%. Перевага цього методу полягає в тому, що можна розділити видобуток корисних копалин та видобуток вугілля. Крім того, його можна використовувати в будь-якому порядку робочих полів виїмки.

У деяких умовах видобування дегазаційних потужностей не відповідає потребам шахт. Особливо несприятливу ситуацію становлять багаті на газ шахти, де значну частку в газовому балансі займає виробництво супутників, розташованих в зоні обвалення гірських порід. Ефективність дегазації супутників у зоні опорного тиску дорівнює нулю. Опинившись у ненавантаженому районі, свердловина може розгерметизуватися, що також знижує ефективність дегазації. У таких умовах, крім дегазації супутників зі свердловинами, застосовуються різні методи дегазації виробленого простору.

Метан, який розпадається і частково з добре дегазованих супутників, витікає повітря у верхню частину лави та у вентиляційну смугу. При обробці лави в режимі зворотної і точної поворотної вентиляції з погашенням вентиляційної смуги за лавою весь газ подається в область, де лава з'єднана з вентиляційною смугою. Через великі витоки повітря

концентрація метану у виробленому просторі залишається низькою (до 10-12%) навіть при значній подачі газу з різних джерел. Тому всмоктування газу з виробленого простору на виходах з трубопроводу за допомогою низькопродуктивного вакуумного обладнання не дає бажаного результату.

Для зменшення розподілу газу з вироблених просторів на шахтах Донбасу та Караганди дегазація в основному проводиться короткими свердловинами, пробуреними над куполами або в куполах обвалення гірських порід. Такі свердловини видобувають метан із дегазованих супутників. Цей метод дегазації застосовується у тому випадку, коли дегазація супутників не створює необхідної газової установки на ділянці. Залежно від прийнятої системи розробки та схеми руху повітря ефективність дегазації короткими свердловинами становить 20-40%. Концентрація метану в відстійній суміші при регулюванні роботи дегазаційних свердловин та їх ретельної герметизації може становити 20-40%.

Застосування вищезазначеного методу дегазації обмежує в деяких випадках через порівняно низьку ефективність і низьку концентрацію метану. Останню презентацію слід особливо слухати при одночасній дегазації супутників вугільних пластів і виробленого простору. Збільшення концентрації метану у виробленому просторі може бути досягнуто шляхом його ізоляції від виробників повітря. Експериментальну роботу в цьому напрямку проводив МАКНП. Для ізоляції використовується безсумнівна піна карбаміду MFP-B, яка приймає людину на робоче місце шляхом механічного змішування карбамідоформальдегідної смоли MFF-1 або карбамідоформальдегідної фурфольної смоли MFF-m із спіненим продуктом АВ0-3 який діє. Концентрація метану в тій, що відхиляється від коротких свердловин, змінюється, коли вироблений простір ізолюється від вентиляційного шляху та лави, збільшується до 55%, а ефективність дегазації - до 50%.

Для забезпечення ефективної роботи дегазації та зменшення витрат на формування та використання свердловин необхідні значні параметри зони, що призводить до газовіддачі супутникових формувань.

Відсмоктування газу з виробленого простору

Під час роботи з лавками в зворотному порядку з розташуванням прокатних та вентиляційних штреків, за умови, що супутники та вироблений простір дезагредовані, перегляньте у багатьох випадках вищі методи використання, небажані результати. В цих умовах, крім дегазації супутників, доцільно залучати метан-повітряну суміш із використанням можливих вихлопних систем. Як такі установки випробовуються відцентрові вентилятори, кожухи та крильчатка, виготовлені з нерозгорнутого капіталу.

Посібник, що використовується для введення метану внаслідок того, що газоподібна суміш, що надходить з виробленого простору до шахтарів, відводиться вентилятором і транспортується спеціальним трубопроводом до загального вихідного потоку, потім до камери змішувача, де знаходиться метан. розрахована на низькі концентрації. Схеми видалення метано-повітряної суміші за різними схемами просування ділянки також можуть бути різними. Вони відрізняються основним способом підключення світового трубопроводу до виробленого простору.

Рекомендується використовувати всмоктування газу вентиляторами під час роботи шарів товщиною від 0,5 до 2 м, що не призводить до самозаймання. Залежно від товщини загального газорозподільного шару в районі, де доцільно застосовувати цей метод, вона становить від 4 до 8 м³ / хв. До цього викиду газу з виробленого простору проблемою є щонайменше 35% викидів метану на об'єкті.

Певна небезпека представляє відстій метаноповітряної суміші з вибухонебезпечною концентрацією метану. Тоді робота встановлює необхідність регулювання при зміні освітленого повітря в трубопроводі таким чином, щоб вміст метану в ньому не перевищував 3%. На виході

змішати зміщення метану в потоці повітря, що виходить, не повинно перевищувати 1%. Ефективність цього методу дегазації виробленого простору залежить від ряду умов. При експериментальних роботах на шахтах Донбасу в деяких випадках він перевищував 70%.

Введення газу шляхом непідтримуваних розробок

При великій довжині купола і тривалому періоді часу відбувається ущільнення обвалених порід і ефективність введення непідтримуваних руйнувань до нуля.

Застосування комбінованих систем розробки

Використання комбінованих систем розробки створює витрати на підтримку виробників у виробленому просторі.

Крім того, при значній потужності борту або слабких клітинах крові немає можливості підтримати виробництво за лавою.

Для підвищення ефективності зменшення викидів метану у виробництві фабрик із виробленого простору за рахунок димоходу необхідно знати розподіл западин та напрямки руху газоподібних сумішей у виробленому просторі з різними варіантами димоходів.

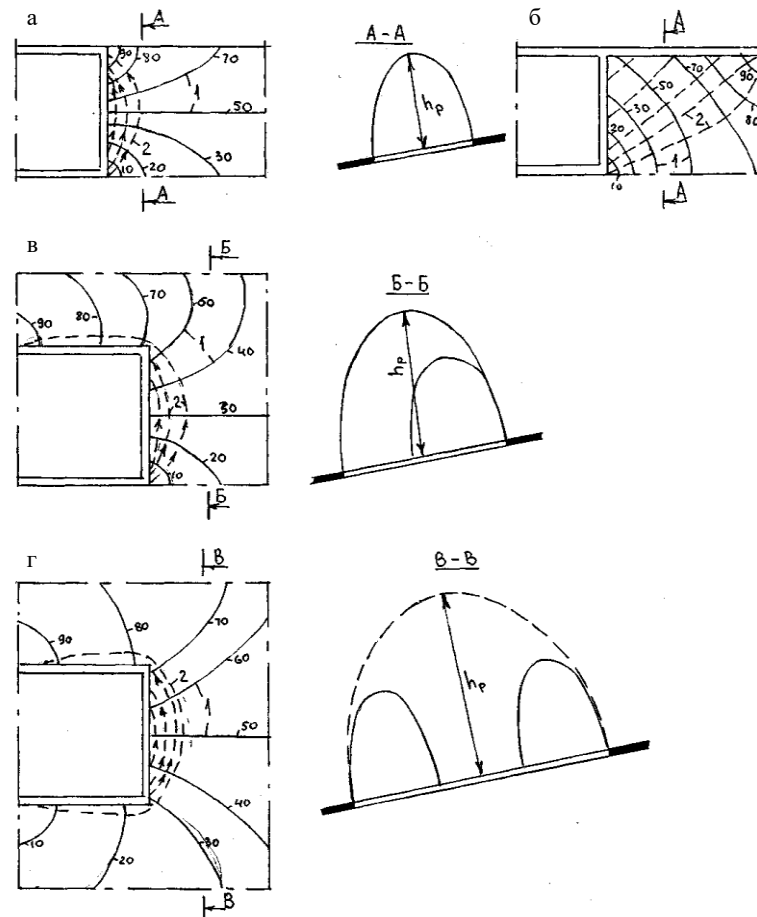


Рисунок 4.1. Розподіл тиску (1) і повітряних потоків (2): а, б - одностороннє фарбування на вироблений простір; в - двостороннє приєднання до зробленого простору; г - трикутний малюнок до виробленого простору; 10, 20, 30, 40, 50, 60, 70, 80, 90 - зміна депресії в частках від дільничної

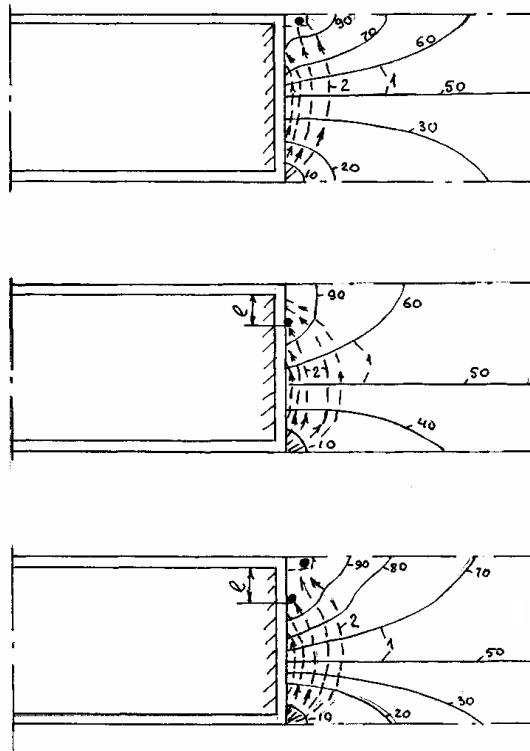


Рисунок 4.2. Розподіл тиску (1) і напрямку руху газоподібного змішування (2) при підтримці відведеного газу: а - на освітлю вентиляційного каналу; б - з лавки; в - з двох точок забору газу; 10, 20., 90 - зміна депресії в частках від дільничної

На рисунку 4.2 показано розподіл тиску та повітряного потоку у виробленому просторі для різних схем розташування поглиблених полів у існуючих режимах освітлення. Схема ділянок виїмки не робить істотного впливу на розподіл тиску. Постачання газу виробникам ділянок значно зменшується в залежності від місця розташування місця розкопок. Таким чином, коли трикутна приманка ділянки виїмки до виробленого простору, розмір нерозвантаженої зони найбільший. Це може пояснити і збільшити розподіл газу в порівнянні з плануванням ділянки виїмки, показаним на рис. 4.2 а, б та с.

