

Міністерство освіти і науки України
Державний ВНЗ "Національний гірничий університет"

Гірничий
(факультет)
Кафедра підземної розробки родовищ
(повна назва)
ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
дипломного проекту (роботи)
магістра
(назва освітньо-кваліфікаційного рівня)

галузь знань 18 Виробництво та технології

(шифр і назва галузі знань)

спеціальність 184 Гірництво

(код і назва спеціальності)

освітній рівень вища освіта

(назва освітнього рівня)

кваліфікація 2147.1 Гірничий інженер, дослідник

(код і назва кваліфікації)

на тему: Обґрунтування технологічних рішень при розробці
високо-газоносних вугільних пластів

Виконавець: студент II курсу, групи 184м-16-10

Беділо Т.А.

(підпис)

(прізвище та ініціали)

Керівники	Посада, прізвище, ініціали	Оцінка	Підпис
Проекту	проф. Кузьменко О.М.		
розділів:			
Дослідницький	проф. Кузьменко О.М.		
Технологічний	проф. Кузьменко О.М.		
Охорона праці	проф. Кузьменко О.М.		
Рецензент			
Нормоконтроль	проф. Кузьменко О.М.		

Дніпро 2018

**Міністерство освіти і науки України
Державний ВНЗ "Національний гірничий університет"**

ЗАТВЕРДЖЕНО:

завідувач кафедри

Підземної розробки родовищ

(повна назва)

Бондаренко В.І.

(прізвище, ініціали)

« _____ » _____ 20__ року

ЗАВДАННЯ

на виконання кваліфікаційної роботи магістра

спеціальності 184 Гірництво

(код і назва спеціальності)

студенту 184м-16-10

(група)

Беділо Т.А.

(прізвище та ініціали)

Тема дипломної роботи: «Обґрунтування технологічних рішень при розробці високо-газоносних вугільних пластів»

1. ПІДСТАВИ ДЛЯ ПРОВЕДЕННЯ РОБОТИ

Наказ ректора Державного ВНЗ "НГУ" від _____ № _____

2. МЕТА ТА ВИХІДНІ ДАНІ ДЛЯ ПРОВЕДЕННЯ РОБІТ

Об'єкт досліджень: високо-газоносних вугільні пласти під підземній розробці пластових вугільних родовищ

Предмет досліджень: технологічних рішень при розробці високо-газоносних вугільних пластів

Мета роботи: обґрунтування технологічних рішень з інтенсифікації відпрацювання високо-газоносних вугільних пластів за рахунок їх дегазації, використання бутових смуг та анкерного кріплення на підготовчих виробках.

Вихідні дані для проведення роботи: характеристики гірничо-геологічних умов вугільних шахт України (на прикладі підприємств ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» ш. «Західно-Донбаська» та ДП «Львіввугілля»)

3. ОЧІКУВАНІ НАУКОВІ РЕЗУЛЬТАТИ

Наукова новизна урахування закономірностей відробки високогазоносних вугільних пластів при їх дегазації з використання анкерного кріплення в дільничних виробках та обґрунтуванні технологічних параметрів.

Практичне значення роботи полягає в розробці технологічних рішень щодо відпрацювання запасів високогазоносних вугільних пластів на шахтах України.

4. ВИМОГИ ДО РЕЗУЛЬТАТІВ ВИКОНАННЯ РОБОТИ

5. ЕТАПИ ВИКОНАННЯ РОБОТИ

Найменування етапів робіт	Термін виконання
1 РОЗДІЛ. Оцінка сучасного стану тенденції напряму розробки вугілля підземним способом	01.09.17-01.10.17
2 РОЗДІЛ. Дослідження принципів технологічних рішень з інтенсифікації розробки високогазоносних вугільних пластів	01.10.17-01.11.17
3 РОЗДІЛ. Оцінка технологічних рішень та техніко-економічна ефективність з інтенсивної розробки вугільних родовищ	01.11.17-20.12.17
Підготовка до захисту	01.01.18-25.01.18

6. РЕАЛІЗАЦІЯ РЕЗУЛЬТАТІВ ТА ЕФЕКТИВНІСТЬ

Економічний ефект

Економічний ефект становитиме близько 15% від річного витрат на добування угілля. Реалізація результатів роботи очікується позитивною завдяки збільшенню продуктивності праці.

Соціальний ефект

Від реалізації результатів роботи очікується позитивним завдяки підвищення безпеки видобутку вугілля.

7. ДОДАТКОВІ ВИМОГИ

Відповідність оформлення ДСТУ 3008-95. Документація. Звіти у сфері науки і техніки. Структура і правила оформлення

Завдання видав _____

(підпис)

Кузьменко О.М.
(прізвище, ініціали)

Завдання прийняв до виконання _____

(підпис)

Беділо Т.А.
(прізвище, ініціали)

Дата видачі завдання: 10.10.2017р.

Термін подання дипломної роботи до ЕК 26.01.2018р.

ЗМІСТ

	стор.
РЕФЕРАТ	5
ВСТУП.....	6
1. ОЦІНКА СУЧАСНОГО СТАНУ ТЕНДЕНЦІЇ НАПРЯМУ РОЗРОБКИ ВУГІЛЛЯ ПІДЗЕМНИМ СПОСОБОМ	7
1.1 Аналіз сучасного стану науково-технічного прогресу в технологіях підземного видобутку іноземних вуглевидобувних підприємств	8
1.2 Оцінка напрямів комплексного розвитку вугільних підприємств України ...	11
1.3 Концепція розвитку вуглевидобувних підприємств	13
1.4 Мета та задачі дослідження	15
1.5 Висновки.....	15
2. ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ З ІНТЕНСИФІКАЦІЇ РОЗРОБКИ ВИСОКОГАЗОНОСНИХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ	17
2.1 Розробка вугілля підземним способом із застосуванням бутових смуг.....	18
2.2 Підходи до кріплення дільничних вироблень при розробці вугілля із застосуванням анкерів	24
2.3 Досвід та принципи застосування пластової дегазації вугільних пластів	28
2.4 Висновки.....	39
3. ОЦІНКА ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ ТА ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ З ІНТЕНСИВНОЇ РОЗРОБКИ ВУГІЛЬНИХ РОДОВИЩ	40
3.1 Оцінка технологічних рішень з інтенсивної розробки родовищ	40
3.1.1 Оцінка технологічних рішень із застосування бутових смуг	40
3.1.2 Оцінка технологічних рішень щодо анкерного кріплення підготовчих вироблень	43
3.1.3 Оцінка технологічних рішень застосування дегазації	50
3.2 Техніко-економічна ефективність сумісного впровадження основних технологічних рішень з інтенсифікації.....	56
3.3 Висновки.....	63
ВИСНОВОК	64
ПЕРЕЛІК ЛІТЕРАТУРИ.....	65

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 70 стор., 52 рис., 16 табл., 45 джерел.

