

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

Кафедра управління гірничим виробництвом і охорони праці

«До захисту допущено»

Завідувач кафедри

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

“ _____ ” _____ 2022 рік

ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

магістра
(освітній ступінь)

на тему «Розробка заходів зі зниження метановиділення у виробки виймальної ділянки з метою зниження травматизму та підвищення техніко-економічних показників роботи підприємства»

Виконав: студентка 2 курсу, групи ОПГм-21
Спеціальності 184 «Гірництво»

Юрасова А.В.

Керівник

доцент кафедри управління гірничим виробництвом і охорони праці, доц.,
к.т.н., Ісаєнков О.О.

Рецензент

Нормоконтроль

ст. викл. кафедри управління гірничим виробництвом і охорони праці,
Браташ О.О.

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

Студент _____
(підпис)

Луцьк – 2022 р.

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет

(повне найменування вищого навчального закладу)

Кафедра Управління гірничим виробництвом і охорони праці
 Спеціальність 184 Гірництво

ЗАТВЕРДЖУЮ:

Завідувач кафедри

Я.О. Ляшок

«___» _____ 2022 р.

ЗАВДАННЯ

на кваліфікаційну роботу студенту

Юрасовій А.В.

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи «Розробка заходів зі зниження метановиділення у виробки виймальної ділянки з метою зниження травматизму та підвищення техніко-економічних показників роботи підприємства»

Керівник роботи Ісаєнков Олександр Олександрович, доц. каф. управління гірничим виробництвом, доц., к.т.н.

затверджена наказом по університету від

2. Термін подання студентом закінченої роботи 15 грудня 2022 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 2021 року і поточний період 2021 року

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, що їх належить розробити). Характеристика місця розташування ділянки, що розглядається. Аналіз провітрювання, стану газового режиму вугільної шахти. Стан метановиділення в гірничі виробки. Аналіз способів, що застосовуються для зниження метановиділення в виробках шахтах. Управління виділенням газу в гірничих виробках. Економічний ефект від комплексу заходів, що обраний в роботі

5. Консультанти з роботи

Розділ	Консультант	Підпис, дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв

6. Дата видачі завдання 01 вересня 2022 р.**КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН**

№	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Термін виконання етапів проекту (роботи)	Примітки
1.	<i>Характеристика місця розташування ділянки, що розглядається</i>	<i>вересень</i>	
2.	<i>Аналіз провітрювання, стану газового режиму вугільної шахти</i>	<i>вересень</i>	
3.	<i>Стан метановиділення в гірничі виробки</i>	<i>жовтень</i>	
4.	<i>Аналіз способів, що застосовуються для зниження метановиділення в виробках шахтах</i>	<i>жовтень</i>	
5.	<i>Газопроникність гірських порід, що впливає на метановиділення</i>	<i>листопад</i>	
6.	<i>Управління виділенням газу в гірничих виробках</i>	<i>листопад</i>	
7.	<i>Економічний ефект від комплексу заходів, що обраний в роботі</i>	<i>грудень</i>	

Студент

(підпис)

Керівник роботи

(підпис)

АНОТАЦІЯ

Юрасова А.В. Розробка заходів зі зниження метановиділення у виробки виймальної ділянки з метою зниження травматизму та підвищення техніко-економічних показників роботи підприємства.

Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеню магістра за спеціальністю 184 «Гірництво» – ДНВЗ «ДонНТУ», Луцьк, 2022.

Зі збільшенням витрат на управління виділенням газу в умовах інтенсивної відробки запасів вугілля необхідно коректно вибирати параметри схем дегазації, ізольованого відведення метанової суміші. Можливість реалізації з технічного боку залежить значною мірою від прийнятих параметрів систем розробки виймальних ділянок.

Крім цього, вибір способів управління виділенням газу в таких умовах обмежується тим, що майже 70% пластів схильні до самозаймання, при відпрацюванні таких пластів не можна застосувати схеми провітрювання, способи дегазації виробленого простору очисних вибоїв та ізольованого відведення метанової суміші, що передбачають рух повітря через весь вироблений простір або значну його частину.

Ключові слова

ОБСТАНОВКА ГАЗОВА, ВИДІЛЕННЯ ГАЗУ, МЕТАН, САМОЗАЙМАННЯ, ВИРОБЛЕНИЙ ПРОСТІР, ДЕГАЗАЦІЯ, ІЗОЛЬОВАНИЙ ВІДВІД

SUMMARY

YURASOVA A.V. Development of measures to reduce methane emissions in production at the extraction site with the aim of reducing injuries and increasing the technical and economic performance of the enterprise.

Graduation qualification work for a master's degree in specialty 184 "Mining" - DNVZ "DonNTU", Lutsk, 2022.

With the increase in the costs of gas release management in the conditions of intensive extraction of coal reserves, it is necessary to correctly choose the parameters of the degassing schemes, the isolated removal of the methane mixture. The possibility of implementation from the technical side depends to a large extent on the accepted parameters of systems for the development of extraction sites.

In addition, the choice of methods of controlling gas release in such conditions is limited by the fact that almost 70% of formations are prone to self-ignition, during the development of such formations, it is not possible to apply ventilation schemes, methods of degassing the produced space of cleaning pits and isolated removal of the methane mixture, which involve the movement of air through the entire produced space or a significant part of it.

Keywords

GAS ENVIRONMENT, GAS RELEASE, METHANE, SELF-IGNITION, MANUFACTURED SPACE, DEGASATION, ISOLATED VISITATION

ЗМІСТ

ВСТУП	6
1. ХАРАКТЕРИСТИКА МІСЦЯ РОЗТАШУВАННЯ ДІЛЬНИЦІ, ЩО РОЗГЛЯДАЄТЬСЯ.....	9
2. АНАЛІЗ ПРОВІТРЮВАННЯ, СТАНУ ГАЗОВОГО РЕЖИМУ ВУГІЛЬНОЇ ШАХТИ	13
3. СТАН МЕТАНОВИДІЛЕННЯ В ГІРНИЧІ ВИРОБКИ	44
4. АНАЛІЗ СПОСОБІВ, ЩО ЗАСТОСОВУЮТЬСЯ ДЛЯ ЗНИЖЕННЯ МЕТАНОВИДІЛЕННЯ В ВИРОБКАХ ШАХТАХ.....	47
5. ГАЗОПРОНИКНІСТЬ ГІРСЬКИХ ПОРІД, ЩО ВПЛИВАЄ НА МЕТАНОВИДІЛЕННЯ	58
6. УПРАВЛІННЯ ВИДІЛЕННЯМ ГАЗУ В ГІРНИЧИХ ВИРОБКАХ	68
7. ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ ВІД КОМПЛЕКСУ ЗАХОДІВ, ЩО ОБРАНИЙ В РОБОТІ.....	74
ВИСНОВКИ.....	83
ДЖЕРЕЛА	84

ВСТУП

Останні 20–30 років, як сировинному енергоресурсу, пріоритет належить вуглеводням. І насамперед — природному газу. Освоєння родовищ, його видобуток, транспортування та широке використання у всьому світі зростає за експонентом. Крім енергетики, вуглеводнева сировина користується все більшим і зростаючим попитом і в сфері газохімії.

Цілком очевидною є проблема пошуків альтернативних енергоносіїв та ресурсів. Так, у багатьох розвинених країнах (США, Канада, Австралія, Китай, Німеччина, Великобританія, Франція) вже перейшли від експериментальних напрацювань до промислового освоєння альтернативних джерел.

Серед них важливе місце займають сланцевий газ і метан вугільних пластів - за структурою та якісним складом багато в чому схожі з природним газом.

Водночас видобуток сланцевого газу та метану з вугільних пластів значно відрізняється від природного газу — як за технологією, так і з трудовитрат. І вартість умовної одиниці метану, що видобувається з вугільних пластів, поки що вища за природний газ у кілька разів.

А щоб знизити собівартість метану і зробити його конкурентоспроможним, потрібні нові теоретичні та експериментальні розробки. Важливим є ще й збереження екологічної чистоти. Спочатку це вимагає чималих фінансових витрат, державної підтримки і серйозних інвестицій.

Метан вугільних пластів є формою природного газу, що міститься в пластах вугілля. Про наявність газу у вугільних покладах відомо давно. Це один із суттєвих факторів ризику в процесі експлуатації шахт.

Як правило, вміст метану зростає із збільшенням глибини залягання вугілля. Саме тому ризик аварій, пов'язаних із вибухами на шахтах, наростатиме у міру вироблення пластів вугілля нижнього залягання.

Метан може бути у вугільних пластах як у вільному, і сорбированном чи розчиненому видах. При зіткненні з повітрям та вугільним пилом метан має властивості утворювати вибухонебезпечні суміші.

Тому газ вугільних пластів донедавна вважався шкідливим і небезпечним попутником кам'яного вугілля, яке видобувається закритим (підземним, шахтним) способом. При цьому найважливішою проблемою при видобутку вугілля була його дегазація, тобто усунення газу з гірничих виробок.

Метою дегазації є зниження надходження газу до гірничих виробок, що запобігають його раптовим виділенням.

Ідею роботи бачимо у використанні деяких закономірностей в розподілі депресії і напряду газової суміші у виробленому просторі лави при різних випадках газовідведення, в результаті чого підвищується ефективність зменшення кількості газу, що виділяється в виробки шахт за рахунок газовідведення.

Метою роботи є використання закономірностей та вибранн засобів зменшення кількості газу, що виділяється в виробки шахт за рахунок газовідведення.

Досягнення поставленої перед нами мети передбачає вирішення наступних **завдань**: встановлення динамічного розподілу депресії і напряду газової суміші у виробленому просторі лави при різних випадках газовідведення.

Об'єктом дослідження є кількість газу, що виділяється в виробки шахт за рахунок газовідведення.

Методами дослідження ми обрали інструментальну обробку зйомок газоповітряних сумішей, опис характеру дії повітряного потоку на

поверхні, що його обмежують та зустрічаються на шляху повітря у вигляді різноманітних предметів (стінки виробок, місцевий опір, роздріблені породи, які обвалилися у виробленому просторі та багато іншого).

Структура, об'єм виконаної роботи. В роботі є вступ, розділи, висновки, список джерел. Загальний обсяг виконаної роботи становить 85 стор.

1. ХАРАКТЕРИСТИКА МІСЦЯ РОЗТАШУВАННЯ ДІЛЬНИЦІ, ЩО РОЗГЛЯДАЄТЬСЯ

Красноармійська західна дільниця Донбасу, що розглядається, характеризується складним рельєфом (полого-хвилястим), який розділений балками з незначними періодичними водогонами, зустрічаються долини річок басейну річки Самара. Клімат дільниці помірно-континентальний, температура складає $+8-10^{\circ}\text{C}$ (середньорічна) та коливається від $+34,8^{\circ}\text{C}$ у липні до $-30,3^{\circ}\text{C}$ у січні. Найбільша кількість опадів (середньомісячна) приходить влітку (50-70 мм), мінімальна – взимку (лютий - 20-30 мм). Взимку спостерігається підвищення температури повітря. Ґрунт промерзає від 45 до 75 см. Вітри переважають зі сходу зі швидкістю від 3,3 до 6,3 м/с.

В геологічному відношенні Красноармійська західна вугленосна дільниця розташована в границях північного схилу кристалічного масиву, який переходить від платформеного до геосинклінального.

В геологічній будові беруть участь породи нижнього карбону та представлені свитами C_1^4 і C_2^6 . Породи перекриті наносами в основному неогенового та четвертинного періодів. Відкладення за літологічним складом різко розділяються на дві товщі: нижню, що складається з вапняку та верхню, що складається з вапняків та вугільних пластів неробочої товщини. Товщина кам'яновугільних відкладень змінюється з південного заходу на північний схід. Збільшення товщини відкладень на північному сході відбувається рівномірно (в середньому 10 м на кожен кілометр).

Підземні води присвячені до відкладень четвертинного, а також до неогенового та кам'яновугільного періодів. Водоносний горизонт, так звана верховодка, розповсюджена в знижених частинах рельєфу (великі балки та долини річок). Рівень горизонту непостійний та різко коливається від метеорологічних умов (опадів). Сильно мінералізований із сухим залишком 4-5 г/л. Через недолік питної води використовується для господарських цілей. Неогеновий горизонт присвячений до пісків, має

напір в деяких місцях. Зверху піски сухі, знизу обводнені. В останньому стані піски хитливі, при розробці можуть опливати. Товщина обводненої частини пісків від 0 до 20 м, в основному 10-15 м. Цей водоносний горизонт живиться за рахунок атмосферних опадів, та бере участь у поповненні запасів підземних вод. Дебіт складає 1-3 м³/год. Водоносні горизонти кам'яновугільних відкладень приурочені до пісковиків та вапняків. Повсюдно є напірними за винятком вивітрених порід.

В обводнюванні підземних виробок беруть участь водоносні горизонти, які розташовані в зоні впливу вугільного пласта. В покрівлі залягає водоносний пісковики. Іноді водоносний горизонт розділений з пластом глинистими сланцями товщиною до 10 м. Нижче, безпосередньо в підошві, на незначній відстані (1-5 м), залягають потужні пісковики (10-33 м.).

Промислова вугленосність (світа С₂⁰) складається з 27 вугільних прошарків, але тільки пласт d₄ має витриману робочу товщину на всьому шахтному полі. Товщина інших прошарків не досягає 0,4 м. Пласт характеризується як простою, так і складною будовою. Загальна товщина пласта знаходиться в діапазоні від 0,9 до 2,15 м, видобувна від 0,75 до 1,9 м, іноді до 2 м. Зменшення товщини пласта спостерігається в північному напрямку поступово, дуже різко у південному напрямку. Характерна товщина пласту у північній частині – 0,9 м, у південній – 1,5 м. Проста будова пласта спостерігається на північний схід поля. Товщина пласта змінюється від 0,75 до 1,6 м. Складна будова пласта спостерігається у західній і південній частинах і є двохпачечною. Товщина верхньої пачки коливається від 1 до 1,4 м, нижньої – від 0,5 до 0,55 м і вона є більш зольною. Нижня пачка складається з тонкого прошарку глинистого сланця і вугілля. На окремих ділянках нижня пачка через високу зольність (кількість глинистих прошарків значна) втрачає промислове значення. Іноді товщина прошарків сланцю зростає від 0,03 до 0,4 м та розділяє пласт на дві, три або чотири вугільні пачки. У західній частині теж

спостерігаються коливання як по товщині, так і по будові пласта на коротких відстанях (300-500 м).

Характеристика порід та параметри, які визначають гірничо-геологічні умови відробки пласта проводяться тільки на основі лабораторних досліджень. Межа міцності гірських порід змінюється від 479 до 769 кгс/см². У пісковиках покрівлі межа міцності змінюється від 405 до 764 кгс/см², у пісковиках підосви від 252 до 762 кгс/см². Стабільними значеннями характеризується сланець піщаний. Сланці глинисті мають межі міцності 200-300 кгс/см². Неоднорідність гірських порід за міцністю пояснюється різними факторами: складом та вмістом уламкового матеріалу, метаморфізмом, ступенем водонасичення, текстурою та ін. У породах підосви міцність збільшується за рахунок зменшення рослинних залишків. Розм'якшення гірських порід незначне. Значення коефіцієнту розм'якшення у сланців піщаних – 0,6-0,7, у піщаників – 0,8-0,9. Породами безпосередньої покрівлі є сланці піщані товщиною 0,2-12,75 м. Залягання глинистого сланцю в безпосередній покрівлі спостерігається рідко, в такому випадку глинистий сланець утворює „хибну” покрівлю. Основна покрівля це пісковик товщиною до 20 м, в основному 5-10 м. Породи безпосередньої підосви дуже слабкі. Це глинисті сланці товщиною до 2 м. Нижче залягають вуглисті сланці (кучерявичик) з межею міцності до 200 кгс/см². Нижче сланців розташований пісковик товщиною до 20 м.

Газообільність пласта 10-20 м³/т. Збільшення її відбувається з зростанням глибини. 10, 15 та 20 м³/т присвячені до абсолютних відміток - 350 м, -450 м та -525 м відповідно. У напрямку насуву відбувається зниження до 16-17 м³/т. По окремих ділянках досягає 29,5 м³/т. Гірські породи теж характеризуються високою газоносністю (1,33 - 8,5).

Вугілля коксівне. Вміст сірки 0,8%. Зольність збільшується від центра до периферії. Це видно на плані підрахунку запасів. У центральній частині виділяється ділянка з зольністю до 8%. Пласт при цьому має одну вугільну пачку. На північ, захід та південь цієї площі виділяється ділянка з

зольністю 8-16%, у середньому 12%. Зольність збільшується завдяки вугільним прошкам нижньої частині пласта. У південній частині шахтного поля зольність пласта понад 16% за рахунок вуглистого сланцю. Зі зміною зольності вугілля змінюється його збагачуваність. Вона на площі шахтного поля також неоднакова. У західній і південно-західній частинах, де пласт складається з різних по якості пачок і зольність вугілля коливається від 16 до 29%, за даними досліджень вугілля пласта має важку і дуже важку збагачуваність. Вугілля шахти є сировиною для коксування.

Приплив води в виробки шахти складе $400 \text{ м}^3/\text{год}$. Це при повному розвитку підземних гірничих робіт.

Гідрогеологічні умови розробки родовища складні. Можливі прориви значної кількості води як з покрівлі так і з підшви, та приурочені к пісковикам. Також можливі прориви води із зон тектонічних порушень. Величина прориву води складає $80 \text{ м}^3/\text{год}$. Прориви води короткочасні, від кількох годин до кількох днів.

2. АНАЛІЗ ПРОВІТРЮВАННЯ, СТАНУ ГАЗОВОГО РЕЖИМУ ВУГІЛЬНОЇ ШАХТИ

Гірничо-геологічні умови розташування пластів надто різні, тому це передбачає застосування різних систем розробки. З іншої сторони, в одних і тих же умовах можна застосовувати різні варіанти систем розробки пласта. Доцільність застосування обґрунтовується техніко-економічними розрахунками. Прийнята система розробки повинна забезпечувати високий ступінь механізації очисних та прохідницьких робіт та продуктивність праці, мінімальні втрати корисної копалини, комфортність праці та її безпеку, а також мінімальну собівартість вугілля.