Значний вплив на розподіл тиску та витрати повітря у виробленому приміщенні має збільшення відведення газу через труби. Це пов'язано з тим, що всмоктування газу в зоні васуса створює зону зниженого тиску. В результаті відбудеться перерозподіл тиску і газоповітряна суміш, яка буде

у виробленому просторі потрапляє в труби, що збільшує зменшення газонесучої здатності площі виїмки.

Досвід шахт показує, що встановлення газозабірника для виховання вентилязованого заносу, що окупається, зменшує викиди газу з виробленого простору майже на 75-85%.

Весь газ, що виділяється у вироблене приміщення, не купується у газозабірнику. Це пов'язано з тим, що витоки повітря, промиваючи вироблений простір, несуть метан із собою в привибійний простір обробної поверхні.

На підставі газових досліджень в очисних ямах було встановлено, що частки метану, що викидаються з виробленого простору, змінюються у привілейованих залежно від відстані місць вимірювання від вентиляційного струму. Найбільша кількість газу виділяється у провітрюваному середовищі, яке гаситься (до 35% загального обсягу метану з виробленого простору). 30% метану (де l - довжина лави, м) виділяється в зону лави, що прилягає до вентиляційної доріжки. На відстані від вентиляційного шляху, що дорівнює (0,11-0,2) літра; (0,21-0,3) л; (0,31-0,4) l та (0,41-0,5) l виділено відповідно 20; 10; 3 і 2% від загального обсягу метану з вироблених площ відповідно.

Найефективніший ефект досягається всмоктуванням газової суміші в двох точках. У цьому випадку викид газу з виробленого простору може бути зменшений на 95%. Цей інший забір газу слід вводити нижче контуру вентиляційної смуги на відстані $l = (0,1-0,12) l$ (де l - відстань від контуру вентиляційного клапана, м; l - довжина лава, м).

З вищесказаного можна зробити висновок, що виділення газу з виробленого простору при виготовленні місця розкопок можна контролювати. У той же час при встановленні газозабірників для виховання гасячої вентиляційної доріжки та при знятті заборони на відстані (0,1-0,12) l від вентилятора можна зменшити викиди на 95%, що збільшить навантаження на очищене обличчя газовим фактором.

5. ПРОНИКНЕННЯ ГАЗІВ В ГІРСЬКОМУ МАСИВІ ТА ОБВАЛЕНИХ ПОРОДАХ

Газопроникність виробленого простору має великий вплив на газову установку ділянки виїмки. Зі збільшенням проникності, поставки метану до діючих виробників збільшуються, а повітря потікає через помітний простір (особливо при системі постійного розвитку).

Інформація про те, що зі збільшенням ступеня метаморфізму зростає міцність гірських порід. Міцні гірські породи руйнуються у виробленому просторі блоків і блоків великих розмірів. Ущільнення таких порід займає дуже багато часу. Зв'язок з цим виробленим простором має високу проникність.

На Донбасі для зменшення вугільних пластів у різних районах існує різний ступінь метаморфізму. Так, у шарах "Алмаз" та "Горлівський" ступінь метаморфізму варіюється від D до A і навіть до сильно метаморфізованих антрацитів.

Дослідження, проведені в МАКНП та ДонНТУ, показали, що за інших рівних умов величина повітряних потоків залежить від стабільності племінної крові, що, в свою чергу, залежить від ступеня метаморфізму. Таким чином, зі зменшенням відстані від забою відображається зменшення повітряних потоків внаслідок ущільнення обвалених порід.

Зі сказаного видно, що при повному ступені метаморфізму ущільнення гірських порід, що руйнуються в продукуюваному просторі, відбувається інтенсивно. Це пов'язано зі збільшенням їх міцності.

У посібнику з проектування вентиляції вугільних шахт за складом гірських порід визначається коефіцієнт витрати повітря через вироблений простір наступним чином.

- для пісковиків $K_{o.3} = 1,3$;
- для піщаних сланців $K_{o.3} = 1,25$;
- для глинистих сланців $K_{o.3} = 1,2$;

- для пухких порід $K_{o.3} = 1,3$.

Цей прийом не передбачає реєстрації змін рівня міцності гірських порід залежно від ступеня метаморфізму. Тому при розрахунку викидів газу з виробленого простору передбачають відхилення розрахункових величин від фактичних. За даними ДонВУГІ, ті самі генеруються, але в різних вугільних районах мають різну міцність.

В результаті обробки газоізолюваних обстежень, проведених на шахтах Донбасу, було встановлено, що можливість використання пошкоджених ділянок обвалених порід у виробленому просторі розширюється, за рахунок чого призначаються повітряні потоки, залежно від міцності гірських порід і швидкості під час очищення. Ця залежність описується рівнем

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

де L - довжина зони неущільнених порід, через яку з'являються потоки повітря, м; σ - середня межа текучості гірських порід при одновісному стисненні, МПа; V - норма концентрації прибирального догляду, м / добу.

Величина повітряних потоків повільно істотно залежить від тривалості зони неущільнених порід і потоку повітря в очищеному забої і може бути визначена за формулою:

$$Q_{yt} = 0,0009 \cdot L \cdot Q_{o.3}$$

де Q_{yt} - величина витоків повітря, м³/хв; $Q_{o.3}$ - витрата повітря, м³/хв.

Загальний потік повітря у сприятливій зоні з системою безперервного розвитку буде дорівнює:

$$Q_{yc} = Q_{o.3} + Q_{yt}$$

$$Q_{yc} = Q_{o.3} \cdot \left[1 + 9 \cdot 10^{-4} (4,5 \cdot \sigma - 2,5 \cdot V + 5) \right]$$

Впровадження отриманих залежностей може поліпшити якість розрахунків рівня повітря для збільшення різних площ.

Інформація про те, що при роботі з вугільним пластом навколо виробленого простору створюється ненавантажена площа. У вугільних пластах і шарах, а також гірських породах, що виглядають в ненавантаженій зоні, є отвори існуючих і утворюються нові тріщини і пори, що призводить до збільшення газопроникності масиву. Те, що виділяється з шарів супутника та метанових порід, головним чином, утворює виділення газу з виробленого простору.

Досвід розробки газоносних пластів показує, що виділення газу з виробленого простору не є стабільним. Коли зсуви та зсуви гірських шарів виділення метану збільшується, а коли зсуви не з'являються - зменшуються.

До виховання огорожувальної огорожі з роздільної печі викид газу з виробленого простору не є значним і майже дорівнює нулю, коли площа вивантаження ще мінімальна (рис. 5.1).