Об'єкт досліджень: підземна розробка пластових вугільних родовищ.

Предмет досліджень: технологія розробки вугільних родовищ.

Мета роботи: обґрунтування технологічних рішень з інтенсифікації відпрацювання вугільних родовищ за рахунок дегазації вугільних пластів, використання бутових смуг та анкерного кріплення.

У вступі дано погляд на сучасний стан проблеми інтенсифікації гірничих робіт.

В дослідній частині виконані дослідження способів інтенсифікації при розробці вугілля підземним способом та обрані основні технологічні рішення з інтенсивної розробки пластів.

В заключній, третій частині, проведено оцінку техніко-економічної ефективності впровадження визначених технологічних рішень з розробки вугілля.

ШАХТА, ВУГІЛЛЯ, ПЛАСТ, ІНТЕНСИФІКАЦІЯ, ОЦІНКА ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ, ПЛАСТОВА ДЕГАЗАЦІЯ, АНКЕРНЕ КРІПЛЕННЯ ДІЛЬНИЧНИХ ВИРОБОК, БУТОВА СМУГА

ВСТУП

Актуальність роботи. Під час реструктуризації вугільної галузі України отримано цілий ряд позитивних результатів цього процесу. Однак ігнорування провідної ролі науки в реструктуризації призвело до зношеності обладнання на 50-60% та застосування застарілих технологічних рішень при розробці родовищ. І, отже, результати модернізації вугільних підприємств недостатні для досягнення ефективної їх роботи і забезпечення сталого зростання рівня рентабельності.

Виходячи зі світового досвіду, рентабельність виробництва, достатня для стійкого функціонування забезпечуються лише на тих підприємствах, де застосовується високопродуктивне іноземне обладнання і сучасні технологічні рішення. У цьому ключі одним з питань видобутку вугілля на шахтах є впровадження прогресивних технологічних рішень з інтенсивного і безпечного відпрацювання високогазоносних пластів.

Метою магістерської роботи є обґрунтування технологічних рішень з інтенсифікації відпрацювання вугільних родовищ за рахунок їх дегазації, використання бутових смуг та анкерного кріплення на підготовчих виробки.

Основна ідея роботи полягає в комплексному обґрунтуванні параметрів відпрацювання високогазоносних пластів вугільних родовищ за рахунок проведення дегазаційних заходів, використання бутових смуг та анкерного кріплення на підготовчих виробках.

Методи дослідження. В роботі використане наукове узагальнення стану та прогнозування розвитку підземної технології розробки вугілля; проведені дослідження технологічних рішень щодо інтенсифікації очисних робіт при відпрацюванні запасів високогазоносних вугільних пластів.

Наукова новизна роботи полягає в розробці методів обґрунтування параметрів відпрацювання високогазоносних вугільних пластів, з урахуванням закономірностей їх відробки при впровадженні дегазаційних заходів, використання бутових смуг та анкерного кріплення в дільничних виробках.

Наукове значення роботи урахування закономірностей відробки високогазоносних вугільних пластів при їх дегазації з використання анкерного кріплення в дільничних виробках та обґрунтуванні технологічних параметрів.

Практичне значення роботи полягає в розробці технологічних рішень щодо підвищення ефективності та безпечності при відпрацюванні запасів високогазоносних вугільних пластів на шахтах України.

1. ОЦІНКА СУЧАСНОГО СТАНУ ТЕНДЕНЦІЇ НАПРЯМУ РОЗРОБКИ ВУГІЛЛЯ ПІДЗЕМНИМ СПОСОБОМ

До категорії об'єктивних факторів, що стримують розвиток виробництва, варто віднести складні індивідуальні гірничо-геологічні та гірничо-технічні умови:

- більша глибина залягання вугільних шарів, що відпрацьовуються, сягаючої відмітки 600-700м;
- віднесення вугільних шарів до надкатегорних, небезпечним по газу, пилу, викидам і гірничим ударам.

У цих умовах у якості однієї з першочергових завдань підвищення ефективності вуглевидобутку треба було формування наукове обґрунтованої технічної політики, заснованої на комплексному системному підході до техніко-технологічних, економічних і організаційно-управлінських рішень, що забезпечують інтенсивне й безпечне відпрацьовування високогазоносних вугільних пластів.

Перша й, мабуть, головна проблема, що обумовлює високу частку постійних витрат у собівартості, – надлишкова наземна і підземна інфраструктури шахт.

Гірські роботи шахт неухильно віддаляються від скіпових підйомів, розташованих у крайових частинах мульди. Подовжуються конвеєрні магістралі, маршрути доставки людей і вантажів. Сьогодні загальна довжина конвеєрних магістралей шахт становить 35 км, а сумарна довжина гірничих вироблень – 400 км.

Для провітрювання 10 очисних і 35 підготовчих вибійів у шахти подається близько 100 тис. м повітря за хвилину. 300 днів у році цей обсяг повітря необхідно нагрівати перед подачею в шахти, на що витрачається 600 тис.Гкал щорічно.

Кожна із шахт містить власні комплекси навантаження, адміністративно-побутовий комплекс. Щорічно вантажно-транспортне керування перевозить близько 4 млн. т гірські маси із шахт.

Вся ця інфраструктура забезпечує щорічний обсяг виробництва в 8 млн. т гірничої маси й обумовлює частку постійних витрат у собівартості до 65%.

Друга проблема – обмеження потужності, обумовлене накладенням двох факторів – продуктивності скіпових підйомів і готовності фронту очисних робіт. Шахти "Лісова", "Степова" і "Надія" мають обмеження потужності, викликані недостатньою продуктивністю вугільних підйомів, у той час як потужність шахти "Західно-Донбаська" обмежена фронтом гірських робіт. Третя проблема – обмеження продуктивності очисних вибійів за вентиляційним фактором. Сьогоднішні вентиляційні мережі, їхня довжина й стан обумовлюють украй неефективне використання подаваного в шахту повітря. До основних об'єктів провітрювання – очисним і підготовчим роботам подається лише 30-35% загального обсягу повітря. З подальшим розвитком гірських робіт і збільшенням довжини мережі гірських виробіток ситуація буде погіршуватися, тому необхідно

кардинальну реконструкцію вентиляційних мереж для збільшення навантажень на очисні вибії.