Задача вибору системи розробки є достатньо складною та трудомісткою. Це відбувається поетапно з використанням методу варіантів.

1. Вибір технічно прийнятних для даних умов варіантів систем розробки.

2. Проектування прийнятних до застосування варіантів систем розробки. Розраховуємо, якщо потрібно, та приймаємо основні параметри систем розробки (для кожної): навантаження на очисний вибій; розташування гірничих виробок відносно елементів пласта, площа поперечного перерізу виробок; тип кріплення виробок та спосіб їх охорони; оптимальна довжина очисного вибою (лави); розмір виїмкового поля (ярусу); оптимальне співвідношення (за часом і в просторі) очисних і підготовчих вибоїв.

3. Складання економіко-математичних моделей для вибраних систем розробки.

4. Визначення параметрів вартості, які входять у математичну модель.

5. Розрахунок критерію (оптимального параметру) цільової функції.

6. Порівняння критеріїв оптимальності та прийняття найкращого варіанту системи розробки.

Велика кількість різних факторів, які впливають на вибір найкращої системи розробки, передбачає необхідність застосування системного підходу рішення задачі. Це вимагає досвіду, певних навичок, знання процесів, які стосуються як систем розробки, так і інших питань з розробки родовищ: підготовка родовища, проведення і кріплення виробок, їх охорона, очисні роботи, транспорт, провітрювання та ін. Вимагається не просто знання, а вміння вирішувати їх у будь-яких умовах.

На пластах із слабкими підошвами не варто застосовувати стовпові системи. Але при високому навантаженні більше 1000-1500 т бажана саме стовпова, так як очисні та підготовчі роботи не перетинаються в часі і просторі. Тим самим вони не стримують роботу лави. Одним з рішень можна запропонувати збільшити площу перерізу виробок. За час роботи виїмкової дільниці величина зближення бічних порід не буде перевищувати допустиму, тобто мінімально необхідні розміри виробки будуть зберігатися. Це забезпечується швидкою підготовкою виїмкового поля. При збільшенні витрат на проведення виробок такої площі компенсується зростанням навантаження на очисний вибій і, відповідно, зниженням собівартості вугілля.

Це наочно показує значення творчого підходу (застосування нестандартних рішень) до вибору системи розробки. Якщо б вибір відбувався тільки на основі нормативних рекомендацій, то стовпова система розробки у даному випадку не розглядалася. Робимо висновок, що загальні рекомендації їх застосуванню систем розробки є загальними. Тому необхідно вимагати уточнення для конкретних гірничо-геологічних та технічних умов.

Процес вибору систем розробки розділемо умовно на вісім етапів.

На 1-му етапі виконуємо вибір групи системи розробки (поділяється пласт на шари за товщиною або ні). При цьому для пластів товщиною 3,0-3,5 м (будь-які кути залягання), для крутих пластів з витриманою товщиною (при щитовому вийманні), застосовують системи розробки без

поділення пластів на шари. У випадку потужних пологих і похилих пластів, та крутих (якщо неможлива виїмка щитами), необхідно застосовувати системи розробки з поділенням пластів на шари.

На 2-му етапі вибираємо вид системи розробки (довгими або короткими вибоями). В основному приймають системи довгими вибоями та вийманням механізованими комплексами. Короткі (камерні, камерно-стовпові та деякі ін.) рекомендується застосовувати на порушених ділянках, коли застосування довгих вибоїв ускладнене або взагалі неможливе, а також при погашенні ціликів.

На 3-му етапі вибираємо напрям виїмки вугілля відносно елементів залягання пласта (кут падіння, товщина та інш.). Для пластів з кутом до 10° звичайно застосовують системи розробки з вийманням за підняттям або падінням (забезпечується постійна довжина лави, повна конвеєризація транспорту, що важливо для механізованих комплексів). Для обводнених пластів товщиною до 2,0 м виймання ведеться тільки за підняттям. У випадку сухих або слабообводнених пластів (товщина пласта не менш 1,3 м) виймання ведеться як за підняттям, так і за падінням (в залежності від розташування робочого горизонту).

На 4-му етапі вибирається клас системи розробки (стовпова, суцільна або комбінована). Для тонких і середньої товщини та при будь-яких кутах падіння прийнято застосовувати стовпову і комбіновану (стовпову з суцільною). При слабких породах підосви (схильних до піддування) на тонких пластах необхідно застосовувати суцільну систему розробки, при цьому охороною виробок повинна здійснюватися двосторонніми бутовими смугами. Основною для систем розробки з довгими вибоями є лава-ярус (поверх). Ділення на виїмкові площі застосовується тільки при груповій розробці пластів, що зближені та при проведенні польового штрека (якщо є небезпека пожежі пласта, велика довжина крила, породи, схильні до піддування).

У випадку крутого і крутопохилого залягання пластів (стовпова система розробки) слід приймати системи розробки з поділенням площі на виїмкові поля з проведенням групових польових виробок.

Системи розробки з поділенням на підповерхи розглядається лише для випадків, коли велика висота поверху, умови розробки складні (невелика довжину лави) та ін.

У випадку застосування стовпкової системи розробки з поділенням поверху необхідно вибрати напрям транспортування вугілля у полі (5-ий етап). За техніко-економічними показниками найбільш оптимальною є система з транспортуванням вугілля на одну з виробок (передній дільничний бремсберг, скат або квершлаг). За наявності геологічних порушень, якщо їх характер і місце локалізації нам відомі, система розробки з доставкою вугілля на одну з виробок (задній бремсберг, скат або квершлаг) виявляється більш раціональною, так як основний недолік, а саме необхідність спорудження розрізних печей та перемонтаж обладнання у кожному полі, — не виключається, а переваги у тому, що відсутній перепробіг транспорту і транспортування по підняттю при колісному транспорті зберігається.

На 6-му етапі вирішується те, як ми будемо провітрювати очисний вибів у поверсі (послідовно, відокремлено або комбіновано). Кожен очисний вибій разом з виробками повинен провітрюватися тільки відокремлено.

На 7-му етапі вибираємо схему провітрювання виїмкової ділянки на основі багатогазності пласта, стійкості бокових порід, схильності вугілля до самозаймання, товщини пласта, навантаження на лаву, наявності флангових виробок для прямого провітрювання (підсвіження вихідного струменю повітря) та ін. Ці фактори взаємопов'язані, і це ускладнює вибір схеми провітрювання ділянки.

На сильно газонесних пластах при зворотноточній схемі провітрювання без підсвіження струменю сильно обмежується

навантаження на лаву. Для його збільшення необхідно застосовувати прямоточну схему провітрювання з підсвіженням.

Так, ми можемо застосовувати стовпову систему з невеликим навантаженням на очисний вибій по газовому фактору і при цьому мати менші витрати на підтримання виробок. Але для забезпечення необхідного навантаження необхідно мати в роботі більшу кількість очисних вибоїв.

Комбіновану систему розробки будемо застосовувати щоб забезпечити високе навантаження на очисний вибій за умовами провітрювання. Це зменшить кількість вибоїв, але будуть зростати витрати на підтримання виробок і проведення вентиляційної збійки з флангу. Остаточне рішення будемо робити після економічного порівняння прийнятих для порівняння систем розробки.

На схильних до самозаймання пластах необхідно орієнтуватися на стовпову систему зі зворотноточним провітрюванням, або ж на суцільну систему розробки з проієднанням польових виробок.

На 8-му етапі виконуємо вибір способу охорони підготовчих виробок, остаточно вибираємо модифікацію системи розробки з відібраних для порівняння. В разі прийняття стовпової системи розробки необхідно розглядати спосіб підготовки довгих стовпів.

Для обраної системи вибираємо такий спосіб підготовки стовпів, що повинен забезпечити:

- вибір місця розташування, часу проведення підготовчих виробок відносно виробленого простору попереднього відробленого стовпа.

При способі підготовки стовпів із повторним використанням підготовчих виробок ми майже в два рази зменшуємо обсяг проведення виробок, виключаємо втрати вугілля в ціликах між виробками. Але при цьому неможливо забезпечити роботу більше однієї лави, літримуємо значні витрати на підтримання та ремонт виробки, більш складне провітрювання.

Значні втрати вугілля та трудомісткість робіт із підтримання виробок на великій глибині обумовлюють проведення виробок вприсічку до виробленого простору, де знаходиться зона низького гірського тиску. Так як максимум тиску за рахунок руйнування крайової частини вугілля переміщується в глибину масиву, то виробка, що проведена вприсічку, потім сприймає менший тиск. Тому витрати на підтримку зменшуються в 1,5-2,5 рази в порівнянні з підтримкою виробок ціликами. Між виробленим простором відробленого стовпа і виробкою залишають цілик шириною від 2 до 4 м. Охорона вентиляційної виробки здійснюється за схемою «цілик-масив», а відкатної «масив-масив». Вентиляційний штрек проводиться в зоні сталого тиску, після повного відпрацювання попереднього стовпа.

- вибір напрямку проведення підготовчих виробок відносно елементів залягання пласта.

При виборі напрямку проведення виїмкових виробок відносно елементів залягання пласта, звертають увагу на обводненість та гіпсометрію пласта, та взаємоув'язку з транспортом по підготовчим виробкам.

При виборі основного транспорту (транспорт корисної копалини) враховуємо навантаження на очисній вибій. Для комплексно-механізованих лав із навантаженням більш 400 т/доб при пологому заляганні приймаємо конвеєрний транспорт.

Для транспортування вугілля використовуємо стрічкові конвеєри ЛТ-80, що мають доброю продуктивністю. Під лавою встановлюється перевантажувач типу ППЛ.

Допоміжний транспорт (перевезення людей, матеріалів, устаткування) визначається при виборі підготовки стовпів. У якості допоміжного транспорту використовуємо ДКНЛ.

Проведення виробок здійснюється вузьким вибоєм. Це забезпечує значно меншу трудомісткість робіт, високу швидкість проведення, кращу

стійкість підготовчої виробки. Виробки споруджуються суцільним вибоєм без розділення вугілля і породи, з підбивкою пласта в покрівлі і підшві.

Напрямок проведення виробки – за лінією простягання пласта, по ізогіпсі. Для забезпечення нормальної висоти пересипу з вибійного конвеєра на штрековий приймаємо нижню підбивку порід 1,4-1,5 м.

Для підвищення ефективності роботи, зменшення витрат на проведення виробок та скорочення часу на підготовку наступної лави доцільно одну з виробок використовувати повторно, для відробки поруч розташованого очисного вибою.

Площа поперечного перерізу виробок визначається кількістю повітря, яке подається в ці виробки, максимальним розміром засобів транспорту (для транспортування копалини, доставки матеріалів і устаткування), припустимими зазорами між транспортними засобами та боками виробки (відповідно до Правил безпеки).

Висота виробки визначається розмірами транспортних засобів, формою перерізу виробки та інтенсивністю пересування по них людей.

Ширина виробки складається з найбільшої ширини транспортних засобів зазорів між кріпленням і транспортними засобами.

У відповідності з Правилами безпеки виробки, по яких здійснюється транспорт вантажів, повинні виконуватися зазори між кріпленням, розташованим у виробці устаткуванням, трубопроводами, найбільш виступаючими частинами рухливого складу для проходу людей - не менш 0,7 м, з іншого сторони – не менш 0,25 м.

Так як виробки погашаються вслід за посуванням очисного вибою, та з урахуванням прийнятої системи розробки, приймаємо таку схему провітрювання виїмкової ділянки 1-М-Н-в-зт:

1 – надходження метану з усіх джерел (вироблений простір, вугільний пласт, відбита гірська маса);

М – напрям видачі вихідного струменю повітря відбувається на масив вугілля;

Н – відбувається незалежне провітрювання ділянки;
 в – напрям прямування повітря відбувається знизу вверх;
 зт – зворотноточний напрям струменю повітря в межах видобувної ділянки.

Провітрювання всієї шахти здійснюється вентиляторами головного провітрювання, що розташовані на головному і вентиляційному стволах та вентиляційній свердловині.

На головному стволі встановлена вентиляторна установка з вентиляторами ВЦД-47У. Привід кожного від синхронного електродвигуна СДНЗ-17-76-12, 500 об/хв., 4000 кВт та розгінного асинхронного електродвигуна АКН-2-18х43х12У4, 495 об/хв., 1600 кВт.

На вентиляційному стволі встановлена вентиляторна установка з відцентровними вентиляторами ВЦД-31,5М. Привід кожного від асинхронного електродвигуна АКН-2-16-69-ГОУ4, 590 об/хв., 1250 кВт.

На вентиляційній свердловині встановлена вентиляторна установка з двома осьовими вентиляторами ВОД-21. Привід кожного вентилятора від асинхронного електродвигуна СД-13-42-8, 750 об/хв.

Проектом передбачається встановлення вентиляторної та калориферної установок на основній площадці. Вони автоматизовані на базі апаратури АКУ-63 з контролем основних параметрів на обох установках.

Метаноповітряна суміш направляється по головному стволу по двом прокладеним дегазаційним трубопроводам діаметром 325 мм.

На основній площадці знаходиться вакуум-насосна станція, яка складається з трьох вакуум-насосів, два робочих вакуум-насоса та один резервний.

Контроль вмісту метану здійснюється у вихідних струменях лав, виймальних ділянок, тупикових виробках, привибійних просторах, у електрообладнання, якщо воно знаходиться на вихідному струмені, у струменях, що надходять в лави, за допомогою апаратури „Метан”.

Очікуване середнє виділення метану в лаві ($\bar{I}_{оч}, м^3 / хв$) та на виймальній ділянці ($\bar{I}_{вч}, м^3 / хв$) визначаємо так:

$$\bar{I}_{оч} = \bar{I}_{оч.ф} \left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч.ф}} \right)^{0.4} * \left(\frac{A_p}{A_\phi} \right)^{0.6} * K_{с.р} * K_{з.р}$$

$$\bar{I}_q = \bar{I}_{q.ф} \left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч.ф}} \right)^{0.4} * \left(\frac{A_p}{A_\phi} \right)^{0.6} * K_{с.р} * K_{з.р}$$

де $l_{оч.р}$ - довжина лави, для якої розраховується метановиділення, що очікується, м; $l_{оч.ф}$ - довжина лави, для якої визначено метановиділення фактичне, м; A_p - запланований видобуток вугілля, т/добу; A_ϕ - середній видобуток вугілля, при якому визначалося метановиділення фактичне, т/добу; $k_{с.р}$ - коеф., що враховує змінення системи розробки; $k_{з.р}$ - коеф., що враховує змінення багатометановості виробок з глибиною (при веденні робіт до 300 м нижче метанової зони приймається 1).

$$\bar{I}_{оч} = 2,743 \frac{ж327 \Pi}{й220 \Pi}^{0.4} * \frac{ж1067 \Pi}{й768 \Pi}^{0.6} ЧЧ = 3,9(м^3 / хв)$$

$$\bar{I}_q = 8,453 \frac{ж327 \Pi}{й220 \Pi}^{0.4} * \frac{ж1067 \Pi}{й768 \Pi}^{0.6} ЧЧ = 12,1(м^3 / хв)$$

Виділення метана в тупикову виробку, що проводиться по пласту визначається так:

$$I_n = I_{nob} + I_{о.у.п}$$

де $I_{пов}$ - метановиділення з оголених поверхонь пласта та порід, $м^3 / хв.$;

$I_{о.у.п}$ - виділення метану з відбитого вугілля, $м^3 / хв.$

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

де m_n - повна товщина вугільних пачок пласта, м;

v_n - проектна швидкість подвигання вибою тупикової виробки, м/добу;

$x - x_o$ - згідно даних про фактичне виділення метану з відкритих поверхонь у виробку-аналог:

$$x - x_0 = \frac{43,5 \cdot I_{\text{пов.ф}}}{m_n \cdot V_{\text{н.ф}} \cdot K_{\text{м.ф}}}$$

$I_{\text{пов.ф}}$ – фактичне виділення метану з відкритих площ пласта м³/хв;

$V_{\text{пов.ф}}$ – фактична швидкість подвигання, м/доб;

$K_{\text{м.ф}}$ – коеф., що враховує зміну виділення метану в часі, $K_{\text{м.ф}} = 0,59$;

$T_{\text{пр.ф}}$ – фактичний час проведення виробки, для якого визначаємо $I_{\text{пов.ф}}$, $T_{\text{пр.ф}} = 130$ діб;

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

Q_n – витрати повітря для провітрювання тупикової виробки (10-15 м від її початку), $Q_n = 430 \text{ м}^3/\text{хв}$;

C_n – середня концентрація метану в тупиковій виробці (10-15 м від її початку), %;

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

C_0 – середня концентрація метану перед вентилятором місцевого провітрювання, %;

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

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

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

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

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

Виділення метану із вугілля залежить від виймання (обладнання).