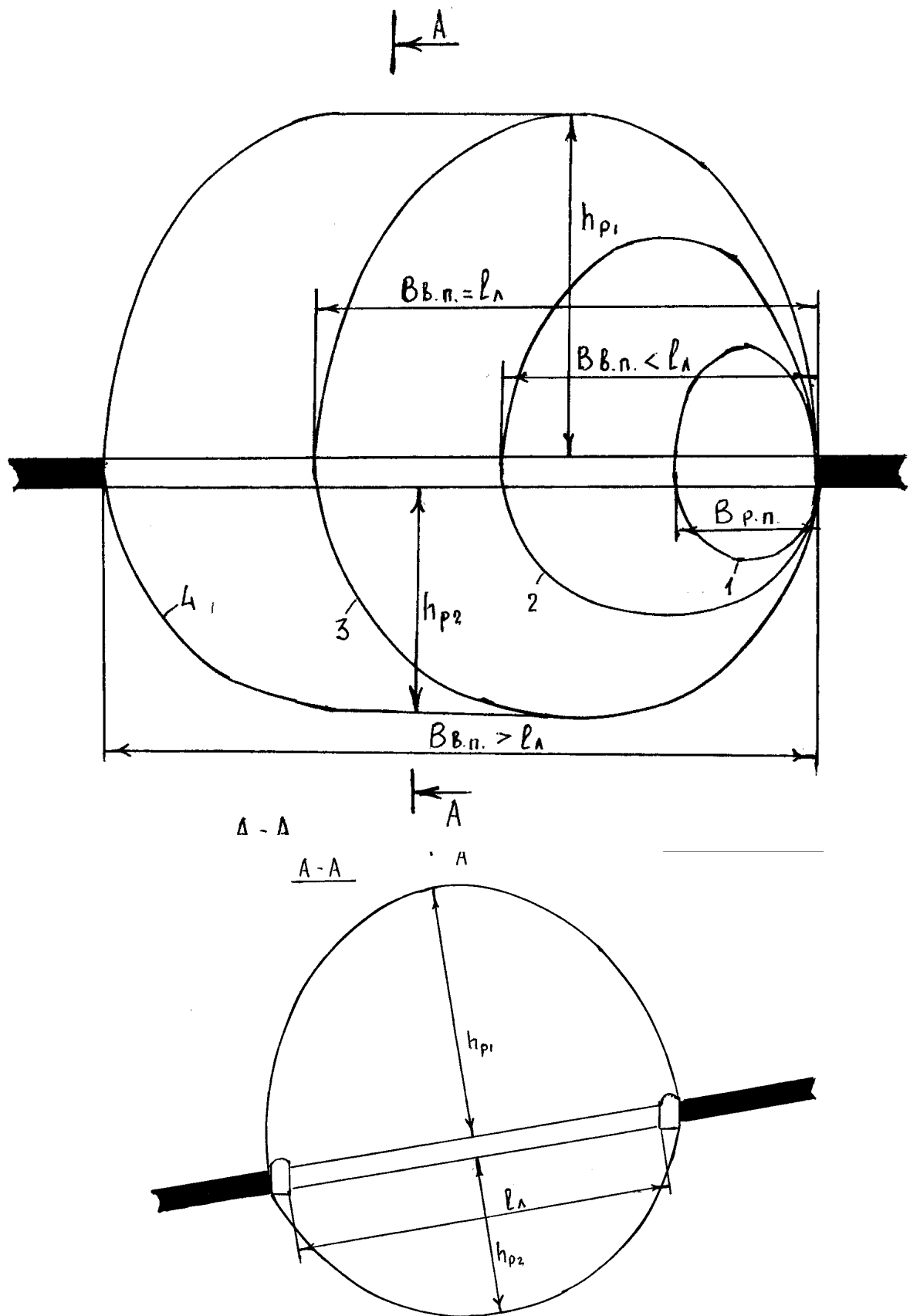


Рисунок 5.1. Схема формування розвантаженої зони при роботі з дошкою єдиної лавки: 1, 2, 3, 4 - контури розвантаженої зони при:

$$B_{в.п.} = B_{р.п.}, B_{р.п.} < B_{в.п.} < l_{\Lambda}, B_{в.п.} = l_{\Lambda}, B_{в.п.} > l_{\Lambda}$$

Максимальний розмір розширеної зони досягає при довжині зробленого простору, що дорівнює довжині лавки (для умов відбору шарами однією рукою) і може бути визначений за формулою:

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

де: l_l - довжина лави, м; σ - гранична міцність гірських порід на стиск, МПа; m - товщина пласта, м

Зі збільшенням довжини виробленого простору ($V_{v.p}$) відбувається повне абсолютне вивільнення метану ($I_{v.p}$) з виробленого простору (рис. 5.2).

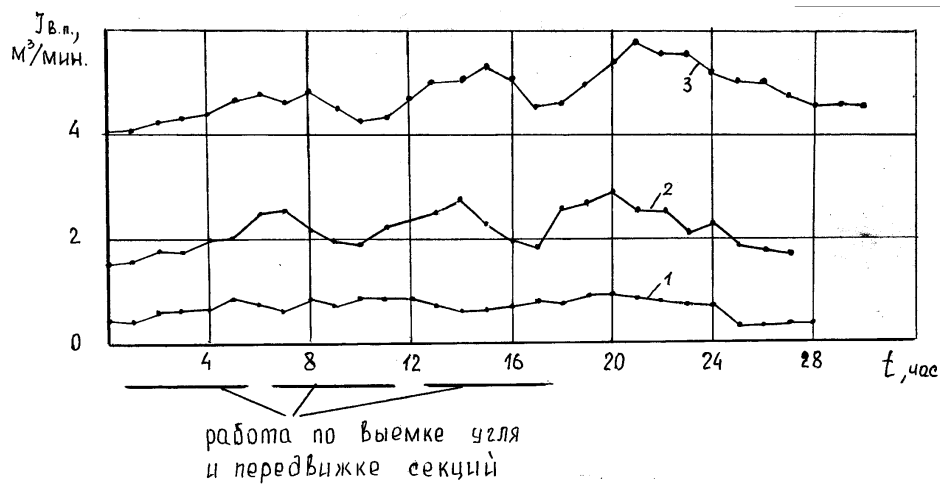


Рисунок 5.2. Зміна викиду метану з виробленого простору з виробничих процесів у рядах: 1, 2, 3 - при довжині виробленого простору, що дорівнює 30, 60, 260 м відповідно

Таким чином, для умов однієї лави довжиною 200 м виділення газу з виробленого простору замінюється з 0,06 м³ / хв до 5,0 м³ / хв. Максимальні значення виділення газу відповідають за тривалість виробленого простору, рівну:

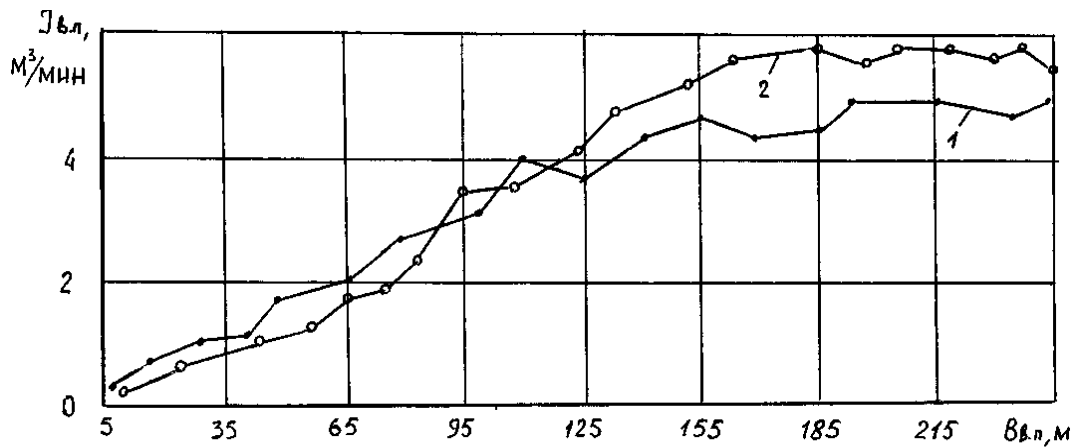


Рисунок 5.3. Зміна викиду метану з виробленого простору від його довжини

Збільшення кількості метану, що виділяється з виробленого простору в міру виходу лави з розколеної печі, пояснюється тим, що зі збільшенням довжини виробленого простору за рахунок розширеної зони і гірських масивів, що беруть участь в утворенні газу з вироблений простір.

Протез виділення газу з виробленого простору не є постійним, і його кількість впливає на нерівномірність виділення метану в очищеному забої та в зоні виїмки.

В результаті проведених досліджень встановлено, що кількість виділення метану залежить головним чином від частоти обвалення порід крові. Хоча чим коротша тривалість виробленого простору, тим менші абсолютні значення і більша кількість. Таким чином, коли довжина виробленого простору $V_{v.p} = 30 \text{ м}$, максимальні значення виділення метану досягають значення $I_{v.p} = 0,8 \text{ м}^3 / \text{хв}$ після трьох рухів кріплення. Водночас він збільшився майже в 2,7 рази від оригіналу. При ремонті зміненої кількості виділеного газу вона зменшується з $0,8 \text{ м}^3 / \text{хв}$ до $0,5 \text{ м}^3 / \text{хв}$. Середня кількість газу, що виділяється з виробленого простору, становить $0,55 \text{ м}^3 / \text{хв}$. Відхилення викидів метану, пов'язаних із виробничими процесами, становить у середньому $0,25 \text{ м}^3 / \text{хв}$ з коефіцієнтом нерівномірності рівня $K_n = 1,45$.

Коли довжина виробленого простору дорівнює 60 м, початковий викид метану з виробленого приміщення становитиме 1,5 м³ / хв, а кінцевий 1,6 м³ / хв. Максимальне значення виділення газу відбувається після перегляду монтажної секції. Так, після першого переходу виділення метану збільшується до 2,5 м³ / хв, після другого - до 2,7 м³ / хв, після третього - до 2,9 м³ / хв. Коефіцієнт нерівномірності виділення газу дорівнює 1,32.

У разі виходу лави з розпаленої печі на 260 м, початковий викид метану з виробленого простору становитиме 4,0 м³ / хв, а остаточний 5,0 м³ / хв. Максимальне значення виділення газу після перегляду ділянки опори становитиме 4,8; 5,3 та 5,7 м³ / хв відповідно відповідно до переходів 1, 2 та 3. Коефіцієнт нерівномірності виділення метану з виробленого простору композиції $K_n v_p = 1,21$.

Проведення досліджених результатів, що визначають кількість виділеного газу, призводить до збільшення тривалості виробленого простору, що визначає параметри зони комфорту. Таким чином, коли довжина виробленого простору дорівнює 30 м, середнє відділення метану становило 0,55 м³ / хв, при $V_{v.p} = 60$ м - $I_{v.p} = 2,1$ м³ / хв, а при $V_{v.p} = 260$ м - $I_{v.p} = 4,6$ м³ / хв.