1.1 Аналіз сучасного стану науково-технічного прогресу в технологіях підземного видобутку іноземних вуглевидобувних підприємств

Комплексно-механізована технологія очисних робіт при підземній розробці вугільних шарів, що відпрацьовуються, пологого залягання створила науково-технічні передумови для різкої інтенсифікації гірничих робіт і поліпшення техніко-економічних показників.

Однак у різних вуглевидобувних країнах, у відносно схожих гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах розробки, потенційні можливості цієї технології використовуються з різним ступенем ефективності. Так, у країнах Західної Європи й США при експлуатації ідентичного за технічними характеристиками устаткування, має місце різка різниця в отриманих техніко-економічних показниках. Фахівці Великобританії прийшли до висновку, що одним з основних факторів, що забезпечили високі техніко-економічні показники, досягнуті на шахтах США й Австралії, є комбінування охоронних засобів, прогресивних технологічних схем підготовки й відпрацьовування виїмкових полів. Основні переваги цих схем, що застосовуються в Європі і Україні, полягають у наступному [1,]:

- забезпечуються високі темпи проведення вироблень по вугільному пласту спеціально створеним устаткуванням;
 - повна механізація робіт із проведення та кріплення вироблень досягається спорудженням вироблень прямокутного перетину і їх анкерним кріпленням (безремонтність підтримки цих вироблень забезпечується посиленням кріплення очисного вибію та бутовими смугами);
 - знижується напруженість масиву у забезпеченні найбільш повного використання можливостей техніки та спорудження бутових смуг та анкерного кріплення;
 - механізуються технологічні процеси на сполученнях лави зі штреками.
- Разом з тим цим технологічним схемам властиві наступні недоліки:
- більш значні обсяги прохідницьких робіт і їхня облаштуваність;
 - облаштування бутових смуг ускладнює відпрацьовування свити пластів внаслідок створення зон підвищеного гірничого тиску.

У США широко застосовуються багатоштрекові технологічні схеми при стовповій системі розробки. Виїмкові штреки прямокутного поперечного перерізу проводяться групами із двох-чотирьох паралельних вентиляційних і конвеєрних вироблень. Штреки, що безпосередньо примикають до лави, погашаються слідом за її проходом, інші в більшості випадків використовуються повторно. По штреках, по яких транспортуються матеріали, подається, як правило, свіжий струмінь повітря; часто один з паралельних штреків використовується в якості аварійного. У більшості випадків конвеєрні штреки вентиляційно нейтральні. Вихідний струмінь повітря приділяється по вентиляційних штреках. У процесі очисної виїмки ніші не нарізаються, приводи забійних конвеєрів розміщаються у

виїмкових штреках, ширина яких становить 5-6 м. Як кріплення сполучень використовуються секції лавного кріплення, установлені в перетині штреків [2].

Для шахт США характерні наступні технологічні схеми. На шахті "Айрпенд" при відпрацьовуванні пологого вугільного пласта потужністю 1,6 м, у покрівлі якого залягають піщаники й суглинки потужністю від 90 до 180 м, підготовка виїмкового стовпа розміром 2200×180 м здійснюється чотирма штреками. Штреки мають ширину 4,9 м і кріпляться сталеполімерними анкерами й дерев'яними верхняками. Розміри охоронних цілин визначалися розрахунками. Конвеєрний штрек примикає до лави. Два штреки зі свіжим струменем використовуються для доставки матеріалів і як аварійні виходи. Перед лавою підтримується три вентиляційних штреки, усе для відводу відпрацьованого струменя. На шахті "Карбон" N1 при відпрацьовуванні вугільного шару потужністю від 4,0 до 9,0 м з кутом падіння 6-14°, що залягає на глибині 200 м, спочатку застосовувалася технологічна схема із шістьма виїмковими штреками, а надалі перейшли на чотириштрекову схему. Довжина лави 190 м, стовпа – 2600 м [3].

Ширина виїмкових штреків 5,4 м, висота 3 м, між ними залишають цілики шириною 25 м. Збійки між штреками проводяться через 50 м. Обидва виїмкові штреки, що примикають до лави, погашаються після її проходу. Один зі штреків, що примикають, служить для транспортування вугілля, а паралельний йому – для доставки матеріалів. Цей штрек підтримується й використовується в якості вентиляційного при відпрацьовуванні наступного стовпа. Ширина штреків 5,5 м, висота – 1,5 м. Середній із трьох верхніх штреків служить для транспорту матеріалів і подачі свіжого струменя повітря й підтримується після проходу лави. Штреки, що примикають до відпрацьованого виїмкового стовпа, використовуються для транспорту вугілля й відводу вихідного струменя повітря.

При проведенні вироблень використовується високопродуктивне устаткування, що включає прохідницькі комбайни, на яких, як правило, змонтоване устаткування для буравлення свердловин і установки в них анкерів, самохідні вагонетки або конвеєри.

Деякі шахти практикують організацію проходки зустрічними вибіями, при якій, однак, потрібна особлива старанність у контролі напрямку проходки.

Ширина штреків 5-6 м, а швидкість, при гарному стані покрівлі й підшви, становить, як мінімум, 6 м/ зміну, а в більшості випадків – 11-12 м/зміну. При звичайній ширині штреку близько 5,0 м триметрові анкери встановлюються на відстані 2,0 м від вибію. Для полегшення переміщення механізмів збійки між штреками проводяться під кутом звичайно близько 60°. Відстань між стійками досягає 60 м і визначається режимом вентиляції.

В Австралії при багатоштрековій підготовці виїмкових стовпів довжина лави коливається від 150 до 240 м; більшість лав має довжину 200 м. Довжина ділянки за простяганням визначається гірничо-геологічними умовами і сягає 3,0 км. Число штреків, що підготовлюють виїмковий стовп, залежить від газоносності пласта, геологічних умов і інфраструктури шахти. Верхні й нижні підготовчі

вироблення складаються кожна із двох або трьох паралельних виїмкових штреків. Як правило, для проходки виїмкових штреків застосовують коротковибійні комбайни й самохідні вагонетки, з яких відбиту гірську масу перевантажують на стрічковий конвеєр. У дуже сприятливих гірничо-геологічних умовах швидкість проходки досягає 90 м/зміну; середня швидкість 12-15 м/зміну, а в складних умовах і найбільшій глибині 3-4 м/зміну (15,0 м/доб). Кріплення виїмкових штреків – анкерне. У складних умовах і на більших глибинах встановлюється до 11 анкерів довжиною 2, 4-2,5 м на 1 м вироблень при ширині 5,5 м. [4].