Для комбайнових вибоїв метановиділення буде:

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

j – технічна продуктивність прохідницького комбайна; $j = 0,47$;

$K_{\text{м.у}}$ – коеф, який враховує ступінь дегазації вугілля (відбитого), долі/од.

$$K_{\text{м.у}} = a \cdot T_y^e$$

де T_y – час дегазації вугілля у привібойному просторі, хв.;

де $Q_{уч}$ – витрати повітря в виробці (повітряподавальній), $m^3/хв.$;

$Q_{вш}$ – витрати повітря у виробці (вентиляційній), $m^3/хв.$;

$Q_{тр}$ – витрати повітря на вході трубопроводу, $m^3/хв.$

$$Q_{вш} = \frac{100}{C - C_0} \cdot \chi_{уч} \cdot \chi_n \cdot \chi(1 - k_{впу}) + k_{впу} \cdot \chi(1 - k'_{дон}) \cdot \chi(1 - k_{дон}) =$$

$$= \frac{100}{1 - 0} \cdot 2,1 \cdot 3 \cdot [(1 - 0,72) + 0,73 \cdot (1 - 0,7) \cdot (1 - 0,3)] = 665$$

χ_n – коеф. нерівномірності виділення метану

$$Q_{мр} = \frac{100}{C_m - C_0} \cdot \chi_{уч} \cdot \chi_n \cdot \chi_{впу} \cdot \chi'_{дон} \cdot \chi(1 - k_{дон}) =$$

$$= \frac{100}{3,5 - 0} \cdot 2,1 \cdot 3 \cdot 0,73 \cdot 0,7 \cdot (1 - 0,3) = 161$$

$$Q_{уч} = 665 + 161 = 826$$

де C_T – концентрація метану (допустима) в трубопроводі, 3,5%;

C_0 – концентрація метану в вент. струмені, який поступає до виймальної ділянки, 0%;

C – допустима концентрація метану (згідно ПБ) у вихідному з очисного вибою струмені повітря, 1%;

$K_{впу}$ – коеф., що враховує долю виділення метану з виробленого простору в загальному балансі (газовому) виймальної ділянки;

$I_{вп}$ – фактичне метановиділення (середнє) з виробленого простору на ділянку, $m^3/хв.$:

$$I_{вп} = 8,45 \cdot 0,73 = 6,17$$

$K_{двп}$ – коеф., що враховує ефективність ізолюваного метановідведення, 0,6;

$K_{дво}$ – коеф., що враховує ефективність дегазації, 0,3;

$K_{впу}$ – коеф., який враховує долю виділення метану з виробленого простору, 0,73.

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

$$* 12,1^{1,67} \cdot \chi(327 / 220) \cdot 0,67 = 1115$$

додатково розрахунок максимального навантаження повинен бути хроблений при непрацюючій установці (газовсмоктувальній) при $C_2=2$:

$$A_{\max} = \frac{Q_{\text{оч.мах}} \cdot C_{\text{утв}} \cdot (C_2 - C_0)^{1,93}}{194 \cdot (1 - k_{\text{обо}} \cdot C_{\text{впу}})} \cdot \Psi_{\text{yy}}^{-1,67} \cdot (L_{\text{op}} / L_{\text{оч}})^{-0,63} \cdot A_{\text{сут}} =$$

$$= \frac{593 \cdot 2 \cdot (2 - 0,05)^{1,93}}{194 \cdot (1 - 0,4 \cdot 0,86)} \cdot 28^{-1,67} \cdot (327 / 220)^{-0,67} \cdot 440 = 1873$$

де $Q_{\text{оч.мах}}$ – витрати повітря (максимальні), які можна подати в очисний вибій:

$$Q_{\text{оч.мах}} = 60 \cdot \Psi_{\text{оч.мах}} \cdot C_{\text{мах}} \cdot C_{\text{оч}} = 60 \cdot 0,94 \cdot 2,3 = 593$$

$S_{\text{оч.мах}}$ – площа поперечного перетину (мінімальна) привибійного простору лави в світлі, м^2 ;

$V_{\text{мах}}$ – швидкість повітря (максимально допустима) в привибійному просторі лави, м/с .

Головним заходом, який попереджає накопичення метану в виробках, є вентиляція. Збільшення кількості повітря, що надходить в підземні виробки, досягається змінням (зменшенням) аеродинамічного опору та розподілу повітря по них у відповідності з газовим балансом. Також необхідно, якщо можна, зменшувати витоки повітря. Для попередження шарових скупчень метану, застосовують заходи з перемішування потоку повітря в межах шару.

Також необхідно уникати рециркуляції при провітрюванні тупикових виробок (вентилятор може всмоктувати забруднене газом повітря). Правилами безпеки регламентована швидкість руху (мінімальна) повітря в виробках $0,25 \text{ м/с}$.

Останнім часом спостерігається швидке зростання газобагатості шахт. Це пов'язано зі збільшення глибини розробки та інтенсифікації видобутку сировини. Вентиляція шахт може стати не досить ефективною. Це буде вимагати застосування інших заходів в боротьбі з метаном. Головним є дегазація.

Теплова енергія, що надходить в підземні виробки, залежить від гірничо-геологічних умов родовища.

При температурі рудничного повітря, що не відповідає вимогам (санітарно-гігієнічним), необхідно регулювати тепловий режим шахти. Заходи, що змінюють тепловий стан повітря та вологість, це теплове кондиціонування повітря. Воно здійснюється інтенсивною вентиляцією підземних виробок, зменшенням притоку тепла, штучним охолодженням, осушуванням або підігрівом (взимку) повітря, що надходить. Інтенсивну вентиляцію можна забезпечити збільшенням повітряного потоку. Ці заходи дозволяють привести теплові умови в шахті відповідно до санітарно-гігієнічних норм.

Заходи, що не дають виникати пилу та пилової хмари в виробках, наступні:

- використання обладнання, яке забезпечує мінімальне утворення пилу при видобутку вугілля;
- зволоження (попереднє) пласта;
- зрошування місць утворення пилу;
- провітрювання (ефективне) виробок;
- очищення від пилу (періодичне) виробок;
- розташування збагачувальних фабрик так, щоб пил не заносився у виробки шахти.

Заходи, що перешкоджають появі джерел запалення і вибухів вугільного пилу, відносять такі: використання запобіжних вибухових речовин (при проведенні підривних робіт), електрообладнання, яке відповідає вимогам вибухонебезпечності, шахтних світильників (запобіжних), сувора заборона паління та відкритого вогню.

Заходи з локалізації та подавлення вибухів пилу це осланцювання та використання сланцевих заслонів у виробках.

Осланцювання представляє собою підвищення зольності пилу (штучне) шляхом додавання інертного пилу. Частіше використовують

інертний пил, що виготовляється з вапняку та сланцю глинистого. Осланцюванню підлягає вся поверхня підготовчих виробок. Витрати інертного пилу розраховуються і повинні відповідати встановленим нормам за Правилами безпеки.

Сланцеві заслони розташовані впоперек виробки та являють собою ряд полук в покрівлі виробки, на яких розміщується контейнери з інертним пилом. Сланцеві заслони розділяють на основні та додаткові, стаціонарні або пересувні. Кількість інертного пилу для них за Правилами безпеки розраховують як 400 кг на 1 м² площі виробки (перетин) в місці установки сланцевого заслону.

Принцип використання інертного пилу це охолодження в результаті витрати енергії (теплової) на нагрівання. За Правилами безпеки основні заслони встановлюються на прямолінійних ділянках підземних виробок на відстані 60-300 м від очисних та підготовчих вибоїв.

Довжина заслону повинна бути не менше 20 м. Для попередження вибухів пилу при проведенні виробок застосовують заслони з примусовим спрацюванням (автоматичним).

За допомогою вентиляції впоратись із значною кількістю газу неможливо, тому застосовують дегазацію.

З метою дегазації привибійного простору передбачений ізолюваний відвід газу з виробленого простору за межі дільниці. Це здійснюється за допомогою установки (газовідсмоктувальної) та вентиляторів.

Відвід суміші (метано-повітряної) проводиться по жорсткому трубопроводу діам. 0,8 м. Тупик довжиною 6 м, який погашається слідом за лавою, відшивається від штреку дощатою перемичкою, що оббита матеріалом зі старих вентиляційних труб. Перемичка переноситься слідом за посування очисного вибою (кожні 2-3 м).

У зв'язку зі значною кількістю метану пропонуємо передбачити комбінований з двох способів дегазації, а саме дегазацію пластів-супутників та порід і дегазацію виробленого простору.

Дегазацію пластів-супутників та порід проводимо шляхом відводу газу по свердловинам, які заздалегідь були пробурені через пласти-супутники.

При цьому вивільнюється значна кількість метану (внаслідок підробки порід та пластів-супутників), яка відкачується та виводиться по свердловинам на поверхню землі.

При застосування такого комплексу заходів можна збільшити навантаження на лава на 20-25%.

Визначення витрат повітря для провітрювання тупикової виробки і у всі виробки:

$$Q_{zn} = \frac{100\psi_{zn}}{C - C_0} = \frac{100\psi_{36}}{1 - 0} = 236$$

де C – допустима за Правилами безпеки концентрація газу у вихідному струмені 1%;

C_0 – концентрація газу в поступаючому на виїмкову ділянку струмені, 0%.

$$Q_n = \frac{100\psi_n}{C - C_0} = \frac{100\psi_{03}}{1 - 0} = 403$$

Розрахунок витрат повітря по максимальній кількості робітників, що працюють у виробці, що проводиться:

$$Q_{zn} = 6\psi = 6\psi_{72} = 72$$

Розрахунок витрат повітря по швидкості (мінімально допустимій) руху повітря:

$$Q_{zn} = 60\psi_{\min} \psi = 60\psi_{0,25} \psi_{5,5} = 232,5$$

де $V_{\min}$ – швидкість (мінімально допустима) руху повітря за Правилами безпеки, 0,25 м/с.

Розрахунок витрат повітря в тупиковій виробці за температурою:

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

де $V_{z.min}$ – мінімально допустима швидкість руху повітря у виробці за температурою за Правилами безпеки, 0,5 м/с.

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

Для подавання повітря в виробку використовуємо вентиляційний трубопровід діаметром 1 м, довжиною 2000 м. Знайдемо коефіцієнт витоку повітря 3,56.

Необхідна подача повітря вентилятора становить:

$$Q_v \geq K_{yt.mp} Q_{zn}$$

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

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

Приймаємо 13,9 м³/с. Далі знаходимо надлишковий тиск повітря, який створюється вентилятором, даПа:

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

де $R_{tr.r}$ – опір трубопроводу (аеродинамічний), кПа:

$$R_{mp} = r_{mp} (l_{mp} + 20 \Phi_{mp} \Phi_1 + 10 \Phi_{mp} \Phi_2) = 0,053 (2050 + 20 \cdot 1 \cdot 1) = 109,71$$

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

За даними Q_v та h_v оберемо вентилятор місцевого провітрювання. Цим даним задовольняє ВЦ-9.

Витрати повітря для лав і виймальних ділянок розраховуємо так:

$$Q_{yc} = \frac{100 \Phi_{yc} \Phi_n}{C - C_o} = \frac{100 \cdot 2,1 \cdot 4}{1 - 0} = 1694$$

$$Q_{oc} = \frac{100 \Phi_{oc} \Phi_n}{C - C_o} = \frac{100 \cdot 0,9 \cdot 4}{1 - 0} = 546$$

Розраховуємо витрати повітря при навантаженню по газовому фактору (максимально допустимому).

$$Q_{oc} = Q_{oc.max} \Phi_{o.z.} = 60 \Phi_{oc.min} \Phi_{max} \Phi_{oz}$$

$K_{o.z.}$ – коеф., що враховує рух повітря по виробленому простору, який безпосередньо прилягає до привибійного простору, 1,3.

$S_{оч.min}$ – мінімальна площа перетину привибійного простору лави в світлі, 1,9 м².

V_{max} - швидкість руху повітря по лаві, 4 м/с.

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

Проведемо розрахунок повітря за кількістю людей в виробці:

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

$n_{чол}$ – найбільше число людей, що одночасно працюють в лаві.

Визначаємо витрати повітря в цілому по шахті.

Загальні витрати повітря по шахті складуть:

$$Q_{ш} = 1,1 \cdot (\Sigma Q_{уч} + \Sigma Q_{тв} + \Sigma Q_{погв} + \Sigma Q_{подв} + \Sigma Q_{кам} + \Sigma Q_{ут})$$

1,1 – коеф., що враховує нерівномірність розподілення повітря в гірничих виробках;

$\Sigma Q_{уч}$ – витрати повітря, що необхідні для провітрювання виймальних ділень;

$\Sigma Q_{т.в}$ – витрати повітря, що необхідні для провітрювання тупикових виробок;

$\Sigma Q_{пог.в}$ – витрати повітря, що необхідні для провітрювання виробок, що погашаються;

$\Sigma Q_{под.в}$ – витрати повітря, що необхідні для провітрювання виробок, що підтримуються;

$\Sigma Q_{кам}$ – витрати повітря, що необхідні для провітрювання камер;

$\Sigma Q_{ут}$ – витоки повітря, які відбуваються через вентиляційні споруди, що розташовані за межами виймальних ділень

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

$$Q_{кам} = Q_{зк} + Q_{вм} + Q_{ем}$$

де $Q_{зк}$ – витрати повітря, що необхідні для провітрювання зарядної камери:

$$Q_{3K} = \frac{3140^{-4} \sum_{i=1}^{n_b} E_i n_{ak}}{26 - t_{вх}}$$

E_i – ємність акумулятора;

$n_{ак}$ – кількість акумуляторів в одній батареї;

n_6 – кількість батарей, що заряджаються одночасно;

$t_{вх}$ – температура повітря перед входом до зарядної камери.

$$Q_{3K} = \frac{3140^{-4} \cdot 75 \cdot 500}{26 - 24} = 465$$

$Q_{вм}$ – витрати повітря для вентиляції складу вибухових матеріалів:

$$Q_{вм} = 0,07 V_K$$

V_K – об'єм виробок складу вибухових матеріалів, м³

$$Q_{вм} = 0,07 \cdot 75 = 68$$

$Q_{ек}$ – витрати повітря, що необхідні для провітрювання камер, де розташовані електричні машини

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

N_{yi} – потужність електричної машини в камері, кВт;

η – коеф. корисної дії електричної машини;

n_y – кількість електричних машин;

K – коеф., що враховує тривалість роботи електричної машини за добу;

$N_{тj}$ – потужність трансформаторів, які згаходяться в камері, кВт;

n_t – кількість трансформаторів, які згаходяться в камері

$$Q_{ек} = \frac{16,7 \cdot 15 \cdot (1 - 0,913) \cdot 1}{26 - 24} = 687$$

Розрахуємо витоки повітря, які утворюються через вентиляційні канали.

Площа зовнішніх стін надшахтної споруди 1000 м², площа перетину вентиляційних каналів 10-15 м², перепад тиску 576 мм. в ст.

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

Витрати повітря в цілому для шахти складуть:

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

Розрахунок подачі вентиляційної установки (головного провітрювання)

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

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

Подача вентилятора головного провітрювання з урахуванням резерву

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

Максимальна депресія (статистична) мережі на яку працює вентилятор головного провітрювання (депресія обмежується величиною 300 даПа), якщо шахта надкатегорійна та небезпечна за раптовими викидами, та з виробничою потужністю 4000 т/добу та більше, депресія може приматися до 450 даПа.

Розраховуємо депресію напряду за формулою:

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

де $h_{к.б}$ – депресія каналу вентилятора, приймається $0,11 h_{н.б}$;

$h_{н.б}$ – депресія виробок напряду, даПа; знаходиться сумою депресій окремих з'єднаних послідовно гілок напряду, від устя ствола (повітряподавального) до входу в канал вентилятору:

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

h_k – депресія нагрівачів повітря визначається за формулою, даПа;

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

h_i – опір 1-го нагрівача повітря;

$n_{кл}$ – кількість рядів нагрівачів повітря;

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

$$h_{к.к} = (R_m + \sum R_{н.і} + R_{np}) \cdot Q_в^2 + R_{гв} \cdot Q_1^2 = (0,014 + 0,0761 + 0,021) \cdot 330,3 + 0,086 \cdot 26,1 = 32,4$$

$R_m, \sum R_{н.і}, R_{np}$ - аеродінамічний опір відповідно тертя, поворотів та поворота з одночасними розширеннями;

$Q_в$ – подача вентиляційної установки;

$R_{\epsilon y}$ – аеродинамічний опір розподіляючого приладу на вході в вент. канал, км;

Q_1 – витрати повітря, які проходять через нагрівачі повітря, 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 – коеф. місцевого опору повороту;

Γ – щільність повітря, яке проходить виробками, кг/м³;

q – прискорення (сили тяжіння) м/с²;

S_{κ} – площа перетину прямолінійної ділянки вент. каналу за поворотом, м³;

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

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

σ – кут повороту, рад,

X – коеф., що враховує кут повороту струменю;

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

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

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

Депресію очисного вибою визначаємо так:

$$h_{оч} = R_{оч} \cdot Q_{оч}^2$$

$R_{оч}$ – аеродинамічний опір очисного вибою

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

Γ_{100} – аеродинамічний опір (питомий), 0,03;

$E_{\epsilon x}, E_{\epsilon_{вых}}$ – коеф. місцевого опору виходу та входу;

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

$$h_{oc} = 0,13 \cdot 128 = 17,44 \text{ daPa}$$

Визначимо мінімальну та максимальну депресія

На шахті контроль за провітрюванням, виконанням вимог пилогазового режиму полягає на ВТБ (дільницю вентиляції та техніки безпеки).

Начальник дільниці разом з начальниками інших дільниць не менш одного разу на місяць контролюють відповідність фактичних параметрів, які застосовуються для боротьби з пилом в підземних виробках.

Гірничі майстри кожну зміну проходять по виробкам, здійснюють контроль вмісту метану та інших шкідливих газів, контролюють справність засобів по боротьбі з пилом. Вони також здійснюють контроль за станом температури в гірничих виробках та вентиляційних споруд і обладнання в шахті, контролюють витрати та швидкість руху повітря. Це все реєструється у журналах контролю.

Також передбачається контроль тиску повітря, депресії в підземних виробках, контролюються параметри роботи вентиляторів головного, місцевого провітрювання та справність вентиляційних споруд.

Контролюються витрати повітря так:

- у вихідних струменях лав і підготовчих виробок, виймальних дільниць, крил шахти, горизонтів, пластів та шахт в цілому;
- у поступаючих в шахту повітряних струменях, в місцях розділення поступаючих струменів, у вибоїв дільничних виробок та вентиляторів місцевого провітрювання;
- у поступаючих та вихідних струменях камер (загальношахтного призначення).

Технологічний комплекс поверхні розташовується на основній площадці шахти, повітряподавального та вентиляційного ствола. Представлений існуючими будинками і спорудами.