На додаток до довжини виробленого простору, процес перегляду ділянки кріплення (обвалення порід даху) має великий вплив на відділення метану. У всіх випадках при перегляді ділянки відбувається зближення газу з виробленого простору. Після закінчення роботи по огляду ділянки через деякий час спостерігається зменшення викидів газу.

Коли довжина виробленого простору дорівнює 30 м, розмір розвантаженої зони в гірському масиві, що бере участь у метанології, є незначним. У той час, коли тестування, яке вивільняється, збільшує кількість метану, також невелика. Після третьої перевірки ділянка механізованої опори газорозподільника зменшується до мінімального значення за 7 годин.

Коли довжина виробленого простору дорівнює 60 м, навіть протягом 8 годин поділ метану перевищував мінімальне значення $0,3 \text{ м}^3 / \text{хв}$.

У тому випадку, коли довжина виробленого приміщення становитиме 260 м, збільшена кількість метану триває, після третьої ревізії механізованого лиття виділяється більше 11 годин. Кількість метану, що виділяється, перевищує мінімальне значення на $0,5-1,7 \text{ м}^3 / \text{хв}$.

Через збільшення міцності та потужності гірських шарів під час їх розвитку вони також збільшуються, оскільки кількість метану, що виділяється з виробленого простору, може з'явитися внаслідок декількох змін чи змін. При цьому максимальне значення викидів метану можна розглядати в кілька рядів постійного виділення газу.

Із заявленого виходу на кількість виділеного газу з виробленого простору впливають параметри виробленого простору та зона розвантаження. Управління значенням виділення газу завдяки процесу контролю (обвалення) даху. Знаючи параметри розвантаженої зони, можна передбачити викид газу з виробленого простору, починаючи з виходу лави з розколеної печі.

Як правило, кілька вугільних пластів передаються шахтами Донбасу. У зв'язку з цим, під час роботи з очищеними продуктами, частина пластмас купується в цьому районі перед попередньою упаковкою. Крім шарів працездатності на шахтних полях є велика кількість шарів.

Інформація про те, що коли шари (шари) потрапляють у нерозвантажену зону, з останньої виділяється метан, який потрапляє в продукований простір розробленого шару. Це призводить до використання приватних викидів метану з вироблених площ. На деяких шахтах він може перевищувати 90% загальних викидів газу на місці розкопок.

Залежно від відстані до кованих шарів виділення газу в них різне.

Максимальне виділення метану відбувається з шарів, які купуються в зоні обвалення гірських порід.

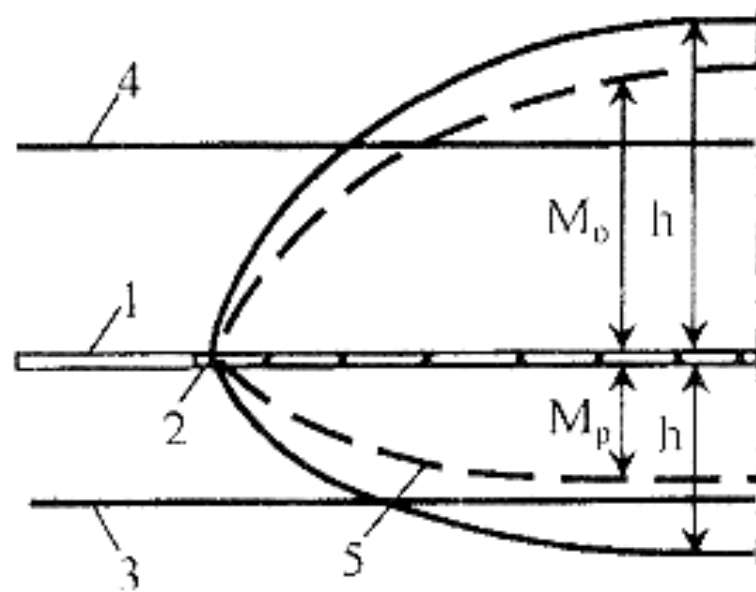
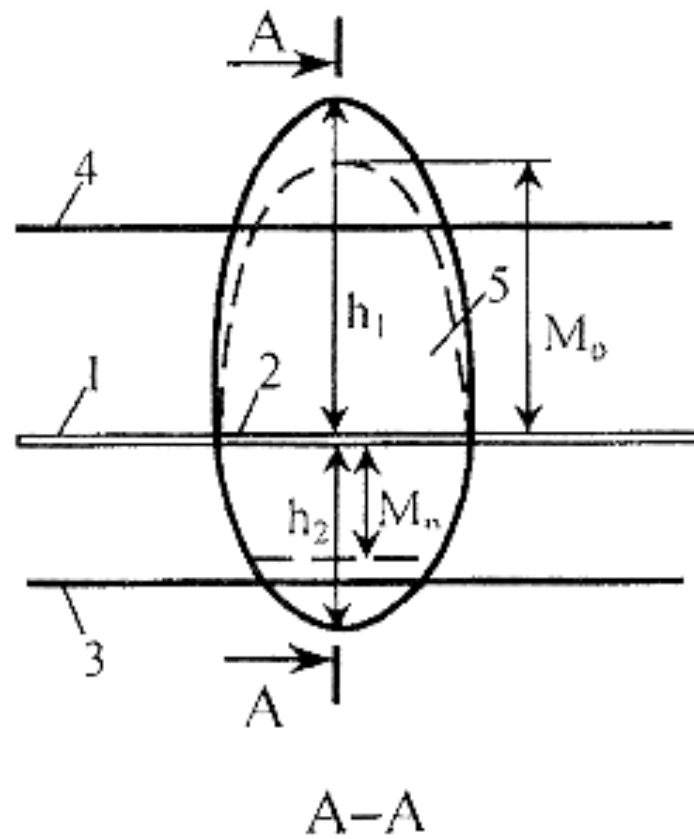


Рисунок 5.4. Розподіл нерозвантаженої зони при роботі з однією лавою: 1 - точений шар; 2 - лава; 3 - подрібнений шар; 4 - кований шар; 5 - розвантажена площа; h_1 - значення вивантаженої площі в подрібненому масиві; h_2 - значення незавантаженої зони в перевантаженому масиві; Mr_1 і Mr_2 - відстань, на якій випромінювання від супутників дорівнює нулю

ДОННТУ встановив залежність зміни розміру розвантаженої зони в підробленій масі від впливу факторів при роботі з однією лавою родових шляхів, яка описує рівень:

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

де $l_{\text{л}}$ - довжина лави, м; m - погашальна здатність вузької формації, т; σ - середня межа міцності кованих порід при одноразовому стисненні, МПа; α - коефіцієнт, що характеризує тривалість виробленого простору у частках довжини лавки:

$$\alpha = \frac{L}{l_{\text{л}}}$$

L - довжина виробленого простору, м; $L = V_{\text{г.р.}}/l_{\text{л}}$. Коли довжина виробленого простору більше довжини лавки, L приймається рівною $l_{\text{л}}$.

У межах розвантаженої зони зі зняттям напруги розвиненого шару коливається від 0 до γH .

На сучасних глибинах розподілу газу робота із супутників починає брати участь у зниженні напруги на 15% і більше. У межах розвантаженої зони ця напруга знаходиться в районі $0,9h_1$. Виходячи з вищесказаного, ми можемо визначити відстань, на якій не відбувається відділення метану від кованого пласта.

Використовуючи дані про залежність, можна визначити відстань при випуску газу із супутникових формацій, а також кількість та кількість метану, що надходить із виробленого простору до місця виходу.

6. СПОСОБИ ЗМЕНШЕННЯ МЕТАНУ В ГІРНИЧІ ВИРОБКИ ШАХТИ

Зі збільшенням глибини розробки збільшується вміст газу та температура вугільних пластів та значущих порід. В результаті шахти повинні подавати велику кількість повітря під час значних депресій, що призведе до втрати та втрати електроенергії. Потоки повітря порушують нормальну вентиляцію шахт, сприяють підземним пожежам, поглиблюють кліматичні умови. Однак їх можна використовувати як ефективний та простий у реалізації захід для контролю випуску газу з виробленого простору, вимивання газу в приватній космічній лавці або на дорозі. Тому слід розглянути теоретичні та практичні рішення боротьби із забрудненням повітря, а також доцільність їх використання як заходів щодо управління викидами газів при розробці та створенні проектів допомоги шахтам.

В даний час розроблені та впроваджені у виробництво ефективні (з точки зору вентиляції) системи для розробки навісів та похилих шарів великих газових шахт, що дозволяють розробляти метан для його джерел. Однак використання нових системних розробок не завжди прийняте через планування гірничих робіт на діючих шахтах або існуючі гірничо-геологічні умови. Таким чином, завдяки потужності розробленого борту, більше 2,0 м і низькому вмісту гірських порід великих складських приміщень підтримує виробників за стендом, щоб забезпечити видалення побутового струменя на фланговій вентиляційній доріжці.

Ефективним засобом боротьби з викидами газу з виробленого простору в зоні виїмки є наявність виведення метану через труби великого діаметру та гірників, що не підтримуються. Цей метод боротьби з викидами використовується переважно на великих газових (метанових) шахтах. У цьому випадку, коли з виробленого простору вивільняється понад 50% від загальної кількості метану.