Сучасна американська технологія підготовки очисних робіт заснована на відпрацьовуванні виїмкових панелей по системі «шахта-лава» при розробці тільки одного або одиночного вугільного пласта у відокремлених умовах виїмкового поля, з відносно стійкими породами підшви, при кутах залягання не більше 5-8° і розвинутій інфраструктурі пневмоколесного транспорту на шахті. Панель оконтурена по обидва боки двома або чотирма виїмковими штреками, закріпленими анкерним кріпленням і охороняється одним або декількома рядами вугільних ціликів прямокутної форми (багатоштрекова підготовка).

Анкери встановлюють із кроком 1,5 м, довжина анкерів – 2,7 м, діаметр – 27 мм. Починаючи із другої половини 1980-х років, широке поширення на вугільних шахтах отримали канатні анкери. Продуктивність систем з довгими лавами, що досягає 15000 т/зміну, обумовлена високою енергооснащеністю й надійністю забійного устаткування. На стику між приводом забійного конвеєра й перевантажувачем встановлюється пересувна дробарка. У половині очисних вибійів робоча напруга становить 2300 вольт, а в 40 % з них – 4160 вольт. Швидкість подачі комбайна – до 42 м/хв, коефіцієнт машинного часу – 0, 5-0,8.

У Великобританії за останні 20 років продуктивність праці в шахтах збільшилася більш ніж в 4 рази, незважаючи на досить складні, у порівнянні зі США, гірничо-геологічні умовами розробки вугільних пластів: глибина біля 800м, породи покрівлі – аргіліти ($a_{cm}=25-40$ МПа), що переходять в алеволіти й піщаники ($a_{cm}=50-60$ МПа). Основою для такого росту була система підготовки виїмкових панелей з використанням анкерного кріплення нового виду [5].

Для підвищення стійкості вироблень, що закріплені сталеполімерною анкерною системою, виїмкові штреки стали розташовувати паралельно напрямку головних горизонтальних напружень масиву гірничих порід у вихідному полі напружень. При цьому вперше у світовій практиці була застосована система безперервного контролю поведження приконтурного масиву покрівлі в оточенні проведеного вироблення з анкерним кріпленням.

Особливістю англійської двоштрекової технології підготовки й відпрацьовування виїмкових панелей є наявність великого вугільного цілика між штреками шириною 50-75 м, іноді до 100м. З урахуванням, що залишаються міжштрекові цілики вугілля, а також цілик в біля монтажних і демонтажних камер, головних транспортних і вентиляційних вироблень втрати вугілля досягають 40-50 %. Разом з тим, повсюдне впровадження анкерної системи кріплення дозволило різко, більш ніж в 10 разів, скоротити кількість випадків

обвалення порід покрівлі, у тім числі в 3-5 разів кількість нещасних випадків нижче середньої ваги, а також досягти зниження витрат і матеріалів.

Іншим вирішальним фактором підвищення продуктивності британських очисних вибійв було створення й застосування надпотужного вибійного устаткування.

У вугільній промисловості ФРН в 1990-х роках також відбулися істотні зміни. Видобуток кам'яного вугілля знизився на 50 %. Однак виробнича потужність шахт у ФРН залишається досить високої – близько 3 млн.т у рік при роботі в шахті 3-4 довгих очисних вибійв. У ФРН застосовується традиційна безціликова технологія підготовки й відпрацьовування виїмкових дільниць із кріпленням вироблень податливими рамними кріпленнями з важких профілів. Ця технологія досить трудомістка, передбачає виконання кінцевих операцій на сполученні з виробленням, що примикає і стримує технологічний цикл. Додатковим фактором, що ускладнює підтримку конвеєрних вироблень у належному стані для повторного використання, є глибина ведення гірничих робіт (1000 м і більше). У цих умовах багаторічні спроби, а також науково-дослідні експерименти з розробки нових технологій з можливістю комбайнової проходки виїмкових вироблень прямокутного перетину, закріплених винятково анкерним кріпленням, з перспективою їхнього повторного використання, поки не привели до позитивних результатів.

Австралійська вугільна індустрія, з урахуванням її досить сприятливих, як і в США, гірничо-геологічних умов, є однією із самих високотехнологічних і продуктивних у світі [6]. Невелика глибина розробки, проведення вироблень з використанням сталеполімерного анкерного кріплення по вугільних пластах, застосування австралійської двохштрекової технології підготовки й відпрацьовування виїмкових панелей з охороною вироблень рядами вугільних ціликів, виїмка вугілля з високими швидкостями подачі комбайна до 13,5-21,0 м/хв, використання високошвидкісних і надійних лавних конвеєрів, а також іншого устаткування (перевантажувача, дробарки) дозволяє досягти високої рентабельності виробництва. Обсяг видобутку на одного працюючого у вугільній галузі Австралії в 17 разів вище українського показника.

Однією із причин відставання вугільної промисловості України є складні умови розробки вугільних пластів. На шахтах продовжує застосовуватися частково застаріле обладнання з великим фізичним зношенням. Такий, неприпустимо високий рівень зношення очисних механізованих комплексів, дільничних і загальношахтних конвеєрів, обумовлюють низький коефіцієнт машинного часу, що становить 0,25-0,35. Питома вага операцій, що виконуються вручну, в очисних вибійях сягає понад 50%. Енергооснащеність очисного й прохідницького устаткування в 2-3 рази нижче, ніж, наприклад, у Німеччині.

1.2 Оцінка напрямів комплексного розвитку вугільних підприємств України

Розвиток гірничодобувних підприємств проходить у складних умовах, які диктують їх внутрішнє й зовнішнє середовище. Однієї з головних причин такої

ситуації є загострення проблеми забезпечення ефективності й безпеки виробництва.

Аналіз показників по аварійності й виробничому травматизмі показує, що незважаючи на загальне зниження в 2005 р. кількості аварій і випадків травматизму, промислова безпека у вугільній галузі України не відповідає рівню безпеки провідних вуглевидобувних країн.

Найбільш значні з них пов'язані з вибухами метану, що виділяється з вугільних пластів. Вибухи й спалахи метану ініціюють вибухи вугільного пилу, що супроводжуються важким матеріальним збитком і більшим числом людських жертв.

Основна проблема вугільного метану – метанобезпечність вугільних шахт. Досить нагадати, що за пострадянський період (1991 – 2005 р.) на шахтах України відбулося більше 50 вибухів, число померлих тільки на ш. Засядько склало 103 людини [7].

Техніко-економічні показники роботи високогазоносних шахт трохи нижче, ніж негазоносних в аналогічних гірничо-геологічних й гірничо-технічних умовах. Концептуально аналогічно, як на ПАТ «Покровське» має сенс застосовувати практику організації видобутку вугілля на шахтах, використовуючи завчасну дегазацію вугільних пластів свердловинами з поверхні.