Технологічний комплекс складається з таких будинків та споруд:

- блок будинків і споруд головного, допоміжного стволів із приміщеннями різного призначення;
- дробильно та сортувальне відділення;
- бункери для навантажування вугілля з пунктом вивантаження над залізничним шляхом;
- пункт навантаження гірської породи;
- мости;
- галерея подачі палива.

Будинки і споруди, що проектуються:

- яма завізного вугілля;
- галереї;
- бункера завізного вугілля;
- галереї;
- дробильне (породне) відділення;
- навантажувальні бункери для породи;
- пункт з очищення залізничних вагонів;
- навантажувальна станція з пунктом навантаження побутових відходів;
- склад пластифікатора;
- хімічна лабораторія.

Технологічний комплекс повітряподавального ствола представлений існуючими будинками і спорудами.

Це надшахтний будинок повітряподавального ствола, який забезпечує спуск та підйом людей, кріпильних матеріалів та подачі свіжого повітря в шахту. Також є закритий склад вугілля, котельні, галереєю для подачі палива.

Технологічний комплекс вент. ствола представлений надшахтним будинком, який забезпечує видачу вихідного струменю повітря і являється запасним виходом. Також є закритий склад вугілля, котельні, естакада конвеєра, пункт навантаження золи і шлаку.

Технологічний комплекс ще одного повітряподавального ствола представлений такими будинками і спорудами:

- надшахтним будинком з гаражем електровозу і автонавантажувача та зарядної;
- галерея;
- пункт завантаження породи;
- склад вугілля для котельної і галерея подачі палива.

Технологічний комплекс на основній площадці в повній мірі забезпечує прийом гірської маси, що видається на поверхню скіпами, обробку її в дробильному та сортувальному відділенні, складування вугілля в навантажувальних бункерах загальною ємністю 16 000 м³, завантаження вугілля в залізничні вагони.

Навантажувальний і складський комплекс.

Паливо, що доставляється залізничним транспортом, розвантажуються на ямі завізного вугілля. Ємність прийомних бункерів складає 150 т. Живильниками та стрічковими конвеєрами вугілля направляється на складування і зберігається в бункерах завізного вугілля ємністю 300 т, далі його відвантажують в автотранспорт на потреби працівників.

Збереження палива для котелень передбачається в бункері вантажного та складського комплексу ємністю 3200 м³. Забезпечення завантаження та розвантаження бункерів відбувається в над і підбункерній частинах навантажувальних бункерів додатковими конвеєрами.

Подача палива в котельню з бункера основного промислового майданчика та відвантаження на котельні флангових промислових майданчиків здійснюється за такою ж схемою.

До пункта відвантаження палива проведені автомобільні дороги.

Пункт відвантаження обладнаний: вібратором ВНВ-2М (накладного типу), скребковими конвеєрами, що розташовані по обох боках вагону та електричними ланцюгами.

Для здійснення перевстановлення вагонів передбачається маневровий пристрій.

Состав з шести вагонів подається локомотивом на пункт. Вібратор накладається на вагони з відкритими люками і скидує його. Залишки (що висипалися), поступають на скребкові конвеєри. Конвеєрами залишки транспортуються до пункту навантаження в автосамоскиди. Після того, як вагон очищується, виробляється закривання люків талями (електричними) та маневровими операціями. Очищений состав подається до навантажувального комплексу.

Приймання та обробка породи. Порода видається по головному стволу породним підйомом і транспортується до пункту навантаження породи.

Є дробільне відділення для дроблення виданої породи. Необхідність в дробильному відділенні обумовлена тим, що порода, яка видається, досягає крупності 300*500*700 мм, це приводить до зупинення підйому через заклинювання породи в бункері, а це значна трудомісткість з приведення в робочий стан бункера, неповнота завантаження транспорту при транспортуванні на породний відвал та в неправильному формуванні породного відвала.

Технічні рішення полягають в реконструкції галерей, дробильного відділення, передачу роздрібленої породи на навантажувальні бункери та відвантаженням в транспорт і вивіз для складування на породний відвал.

Вантажний і складський комплекс для породи представлений на основному майданчику навантажувальними бункерами загальною ємністю 1200 т. Доставка породи відбувається стрічковим конвеєром, також конвеєром розподіляється по бункерам, вивантаження в транспорт здійснюється живильником типу ПК-2,6.

Керування обладнанням навантажувальних бункерів здійснюється в надшахтній будові, доставка породи до пункту навантаження здійснюється стрічковим конвеєром.

Ємність бункеру для породи складає 324 т, це забезпечує роботу підйому протягом трьох годин.

Порода з бункера живильником (хитним) перевантажується в транспорт і направляється для складування на породний відвал.

Ватажний і складський комплекс гірської маси працює так. Гірська маса через приймальний бункер (ємність 163 м³) подається живильником ПТК-14 на стрічковий конвеєр. Спеціальним обладнанням із гірської маси видаляються металеві предмети, які потім попадають в контейнер, де зберігаються, а потім вивозяться автобраспортом на переробку. Дрова та інші предмети також відбираються, накопчуються і вивозяться автотранспортом.

Гірська маса через перевантажувач подається на першу секцію збагачувача з розміром щілин 50 мм. Продукт класу +50 мм направляється на іншу секцію із щілинами 50 мм між. Клас +50 мм подається на стрічковий конвеєр, де вибирання вугілля та побічних предметів здійснюється вручну. Продукт класу -50 мм з грохотів направляється на стрічковий конвеєр і далі в силосні банки.

Гірська порода по трубах поятаує в бункер, потім живильником подається на стрічковий конвеєр і транспортується до пункту навантаження гірської породи. Пункт навантаження гірської породи обладнанується воронкою (ємність 50 м³), з якої живильником навантажується в автотранспорт. Видача відібраного вугілля із силосних банок за допомогою живильника здійснюється на два збірних конвеєри та через навантажувальні жолоби в залізничні вагони.

Ущільнення вугілля в вагонах відбувається спеціальним ущільнювачем. Дозування в вагони (за вагою) здійснюється на вагах типу 20105 ВВ.

Комплекс відкати та обміну шахтних вагонеток працює так. Відкатка й обмін вагонеток відбувається в надшахтній споруді допоміжного ствола.

Для механізації відкати та обміну шахтних вагонеток у клітках для забезпечення примусового пересування в надшахтній споруді передбачене таке обладнання: штовхальники канатні ТКО-16-80, агрегати типу 1,5АЦМ-900, платформа перестановочна, стопора СП-400-97, конвеєри поперечні, виготовлені індивідуально. Копер оснащений механізованими дверима (шлагбаумний тип) як на вході так і виході. Управління механізмами відкати проходить дистанційно та в автоматичному режимі. Пунктів з операторами знаходяться у надшахтній споруді.

Відкатка порожніх шахтних вагонеток до складу матеріалів для кріплення і повернення до надшахтної споруди в зону роботи штовхальників здійснюється шахтним електровозом.

Видані вагонетки з гірською породою за допомогою поперечних конвеєрів та штовхальників направляються на перекидач (круговий). Розвантаження вагонеток здійснюється в лійку, з під неї живильником і стрічковим конвеєром гірська порода направляється до пункту навантаження породи.

Подача палива та видалення шлаку і золи на основному майданчику передбачають встановлення додаткового агрегату. Для цього у надбункерному приміщенні котельної на стрічковому конвеєрі встановлюються ще два ножових скидачі додатково.

Видалення шлаку виробляється скреперним підйомником типу ПСК. Зола скидається з під батарейних циклонів на встановлений гвинтовий конвеєр, при цьому цей конвеєр додатково укомплектовний завантажувальним пристроєм.

Зола і шлак транспортуються в різні бункери, потім перевантажуються в автомобільний транспорт і вивозяться для складування на породний відвал.

Подача палива і видалення шлаку і золи на майданчику повітряподавального ствола відбувається так. Паливом для котельні на служить привізне вугілля. Доставка його здійснюється автомобільним

транспорт з основного майданчика. Складування вугілля відбувається на складі (напівзакритий) тип. Формування та переміщення штабелю до прийомної лійки здійснює навантажувач типу ТЕ-7. Подача палива на конвеєр здійснюється грейфером. У надбункерому приміщенні котельні вугілля скидачами розподіляється по бункерам, де і зберігається до використання.

Шлак і зола, що залишаються після спалювання, відділяються скреперними підйомниками, перевантажуються в бункер, потім автомобільним транспортом вивозяться для складування на породний відвал.

Подача палива та видалення шлаку і золи на майданчику другого повітряподавального ствола. Паливом для котельні також служить привізне вугілля. Доставка його на проммайданчик здійснюється автомобільним транспортом. Складування палива виробляється на складі напівзакритого типу. Формування і переміщення штабелю до прийомної лійки відбувається навантажувачем (тип ТЕ-7). Гвинтовою дробаркою-живильником паливо (вугілля) передається на стрічковий конвеєр, який доставляє його в надбункерне приміщення котельні, потім скидачами завантажується в бункер.

Зола і шлак віддаляються скреперними підйомниками (тип ПСК), потім завантажуються в бункер, звідки автомобільним транспортом вивозяться на відвал.

Ремонтно-складський комплекс працює так. Ремонтно-механічні майстерні служать для поточних ремонтів обладнання, оглядів обладнання на предмет ремонту, виготовлення запчастин (нескладних) та засобів малої механізації, контролю устаткування на вході, також для підготовки обладнання для відправлення на капітальний ремонт за необхідністю.

Цех з ремонту кріплення призначений для ремонту механізованого кріплення, відновлення вузлів і деталей гідро стійок, що зносилися, ремонту шлангів високого тиску. Процес (технологічний) ремонту

механізованого кріплення включає такі операції: розбирання кріплення на вузли і деталі, дефектовка, мийка, відновлення деталей зношених, , що прийшли в негодність, збірка та опробування.

Передбачається таких допоміжних цехів:

- на майданчику вентиляційного ствола – гаража для електровозів та зарядної;
- на майданчику повітряподавального ствола – механічних майстерень, гаражем для електровоза та зарядної.

На майданчику другого повітряподавального ствола передбачається використання блоку споруд допоміжних служб: гараж для електровозів, заряджання електровозних батарей та гараж для автонавантажувача.

Складський комплекс має таке призначення прийом, збереження та видача обладнання, запчастин, кріпильних матеріалів, матеріальних цінностей, сипучих й інших матеріалів.

На основному майданчику складський комплекс містить: склад кріпильних матеріалів, склад ГСМ, матеріальний склад, склад інертного пилю.

Складський комплекс на майданчиках вентиляційного і повітряподавального стволів містить: видатковий склад обладнання такріпильних матеріалів.

На основній площадці розташований: склад устаткування, що стоїть окремо, склад устаткування, розташований у блоці з цехом по ремонту гідро кріплення, склад інертного пилю, склад мокрого збереження солі, склад пластифікатора.

На майданчику другого повітряподавального ствола розташований видатковий склад матеріалів для кріплення.

Склад обладнання призначений для зберігання обладнання I, II, III груп та для важкого великогабаритного обладнання. На складі є піднімальні засоби: два крани вантажопідйомністю 10 т та один кран 20 т.

Обладнання на склад доставляється автомобільним, частіше залізничним транспортом, для цього на склад проведена залізнична колія.

Є склад мокрого зберігання солі. Цей склад призначений для збереження солі в необхідній кількості для видаткового складу котельні. Ємність цього складу 200 м³. Доставка солі на склад здійснюється залізничним транспортом. На складі є: чотири залізобетонні резервуари для мокрого зберігання солі (ємність 50 м³ кожного), залізна рамка для розвантаження вагонів, два резервуари для міцного розчину солі (ємність 50 м³ кожного) та приміщення насосної.

Для розвантаження вагонів і подавання солі в резервуари мокрого зберігання застосовується машина (МВС-4М) та пересувні стрічкові конвеєри (два).

Склад для інертного пилу призначений для приймання з залізничних вагонів, зберігання та видачі сипучих матеріалів для потреб шахти (ємність 125 т.). Приймання інертного пилу може здійснюватися з трьох видів вагонів: критих, спеціального бункерного типу та з пневморозвантажуванням.

До комплексу складських споруд входять: силосний корпус та залізничний прийомний пристрій.

Залізничний прийомний пристрій складається з двох поверхів - підвального і наземного. В силосному корпусі міститься дві ємності по 62,5 т кожні

З метою зменшення втрат вугілля від завантаження до залізничних вагонів та надходження до споживача передбачається обробка вугілля пластифікатором. У зимовий період використовується для профілактики проти змерзання. Пластифікатор зберігається на спеціальному складі.

Склад представлений надземними резервуарами в кількості п'яти та ємністю 375 м³ (загальна), також є зливальний пристрій і насосна.

Пластифікатор, що доставляється залізничними цистернами, розвантажуються та за допомогою установки з нижнім зливом насосами

(КМ-80-56-200) перекачується по трубопроводах до пункту ущільнення вугілля. Там встановлюється видатковий бак, з якого пластифікатор за допомогою електронасосів подається або на конвеєр, або на ущільнювач. Цим запобігаються втрати вугілля від змерзання та видування в зимовий період.

На майданчику другого повітряподавального ствола є видатковий склад матеріалів для кріплення. Склад призначений для зберігання лісових, металевих, залізобетонних матеріалів та обладнання, а також ти, що підлягають відкритому зберігання: металобрухт, пісок, глина, щебень.

На складі є козловий кран (ККЛ-10/12,5) із шириною колій 110 м. Це необхідно для забезпечення механізації робіт. Склад також обладнаний автовантажувачем (40816).

Доставлення кріпильних матеріалів на майданчик повітряподавального ствола здійснюється автомобільним транспортом з основного майданчика шахти.

3. СТАН МЕТАНОВИДІЛЕННЯ В ГІРНИЧІ ВИРОБКИ

Газова обстановка в підземних виробках шахти складається в як сумарна дія різних джерел, що об'єднані якоюсь просторово-часовою схемою. Вони виділяють метан в режимі, який визначений технологічною схемою роботи та провітрюванням.

Головним джерелом виділення метану в наших шахтах є виймадні дільниці, чий газовий баланс визначається такими основними джерелами – саме пластом, який розробляється та виробленим простором. В управлінні газовиділенням найбільш важким є вироблені простори. Вони є активними складниками загальної аерогазодинамічної системи більш, ніж 80% вимальних дільниць шахт.

Процеси руху повітря в підземних виробках, так як і процеси виділення метану та його розподілу в повітряних потоках у виробках, є досить специфічними, у багатьох випадках не мають близьких аналогій в суміжних галузях науки.

Головним елементом вивчення аеродинамічних процесів в шахті є встановлення характеру взаємодії повітряного потоку з тими поверхнями, що його обмежують, зустрічаються на шляху у вигляді різноманітних предметів (боки виробок, силові прояви на ділянках місцевих опорів в повітряному потоці, роздрібнені гірські породи, що обвалюються у виробленому просторі та багато іншого).

На початку вивчення газодинамічних процесів було спрямоване на вирішення задач, що пов'язані з газоносністю вугільних шахт. Інтенсивність та закономірність виділення метану в підземні виробки визначається як правило формами взаємозв'язку з вугіллям та генезисом – саме ці питання розглядаються та вирішуються на цьому етапі розвитку газової динаміки підземних виробок вугільних шахт.

В підземних виробках метан виділяється з поверхогь вугільних пластів, з відбитого вугілля, що транспортується виробками, з вироблених просторів лав та в невеликих кількостях з поверхонь гірських порід.

Виділення газу може бути звичайним, коли відбувається з поверхонь вугільного масиву через пори та тріщини. Величина його зростає з зростанням газоносності, газопроникненності вугілля та газового тиску. У перші місяці після початку розробки пласта газовиділення йде доволі інтенсивно, може складати 5 - 50 л/хв на 1 м² оголеної поверхні вугільного пласта. Потім інтенсивність різко падає та через 6-12 місяців практично зепиняється. Виділення метану з поверхонь пласта залежить від тих процесів, що відбуваються при розробці вугілля, умов дегазації масиву, управління покрівлею в очисному вибої.

В деяких умовах спостерігається суфлярне виділення метану з великих тріщин і порожнин у вугіллі та породах з дебітом газу понад 1 м³/хв на ділянках гірничих виробок довжиною до 20 м. Дебіт може досягати десятків тисяч метрів кубічних на добу, тривалість може складати від декілька годин до років. Суфляри метану на шахтах сконцентровані або зосереджені на невеликій площі. Вони приурочені до природних тріщин та до тріщин, які виникають при виконанні робіт з видобутку, зустрічаються і в очисних, і підготовчих виробках. Суфляри являють небезпеку, так як можуть виникати несподівано та різко збільшувати концентрацію газу у виробці. Це приводить до утворення шарових скупчень метану в підземних виробках. Дуже часто суфляри зустрічаються в зонах геологічних порушень диз'юнктивного та плікативного характеру. Тривалість дії суфлярів зазвичай більше у зонах плікативних порушень, а дебіт, навпаки, менший, ніж в зонах диз'юнктивних. Такі суфляри спостерігаються при першому обваленні покрівлі в лавах.

Виділяють раптове виділення (раптовий викид) метану. При ньому з вугільного пласта у гірничу виробку за малий проміжок часу виділяється велика кількість метану, викидається значна кількість вугільного пилу з

утворенням порожнеч в масиві. Кількість метану при викиді змінюється в межах від 100 кубічних метрів до 500 тис. м³ та більше.

Виділення газу з відбитого вугілля, що транспортується виробками, виявляється в основному в очисному вибої при руйнуванні вугілля комбайном і навантаженні на приви́бійний конвеєр.

Газ, що виділяється з вироблених просторів, надходить у приви́бійний простір лав, у вентиляційні штреки та виробки, які знаходяться за межами ділень, якщо вони примикають до виробленого простору. Головними джерелами виділення газу у вироблений простір лав є вугільні пласти та породи покрівлі, вугілля, що залишається у виробленому просторі (у незначному ступені) та інші джерела.