Метод використання готового видалення газу через труби великого діаметру добре зарекомендував себе в колоноподібних системах розробки, де викид метану з виробленого простору виробниками місця розкопок може бути зменшений на 70-90%. До цього введення газу здійснюється з тупикової смуги вентиляційної смуги, яка погашається після лави (рис. 6.1.).

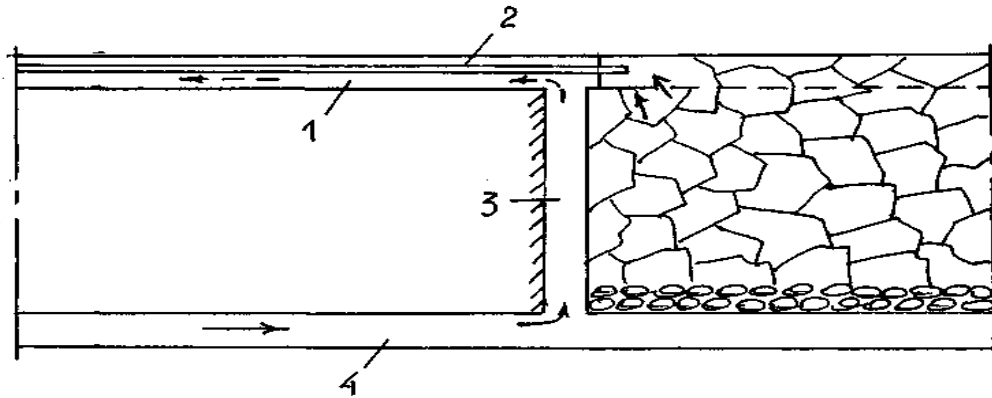


Рисунок 6.1. Схема ділянки виїмки: 1 - вентиляційний дрейф; 2 - трубопровід; 3 - лави; 4 - висувна дорога

У процесі роботи з плитами ділянки пазів можуть мати односторонні, двосторонні та тристоронні редуції до виробленого простору (рис. 6.2).

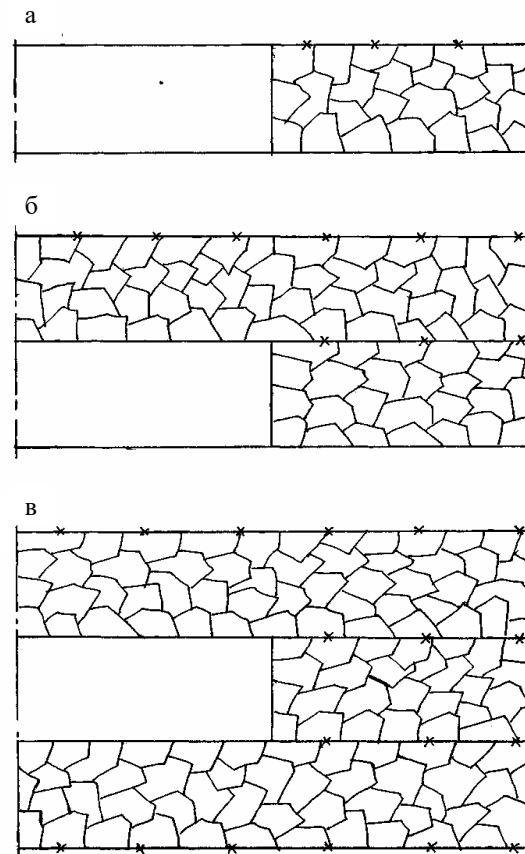


Рисунок 6.2. Схеми заманювання екстракційної ділянки на вироблений простір: а - одностороння; б - двосторонній; в - тристоронній

Найбільша кількість газу з виробленого простору розподіляється у тристоронньому винаході до виробленого простору, і в таких випадках метановий газ, що виходить через труби великого діаметру, не завжди повинен мати бажаний результат, оскільки всмоктування газу здійснюється головним чином з виробленого простору лави.

У міру видалення з клопоту з очищенням у виробленому просторі гірські породи ущільнюються, що призводить до збільшення аеродинамічного опору. Зв'язок із цим через ущільнені породи повітряного потоку мінімальний або відсутній. Залежно від складу кров'яних порід руйнування гірських порід відбувається на різній відстані від очисної грані. У цьому випадку відстань, з якої гірська порода майже ущільнена, залежить не тільки від міцності гірських порід, але і від швидкості введення чистячих клопотів, її довжини та способів контролю даху.

В даний час кров повертається до шарів неглибокого та похилого відділу. Швидкість концентрації оброблюваного обличчя коливається від 0,63 до 4,8 м / добу.

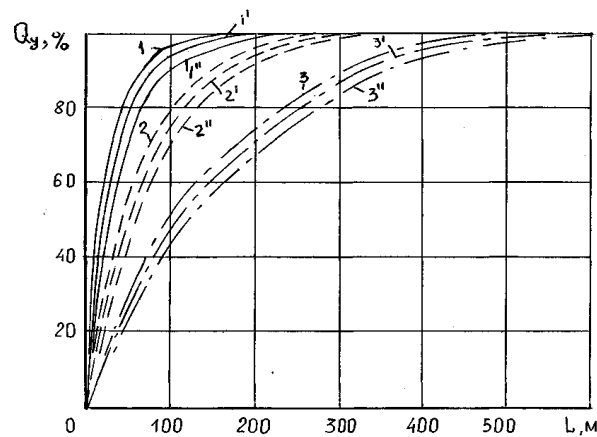


Рисунок 6.3. Зміна величини повітряних потоків по довжині виробленого простору: 1, 1', 1'' - для міцності крові 30-40 МПа і швидкості відповідно до 1 м, 2 м і більше 3 м; 2, 2', 2'' - для міцності груп крові 50-70 МПа і швидкості завантаження відповідно до 1 м, 2 м і більше 3 м; 3, 3', 3'' - для міцності кров'яних порід 80-110 МПа і швидкості при концентрації заборони до 1 м, 2 м і більше 3 м відповідно

На рисунку 6.3 показані залежності зміни великих повітряних потоків по довжині планувального простору при безперервній системі розробки для лавки довжиною 180-205 м та контролю кріплення повного оновлення.

З даних залежностей видно, що при посуді очищеного догляду до 1,0 м / добу і міцності порід крові на односторонню укладку 30-40 МПа гілки практично призначаються на відстані $L = 175$ м від лави. Зі збільшенням швидкості збільшення концентрації очищеної хвороби до 3 м / довжина відстані збільшується до 230 м.

У зв'язку з тим, що вироблений простір в районі пошкоджених гірських порід має велику низьку проникність для регулювання викиду газу з урахуванням всмоктування метану, необхідного в зоні високої

стійкості. Відстань від лави до місця, через яке проходить газоповітряна суміш, можна визначити за формулою:

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

де: L_0 - відстань від лави до місця всмоктування газової суміші, м; L - відстань від лави до ущільнених порід у виробленому просторі, м

При використанні дегазації виробленого простору навантаження на стенді можна збільшити до 784-1313 т / добу.

Зміна розвитку колонової системи в поєднанні з низькою вентиляцією очисного забою та вихідним струмом на фланговому вентиляційному ході дозволяє досягти максимального навантаження 1500-2543 т / добу при товщині 1,2-1,8 м. Однак використання цієї системи розробки через гірничо-геологічні умови не завжди прийнято. Крім того, в цьому випадку слід збільшити вартість вентиляції флангової швидкості і підтримувати висувний дрейф з фланговою доріжкою.

При використанні видобутку газу з виробленого простору на колонній системі розробників навантаження для очисного забою можна збільшити на 266-467 т / добу для використання робочих місць без заходів щодо зменшення викидів газу.

У цих прикладах навантаження на очисні заходи буде меншим, ніж із комбінованою системою розробників, на 450-763 т / добу. Це пов'язано з тим, що він не може забезпечити всмоктування всього газу, що виділяється з виробленого простору.

Встановлено, що завдяки розсіяному всмоктуванню газоповітряної суміші з виробленого простору можна зменшити викиди метану в привибійному просторі на 95-100%. Перед цим видобутком газу необхідно зробити два моменти (рис. 6.4).

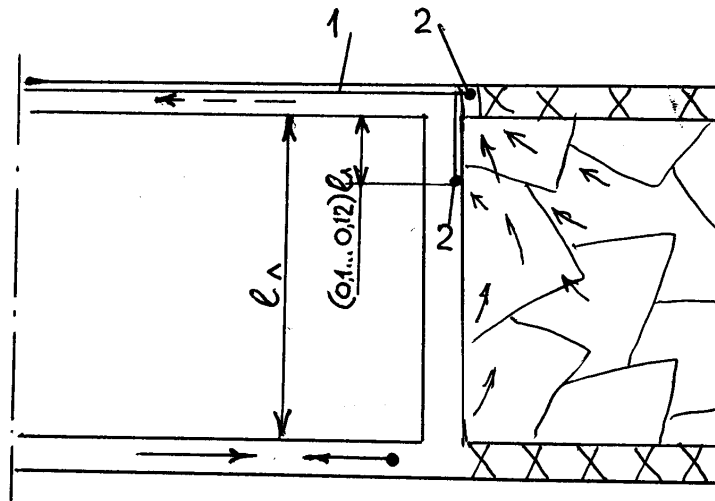


Рисунок 6.4. Схема розташування точок всмоктування газу: 1 - газовідвідний ставок; 2 - місце всмоктування газоповітряної суміші.