Із шахт щорічно виділяється величезна кількість метану, а утилізується менше 10 %, що завдає шкоди навколишньому середовищу й приводить до втрати метану як енергетичного ресурсу.

Розгляд проблеми комплексного забезпечення метанобезпечності доцільно почати з шахт Дніпровського та Львів-Волинського вугільних басейнів.

На шахтах цих басейнів застосовувалися й застосовуються більше 10 різних способів і схем дегазації. При розробці вугілля у зазначених басейнів накопичений унікальний досвід робіт з дегазації. У ПАТ «Покровське», проводилася унікальна робота з дегазації шахти. Завдяки технічно грамотній інженерній політиці в практику роботи шахти була застосована комплексна дегазація підготовлених до розробки вугільних пластів і виїмкових ділянок, спроектована й впроваджена станція по переробці одержуваного метану. І на підприємстві ПАТ «Поавлоградвугілля», ш. Західно-Донбаська теж застосовуються певний вид дегазації вугільних пластів [8].

Роботи із завчасної дегазаційної підготовки (ЗДП) шахтних полів через свердловини з поверхні, з ініціативи академіка А.А. Скочинського, були початі більше 40 років тому.

Доцільність проведення дегазації була не завжди очевидна. На багатьох шахтах інших басейнів вона неочевидна і сьогодні. У першу чергу це пов'язане з досить великим капіталовкладеннями, які можуть окупитися лише через 3-5 і більше років.

У цей час у Дніпровському вугільному басейні отримана позитивна відповідь на питання про доцільність і техніко-економічну ефективність застосування завчасної дегазаційної підготовки високогазоносних вугільних пластів до високопродуктивного й безпечного відпрацювання.

Середньомісячне навантаження на очисні вибії постійно й істотно зростають. У цей час вона сягає 150 тис.т вугілля на місяць. У цих умовах різко підвищується абсолютна газовиділення виїмкових ділянок, і тільки комплексна дегазація дозволяє здійснювати ведення гірничих робіт з високими техніко-економічними показниками. Але навіть при ефективності комплексної дегазації 75-80% абсолютне газовиділення в атмосферу шахти досягає 30 м^3 за хвилину та стримує інтенсивність відпрацьовування вугільного пласту. Досягнута в цей час ефективність комплексної дегазації значною мірою визначається глибокою дегазацією виробленого простору. Однак з ростом навантаження на очисний вибій різко зростає обсяг метану з розроблювального пласта й з вугілля, що руйнується у вибії. Подальше вдосконалювання дегазації в умовах росту навантажень на очисний вибій понад 4-5 тис.т/доб. можливо тільки за рахунок добування метану безпосередньо з розроблювального вугільного пласта.

Пластова дегазація з підземних вироблень має певні обмеження по ефективності, що пов'язане з обмеженим часом функціонування пластових свердловин, зниженням проникності пласта і збільшенням глибини його залягання й неможливістю проведення потужних активних впливів на товщу через близькість гірничих вироблень до об'єкта дегазації.

Проведена оцінка необхідної величини зниження газоносності показала, що при газоносності вугільного шару $20-25 \text{ м}^3/\text{т}$ на глибині понад 500 м і при навантаженнях на лаву понад 4000-5000 т на добу необхідний додатковий спосіб дегазації, яким може бути завчасна дегазаційна підготовка вугільних шарів, проведена за кілька років до початку їхнього відпрацьовування [9].

Раніше виконаними дослідженнями на ряді шахт Дніпровського басейну встановлено, що для забезпечення навантаження на лаву 4000, 5000, 6000 т/доб. потрібне додаткове зниження газоносності шару на 3,0; 4,8 і $6,0 \text{ м}^3/\text{т}$ відповідно.

Дослідно-промислове освоєння свердловин ЗДП із використанням активних впливів показує, що дана технологія може забезпечити 50%-е зниження природної газоносності. Загальне зниження газовиділення в гірничі вироблення може бути знижене на 11-12 м³/т з урахуванням спеціальних додаткових впливів (наприклад, гідровплив у режимі фільтрації на останній стадії робіт), що забезпечують підвищення залишкової газоносності вугілля за рахунок блокування метану в дрібних порах і тріщинах пласта.

1.3 Концепція розвитку вуглевидобувних підприємств

До категорії об'єктивних факторів, що стримують розвиток виробництва на шахтах ПАТ "Павлоградвугілля", варто віднести складні гірничо-геологічні та гірничо-технічні умови:

- віднесення вугільних пластів до надкатегорних, небезпечних по газу, пилу, викидам і гірським ударам;
- складність будови пластів.

1. У цих умовах у якості однієї з першочергових завдань підвищення ефективності видобутку вугілля треба було формування нових техніко-технологічних, економічних і організаційно-управлінських рішень, що

забезпечують інтенсивне й безпечне відпрацювання високогазоносних вугільних шарів.

Перша й, мабуть, головна проблема, – надлишкова наземна й підземна інфраструктура шахт.

Гірничі роботи шахт (рис. 1.1) Дніпровського вугільного басейну неухильно віддаляються від скіпових підйомів що змушує будувати нові шахти щоб уникнути надлишкової наземної та підземної інфраструктури. Але найчастіше будівництво нового підприємства на стільки є вартісне, що керівники підприємств змушені розвивати наземну та підземну інфраструктури, що приводить до подовження конвеєрних магістралей, маршрутів доставки людей і вантажів. Сьогодні загальна довжина конвеєрних магістралей шахт постійно збільшується й так само росте сумарна довжина гірничих вироблень. [10]