При розробці вугільного пласта спостерігається часткове розвантаження від гірського тиску розташованих поблизу вугільних пластів та прошарків. При цьому частина метану в них з сорбованого стану переходить у вільний та по тріщинам зміщується у вироблений простір очисного вибою. При пологому заляганні пласта газ поступає у вироблений простір зі всіх розміщених вище вугільних пластів та прошарків, які залягають від пласта на відстані до 60-ти кратній товщині пласта, що відроблюється в місцях спокійного залягання та при управлінні покрівлею повним обвалюванням; до 40-кратної товщині при частковій закладці виробленого простору. В місцях неспокійного залягання ця відстань повинна досягає 80-кратної товщини пласта. Відстань до розташованих нижче пластів приймається 15 м в місцях спокійного та 20-25 м при неспокійному заляганні пласта.

4. АНАЛІЗ СПОСОБІВ, ЩО ЗАСТОСОВУЮТЬСЯ ДЛЯ ЗНИЖЕННЯ МЕТАНОВИДІЛЕННЯ В ВИРОБКАХ ШАХТАХ

Існують такі способи зниження виділення газу:

1. Направлені змінення стану гірського масиву різноманітними силовими діями. В результаті цих дій змінюється напружений природний стан масиву взагалі та особливо його локальні зони, що мають різкі змінення напруженого стану і, відповідно, концентрації метану. Силкові дії здатні створювати додаткову тріщинність гірського масиву та умови для стійкої дегазації пласта:

- насичення вологою пластів в режимі фільтрації змочує природний пил та поверхню тріщин, це приводить до злипання пилинок, вони осаджуються, зменшується фазова проникненість вугілля для метану, зменшення газовиділення;

- зволоження завчасно дозволяє замістити водою частину сорбованого в об'ємі вугілля метану та перетікання заміщеного газу у гірські породи за рахунок підвищення тиску в вугіллі пласта в місцях завчасного зволоження;

- гідророзчленіння пластів дозволяє додатково до зволоження в багато разів збільшити загальну проникненність пласта за рахунок розкриття тріщин (природних) пластів вугілля, це дозволяє дегазувати вугільний пласт і також всю вугленосну товщу на значних площах навколо пробурених свердловин;

- пневморозчленіння пластів дозволяє значно підвищити загальну і фазову проникненність вугільного пласта особливо для газу і знизити сорбційний потенціал вугілля внаслідок його нагріву за рахунок сорбції кисню з шахтного повітря, це дозволяє значно поглибити дегазацію товщі порід в обширній зоні навколо пробурених свердловин;

- фізична та хімічна дії водними розчинами кислоти дозволяє значно збільшити проникненність пласта за рахунок розчинення кислотою

карбонатних включень у вугільному пласті, збільшити фазову проникненість вугілля для газу (внаслідок утворення газу при цій реакції кислоти з карбонатами), підвищити зволожуємість та гідрофільність вугілля, цк дозволяє поглибити дегазацію вугленосної товщі (в тому числі порід);

- фізична та хімічна дія водними розчинами ПАР (поверхнево-активні речовини) збільшує змочуємість, зволоження вугілля та швидкість проникнення води в пори і тріщини, що дозволяє збільшити швидкість заміщення метану в сорбційному об'ємі вугілля;

- пневматичне робочої рідини зволоження, гідророзчленіння, кислотна дія в декілька разів збільшує фазову проникненість масиву для метану, це дозволяє значно поглибити дегазацію і знизити витрати;

- гідророзчленіння в поєднанні з хвильовою дією дозволяє додатково до всіх переваг збільшити проникненість та рівномірність обробки, знизити витрати енергії;

2. Дія мікроорганізмів на пласт, які поглинають метан шляхом введення в пласт водних сумішів, які забезпечують розмноження та життєдіяльність організмів. Це дозволяє значну частину метану, що утримується в тріщинах та порах (розкритих) пласта, окислити, а саме перевести метан безпосередньо у місці розташування в безпечні поєднання двоокись вуглецю, білок, воду, тепло та тим самим зменшити небезпечну концентрацію метана при виконанні гірничих процесів.

3. Направлене змінювання стану пласта тепловою дією водним або газоподібним теплоносієм. Це дозволяє підвищити газову віддачу в свердловину при дегазації, знизити сорбційний потенціал вугілля, вирівняти концентрацію напруги в гірському масиві, цк значно поглибить дегазацію.

4. Створення мономерів (полімерів), використання розчинів мочевіноформальдегідних і фенолформальдегідних смол, що переходять

в гелеобразне або тверде утворення в масиві вугілля та дозволяють в декілька разів зменшити проникненість масиву, забезпечити рівнопрочність останнього.

5. Направлене змінювання стану вугільного пласта в певних умовах може бути також досягнуте багатостадійною дією на пласти та породи на основі гідророзчленніня та подальшого послідовного застосування (вибіркового) різних комбінацій дій, це дозволить привести пласти і породи до стану, що забезпечує раціональну і безпечну розробку родовища корисних копалин.

Дегазація пластів (супутників) та вироблених просторів

Головне місце в боротьбі з метаном у шахтах займає спосіб дегазації вугільних пластів (супутників) свердловинами, який запропонував професор І.М. Печук. Висока ефективність дегазації вугільних пластів (супутників) зумовила широке її використання на всіх шахтах, небезпечних за газом.

Продуктивність виймальних дільниць шахт лімітується в основному виділенням газу з виробленого простору, що складає від 20 до 85% від загального виділення газу на дільниці. Причому 20-70% метану, який виділяється з виробленого простору, поступає безпосередньо в очисний вибір (лаву). Здійснення дегазації вугільних пластів (супутників) значно знижує виділення газу з виробленого простору в підземні виробки.

Ведення очисних робіт влаві викликає процес посування в просторі гірського масиву та перерозподіляє напруги в ньому. В наслідок цього над виробленим простором та під ним здійснюється розвантаження вугільних пластів (супутників) від гірського тиску, розвивається тріщинуватість та змінюється проникненість гірських порід. Внаслідок цих процесів створюються умови для переміщення метану з супутників в гірничі виробки та його десорбції. Тому можливості дегазації та параметри систем дегазації визначаються з урахуванням протікання закономірностей процесу посування гірських порід в просторі та часі.

Також встановлено, що виділення газу істотно збільшується після підробки пробурених свердловин, які перетинають вугільні пласти (супутники) між лініями, що обмежують купол повного обвалювання порід і місця перегину кривої опускання порід. Ефективнішими є свердловини, які пробурені ближче до куполу повних обвалювань. Не збільшується виділення газу після просування очисною забою з свердловин, які пробурені за межі куполу, обмеженого лініями сполучення точок перегину кривої опускання з границями виймання за падінням. Також встановлено, що нижніми і верхніми границями площ, в межах яких відбувається дренавання вугільних пластів (супутників), можуть бути лінії перетину супутників, нормальних до нашарування товщ, що проведені через межі цілин на пласті, які одночасно розроблюються.

Ці факти добре узгоджуються з положеннями теорії обвалювання гірських порід.

Дегазація вугільних пластів (супутників) виробками.

Спосіб має назву «хиршбахський», вперше був застосований в промисловому масштабі в Саарє на шахті «Хиршбах». Для дегазації вугільних пластів (супутників) цим способом пласта, що розробляється вище, проводять спеціальну виробку по неробочому вугільному пласту (по можливості). Далі виробку ізолюють перемичкою, через перемичку пропускають відрізок металевої труби. Від перемички по гірничим виробкам газопровід виводять на поверхню та підключають до вакуум-насосу. При підробці в виробку виділяється метан з сусідніх пластів і прошарків, які знаходяться в зоні впливу очисних робіт. Звідти (з виробки) метан по трубопроводу поступає на поверхню. Досвід роботи на саарських шахт показує, що найкращі результати можна отримати при розміщенні виробки майже паралельно напрямку посування лави. Ця виробка повинна бути розташована якнайближче до вентиляційного штреку, деє в 15-35 м від вугільного пласта. Для збільшення виділення газу пропонується з виробці бурити свердловини по вугіллю через кожні 12 м і по породі через

кожні 20-40 м. Значний вплив на кількість газу робили тільки свердловини, які були пробурені в покрівлю і підшву вугільного пласта.

Цей спосіб дегазації варто застосовувати при відробці лав зворотним ходом, коли дегазія вугільних пластів (супутників) свердловинами обмежені. При цьому способу дегазації метано-повітряна суміш висмоктується в порівняно значних кількостях та з високим вмістом метану. Однак конкретні відомості про ефективність дегазації про зниження виділення газу в гірничі виробки, не доведені. Вважається, що шляхом дегазації цим способом виділення газу з вугільних пластів (супутників) можна зменшити до 60-70%.

Ще одним способом є дегазія вугільних пластів (супутників) свердловинами великого діаметру, що пробурені по пласту, який розміщений вище або ніжче. Для цього з відкатного (вентиляційного) штреку проводять гезенки, в місці перетину яких з сусіднім пластом споруджують камери, з яких бурять свердловини. Ефективність дегазації такими свердловинами складає десь 50-60%. Переваги цього способу такі, що можна розділити ці роботи і роботи з виймання вугілля. Крім того, цей спосіб може бути застосовуваним при будь-якому порядку відробки виймальних полів.

Не у всіх гірничотехнічних умовах можливості дегазації задовольняють потребам шахти. Особливо складне положення складається на шахтах (газових), де основну частину в газовому балансі складає виділення газу з вугільних пластів (супутників), що розташовані в межах зони обвалювання порід. Ефективність дегазації вугільних пластів (супутників) в зоні опорного тиску дорівнює нулю. Але при попаданні в розвантажену область масиву свердловина може бути разгерметизована, а це теж знижує ефективність дегазації. В цих умовах до дегазації вугільних пластів (супутників) свердловинами необхідно застосовувати інші способи дегазації виробленого простору.

Метан з супутників та порід, які обвалюються, витоками повітря виноситься у верхню частину очисного вибою і вентиляційний штрек. При відробці лав зворотним ходом та зворотній схемі провітрювання у випадку погашення вентиляційного штреку слідом за лавою весь метан виноситься на сполучення очисного вибою з вент. штреком. У зв'язку зі значними витоками повітря концентрація газу (метану) у виробленому просторі залишається незначною (10-12%) навіть при надходженні значної кількості газу з різних місць. Тому відсос газу з виробленого простору по газопроводу за допомогою вакуум-насосів малої продуктивності не дає необхідного результату.

Для зниження виділення газу з вироблених просторів на шахтах дегазацію здійснюють в основному короткими свердловинами, що пробурені в куполи обвалювання порід або над ними. Цими свердловинами висмоктується метан, що поступає до виробленого простору з вугільних пластів (супутників), які дегазуються. Цей спосіб дегазації використовують у випадках, якщо дегазація вугільних пластів (супутників) не забезпечує необхідної газової обстановки на виймальній дільниці. В залежності від прийнятої системи розробки та схеми руху струменю ефективність дегазації короткими свердловинами складає десь 20-40%. Концентрація метану в повітряній суміші, що відсмоктується, при регулюванні роботи свердловин та доброї їх герметизації складає також 20-40%.

Застосування цього способу дегазації у ряді випадків обмежене із-за низької ефективності та незначної концентрації метану в суміші. А це необхідно враховувати при одночасній дегазації вугільних пластів (супутників) та виробленого простору. Підвищення кількості метану у виробленому просторі очисного вибою досягають шляхом ізоляції простору від виробок, по яким йде сіже повітря. Роботи в цьому напрямку проводилися в МАКНІІ (до 2014 року). Для ізоляції використовували безусадочний пінопласт, який отримували безпосередньо на місці роботи, змішуючи мочевино-формальдегідну або мочевино-формальдегідно-

фурфольную смолу з діетіленгліколем. Концентрація метану при цьому підвищується до 55%, а ефективність дегазації до 50%.

Для зменшення витрат на буріння свердловин та забезпечення ефективної роботи дегазації при їх експлуатації необхідно знати параметри (точні) області, де відбувається газовіддача від вугільних пластів (супутників).

Відсмоктування метану з виробленого простору очисного вибою

При відробці очисних виробок зворотним ходом з погашенням штреків, як вентиляційного так і відкотного, дегазія вугільних пластів (супутників) та виробленого простору способами, що були розглянуті раніше, у деяких випадках не дає необхідних результатів. В таких умовах додатково з дегазією вугільних пластів (супутників) доцільно проводити ізольований відвід метанової суміші із застосуванням потужних газовідсмоктувальних установок.

Спосіб ізольованого відводу метану полягає в тому, що газову суміш, яка поступає з виробленого простору лави в підготовчій виробки, відсмоктують вентилятором та по спеціально смонтованому трубопроводу викидають в найближчий вихідний струмінь повітря, а далі до камери змішувача. В ньому метан розбавляється до безпечних за Правилами безпеки концентрацій. Схеми відводу метанової суміші при різному провітрюванні ділянок можуть бути різними. Вони в основному можуть відрізнятися способом підключення трубопроводу до виробленого простору лави.

Відсмоктування вентиляторами рекомендується застосовувати при відробці вугільних пластів товщиною 0,5-2,0 м, не схильних до самозаймання. В залежності від товщини пласта загальне виділення газу на ділянку, де варто застосовувати цей спосіб, дорівнює від 4 до 8 м³/хв. При цьому виділення газу з виробленого простору лави повинне бути не менш 35% від виділення метану на виймальній ділянці.

Метанова суміш, що відсмоктується, з концентрацією до 30% представляє небезпеку вибуху. Тому роботу обладнання необхідно регулювати шляхом змінення підсосів повітря в газопровід. Ефективність цього способу дегазації виробленого простору лави залежить від декількох умов. При проведенні очисних робіт на шахтах дегазація перевищувала 70%.

Відвід газу по виробкам, що не підтримуються

При великих розмірах куполу в виробленому просторі та тривалому терміні відпрацювання відбувається ущільнення обвалених гірських порід і ефективність відводу по виробкам, що не підтримуються, зменшується до нуля.

Застосування комбінованих систем розробки для управління виділенням метану в гірничі виробки

При застосуванні комбінованих систем розробки для управління виділенням метану в гірничі виробки відбувається збільшення витрат на їх підтримку.

Зокрема, при значній товщині пласта або при слабких породах, що залягають в покрівлі пласта, немає можливості взагалі підтримувати виробки позаду очисної виробки.

Для підвищення ефективності для зниження виділення метану в підготовчій виробки та привибійний простір лави з виробленого простору за допомогою газовідводу необхідно знати розподілення депресії таї напрямки руху газової суміші у виробленому просторі (особливо на межі з привибійним простором) при різних варіантах відводу газу.

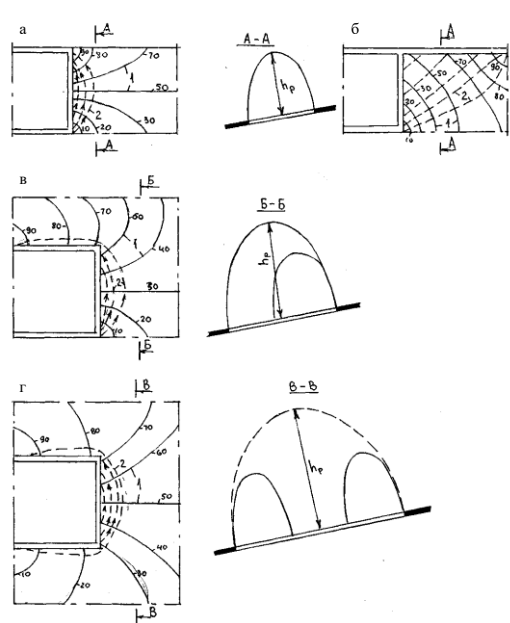


Рисунок 4.1. Розподілення тиску (1) та витоків повітря (2): а, б - примикання з одного боку до виробленого простору; в - примикання з двох боків до виробленого простору; г - примикання з трьох боків до виробленого простору; 10, 20, , 90 - змінення депресії в відсотках від загальної на ділянці

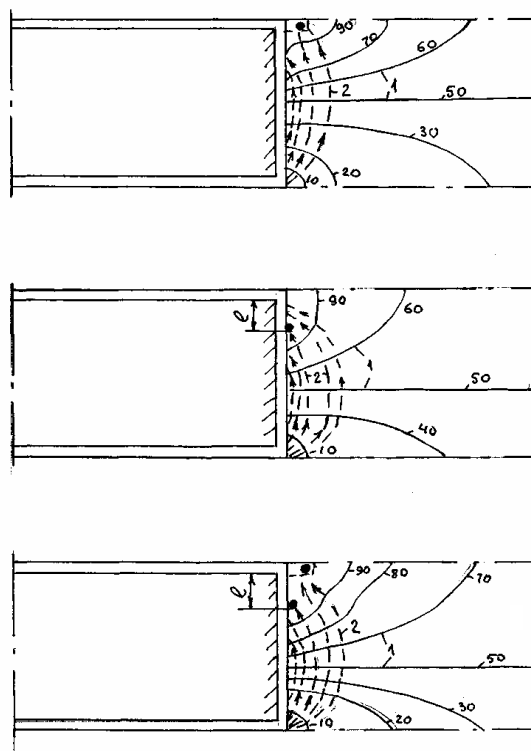


Рисунок 4.2. Розподілення тиску (1) та напрямку руху газової суміші (2) при ізольованому відводі газу: а - на виході з вент.штреку; б - з очисного

вибою; в - з двох точок забірника газу; 10, 20 ., 90 - змінення депресії в відсотках від загальної на ділянці

На рис.4.2 приведені розподілення тиску та витоків повітря у виробленому просторі при різних схемах розташування (примикання) виїмочних полів при прийнятих режимах провітрювання. Схема розташування виїмальної ділянки істотно не впливає на розподілення тиску. Надходження газу у виробки ділянки сильно змінюється в залежності від схеми розташування виїмальної ділянки. Так, при примиканні з трьох боків виїмальної ділянки до виробленого простору розмір зони, що розвантажується, найбільший. Цим пояснюється підвищене виділення газу в порівнянні зі схемою розташування виїмальної ділянки, що показана на рис. 4.2 (а, б і в).