Якщо говорити про те, що завдяки конструкції вихлопних газів ви можете отримати майже такий же ефект, як і при комбінованій системі розробки. У той же час, для забезпечення виробничої потужності 12 тис. Т /, необхідно мати в середньому загальну кількість лікуваних захворювань, що на десять днів менше, ніж перед роботою без заходів щодо зменшення впливу очищення від газів. Ми можемо дозволити значне зниження вартості вугілля, якого можна досягти, і підвищити продуктивність праці, запропонувавши схему сприяння видобутку шахт та транспортуванню вугілля.

Дослідження дозволяють зробити висновок, що при використанні комбінованої системи розробки з низьким проникненням чистячих клопотів та видачею вихідної струменя на вентиляційний канал флангу, або в середині відділення газу від виробленого простору, може бути встановлено максимальне навантаження досягнуто. Водночас кількість діючих лавок буде мінімальною, що збільшить підвищену ефективність шахт.

7. ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ ВІД ВПРОВАДЖЕННЯ ЗАПРОПОНОВАНИХ ЗАХОДІВ

Інвестиції у цей проект призначені для придбання нового обладнання для обробки та тунелювання. Основними завданнями, які вирішуються за допомогою інвестицій, є розвиток гірничих робіт. Цей проект прийняв заплановану потужність шахти на рівні 6 млн. Т / рік.

Таблиця 7.1. -

Вихідні дані для розрахунку техніко-економічних показників проекту

Показники	Кількість		
	На шахті	У проекті	Відхилення проекту від шахти, +,- або %
1. Видобуток вугілля: річний, тис. т	6000	6000	± 0
добовий, т	16600	16600	± 0
2. Середньодіюча чисельність очисних вибоїв	6,6	6	- 0,6 (- 9%)
3. Добове навантаження на один очисної вибій, т	2335	2700	+ 365 (+ 15,6%)
4. Число очисних механізованих комплексів у роботі, одиниць	6,6	6	- 0,6 (- 9%)
5. Добове навантаження на один мехкомплекс, т	2335	2700	+ 365 (+ 15,6%)
8. Рівень механізації очисних робіт із застосуванням механізованих комплексів, %	100	100	± 0%
8. Проведення підготовчих вироблень на 1000 т добового видобутку вугілля, м	3,5	2,9	- 0,6 (- 17%)
9. Рівень механізації навантаження вугілля і породи в підготовчих вибоях, %	100	100	± 0%
10. Рівень проведення підготовчих виробок прохідницькими комбайнами, %	100	100	± 0%
11. Частка підтримуваних виробок, закріплених металевим і залізобетонним кріпленням, %	100	100	± 0%
12. Число робочих днів шахти	358	358	± 0%
13. Балансова вартість основних виробничих фондів шахти, млн. грн.	127,00	190,29	

Таблиця 7.2. –

Видобуток вугілля з очисних і підготовчих вибоїв

Найменування вибою	Товщина пласта, м	Довжина лави, м	Механізація	Видобуток вугілля, т			
				Добовий			За місяць
				Фактичний	За проектом	Встановлений	
1-а південна лава уклону бл.10	1,75-2,1	200	MVPO2800; РКУ 13	–	2700	2700	81000
2-а південна лава уклону бл.8	1,4-2,6	200	3КД90Т; РКУ 13	3000	3000	3000	90000
3-й південний конвеєрний штрек уклону бл. 10	1,75-2,1	–	КСП32	–	107	107	3210
3-й південний конвеєрний штрек бл. 8	1,4-2,6	–	4ПП2М	–	107	107	3210
допоміжні ходки уклону бл. 10	1,75-2,1	–	КСП32	–	214	214	6420
уклон блоку 10	1,75-2,1		КСП32	–	107	107	3210

Розрахунок капітальних витрат на промислове будівництво.

Для підготовки запасу необхідно провести основні заноси (вентиляція та конвеєр) для підготовки похилих панелей, власне схилів з вантажним і людським напрямним, фланговий тротуар та дворівневі заноси. Завдяки тому, що вкладене поле може почати працювати з підготовкою першого ярусу, збільште вартість похилого обробітку на довжину двох ярусів. Подальше впровадження здійснюється за рахунок операційних витрат.

Таблиця 7.3. –

Розрахунок капітальних витрат по капітальним гірничим виробкам

Найменування виробок	Довжина, м	Тип кріплення	Вартість 1 м виробки, грн.	Загальна вартість виробки, грн.
1. Уклон бл. 10	500	КМП-А3-18,3	5800	2 900 000
2. Вантажний хідник бл. 10	500	КМП-А3-16,1	4900	2 450 000
3. Людський хідник бл. 10	500	КМП-А3-16,1	4900	2 450 000
4. Фланговий вентиляційний хідник для південного крила	500	КМП-А3-16,1	4900	2 450 000
5. Конвеєрний штрек блока 10	1000	КМП-А3-16,1	5800	5 800 000
6. Вентиляційний штрек з блоку 8	950	КМП-А3-16,1	5800	5 510 000
8. Ярусні конвеєрні штреки 1 і 2 (півд. уклону бл. 10)	3000×2	КМП-А3-16,1	5800	34 800 000
РАЗОМ				40 310 000

Таблиця 7.4. –

Вартість обладнання і його монтаж

Виробничі процеси	Вартість обладнання, млн. грн.	Показники механізації робіт і процесів	Процент вартості обладнання по процесу до підсумку
1. Очисні роботи	29	Механізованими комплексами видобувається 100% вугілля	80
2. Підготовчі роботи	3,9	Прохідницькими комбайнами проводиться 100% виробок	10,8
3. Інші процеси	3,35	–	9,2
УСЬОГО	36,25	–	100

Результати розрахунку капітальних витрат на доробку запасів шахтного поля зводяться в табл. 7.5.

Таблиця 7.5. –

Кошторис капітальних витрат на промислове будівництво

Найменування витрат	Сума витрат, млн. грн.	Питомі капітальні витрати на 1 т річного видобутку вугілля, грн.
1. Гірничі роботи	40,31	6,72
2. Устаткування і його монтаж	36,25	6,04
РАЗОМ витрат	76,56	12,76
Непередбачені витрати (10 % врахованих витрат)	7,656	1,276
УСЬОГО витрат (Кпс)	84,22	14,04

Визначення кількості діючих мін

Кількість працюючих шахт за проектом відтворення шляхом регулювання фактичної кількості працюючих шахт з урахуванням зміни обсягу видобутку вугілля та організаційно-технічних заходів, що формуються за рахунок підвищення технічного рівня видобутку в основних процесах видобутку вугілля. Фактична кількість діючих мін представлена у вигляді таблиці. 7.6.

Таблиця 7.6. –

Фактична структура трудящих діючої шахти

Категорії і групи працюючих	Чисельність персоналу, чол.	У відсотках до підсумку
Трудящі	7100	100
Робітники ППП	6271	88,3
У тому числі:		
підземні,	5506	77,5
У тому числі:		
на очисних роботах	775	10,9
на підготовчих роботах	726	10,2
Керівники, фахівці і службовці	367	5,2
У тому числі персонал ділянок	180	3
Інші трудящі	180	3

Розрахункова кількість робітників N , необхідних для реалізації прогнозованого річного обсягу видобутку вугілля при збереженні досягнутого рівня продуктивності:

$$Ч = \frac{D_r}{P_{\text{мес.ф.}} * 12},$$

де D_g - прогнозований річний обсяг видобутку вугілля, т; $P_{\text{мес.ф.}}$ - фактична щомісячна продуктивність виробника з видобутку вугілля на шахті, т / місяць.

$$Ч = 6000000 / (94,5 \cdot 12) = 5\,291.$$

У цьому випадку проводиться кількісна оцінка різних заходів щодо підвищення технічного рівня виробництва для зміни чіткості робітників.

Зменшення чисельності робітників на очисних роботах за рахунок підвищення рівня механізації очисних робіт визначається наступним чином:

$$\Delta Ч_{ар} = 0,01 * Ч * K_{оч} * (d_{np} - d_{ф}) * \mathcal{E} * \gamma,$$

де - зменшення зареєстрованої кількості працівників на лікувальних роботах, людей; - частка кількості робітників, зайнятих на лікувальних роботах, у загальній кількості робітників, приватних одиниць, визначена відповідно до базового періоду, а за їх відсутності - консолідована,

$$= 0,25 - 0,30;$$

- рівень цього виду механізації очисної ями в процесах до загального видобутку вугілля, що підлягає перегляду відповідно до проекту і, фактично,%; Е - зменшення трудомісткості очисних робіт за рахунок підвищення на 1% рівня певного виду механізації очисних робіт,%; у - частка видобутку вугілля, яка охоплюється плановим заходом, частка одиниці.

$$\Delta\text{Ч}_{\text{ор}} = 0,01 \cdot 5291 \cdot 0,25 \cdot (30-15) \cdot 0,2 \cdot 0,33 = 13 \text{ чол.}$$

Зменшення кількості робітників на підготовчих роботах за рахунок підвищення рівня механізації гірничих робіт

$$\Delta\text{Ч}_{\text{пр}} = 0,01 \cdot \text{Ч} \cdot K_{\text{пр}} \cdot (P_{\text{пр}} - P_{\text{пр}}) \cdot R \cdot \text{в},$$