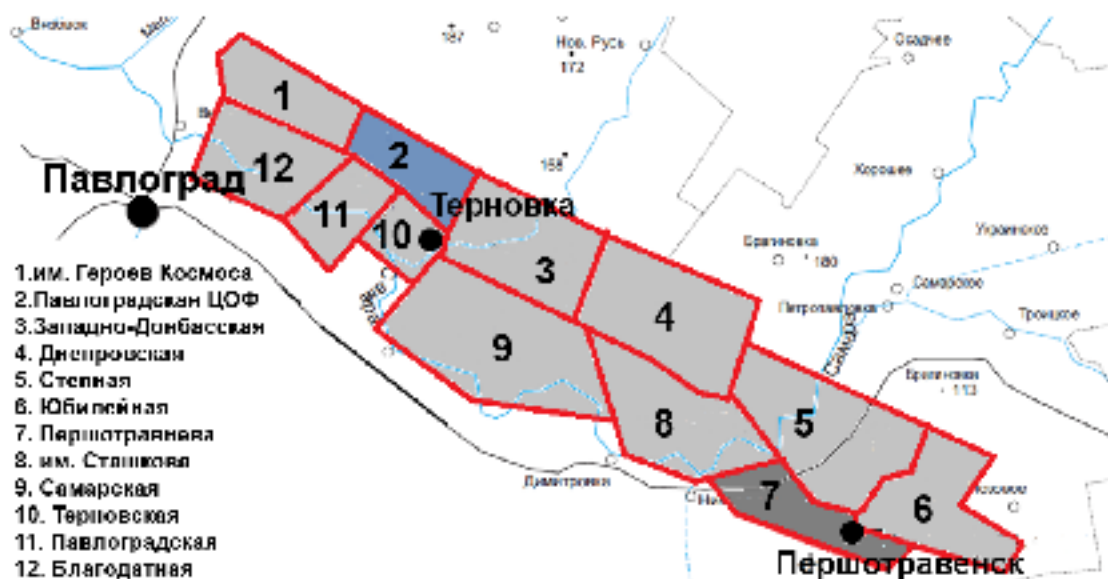


Рис. 1.1 Розташування шахтних полів у західному Донбасі.

2. Друга проблема – обмеження потужності, обумовлене накладенням двох факторів – продуктивності скіпових підйомів і готовності фронту очисних робіт. Шахти "Павлоградська", "Західно-Донбаська", "Ювілейна" та інші мають певні обмеження потужності, викликані недостатньою продуктивністю вугільних підйомів, у той час як потужність деяких, обмежені фронтом гірничих робіт. Великий ризик тривалої аварійної зупинки скіпового підйому через їхнє перевантаження з наступною втратою обсягів виробництва.

3. Третя проблема – обмеження продуктивності очисних вибіїв за фактором вентиляції. Сьогоднішні вентиляційні мережі, їхня довжина й стан обумовлюють край неефективне використання подаваного в шахту повітря. До основних об'єктів провітрювання – очисним і підготовчим роботам подається лише 30-35% загального обсягу повітря. З подальшим розвитком гірничих робіт і збільшенням довжини мережі гірничих вироблень ситуація буде тільки погіршуватися, тому необхідно кардинальну реконструкцію вентиляційних мереж для збільшення навантажень на очисні вибії.

Наша концепція задачі присутня в цих 3 зазначених проблемах, що були широко сформульовані і зводиться до визначення оптимальних технологічних і технічних рішень з інтенсифікації при відпрацюванні високогазоносних вугільних родовищ підземним способом.

1.4 Мета та задачі дослідження

Основна теоретична й практична проблема дослідження полягає в необхідності обґрунтування технологічних рішень з інтенсивного відпрацювання родовищ з урахуванням закономірностей стійкості гірничих виробок та за рахунок використання бутових смуг і виконання дегазаційних засобів.

Відповідно до проблеми метою роботи є обґрунтування технологічних рішень з інтенсифікації відпрацювання вугільних родовищ за рахунок дегазації вугільних пластів, використання бутових смуг та анкерного кріплення.

Результати дослідження актуальності проблеми й оцінка сучасного стану, тенденцій і напрямків розвитку науково-технічного прогресу в технології підземного видобутку вугілля дозволили визначити наступне:

- узагальнення та аналіз виробничої діяльності видобувних підприємств України і обґрунтування напрямків їх подальшого розвитку в умовах ринкової економіки;

- обґрунтування способів та засобів дегазації високогазоносних вугільних пластів;

- обґрунтування параметрів технології формування охоронних споруд (бутових смуг та використання анкерного кріплення).

У роботі використано комплексний метод досліджень, що включає наукове узагальнення стану та прогнозування розвитку науково-технічного прогресу підземної технології розробки високогазоносних вугільних пластів.

1.5 Висновки

У результаті аналізу сучасних тенденцій розвитку, науково-технічного прогресу, стану технології підземного видобутку вітчизняних та закордонних підприємств встановлено:

1. Основні економічні показники передових вуглевидобувних підприємств нашої країни значно відстають від світового рівня продуктивності та ефективності більш ніж в 7-9 разів та рівень використання можливостей устаткування – в 2-3 рази; рівень середньої заробітній плати – більш ніж в 13-14 разів.

2. Застосування нових базових технологій і сучасного, у тому числі імпортного, устаткування дозволяє скоротити різницю в продуктивності праці між вітчизняними й високоефективними закордонними вуглевидобувними підприємствами на 25-75%, а за рахунок залучення в першочергове відпрацювання запасів, що забезпечують високопродуктивну роботу основного гірничотехнічного устаткування, – ще на 10-15%. Однак відставання вітчизняних підприємств від закордонних по продуктивності праці пояснюється техніко-технологічними причинами, а також невисоким рівнем організації виробництва.

3. Одним з основних факторів, що забезпечили різку інтенсифікацію гірничих робіт і високі техніко-економічні показники, досягнуті на закордонних шахтах, є використання сучасного високопродуктивного устаткування, а також на їхній основі технологічних схем підготовки й відпрацьовування виїмкових полів.

4. В результаті аналізу сучасного стану технології підземного видобутку вугілля на шахтах України встановлено, що основні проблеми шахт, полягають у надлишковій наземній й підземній інфраструктурі; обмеження виробничих потужностей, обумовлених накладенням двох факторів: пропускною здатністю скіпових підйомів і відтворенням фронту очисних робіт; обмеження продуктивності очисних вибіїв за вентиляційним фактором; необхідність впровадження більш складних та комбінованих способів охорони дільничних вироблень.

2. ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ З ІНТЕНСИФІКАЦІЇ РОЗРОБКИ ВИСОКОГАЗОНОСНИХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ

Як показує світовий досвід, рентабельність виробництва, достатня для стійкого функціонування й розвитку підприємств у конкурентному середовищі, забезпечуються на підприємствах високого техніко-економічного рівня, орієнтованих на інтенсивне освоєння свого георесурсного потенціалу. У цьому контексті одним із ключових питань є способи інтенсифікації видобутку вугілля з високогазоносних пластів на території України. Які містять у собі застосування широкого ряду штучних споруджень і дегазаційних заходів. Основним фактором стримування інтенсивності підземного видобутку вугілля є високий рівень надходження газу метану до рудничної атмосфери шахт. Де, для рентабельного видобутку необхідно, у першу чергу, забезпечити ефективну дегазацію поряд з технологічними заходами щодо підвищення стійкості дільничних гірничих вироблень. Виходячи з цього необхідно дослідити технологічні рішення з інтенсивного та безпечного відпрацювання вугільних пластів [11].