Істотний вплив на розподілення тиску та витоків повітря у виробленому просторі лави надає ізолюваний відвід газу по трубопроводах. Це зрозуміло, так як при відсмоктуванні метану на всасі створюється зона із пониженим тиском. В наслідок цього відбувається перерозподілення тиску і газова суміш, яка знаходилася у виробленому просторі лави поступає в трубопровід, а це значно зменшує виділення газу на виїмальній ділянці.

Досвід роботи показує, що встановлення забірника газу на виході з вентиляційного штреку, який погашається, дозволяє знизити виділення газу з виробленого простору лав майже на 75-85%.

Не весь метан, що виділяється у виробленому просторі лави, потрапляє в забірник газу. Це пов'язано з тим, що витoki повітря, які омивають вироблений простір лави, виносять з нього газ в привибійний простір лави.

На основі метаноповітряних зйомок в лавах встановлено, що змінення частини виділення метану з виробленого простору лави в привибійний простір залежить від відстані від місця виміру до

вентиляційного штреку. При цьому, найбільша кількість метану виділяється у вентиляційному штреку, який погашається (35% від загального виділення метану з виробленого простору лави). На ділянці лави, яка примикає до вент.штреку, довжиною до $0,1l_{\text{л}}$ виділяється близько 30% газу (де $l_{\text{л}}$ - довжина лави, м). На відстані від вент.штреку, яка дорівнює $(0,11-0,2)*l_{\text{л}}$; $(0,21-0,3)*l_{\text{л}}$; $(0,31-0,4)*l_{\text{л}}$ і $(0,41-0,5)*l_{\text{л}}$, виділяється 20; 10; 3 і 2% від загального виділення метану з виробленого простору лави відповідно.

Найбільшого ефекту досягається при відсмоктуванні газової суміші з двох точок. Як наслідок, виділення газу з виробленого простору лави бути знижене на 95%. Ддругий забірник газу при цьому встановлюється нижче вентиляційного штреку на відстані $(0,1-0,12)*l_{\text{л}}$ (де l - відстань від вентиляційного штреку, м; $l_{\text{л}}$ - довжина очисного вибою, м).

Можна зробити такий висновок, виділенням газу з виробленого простору лави у виробки виймальної ділянки можна управляти. При цьому, при встановленні забірників газу на виході вентиляційного штреку і в очисному вибої на відстані $(0,1-0,12)*l_{\text{л}}$ від вент.штрека можна знизити виділення газу на 95%, це дозволить збільшити навантаження на лаву по газу.

5. ГАЗОПРОНИКНІСТЬ ГІРСЬКИХ ПОРІД, ЩО ВПЛИВАЄ НА МЕТАНОВИДІЛЕННЯ

Проникненість газу у виробленому просторі істотно впливає на газову обстановку виймальної ділянки. При збільшенні проникненості надходження метану у виробки зростає, збільшуються витoki повітря через вироблений простір лави (це дуже сильно проявляється при суцільних системах розробки).

При зростанні ступеню метаморфізму збільшується відповідно міцність порід. Більш міцні породи обвалюються у виробленому просторі лави блоками та глинами значних розмірів. Ущільнення міцних порід відбувається занадто довго. Тому вироблений простір лави має високу проникненість.

Свити вугільних пластів в різних місцях мають різну ступінь метаморфізму. В деяких пластах, що розроблюються на наших шахтах, метаморфізм змінюється від Д до А та майже до високометаморфізованих антрацитів.

Дослідженнями, що виконувалися в МАКНП (до 2014 року) та ДонНТУ, встановлено, що при рівних умовах витoki повітря залежать від міцності порід, що залягають в покрівлі, яка залежить в свою чергу від метаморфізму. При збільшенні відстані від вибою ми спостерігаємо зменшення витоків повітря. Це відбувається внаслідок ущільнення гірських порід, що обвалюються в виробленому просторі.

При збільшенні ступеню метаморфізму ущільнення гірських порід, що обвалюються у виробленому просторі лави, відбувається повільніше. Це пояснюється значною їх міцністю.

У керівництві з проектування вентиляцією вугільних шахт визначається коефіцієнт витоків повітря через вироблений простір (за складом порід) так.

- пісковики $K_{0.3}=1,3$;

- піщані сланці $K_{o.3}=1,25$;
- глинисті сланці $K_{o.3}=1,2$;
- сипучі породи $K_{o.3}=1,3$.

Ця методика не передбачає облік змінення міцності гірських порід в залежності від метаморфізму. Тому при розрахунку виділення газу з виробленого простору лави є місце відхилення фактичних значень від розрахункових. За даними ДонВУГІ в різних вугленосних районах одні і ті ж гірські породи мають різну міцність, яка може істотно коливатися.

В результаті оброблення газових зйомок, що проводилися на шахтах, встановлено, що протяжність зони обвалених у виробленому просторі лави не ущільнених порід, через яку йдуть витоки повітря, істотно залежить від міцності гірських порід та швидкості посування лави. Залежність описується так

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

де L - протяжність області не ущільнених гірських порід, через які йдуть витоки повітря, м;

σ - середня міцність гірських порід на одноосне стискання, МПа;

V - швидкість посування лави, м/добу.

Кількість витоків повітря дуже залежить від протяжності області не ущільнених порід. При цьому витрати повітря в лаві можуть бути визначені так:

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

де Q_{yt} - кількість витоків повітря, м³/хв;

$Q_{o.3}$ - витрати повітря, м³/хв.

Загальні витрати повітря на виймальній ділянці при суцільній системі розробки можна розрахувати так:

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

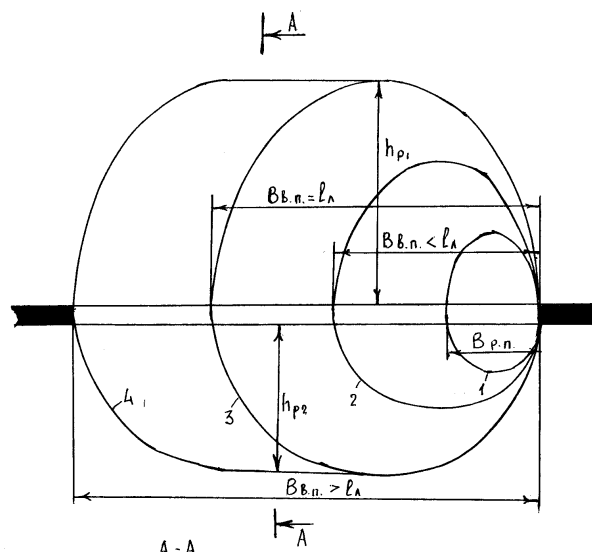
$$Q_{yc} = Q_{o.3} \cdot \left[1 + 9 \cdot 10^{-4} (4,5 \cdot \sigma - 2,5 \cdot V + 5) \right]$$

Реалізація цих залежностей значно підвищує точність при розрахунках кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки.

При відробці вугільного пласта поруч з виробленим простором утворюється розвантажена область. У вугільних пластах, пропластках та гірських породах, що знаходяться в розвантаженій області, відбувається розкриття і утворення нових тріщин і пор, що приводить до збільшення проникності газу в масиві. Метан, що виділяється з вугільних пластів (супутників) та гірських порід формує виділення газу з виробленого простору лави.

Відробка газоносних пластів свідчить, що виділення газу з виробленого простору лави завжди стабільне. При зсувах і обваленнях гірських порід виділення метана зростає, при відсутності зсувів гірського масиву навпаки зменшується.

При виході дави з розрізної печі виділення газу з виробленого простору лави не значне (практично дорівнює нулю), так як розвантажена об'ємна область мінімальна (рис.5.1).



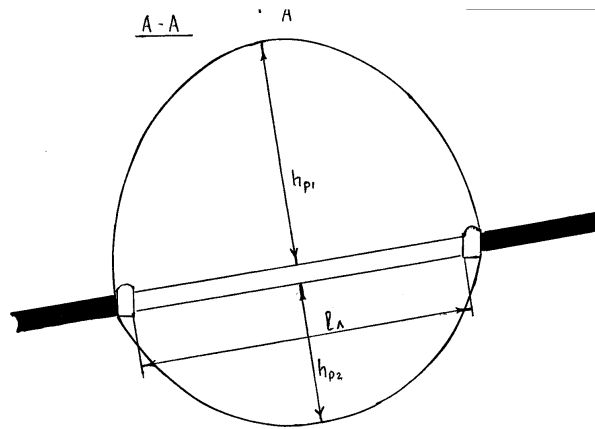


Рисунок 5.1. Формування розвантаженої області при відробці пласта:

1, 2, 3, 4 - контури розвантаженої області при: $B_{в.п.} = B_{р.п.}$, $B_{р.п.} < B_{в.п.} < l_A$,

$$B_{в.п.} = l_A, B_{в.п.} > l_A$$

Максимальних розмірів розвантажена область досягає при довжині виробленого простору лави рівному довжині останньої (одиначна лава) і визначається так:

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

де: l_A - довжина очисного вибою, м;

σ - міцність гірських порід на одноосне стискання, МПа;

m - товщина пласта, м.

При збільшенні довжини виробленого простору лави відбувається збільшення абсолютного виділення метана (рис.5.2).

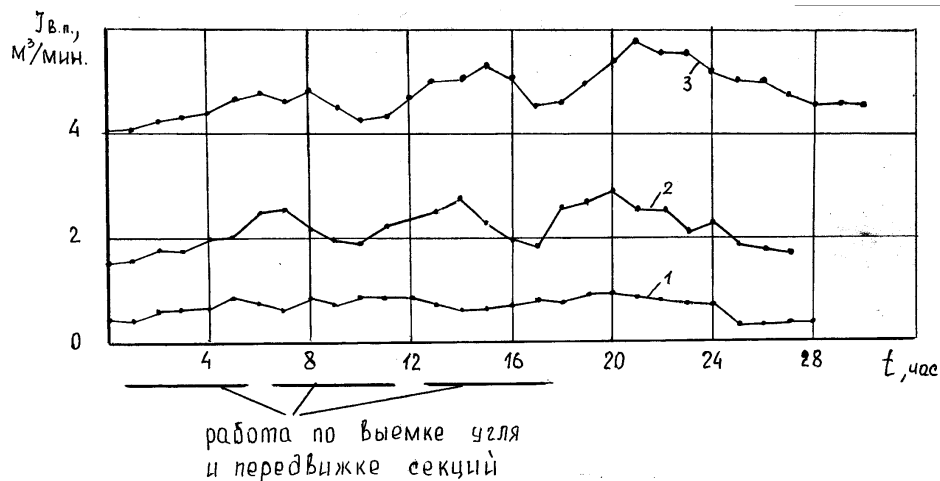


Рисунок 5.2. Змінення виділення метана з виробленого простору лави в залежності від виробничих процесів в очисному вибої: 1, 2, 3 - при довжині виробленого простору лави (30, 60, 260 м) відповідно

Так, для умов одиночного очисного вибою довжиною 200 м виділення газу з виробленого простору лави змінюється в діапазоні 0,06-5,0 м³/хв. Максимальні значення виділення газу відповідають довжині виробленого простору, представленою на рис. 5.3:

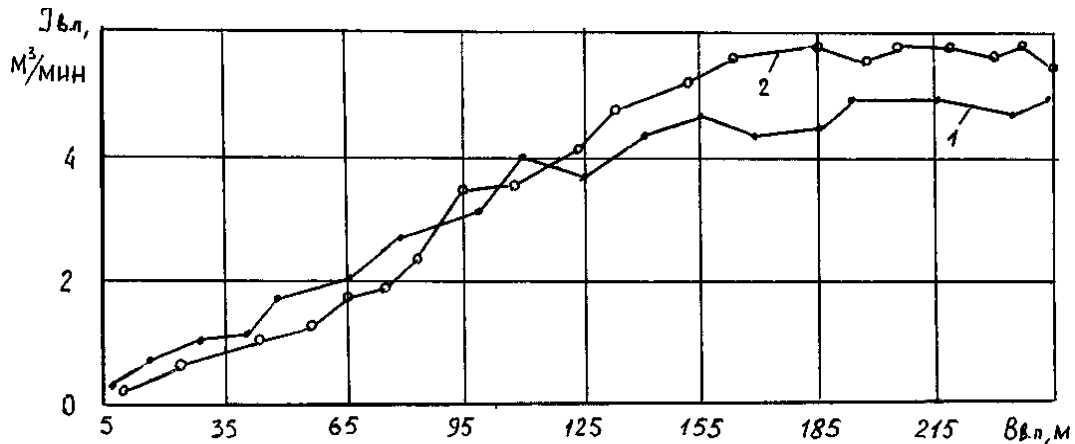


Рисунок 5.3. Змінення виділення метана з виробленого простору лави в залежності від його довжини

Зростання кількості газу, який виділяється з виробленого простору очисного вибою при відході лави від розрізної печі пояснюємо тим, що при збільшенні довжини виробленого простору лави відбувається збільшення зони, що розвантажена і обсягів гірського масиву, який бере участь у формуванні виділення газу з виробленого простору лави.

Проте виділення газу з виробленого простору лави не є постійним, його коливання впливають на нерівномірність виділення метана в очисному вибої та на виймальній ділянці.

Внаслідок виконаних досліджень ми встановили, що коливання виділення метана залежать від періодичності обвалювання порід покрівлі (в основному). Чим менше довжина виробленого простору лави, тим менші значення (абсолютні) та більші коливання. При довжині виробленого простору лави 30 м максимальні значення виділення метану досягають величини 0,8 м³/хв після трьох передвигань механізованого кріплення. При цьому зростання спостерігається в 2,7 рази від початкового значення. В ремонтну зміну кількість газу зменшлася з 0,8 м³/хв до 0,5 м³/хв. В

середньому кількість метану, який надходить з виробленого простору лави, складає $0,55 \text{ м}^3/\text{хв}$. Відхилення значень виділення метана, яке пов'язане з виробничими процесами в очисному вибої, складають в середньому $0,25 \text{ м}^3/\text{хв}$ при коефіцієнті нерівномірності (K_n), що дорівнює 1,45.

При довжині виробленого простору лави 60 м початкове виділення метана з виробленого простору лави складає $1,5 \text{ м}^3/\text{хв}$, наприкінці $1,6 \text{ м}^3/\text{хв}$. Максимальні значення виділення газу спостерігаємо після передвигань секцій механізованого кріплення. Після першого пересування виділення метана зростає до $2,5 \text{ м}^3/\text{хв}$, після другого пересування до $2,7 \text{ м}^3/\text{хв}$, після третього пересування до $2,9 \text{ м}^3/\text{хв}$. Коефіцієнт нерівномірності виділення газу дорівнює 1,32.

При відході очисного вибою від розрізної виробки на 260 м початкове виділення метана з виробленого простору лави складає $4,0 \text{ м}^3/\text{хв}$, наприкінці $5,0 \text{ м}^3/\text{хв}$. Максимальних значень виділення газу досягають після 1, 2 і 3 пересування секцій механізованого кріплення ($4,8$, $5,3$ та $5,7 \text{ м}^3/\text{хв}$ відповідно). Коефіцієнт нерівномірності виділення метану з виробленого простору лави складає 1,21.

З виконаних досліджень бачимо, що на кількість метану, який виділяється, впливає довжина виробленого простору лави, вона і визначає параметри зони, що зруйнована. При довжині виробленого простору 30 м середнє виділення метана складає $0,55 \text{ м}^3/\text{хв}$, при 60 м складає $2,1 \text{ м}^3/\text{хв}$, при 260 м складає $4,6 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Крім довжини виробленого простору лави значний вплив на виділення метана оказує процес передвигання секцій механізованого кріплення (обвалювання порід покрівлі в виробленому просторі лави). Завжди при пересуванні секцій механізованого кріплення спостерігаємо збільшення виділення газу з виробленого простору лави. Після закінчення пересування секцій механізованого кріплення через певний час спостерігаємо зниження виділення газу.

При довжині виробленого простору 30 м розмір зони в гірському масиві, що розвантажена та бере участь в виділенні метана, невеликий. Час, на протязі якого виділяється значна кількість метану також невеликий. Після 3-го пересування секцій механізованого кріплення виділення газу зменшується до мінімального значення приблизно за 7 годин.

При довжині виробленого простору лави 60 м через 8 годин виділення метану перевищує мінімальне значення приблизно на $0,3 \text{ м}^3/\text{хв}$.

При довжині виробленого простору лави 260 м підвищена кількість газу виділяється більше 11 годин після 3-го пересування механізованого кріплення. Кількість метану, що виділяється, перевищує мінімальне значення приблизно на $0,5-1,7 \text{ м}^3/\text{хв}$.

При збільшенні міцності та товщини порідних шарів час їх руйнування буде зростати. При цьому збільшення кількості газу з виробленого простору лави буде спостерігатися через кілька змін або і діб. Максимальні значення виділення метану будуть перевищувати у декілька раз постійне виділення газу.

Робимо висновок, що на величину виділення газу з виробленого простору лави впливають параметри виробленого простору лави та зони, що розвантажена. Нерівномірність виділення газу обумовлюється процесом управління (обвалювання) покрівлею пласта. Знаючи параметри зони, що розвантажена, можна прогнозувати виділення газу з виробленого простору лави, починаючи з виходу очисного вибою з розрізної печі.

Шахтами, як правило, відпрацьовується одночасно декілька вугільних пластів (є поодинокі випадки, коли в шахтному полі залягає тільки один пласт). Тому при веденні очисних робіт в таких умовах пласти потрапляють в зону попередньої надробки (підробки). Зокрема пластів робочої товщини в шахтних полях залягає велика кількість пластів неробочої товщини (прропластків), з яких теж виділяється багато газу.

При попаданні вугільних пластів (супутників) в зону, що розвантажена, з них виділяється газ, який поступає у вироблений простір лави. Це призводить до збільшення частини виділення метана з виробленого простору лави. Вона іноді може перевищувати 90% від загального виділення газу на виймальній ділянці.