де - зменшення зареєстрованої кількості шахтарів у плановому періоді під час реалізації заходу щодо підвищення рівня механізації гірничих робіт, людей; - частка кількості робітників, зайнятих на гірничих роботах, у загальній чисельності робітників, приватних підрозділів, визначена базовим періодом, а за їх відсутності у сукупності, - рівень цього виду механізації гірничих робіт, у відсотках до загальний обсяг видобутку коригується видом на захід, відповідно до проектів і фактично; R- зниження трудомісткості гірничих робіт при збільшенні на 1% рівня певного виду їх механізації,%; в - частка обсягу походження гірничодобувної продукції, яка хоче розподілити запланований захід у загальному обсязі виробників, приватних одиниць.

$$\Delta\text{Ч}_{\text{пр}} = 0,01 \cdot 5291 \cdot 0,15 \cdot (100-70) \cdot 0,1 \cdot 0,96 = 23 \text{ чол.}$$

Таблиця 7.7. –

Чисельність працівників шахти по проекту

Категорії і групи працюючих	Чисельність трудящих, чол., і спосіб визначення їх по групах		
	Без впровадження технічних заходів	Скорочення при впровадженні заходів	По проекту
1. Робочі на очисних роботах	775	26	749
2. Робочі на підготовчих роботах	726	46	680
3. Робочі по видобутку вугілля	5506	215	5291
4. Трудящі на шахті	7100	215	6885

Розрахунок показників продуктивності праці

Щомісячна продуктивність проекту визначається основними категоріями робітників за формулою:

$$P_{\text{месі}} = \frac{D_{\text{мес}}}{N_i},$$

де - щомісячна продуктивність праці для і-ї категорії працівників, т / міс.; - кількість робітників тієї самої і-якої категорії, чол.; - щомісячний обсяг видобутку вугілля, т.

Для порівняння даних про фактичну продуктивність на шахті.

Розвиток споживачів здійснюється у вигляді таблиці. 7.8.

Таблиця 7.8. –

Показники продуктивності праці

Категорія працюючих	Місячний обсяг видобутку вугілля, т		Чисельність працюючих, чол.		Місячна продуктивність труда, т/міс.	
	Фактично	По проекту	Фактично	По проекту	Фактично	По проекту
1. Робітники на очисних роботах.	5000000	500000	775	749	645	667
2. Робітники по видобутку вугілля.			5506	5291	94,5	97,7
3. Трудящі шахти			7100	6885	70,4	72,6

Визначення вартості однієї тонни вугілля

Визначення собівартості виробництва 1 тонни вугілля за проектом здійснюється шляхом коригування фактичної власності з урахуванням змін обсягів видобутку вугілля, реалізації запланованих організаційно-технічних заходів, збільшення собівартості продукції, освітньої інфляції.

Таблиця 7.9. –

Структура фактичної собівартості, розрахункова ціна і прибуток на тонні
вугілля по шахті

Економічні елементи витрат	Собівартість однієї тонни вугілля по елементу	
	грн./т	Процент до підсумку
1. Матеріальні витрати	70,55	39,8
2. Витрати на оплату праці	66,47	37,5
3. Відрахування на соціальні заходи	19,50	11,0
4. Амортизація основних фондів	1,42	0,8
5. Інші витрати	17,81	10,05
6. Разом виробнича собівартість	175,75	99,15
8. Невиробничі витрати	1,51	0,85
8. Повна собівартість	1277,25	100
9. Розрахункова ціна	1203,85	115,66
10. Прибуток	26,59	15,66

Відхилення проектної вартості 1 т вугілля від фактичної під впливом змін різних факторів виробництва визначається індексним методом:

а) шляхом зміни обсягу видобутку вугілля

$$\Delta S_0 = S_{\phi} \frac{\delta_{\text{упр}}}{100} \left(\frac{I_{\text{уп}}}{I_0} - 1 \right),$$

де - зміна собівартості 1 т вугілля під впливом зміни обсягу видобутку вугілля за проектом, грн / т; - фактична вартість 1 т вугілля, грн / т; - частка умовно-постійних витрат у собівартості фактичного обсягу видобутку вугілля, %; - індекс зміни умовно-постійних витрат,

$$I_{\text{уп}} = \frac{\delta_{\text{уп.пр}}}{\delta_{\text{уп.ф}}},$$

де - частка умовно-постійних витрат при проектному обсязі видобутку вугілля, %; - індекс зміни обсягу виробництва,

$$I_0 = \frac{D_{\text{г.пр}}}{D_{\text{г.ф}}},$$

$D_{\text{г.пр}}, D_{\text{г.ф}}$ - відповідно річний обсяг видобутку вугілля по проекті і фактично,

т.

$$I_0 = 1;$$

$$I_{\text{уп}} = 29,4 / 29,7 = 0,98;$$

$$\Delta S_0 = 177,25 \cdot (29,4/100) \cdot (0,98/1-1) = -1,04 \text{ грн./т.}$$

б) по зміні продуктивності праці робітника по видобутку

$$\Delta S_{nm} = S_{\phi} \frac{\delta_{от.ф}}{100} \left(\frac{I_{zn}}{I_{nm}} - 1 \right),$$

де - зміна собівартості 1 т вугілля під впливом зміни продуктивності праці за проектами, грн / т; - фактична частка витрат на оплату праці у собівартості, %; - індекс змін продуктивності праці робітників у видобутку вугілля,

$$I_{nm} = \frac{\Pi_{мес.пр}^{р.д}}{\Pi_{мес.ф}^{р.д}};$$

$\Pi_{мес.пр}^{р.д}$, $\Pi_{мес.ф}^{р.д}$ - відповідно до щомісячної продуктивності праці вугільних працівників за проектом і фактично, т / місяць; - індекс зміни заробітної плати, визначений розрахунком через,

$$I_{zn} = (0,6 - 0,9)(I_{nm} - 1) + 1;$$

$$I_{пт} = 97,7/94,5 = 1,03;$$

$$I_{zn} = (0,6 - 0,9)(1,03 - 1) + 1 = 0,99;$$

$$\Delta S_{пт} = 177,25 \cdot (37,5/100) \cdot (0,99/1,03 - 1) = -2,58 \text{ грн./т.}$$

Собівартість 1т вугілля по проекті визначається

$$S_{пр} = (S_{\phi} + \Delta S_0 + \Delta S_{nm}) * I_{\phi},$$

де I_{ϕ} - індекс інфляції за період збору фактичних матеріалів;

$$S_{пр} = (177,25 - 1,04 - 2,58) \cdot 1,02 = 178,14 \text{ грн./т.}$$

Визначення розрахункової ціни однієї тонни вугілля.

Розрахункова ціна 1т вугілля по проекту

$$Ц_{р.пр.} = S_{пр} + \Pi_{пр},$$

де $\Pi_{пр}$ - прибуток шахти на 1т вугілля по проекту, грн.

$$\Pi_{пр} = I_{\phi} * \Pi_{\phi} + \frac{K_{nc}}{t_{пр} * D_{з.пр}}$$

Π_{ϕ} - фактичний прибуток шахти на 1т вугілля, грн.; K_{nc} - капітальні витрати по проекті, грн.; $t_{пр}$ - тривалість освоєння проектних показників, років.

$$\Pi_{пр} = 1,02 \cdot 26,59 + 84220000 / (2 \cdot 6000000) = 34,14 \text{ грн./т};$$

$$\Pi_{p.p} = 178,14 + 34,14 = 221,28 \text{ грн./т.}$$

Розрахунок показників рентабельності шахти.

Загальний рівень рентабельності виробництва по проекті

$$R_0 = \frac{\Pi_{np} * D_{z,np}}{\Phi_{ocn} + C_{oc}} * 100\% ,$$

де Φ_{ocn} - балансова вартість основних фондів шахти по проекті, грн.

$$\Phi_{ocn} = I_{\text{ц}} * \Phi_{ocn,\phi} + K_{nc}$$

$\Phi_{ocn,\phi}$ - фактична балансова вартість основних фондів шахти, грн.; C_{oc} -

вартість нормованих оборотних коштів шахти по проекті, грн.