Одним з найпоширеніших та перспективних способів охорони дільничних вироблень з метою їхнього повторного використання є підтримка їх штучними огороженнями.

У різні періоди на шахтах галузі охоронні спорудження випробовувалися й застосовувалися, що можна розподілити за наступними групами [12, 13]:

- костри зі шпального бруса, кругляків, рейок і інші (у тому числі з породним заповненням);
- чуракові стінки (у тому числі з органічним кріпленням);
- бутові смуги;
- смуги з швидкозастигаючих матеріалів;
- розбірні тумби (у тому числі з бетонних плит);
- пневмооболонки;
- металеві обичайки з породним заповненням (у тому числі сітчасті й ін.);
- різні їхні комбінації.

Недоліками переважної більшості конструкцій є значні матеріальні витрати й трудомісткість при їхньому зведенні, неможливість повторного, багаторазового застосування комплексу охоронних засобів в процесі відпрацювання.

Виходячи з цього найлогічнішим засобом охорони є бутові смуги навколо дільничних вироблень, що зводяться з породного масиву. Однак застосування тільки їх може не забезпечити очікуваного ефекту щодо підтримки й охорони дільничних вироблень. Одним з ймовірних рішень цього завдання є використання бутових смуг в поєднанні з іншими охоронними засобами. Але надвисокий рівень загазованості змушує розглядати і як додатковий інструмент інтенсифікації дегазаційні засоби.

2.1 Розробка вугілля підземним способом із застосуванням бутових смуг

Аналіз способів охорони виїмкових вироблень показує, що чим міцніше породи покрівлі вугільного шару, тим більш високою несучою здатністю й твердістю повинні мати застосовувані охоронні спорудження, які здатні забезпечити стійкість міцних породних шарів покрівлі у виробленому просторі, подальшу підтримку породної консолі на границі виїмкових вироблень з виробленим простором і зменшення зсувів. Ці способи, по можливості, повинні мати змогу до їх зведення механізованим способом. Цим вимогам відповідають охоронні смуги з матеріалів, що твердіють, і, у порівнянні із традиційними методами, мають надзвичайно високу несучу здатність (до 20-30 МПа, залежно від властивостей матеріалу, що використовується), високим ступенем твердості, що забезпечують максимально можливий контакт із бічними породами, оскільки застигають на місці зведення в порівняно короткий час.

Для охорони вироблень широко застосовуються два типи опор високої несучої здатності й обмеженої піддатливості – тумби із залізобетонних блоків БЖБТ-6 і БЖБТ-7.

Аналіз досвіду застосування технології охорони вироблень, що повторно використовуються, смугами із залізобетонних блоків, дозволили сформулювати основні вимоги до них [14, 15].

1. Несуча спроможність 1 м смуги повинна становити 700-1000 тс. Кількість блоків на 1 м смуги визначається їх нормативною міцністю, необхідної несучої здатності охоронного огорожі, а також потужністю пласта, що виймається і товщиною самого блоку.

2. Податливість охоронної смуги повинна бути рівною 10-15% потужності пласта.

3. Форма блоків і їх габаритні розміри обираються з урахуванням забезпечення можливості спорудження охоронних смуг різних конструкцій як в площині пласта, так і по потужності.

4. Гранична маса блоку – не більше 35 кг.

5. Для підвищення стійкості смуги в напрямку «підшва-покрівля» між верхнім шаром блоків і покрівлею слід підбивати дерев'яні клини.

6. Для виготовлення блоків використовуються нетоксичні матеріали, що виключають можливість погіршення санітарно-гігієнічної обстановки в виробленні, що підтримується.

Найбільш раціональна область застосування охоронних смуг з блоків обмежується пластами потужністю до 2,0 м і міцністю на стиск порід підшви не менше 20 МПа.

Незважаючи на ряд певних переваг, тумби із залізобетонних блоків мають цілий ряд досить істотних недоліків. Іноді два та навіть три ряди тумб руйнуються під впливом потужних міцних шарів порід покрівлі, не забезпечуючи їхньої стійкості. Іноді тумби вдавлюються в слабкі породи підшви або безпосередньої покрівлі, не створюючи опори для потужних шарів порід основної покрівлі. Це відбувається через те, що майже неможливо домогтися щільного контакту між покрівлею й верхніми блоками тумб. Тому тумби розклинюють дерев'яними

клинами. Крім того, досить важко домогтися й щільного контакту тумб із подошвою вироблень через її невитриману гіпсометрію. У результаті відбувається нерівномірне навантаження елементів конструкції, у зонах контакту виникають високі концентрації напружень, що руйнують блоки ще до того, як питоме навантаження на тумби досягнуть межі їхньої міцності. У зв'язку із тим, між окремими блоками вкладають дерев'яні прокладення, сумарна потужність яких досягає 10% від потужності вугільного пласта, що виймається, а це, у свою чергу, збільшує піддатливість і, як наслідок, знижує жорсткість спорудження. Все це приводить до зниження працездатності охоронних споруджень із залізобетонних блоків. Окрім цього є ще один вагомий недолік таких блоків – велика витрата цементу на його виготовлення (до 400 кг/м³) і їх відносно велика вага. Висока трудомісткість робіт з доставки й установки подібних блоків негативно відбивається на продуктивності праці, а область їхнього застосування обмежена шарами з міцних порід, що не здимаються.

У вугільній промисловості у свій час одержали поширення пневматичні конструкції з м'яких оболонок, що являють собою герметичні смуги з міцних тканин. При використанні оболонок у якості кріплення в їхні порожнини подають стиснене повітря, після чого відбувається їхнє розсунення, а бічні поверхні притискаються до подошви і покрівлі. Початковий розпір такого кріплення визначається добутком площі контакту й надлишкового тиску в порожнині. М'які оболонки, залежно від призначення можуть бути різної форми та декількох типів, що відрізняються параметрами, конструкцією, вихідною сировиною й технологією виготовлення.

М'які оболонки (пневмокостри) мають ряд специфічних властивостей і параметрів, що істотно відрізняються від параметрів традиційних стійкових кріплень. Їхні переваги полягають у простоті конструкції, великій вертикальній розсунутості, незначному питомому тиску на поверхні, що контактує і визначає можливість використання при кріпленні сполучень зі слабкими бічними породами. Але ця ж властивість є і їхнім недоліком – неможливістю використання пневмокострів як обрізне кріплення. Однак, завдяки гнучкості матеріалу, оболонки добре облягають нерівності порід створюючи надійний контакт по площі перекриття.