Виділення газу з пластів різне в залежності від відстані підробки (надробки),

Максимальне виділення метану надходить з пластів, які потрапили в зону обвалювання гірських порід. При збільшенні відстані до суміжного вугільного пласта ступінь його розвантаження зменшується, тому зменшується і виділення газу. При цьому газ виділяється з тієї тільки частини вугільного пласта (супутника), яка знаходиться в зоні, що розвантажена. При дії на вугільний пласт (супутник) напруги, що перевищують, виділення газу з них не відбувається.

У надробленому гірському масиві відстань, на якій виділення газу з вугільних пластів (супутників) дорівнює нулю, складає приблизно 60 м.

При проектуванні провітрювання виймальної ділянки необхідно точно знати частину надходження газу з різних джерел, особливо з вугільних пластів (супутників), які знаходяться в зоні, що розвантажена.

На розміри зони, що розвантажена при відробці пласта одиночним очисним вибоєм впливають: довжина очисного вибою; товщина пласта; міцність гірських порід; кут нахилу пласта. Методика розрахунку може не враховувати деякі фактори при визначенні відстані, де виділення газу дорівнює нулю.

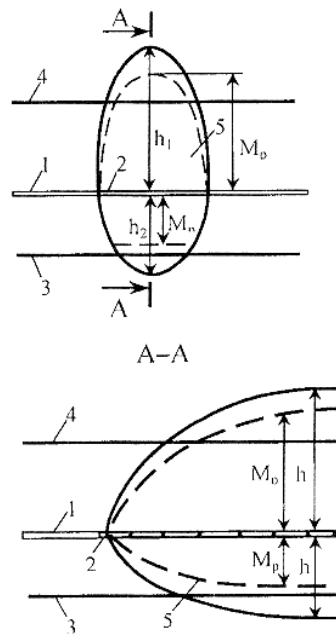


Рисунок 5.4. Розподілення зони, що розвантажена при відробці одиночного очисного вибою: 1 - пласт; 2 – очисний вибій; 3 - надроблений пласт; 4 – підроблений пласт; 5 – зона, що розвантажена; h_1 - величина зони в підробленому гірському масиві; h_2 - величина зони в надробленому гірському масиві; M_{p1} і M_{p2} - відстань, коли виділення газу з супутників дорівнює нулю

У ДонНТУ встановили залежність змінення розмірів зони, що розвантажена в підробленому гірському масиві від факторів при відробці одиночним очисним вибоєм пологого пласта:

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

де l_l - довжина очисного вибою, м;

m - товщина пласта, м;

σ - середня міцність порідна одноосне стиснення, МПа;

α - коеф., що характеризує довжину виробленого простору лави в відсотках від довжини очисного вибою:

$$\alpha = \frac{L}{l_l}$$

L - довжина виробленого простору лави, м. При довжині виробленого простору лави більшому, ніж довжина лави, приймається рівним довжині лави.

В границях зони, що розвантажена, напруги змінюються від 0 до γH .

На значних глибинах, де ведуться гірничі роботи, виділення газу з вугільних пластів (супутників) відбувається при зменшенні напруги на 15% та більше. В межах зони, що розвантажена, напруга знаходиться на відстані від пласта $0,9h_1$. Тобто можна визначити відстань, де виділення метана з пласта, який підроблюється, дорівнює нулю.

При використанні цієї залежності можна точно визначити відстань, де відбувається віддача газу з вугільних пластів (супутників) та і кількість газу, який поступає з виробленого простору лави на виймальну ділянку.

6. УПРАВЛІННЯ ВИДІЛЕННЯМ ГАЗУ В ГІРНИЧИХ ВИРОБКАХ

При збільшенні глибини розробки родовища підвищується кількість газу та температура гірського масиву. Тому необхідно подавати велику кількість свіжого повітря при значних депресіях, а це викликає збільшення втрат повітря і витрат електроенергії. Ці витоки повітря змінюють нормальний режим провітрювання, можливе виникнення підземних пожеж, погіршуються кліматичні умови роботи в підземних виробках. Але їх можна використовуватися в якості ефективного і легко здійсненого заходу при управлінні виділенням газу з виробленого простору лави. Витоки повітря вимивають газ у привибійний простір очисного вибою або на підготовчій виробки. Тому необхідно приділяти належну увагу практичному рішенню по доцільності використання витоків повітря в якості заходів по управлінню виділенням газу при проектуванні і провітрювання підземних виробок шахт.

Зараз розроблені та впроваджуються у виробництво ефективні (з точки зору вентиляції) системи розробки, які дозволяють розбавляти газ по джерелам його надходження в виробки. Але застосування таких систем розробки пластів не завжди можливо із-за планування гірничих робіт, яке вже існує на шахтах, що працюють, або гіз-за певних ірничо-геологічних умов. При товщині пласта більше 2,0 м і слабких гірських породах дуже важко підтримувати гірничі виробки позаду очисного вибою для забезпечення видачі вихідного струменю повітря на флангову вентиляційну виробку.

Зараз ефективним засобом боротьби з виділенням газу з виробленого простору лави в межах виймальної ділянки є ізольований відвід метану по трубопроводу великого діаметру та гірничим виробках, що не підтримуються. Цей спосіб застосовується на газових шахтах, причому в тих умовах, де з виробленого простору лави виділяється понад 50% загального по виймальній ділянці метану.

Спосіб ізольованого відводу метана по трубопроводах великого діаметру зарекомендував себе при використанні при стовпових системах розробки пластів, де виділення метана з виробленого простору лави у виробки виймальної ділянки може бути зменшено до 70-90% від загального. Відвід газу при цьому відбувається з тупіку вентиляційної виробки (штреку), який погашається слід за посуванням очисного вибою (дивись рис.6.1.).

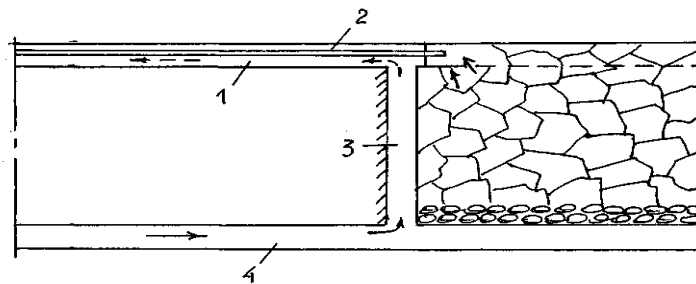


Рисунок 6.1. Схема виймальної ділянки: 1 – вент. штрек; 2 – трубопровід великого діаметру; 3 – очисний вибій; 4 - відкотний штрек

В процесі відробки вугільного пласта виймальні ділянки мають однобічне, двобічне та трибічне примикання (дивись рис.6.2).

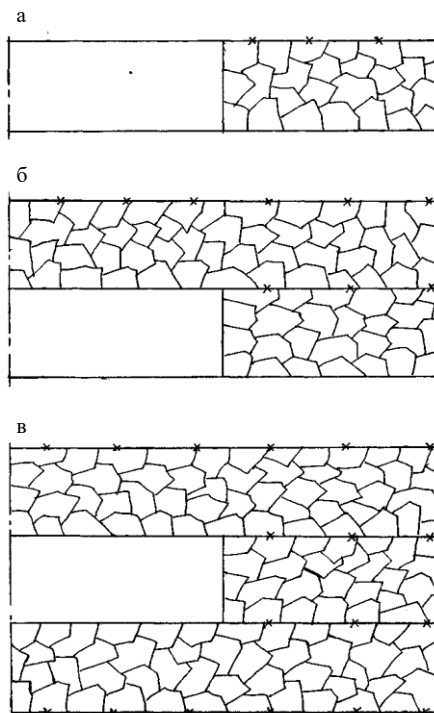


Рисунок 6.2. Схеми примикання до виробленого простору лави: а, б, в – однобічне, двобічне, трибічне примикання відповідно

Найбільша кількість метану поступає при трибічному примиканні до виробленого простору очисного вибою. В таких випадках відвід газ по трубопроводах великого діаметру інколи не дає бажаного результату. Це пов'язано з тим, що відсмоктування газу здійснюється в основному з виробленого простору діючої лави.

При відході від очисного вибою у виробленому просторі лави відбуваються процеси ущільнення гірських порід, це приводить до збільшення величини аеродинамічного опору повітря. Через ущільнені гірські породи витоки повітря будуть мінімальні, а іноді взагалі відсутні. Ущільнення гірських порід залежить від складу порід покрівлі та відбувається на різних відстанях від лави. Відстань, на якій гірські породи ущільнені повністю, залежить як від складу і міцності гірських порід, так і від швидкості посування лави, довжини очисного вибою та способу управління покрівлею.

Зараз на пластах застосовують, як правило, повне обвалювання порід покрівлі. При цьому швидкість посування очисного вибою може змінюються в діапазоні 0,63-4,8 м/доб.

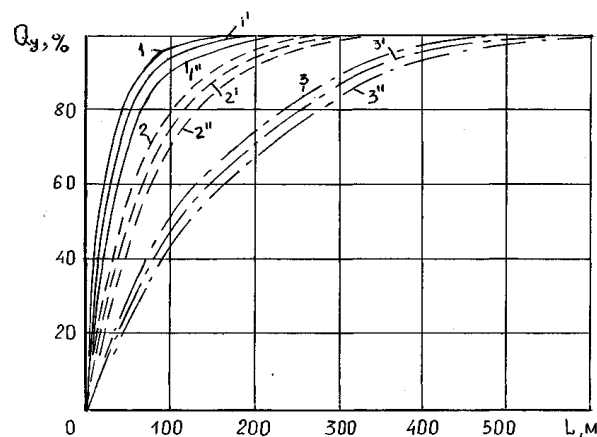


Рисунок 6.3. Змінення значення витоків повітря: 1, 1', 1'' міцність гірських порід в покрівлі 30-40 МПа при швидкості посування 1, 2 і більше 3 м; 2, 2', 2'' міцність гірських порід в покрівлі 50-70 МПа при швидкості посування 1, 2 і більше 3 м; 3, 3', 3'' міцність гірських порід в покрівлі 80-110 МПа при швидкості посування 1, 2 і більше 3 м.

На рис.6.3 показані залежності змінення величини витоків повітря і виробленому просторі при суцільній системі для очисних вибоїв довжиною 180-200 м при управлінні покрівлею в виробленому просторі повним обваленням.

З цих залежностей бачимо, що при посуванні вибою до 1,0 м/доб при міцності порід покрівлі на стиснення 30-40 МПа витoki повітря практично припиняються на відстані 175 м від очисного вибою. При збільшенні швидкості посування лави до 3 м/доб відстань збільшується до 230 м. У випадку, коли породами покрівлі 80-110 МПа та при швидкості посування очисного вибою витoki практично припиняються на відстані 500-600 м відповідно.

Так як вироблений простір в зоні гірських порід, що ущільнені, має незначну проникненість, відсмоктування газу необхідно проводити в зоні високої проникності гірських порід. При цьому відстань від очисного вибою до місця встановлення всасу трубопроводу може бути визначена за формулою:

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

де: L_0 - відстань від очисного вибою до місця встановлення всасу трубопроводу, м;

L - відстань від очисного вибою до ущільнених гірських порід у виробленому просторі лави, м.

При застосування дегазації виробленого простору лави навантаження на очисний вибій збільшується від 780 до 1300 т/доб.

Змінення стовпової на комбіновану системи розробки з низхідним провітрюванням лави та видачею вихідного струменю на флангову вентиляційну виробку (хідник) дозволяє досягти навантаження на очисний вибій 1500-2500 т/доб при товщині пластів 1,21-1,81 м. Використання такої системи розробки не завжди прийнятно (із-за гірничо-геологічних умов). В цьому випадку значно зростають витрати на проведення вентиляційної

флангової виробки (хідника) та підтримку відкотного штреку з фланговою виробкою.

При використанні відсмоктування газу з виробленого простору лави при стовповій системі навантаження на лаву може зрости на 250-450 т/доб в порівнянні з роботою очисного вибою без застосування заходів по зниженню виділення газу.

При цьому навантаження на очисний вибій буде менше в порівнянні з комбінованою системою розробки на 450-750 т/сут. Це відбувається тому, що ми не маємо можливості відсмоктати весь газ, який виділяється з виробленого простору лави.

Шляхом розосередженого відсмоктування газової суміші з виробленого простору лави можна знизити виділення метана в привибійний простір очисного вибою приблизно на 90-98%. Відсмоктування газу необхідно проводити з двох місць (рис.6.4).

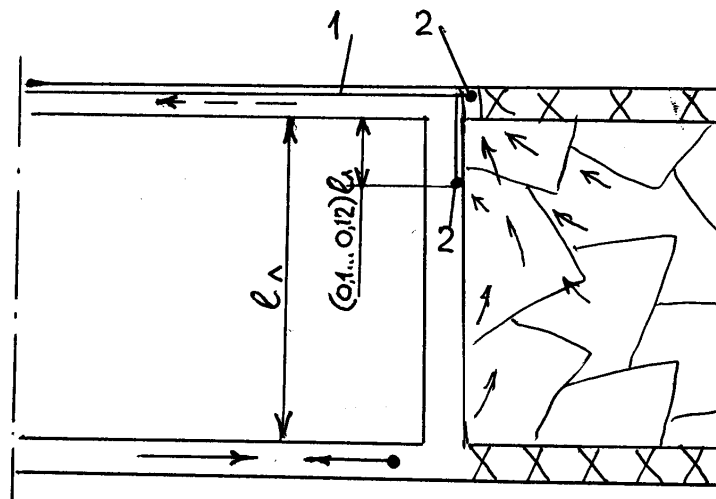


Рисунок 6.4. Схема розташування місць відсмоктування газу: 1 – трубопровід для відводу газу; 2 - місця встановлення забірників газу.

Шляхом відсмоктування газу можна добитися того ж ефекту, як у випадку застосування комбінованої системи розробки. Для забезпечення заданої виробничої потужності необхідно мати шість очисних вибоїв, це на десять очисних вибоїв менше, у випадку роботи без заходів зі зниження

виділення газу. Це дозволяє значно хнизити собівартість 1 т вугілля та підвищити продуктивність, при цьому також спрощується схема провітрювання шахти та схема транспорту вугілля.

Висновки: при застосування комбінованої системи з низхідним провітрюванням лави та видачею вихідного струменю повітря на флангову вентиляційну вуробку (хідник), або у випадку розосередженого відсмоктування газу з виробленого простору лави можна досягти максимального навантаження на очисний вибій. При цьому кількість очисних вибоїв, що працюють одночасно, буде мінімальною, це дозволить кам значно підвищити ефективність роботи підприємства.

7. ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ ВІД КОМПЛЕКСУ ЗАХОДІВ, ЩО ОБРАНИЙ В РОБОТІ

Залучені за цим проектом кошти призначені для купівлі нового обладнання (очисного таі прохідницького). Основні задачі, які ми вирішуємо за допомогою залучених коштів - це розвиток підземних гірничих робіт. В проекті приймаємо планову потужність підприємства 6 млн. т/рік.

Таблиця 7.1. -

Дані для розрахунку основних показників

Основні показники	Кількість		
	На підприємстві	У проекті	Відхилення, +, -, %
1. Видобуток вугілля по шахті: річний, тис. т добовий, т	6000 16500	6000 16500	± 0 ± 0
2. Середньодіюча чисельність лав	6,6	5	- 1,6 (- 12%)
3. Добове навантаження на лаву, т	2330	2700	+ 370 (+ 15,7%)
4. Число працюючих одночасно очисних механізованих комплексів, одиниць	7	5	- 2 (- 29%)
5. Добове навантаження на один комплекс, т	2330	2700	+ 370 (+ 15,7%)
8. Рівень механізації очисних робіт, %	100	100	± 0%
8. Проведення підготовчих виробок на 1000 т видобутку вугілля, м	3,4	2,8	- 0,6 (- 16%)
9. Рівень механізації навантаження в підготовчих вибоях, %	100	100	± 0%
10. Рівень механізації проведення підготовчих виробок, %	100	100	± 0%
11. Частка виробок, що підтримуються та закріплені металевим та залізобетонним кріпленням, %	100	100	± 0%
12. Число робочих днів підприємства	355	355	± 0%
13. Вартість основних виробничих фондів підприємства, млн. грн.	127,00	190,00	+63,00

Таблиця 7.2. –

Видобуток вугілля з вибоїв

Назва вибою	Потужність пласта, м	Довжина очисного вибою, м	Рівень механізація	Видобуток вугілля, т			
				Добовий			Місячний
				Фактичний	За проектом	Встановлений	
1-а південна лава похилу блоку 10	1,7-2,1	200	ЗКД90Т; РКУ 13	–	2750	2750	82000
2-а південна лава похилу блоку 10	1,41-2,6	200	МВРО2800; РКУ 13	2900	2900	2900	85000
3-й південний конвеєрний штрек похилу блоку 10	1,7-2,1	–	КСП42	–	100	100	3100
3-й південний конвеєрний штрек похилу блоку 10	1,45-2,6	–	КСП32	–	100	100	3100
допоміжні хідники похилу блоку 10	1,7-2,1	–	КСП42	–	200	200	6200
похил блоку 10	1,7-2,1	–	КСП42	–	100	100	3100

Розрахуємо капітальні витрати на промислове будівництво підприємства.

Для підготовки запасів вугілля необхідно було провести головні виробки (вентиляційний та конвеєрний штреки) для підготовки панелей, похили з вантажними та людськими хідниками, два ярусних штреки та фланговий хідник. Похиле поле можна відробляти одразу після підготовки 1-го ярусу, тому розраховуємо витрати для підготовки двох ярусів. Витрати на подальше проведення виробок здійснюємо вже за рахунок експлуатаційних витрат виробництва.