$$C_{oc} \cong (0,06 - 0,08) * \Phi_{ocn} .$$

Норма рентабельності продукції по проекті

$$R_n = \frac{\Pi_{np}}{S_{np}} * 100\% .$$

$$\Phi_{ocn} = 1,02 \cdot 127\,000\,000 + 84\,220\,000 = 213\,760\,000 \text{ грн.}$$

$$C_{oc} = 0,07 \cdot \Phi_{ocn} = 14\,963\,200$$

$$R_0 = (34,14 * 6000000) * 100 / (213760000 + 14963200) = 89,56\%$$

$$R_{\Pi} = 34,14 * 100 / 89,56 = 38,12\% .$$

Таблиця 7.10. –

Техніко-економічні показники шахти

Показники	Одиниця виміру	Значення показників				Причини відхилення
		Фактичні	По проекту	Відхилення по проекту		
				Абсолютні	У відсотках	
1	2	3	4	5	6	7
1. Промислові запаси вугілля	тис. т	129202	129202	–	–	
2. Кількість одночасно розроблювальних шарів	од.	1	1	±0	±0	
3. Середня корисна потужність шарів	м	1,8	1,8	±0	±0	
4. Переважний кут падіння шарів	град.	4	4	±0	±0	
5. Марка і зольність видобуваного вугілля	–	КО		–	–	
6. Категорія шахти по газі	–	небезпечна по викидам		–	–	
8. Проектна потужність шахти						
річна	тис. т	6000	6000	±0	±0	
добова	т	16600	16600	±0	±0	
8. Число робочих днів у році днів		358	358	–	–	
9. Обліковий штат:						
робочих очисних вибоїв	чол.	775	749	–26	–3	зміна обладнання
робітників по видобутку вугілля	чол.	5506	5291	–215	–4	
10. Місячна продуктивність праці:						
робочого очисного вибою	т/міс.	645	667	+22	+3	зміна обладнання
робітника по видобутку вугілля	т/міс.	94,5	97,7	+3	+3	
11. Капітальні витрати по проекті:	млн. грн.	–	84,22	–	–	
12. Собівартість 1т вугілля	грн./т	1977,25	1878,14	+0,89	±0	витрати і інфляція
13. Розрахункова ціна 1т вугілля	грн./т	1903,85	1821,18	+17,33	+9	нетривалий термін окупності
14. Показники рентабельності:						
- загальний рівень рентабельності виробництва	%	–	89,6	–	–	нетривалий термін окупності
- норма рентабельності продукції	%	–	38,12	–	–	

ВИСНОВКИ

1. В межах прибуткових ділянок на глибоких шахтах джерела газу є вироблений простір, на який відводиться від 65 до 89% загального викиду газу.
2. Зменшення викидів газу з виробленого простору у виробників вищих деталей збільшить збільшення зменшення навантажень на очищену поверхню.
3. На величину виділення газу з виробленого простору впливають параметри виробленого простору та зона розвантаження. Управління розміром викиду газу завдяки процесу управління дахом.
4. Довжина зони обвалених та неушкоджених порід залежить від міцності гірських порід та швидкості залучення до очисних робіт.
5. За розмірами зони видобутку газу із супутникових утворень та значущих порід на підробку впливають: довжина лави; ємність пласта; міцність гірських порід
6. Встановивши газозабірники в глухий кут вентиляційного заносу, який гасне, і в очищеному дні на відстані (0,1-0,12) II від вентилятора, ви можете зменшити викиди газу з виробленого простору на 95%.

ДЖЕРЕЛА ІНФОРМАЦІЇ

1. Бурчаков А.С., Малкін А.С., Устінов М.І. Проектування шахт. - М.: Недра, 1985. - 399 с.
2. Методичні вказівки до курсового проекту з дисципліни "Процеси підземних гірничих робіт" (для студентів спеціальності 0902 вечірньої форми навчання). - Донецьк, ДПІ, - 1989. - 44 с.
3. Основні напрямки та норми технологічного проектування підрядних шахт, дозволів та збагачувальних фабрик. - М.: Недра, 1973. - 119 с.
4. Правила технічної експлуатації вугільних шахт. - М.: Недра, 1976. - 303 с.
5. Єдині норми виразки (часу) для шахти Донецького та Львівсько-Волинського сприятливих басейнів. - М.: МУП СРСР, 1980. - 622 с.
6. Технологія гірничого виробництва / А. П. Килячков. - М.: Недра, 1992. - 415 с.
7. Методичні вказівки до лабораторних робіт з курсу «Технологія та комплексна механізація підземної розробки водойм» (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 "Параметри витрат" / Д. В. Дорохов, В. Ф. Андрушко. - Донецьк, ДПІ, 1977. - 54 с.
9. Методичні вказівки до курсового проекту з дисципліни «Технологія та комплексна механізація підземної розробки водойм розміщених польових розкопок» / Д.В. Дорохов, А. Ф. Морозов. - Донецьк, ДПІ, 1989. - 31 с.
10. Гірнича справа / Ю.Ф. Васючков. - М.: Недра, 1990. - 512 с.
11. Технологічні схеми горизонтальної та похилої гірничої продукції при будівництві та реконструкції шахт. - Харків: ВНИИОМШС, 1974. - 202 с.
12. Методичні вказівки щодо розподілу повітря на виході для експлуатації відповідних шахт. Донецьк, ДПІ, 1990. - 48 с.

13. Керівництво з проектування вентиляції вугільних шахт. - Київ: «Основа», 1994. - 312 с.
14. Технологія підземної розробки родовищ родовищ. Підручник для вузів / За редакцією А.С. Бурчакова. 3-є вид., Переглянуте та доповнене. - М.: Недра, 1983. - 487 с.
15. Бурчаков А.С., Гринько Н.К., Черняк І.Л. Процеси підземного видобутку. - М.: Недра, 1976.
16. Завдання підпільного розробника договірних місць народження / Сапіцький 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 комплекси підземних розробників. - М.: Недра, 1976.
18. Правила безпеки на контрактних та збалансованих шахтах. - М.: Недра, 1976.
19. Організація, планування та управління виробництвом у гірничодобувній галузі /Н.Я. Лобанов, Ф. Г. Грачов, С. С. Ліхтеман та ін. - М.: Недра, 1989. - 516 с.
20. Методичні рекомендації щодо планування на шахтах. - М.: Мінуглепром СРСР. ЦНІЄЮГОЛ, 1989. - 168 с.
21. Носач О.К., Лобков М.І. Процеси підземного видобутку в розчисних копальнях. Підручник для університетів з питань та відповідей. - Донецьк: РВА Дон НТУ, 2001. - 180 с.
22. Васильєв В.В., Левченко В.І. Технологія фізико-хімічного зміцнення гірських порід. - М.: Недра, 1991. - 267 с.
23. Козел К. К. Вплив кута падіння диз'юнктивних витіснювачів на продуктивність механізованих комплексів // Вугілля України. - 1990. - №4. - С. 16-17.
24. К. К. Козел та В. Л. Сердюк, "Вплив відстані між розривними збуреннями на продуктивність механізованих комплексів", Уголь. - 1991. - №9. - С. 54-56.

25. Павещенко А. М. Планування незалежності вугілля. - Донецьк: ДПІ, 1984. - 51 с.
26. Гансіваров Р. К. Підвищення стійкості покрівлі за рахунок армування // Вугілля України. - 1989. - № 6. - С. 11-13.
27. В. В. Васильєв, Б. І. Чечельницький, Н. Н. Томашев та ін., М.: ІГД ім. А. А. Скочинський, 1987 рік.
28. Чельцов В. В., Ярош Є. Е. Підвищення стійкості племінної крові в складних механізованих лавах // Вугілля. - 1998. - №5. - С. 16-18.
29. Сумін І. П., Горбатов І. В., Свиридов Н. В. Зміцнення гірських порід при переході геологічних порушень комплексами // Вугілля. - 1989. - №3. - С. 27-28.
30. Кайзер М. Зміцнення бічних порід пінополіуретаном // Глюкаф. - 1972. - №19. - С. 10-13.
31. Толстунов С. А. Двокомбінатна технологічна схема переходу геологічних порушень // Вугілля. - 1991. - № 12. - С. 25-26.
32. Оріщин А. Д., Широков А. П., Коріонов Е. М. Особливості переходу диз'юнктивних розладів // Вугілля України. - 1987. - №4. - С. 21-22.
33. Нурмухамедов Ю.К. Приклади та завдання для гірничих технологій. - М.: Недра, 1973. - 296 с.
34. Збільшені комплексні норми вираження шахт Донецького та Львівсько-Волинського сприятливих басейнів. - М.: Минуглепром СССР, 1988. - 592 с.
35. Єдині норми виробітку (часу) на роботу, не охоплені зведеними комплексними нормами плавання на шахтах Донецького та Львівсько-Волинського сприятливих басейнів (додаток до УКНВ). - М.: Минуглепром СССР, 1988. - 286 с.
36. Нормативні навантаження на очисні забої, що працюють на погодних шахтах в різних гірничо-геологічних умовах та способи механізації земляних робіт. - М.: Минуглепром СССР, 1982. - 91 с.

37. Г.Г. Мірзаєв, Б. Іванов та ін Екологія видобутку корисних копалин. - М.: Недра, 1991.
38. Ю.М. Арский, В.Н. Зиков та ін. Організація, планування та управління природокористуванням у гірничодобувній галузі. - М.: Недра, 1990.
39. Інструкція з безпечного видобутку корисних копалин. - М.: 1977. - 144 с.
40. Довідник шахтного транспорту. - М.: 1976 р. - 408 с.
41. Збірник завдань з гірської електротехніки. - М.: 1987. - 271 с.
42. Охорона праці. - М.: 1986. - 624 с.
43. Захист та ремонт гірничодобувної продукції. - М.: 1990. - 218 с.
44. Настанови щодо контролю пилу на вугільних шахтах. - М.: 1988. - 318 с.
45. Картавий Н.Г. Стаціонарні машини. - М.: Недра, 1981. - 328 с.
46. Завозін Л. Ф. Шахтні підземні установки, 1975. - 368 с.
47. Яценко Н.І., Зима Г.Ф. Методичні вказівки з проектування шахтних підйомників. - Донецьк. - 48 с.
48. Сіماشко А. Д., Черніков І. Д., Кребневич А. А. Шахтні електричні лебідки та підземні машини. - М.: Недра, 1973. - 364 с.