Таблиця 7.3. –

Розрахунок капітальних витрат

Назва виробки	Довжина виробки, м	Тип кріплення у виробці	Вартість проведення 1 м виробки, грн.	Загальна вартість роаедення виробки, грн.
Похил блоку 10	550	КМП-А3-18,6	15800	20 900 000
Вантажний хідник блоку 10	550	КМП-А3-16,3	14900	20 450 000
Людський хідник блоку 10	550	КМП-А3-16,3	14900	20 450 000
Фланговий вентиляційний хідник	550	КМП-А3-16,3	14900	20 450 000
Конвеєрний штрек блоку 10	1200	КМП-А3-16,3	15800	50 800 000
Вентиляційний штрек блоку 10	1200	КМП-А3-16,3	15800	50 510 000
Ярусні конвеєрні штреки	1200×4	КМП-А3-16,1	15800	340 800 000
Разом				480 310 000

Таблиця 7.4. –

Вартість обладнання та його монтажу

Виробничі процеси, які входять до розрахунку	Вартість цього обладнання, млн. грн.	Показники механізації процесів та робіт	Процент вартості у підсумку
Очисні роботи	250	100	75
Підготовчі роботи	69	100	14
Інші процеси	61	–	11
Разом	380	–	100

Результати розрахунку капітальних витрат предствлені в табл. 7.5.

Таблиця 7.5. –

Результати розрахунку капітальних витрат на будівництво

Назва	Сума витрат, млн. грн.	Питомі капітальні витрати, грн.
Гірничі роботи	480	672
Обладнання та його монтаж	380	604
Разом	860	1276
Непередбачені витрати (10 %)	86	127,6
Усього	946	1404

Визначення чисельності працівників підприємства

Чисельність працівників розраховуємо шляхом корекції фактичної чисельності працівників підприємства з урахуванням змінення обсягів видобутку вугілля та здійснення певних організаційно-технічних заходів, що спрямовані на покращення технічного рівня на основних процесах видобутку вугілля. Фактична чисельність працівників підприємства представлена в табл. 7.6.

Таблиця 7.6. –

Фактична чисельність працівників підприємства

Категорії працівників	Чисельність, чол.	У відсотках
Трудащі підприємства	6100	100
Робітники промислового комплексу	5200	88
підземні,	5400	77
на очисних роботах	800	10
на підготовчих роботах	750	10
Керівники, фахівці і службовці	300	5
У тому числі персонал ділянок	150	2
Інші трудащі	150	2

Облікова чисельність працівників для здійснення річного обсягу видобутку вугілля при зберіганні досягнутого рівня продуктивності праці розраховується так:

$$Ч = \frac{D_r}{П_{мес.ф.} * 12},$$

де D_r - річний (за проектом) обсяг видобутку вугілля, т;

$П_{мес.ф.}$ - місячна (фактична) продуктивність працівника з видобутку вугілля, т/мес.

$$Ч = 6000000 / (90,5 \cdot 12) = 5\,391.$$

Кількісну оцінку впливу запропонованих заходів щодо підвищення технічного рівня на підприємстві на зміну чисельності працівників здійснюємо так.

Зменшення чисельності працівників на очисних роботах внаслідок змінення рівня механізації очисних робіт:

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

де $\Delta Ч_{оп}$ - зменшення облікової чисельності працівників на очисних роботах, чол.;

$K_{оч}$ - питома вага чисельності працівників, які зайняті на очисних роботах від загальної чисельності працівників, визначається укрупнено

$$K_{оч} = 0,25 - 0,3;$$

$d_{np}, d_{ф}$ - рівень механізації очисних робіт до загального видобутку вугілля, %;

$Э$ - зменшення трудомісткості на очисних роботах (при збільшенні на 1 % рівня механізації очисних робіт, %;

γ - питома вага видобутку, на який поширюється цей захід

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

Зменшення чисельності працівників на підготовчих роботах при змінненні рівня механізації прохідницьких робіт

$$\Delta Ч_{np} = 0,01 * Ч * K_{np} * (P_{np} - P_{np}) * R * \epsilon,$$

де $\Delta\mathcal{U}_{np}$ - зменшення облікової кількості прохідників при реалізації заходу з підвищення рівня механізації прохідницьких робіт у планованому періоді, чол.;

K_{np} - питома вага кількості працівників, що зайняті на прохідницьких роботах від загальної кількості працівників, визначається укрупнено

$$K_{np} = 0,12 - 0,15$$

P_{np}, P_{np} - рівень механізації прохідницьких робіт;

R – зменшення трудомісткості прохідницьких робіт при зміні на 1 % рівня їх механізації, %;

v - питома вага обсягу проведення гірничих виробок

$$\Delta\mathcal{U}_{np} = 0,01 \cdot 5200 \cdot 0,15 \cdot (100 - 70) \cdot 0,1 \cdot 0,9 = 25 \text{ чол.}$$

Таблиця 7.7. –

Чисельність працівників підприємства

Категорії працюючих	Чисельність, чол.		
	Без впровадження заходів	При впровадженні заходів	За проектом
на очисних роботах	800	50	750
на підготовчих роботах	750	50	700
робочі з видобутку вугілля	5000	200	4800
трудящі	6100	200	5900

Показники продуктивності праці

Продуктивність праці (місячна) визначається за основними категоріями трудящих так:

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

де $P_{\text{месі}}$ - продуктивність праці (місячна) по i -тої категорії працівників, т/міс.;

N_i - чисельність працівників тієї ж i -тої категорії, чол.;

$D_{\text{мес}}$ - обсяг видобутку вугілля, т/міс.

Для порівняння наводимо фактичну продуктивність праці.

Розрахунок представлений в табл. 7.8.

Таблиця 7.8. –

Продуктивність праці

Категорія працівників	видобуток вугілля, т		чисельність працівників, чол.		продуктивність праці, т/міс.	
	факт	проект	факт	проект	факт	проект
на очисних роботах	6000000	600000	800	750	650	700
з видобутку вугілля			5000	4800	90	95
трудящі			6100	5900	70	72

Визначаємо собівартість вугілля

Визначення собівартості вугілля здійснюємо шляхом корекції фактичної собівартості з урахуванням змінення обсягу видобутку, реалізації планованих організаційно-технічних заходів, змінення виробничих витрат (інфляція).

Таблиця 7.9. –

Фактична собівартість, розрахункова ціна та прибуток

елементи витрат	собівартість вугілля	
	грн./т	Процент до підсумку
Матеріальні витрати	170,55	39,7
Витрати на оплату праці	166,47	37,6
Відрахування на соціальні заходи	119,50	11,1
Амортизація	11,42	0,85
Інші витрати	117,81	10,15
Разом собівартість	1175,75	99,05
Невиробничі витрати	11,51	1,85
Повна собівартість	11277,25	100
Розрахункова ціна	11203,85	105,66
Прибуток	126,59	10,66

Відхилення отриманої собівартості вугілля від фактичної визначається індексним методом:

а) при змінюванні обсягу видобутку вугілля

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

де ΔS_0 - змінення собівартості вугілля під впливом змінення обсягу видобутку вугілля, грн/т;

S_{ϕ} - фактична собівартість вугілля, грн/т;

$\delta_{\text{ун}\phi}$ - вага (питома) постійних витрат у собівартості, %;

$I_{\text{ун}}$ - індекс змінення постійних витрат,

$$I_{\text{ун}} = \frac{\delta_{\text{ун.нр}}}{\delta_{\text{ун.ф}}},$$

де $\delta_{\text{ун.нр.}}$ - питома вага постійних витрат при запланованому обсязі видобутку вугілля, %;

I_0 - індекс змінення обсягу виробництва,

$$I_0 = \frac{D_{\text{з.нр}}}{D_{\text{з.ф}}},$$

$D_{\text{з.нр}}, D_{\text{з.ф}}$ - річний обсяг видобутку вугілля відповідно за проектом та фактичний, т.

$$I_0 = 1;$$

$$I_{\text{ун}} = 29,0 / 29,6 = 0,95;$$

$$\Delta S_0 = 176,25 \cdot (29,0/100) \cdot (0,95/1-1) = -11,04 \text{ грн./т.}$$

б) по зміні продуктивності праці працівника з видобутку

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

де $\Delta S_{\text{нт}}$ - змінення собівартості вугілля під впливом змінення продуктивності праці, грн/т;

$\delta_{\text{от.ф}}$ - питома вага витрат на оплату праці, %;

$I_{\text{нт}}$ - індекс змінення продуктивності праці працівника з видобутку вугілля,

$$I_{\text{нт}} = \frac{П_{\text{мес.нр}}^{р.д}}{П_{\text{мес.ф}}^{р.д}};$$

$П_{\text{мес.нр}}^{р.д}, П_{\text{мес.ф}}^{р.д}$ - місячна продуктивність праці працівника з видобутку вугілля відповідно за проектом та фактично, т/міс;

$I_{\text{зн}}$ - індекс змінення зарплати, визначається так

$$I_{\text{зн}} = (0,6 - 0,9)(I_{\text{нт}} - 1) + 1;$$

$$I_{\text{пт}} = 96,7/94,5 = 1,07;$$

$$I_{\text{зп}} = (0,6-0,8)(1,07-1) + 1 = 0,89;$$

$$\Delta S_{\text{пт}} = 167,25 \cdot (36,5/100) \cdot (0,89/1,07-1) = -2,78 \text{ грн./т.}$$

Собівартість вугілля визначається

$$S_{\text{пр}} = (S_{\phi} + \Delta S_0 + \Delta S_{\text{пт}}) \cdot I_{\text{ц}},$$

де $I_{\text{ц}}$ - індекс інфляції за період;

$$S_{\text{пр}} = (167,25 - 1,07 - 2,78) \cdot 1,02 = 168,14 \text{ грн./т.}$$

Визначаємо розрахункову ціну тонни вугілля.

Розрахункова ціна вугілля за проектом

$$Ц_{\text{р.пр.}} = S_{\text{пр}} + \Pi_{\text{пр}},$$

де $\Pi_{\text{пр}}$ - прибуток на 1т вугілля за проектом, грн.

$$\Pi_{\text{пр}} = I_{\text{ц}} \cdot \Pi_{\phi} + \frac{K_{\text{нс}}}{t_{\text{пр}} \cdot D_{\text{с.пр}}}$$

Π_{ϕ} - фактичний прибуток на 1т вугілля, грн.;

$K_{\text{нс}}$ - капітальні витрати за проектом, грн.;

$t_{\text{пр}}$ - тривалість освоєння показників за проектом, років.

$$\Pi_{\text{пр}} = 1,072 \cdot 28,59 + 94220000 / (3 \cdot 6000000) = 134,1 \text{ грн./т.}$$

$$Ц_{\text{р.пр}} = 168,14 + 134,14 = 1121,28 \text{ грн./т.}$$

Розрахунок рентабельності

Загальний рівень рентабельності підприємства

$$R_0 = \frac{\Pi_{\text{пр}} \cdot D_{\text{с.пр}}}{\Phi_{\text{осн}} + C_{\text{ос}}} \cdot 100\%,$$

де $\Phi_{\text{осн}}$ - вартість (балансова) основних фондів підприємства, грн.

$$\Phi_{\text{осн}} = I_{\text{ц}} \cdot \Phi_{\text{осн.ф}} + K_{\text{нс}}$$

$\Phi_{\text{осн.ф}}$ - балансова вартість основних фондів підприємства, грн.;

$C_{\text{ос}}$ - вартість оборотних коштів підприємства, грн.

$$C_{\text{ос}} \cong (0,06 - 0,08) \cdot \Phi_{\text{осн}}.$$

Норма рентабельності продукції

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

$$\Phi_{\text{очн}} = 1,07 \cdot 1277\,000\,000 + 847\,220\,000 = 2143\,760\,000 \text{ грн.}$$

$$C_{\text{ос}} = 0,07 \cdot \Phi_{\text{очн}} = 14\,9643\,200$$

$$R_o = (34,144 \cdot 6000000) \cdot 100 / (2134760000 + 149643200) = 87,56\%$$

$$R_{\text{п}} = 344,14 \cdot 100 / 89,456 = 36,12\%.$$

Таблиця 7.10. –

Сводні техніко-економічні показники підприємства

Показники	Од. виміру	Значення				Причини
		факт	проект	відхилення		
				абс.	%	
1	2	3	4	5	6	7
Промислові запаси вугілля	тис. т	125202	125202	–	–	
Кількість пластів, що одночасно розроблюються	од.	1	1	±0	±0	
Середня корисна тавщина пласта	м	1,85	1,85	±0	±0	
Середній кут падіння пласта	град.	5	5	±0	±0	
Марка і зольність вугілля	–	КО		–	–	
Категорія шахти по газу	–	небезпечна за викидами		–	–	
Проектна потужність шахти						
річна	тис. т	6000	6000	±0	±0	
добова	т	16700	17600	±0	±0	
Число робочих днів у році днів		356	356	–	–	
Штат:						
робочих очисних вибоїв	чол.	800	750	–50	–4	змінення обладнання
робітників з видобутку вугілля	чол.	5000	4800	–200	–6	
Місячна продуктивність праці:						
робочого очисного вибою	т/міс.	650	700	+50	+4	змінення обладнання
робітника з видобутку вугілля	т/міс.	90	95	+5	+2	
Капітальні витрати:	млн. грн.	–	184	–	–	
Собівартість вугілля	грн./т	1980	1870	+110	±0,75	витрати та інфляція
Розрахункова ціна вугілля	грн./т	1900	1810	+90	+10	малий термін окупності
Показники рентабельності:						
- загальний рівень рентабельності	%	–	92	–	–	малий термін окупності
- норма рентабельності	%	–	36	–	–	

ВИСНОВКИ

1. В виробках виймальних ділень глибоких шахт джерелом метану є вироблений простір лави, з нього виділяється 65-89% загального виділення газу.
2. Зниження виділення газу з виробленого простору лави у виробки виймальних ділень дозволяє значно збільшити навантаження.
3. На величину виділення газу з виробленого простору лави впливають параметри виробленого простору лави та зони, що розвантажена. Нерівномірність виділення газу обумовлена процесом керування покрівлею в очному вибої.
4. Довжина зони обвалених та неущільнених гірських порід залежить від міцності гірських порід, так і від швидкості посування очного вибою.
5. На розмір зони віддачі газу з вугільних пластів (супутників) та гірських порід при підробці пластів впливають: довжина очного вибою; товщина пласта; міцність гірських порід.
6. Шляхом встановлення забірників газу в тупіку вентиляційного штреку, який погашається, та в лаві на відстані $(0,1-0,12)l_{\text{п}}$ від вентиляційного штреку виділення газу з виробленого простору очного вибою знижується на 95%.

ДЖЕРЕЛА

1. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации. СОУ 10.1.00174088.001-2004. – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 162 с.
2. Руководство по дегазации угольных шахт. – М.: Недра, 1990. – 186 с.
3. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – К.: Основа, 1994. – 312 с.
4. Технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах Украины. Руководящий нормативный документ. КД 12.01.201 – 98. – МУП Украины, 1998. – 244 с.
5. Правила безпеки у вугільних шахтах. НПАОП 10.0-1.01-10. – К.: Держгірпромнагляд, 2010. – 432 с.
6. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 1 и 2. – К.: Мінпаливенерго, 2003.
7. Инструкция по прогнозу и предупреждению внезапных прорывов метана из почвы горных выработок. – Макеевка–Донбасс: МакНИИ, 1987. – 29 с.
8. Руководство по применению дегазации при ликвидации горения метана в шахтах. – М.: Недра, 1983. – 100 с.
9. Айруни А.Т. Теория и практика борьбы с рудничными газами на больших глубинах. – М.: Недра, 1981. – 335 с.
10. Алидзаев Е.Д. Дегазация угольных пластов. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 47 с.
11. Колмаков В.А. Метановыделение и борьба с ним в шахтах. – М.: Недра, 1981. – 134 с.
12. Малеев В.Б., Малашкина В.А. Водоотлив и дегазация угольных шахт. – М.: Недра, 1995. – 208 с.
13. Морев А.М., Евсеев И.И. Дегазация сближенных пластов. – М.: Недра, 1975. – 168 с.

- 14.Морев А.М., Сахаров Н.М. Дегазация угольных шахт и использование метана. – Донецк: Донбасс, 1974. – 109 с.
- 15.Мякенький В.И., Курдиш И.К. Микробиологическое окисление метана угольных шахт. – Київ: Наукова думка, 1991. – 148 с.
- 16.Ножкин Н.В. Заблаговременная дегазация угольных месторождений. – М.: Недра, 1979. – 48 с.
- 17.Прогноз газообильности и управление метановыделением в угольных шахтах: Учеб. пособие / Н.Ф. Кременчуцкий, Н.К. Масленко, С.В. Балашов и др. – К.: УМК ВО, 1989. – 88 с.
- 18.Пудак В.В. Дегазация углепородного массива направленными скважинами, пробуренными с поверхности. – М.: ИАЦ ГН, 1993. – 111 с.
- 19.Пучков Л.А., Каледина Н.О. Динамика метана в выработанных пространствах угольных шахт. – М., МГГУ, 1995. – 312 с.
- 20.Управление газовой выделением при разработке угольных пластов /А.А. Мясников, А.С. Рябченко, В.А. Садчиков. – М.: Недра, 1987. – 216 с.
- 21.Муха О.А., Пугач І.І. Розрахунок параметрів дегазацийних систем: Монографія. – Д.: Національний гірничий університет, 2009. – 182 с.
- 22.Кудинов Ю.В. Совершенствование взрывозащиты шахтных дегазационных систем. Монография. – Макеевка: МакНИИ, 2006. – 115 с.
- 23.Справочник по рудничной вентиляции / Под ред. К.З. Ушакова. – М.: Недра, 1977. – 328 с.
- 24.Рудничная вентиляция: Справочник / Под ред. К.З. Ушакова. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 440 с.
- 25.Оборудование и аппаратура для дегазационных работ в шахтах: Каталог / М-во угольной пром-ти СССР, ЦНИИ экономики и науч.-техн. информ. угольной пром-ти. – М., 1989. – 48 с.