Застосування конструкцій з м'яких оболонок можливо в очисних і виймальних виробленнях, а також для кріплення їхніх сполучень. З досвіду відомо, що у всіх випадках трудомісткість і час виконання робіт з установки оболонок зменшується в кілька разів, підвищується безпека й поліпшуються техніко-економічні показники.

Пневмокостри знайшли поширення у вугільних басейнах СНД і експортувалися за кордон. Щорічно оболонки застосовувалися приблизно в 70 лавах. Впровадження пневматичних кострів дозволило знизити трудомісткість робіт з керування покрівлею в 3,6 рази, скоротити витрати дефіцитних лісоматеріалів на 14,5%.

Проведені дослідження [16] показали, що чим більше міцність порід, що вміщують, тим ефективніше дія смуг з матеріалів, що твердіють. Для порід, що

важко обвалюються цей спосіб чи є не єдиним надійним засобом забезпечення охорони вироблень, що повторно використовуються без залишення ціликів.

Становить інтерес спосіб зведення біляштрекової смуги у виробленому просторі на основі матеріалів, що твердіють, і відрізняються тим, що біляштрекову смугу зводять з двох сторін. Першу смугу, розташовану з боку виробленого простору, виконують твердою, а другу, з боку вироблення, що охороняється – податливу. При цьому податливість досягається шляхом введення в матеріали, що твердіють, породоутворюючих компонентів: газовиділяючих і піностворюючих. Введення піностворюючих добавок у матеріал, що твердіє, значно скорочує його вартість, забезпечує податливість зони за рахунок підвищеної пористості затверділого матеріалу й, отже, зниження його міцності. Це дозволяє використовувати цей ж матеріал і спосіб його укладання, для зведення твердої зони. Така податливість зони дозволяє компенсувати у своєму обов'язі зрушення порід покрівлі і підшви, не змінюючи геометричних параметрів вироблення.

Для спорудження бутових смуг були розроблені закладні комплекси, що дозволили усунути ручну працю та забезпечити подачу породи по повстанню пласта і забезпечити більш щільну закладку при одночасному підвищенні продуктивності закладного процесу.

Застосування пневмозакладувальних комплексів дозволяє здійснювати викладення бутових смуг уздовж дільничних вироблень на ширину до 20 м. При зведенні бутової смуги пневмозакладувальним комплексом підвищується стійкість сполучення виїмкових вироблень з лавою. Конвергенція порід у цих випадках становить не більше 10-15%. В порівнянні з аналогічними умовами, при використанні залізобетонних блоків БЖБТ і дерев'яних кострів, конвергенція сягає 2/3 первинної висоти. Поліпшення стану дільничних вироблень, зниження витрат на їх перекріплення, залишання частини породи в шахті, відмова від блоків БЖБТ і зменшення витрат лісоматеріалів дають певний позитивний економічний ефект. Методики розрахунку спорудження бутових смуг дозволяють обирати матеріали для їхнього зведення й розраховувати їхні параметри.

Закладний матеріал повинен відповідати відповідним вимогам:

- містити не більше 20% горючих матеріалів;
- мати мінімальну схильність до абразивності та пилоутворення;
- вміст глини має не перевищувати 10%;
- усадка закладного матеріалу повинна бути мінімальною;
- розмір шматків закладного матеріалу при пневматичній і механічній закладці повинен бути 20...50 мм.

Часткова закладка як спосіб управління покрівлею можлива тільки при застосуванні індивідуального кріплення. Порода для викладки бутових смуг береться від підривання покрівлі (рідше підшви) з так званих бутових штреків. Бутові смуги сприймають більшу частину тиску порід покрівлі і розвантажують привибійне кріплення від гірничого тиску, що запобігають значним зсувам (опусканням) основної покрівлі.

У бутових штреках породи само руйнуються вже на значній відстані від вибію лави. При цьому тільки 3 м бутового штреку (безпосередньо за приви́бійним кріпленням) підтримуються тимчасовим кріпленням – ремонтинами.

Викладення бутових смуг здійснюється вручну нижче бутового штреку (зменшення трудомісткості робіт), слідом за посуванням вибію на зачищеною від вугілля підшови. Стінки бутової смуги викладаються з більших шматків на всю потужність пласта, а простір між стінками закидається дрібною породою без залишення пустот. При цьому в бутовій смузі не повинне залишатися кріплення. Стиснення смуги до 50% початкової потужності пласта відбувається, як правило, на відстані близько 50 м від очисного вибію. Закладний масив зменшує розмір гірничого тиску на приви́бійне кріплення і робить його більш рівномірним.

При проведенні виробок слідом за очисним вибієм застосовують скреперну закладку. У цьому випадку використовують закладний матеріал, що отримується при підривання покрівлі або підшови вироблень.

При проведенні вентиляційного штреку по тонкому пласту з підриванням покрівлі викладається бутова смуга (рис. 2.1). Порода в вироблений простір подається скрепером. Якщо проводиться підривання підшови, то породу на берму або полук подають за допомогою перевантажувачів.

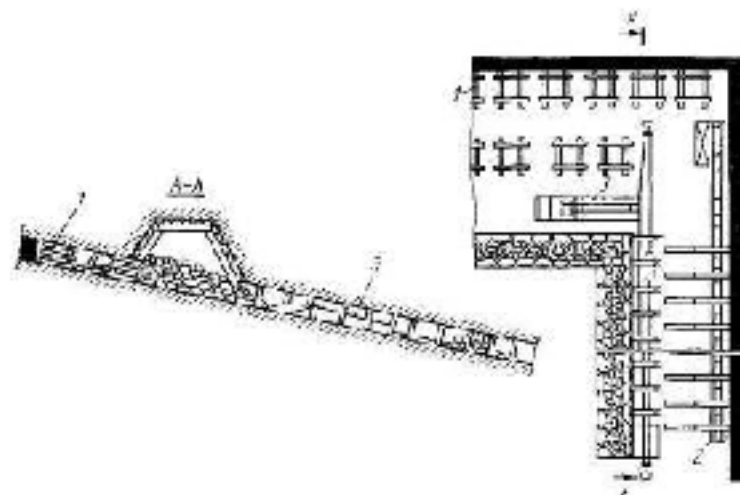


Рис. 2.1. Схема проведення штреку з підриванням покрівлі та зведенням бутової смуги: 1 – костри, 2 – конвеєр, 3 – скреперна установка

Швидкість руху навантаженого скрепера залежить від потужності лебідки і становить зазвичай від 1 до 1,3 м/с, а при холостому ході – 1,2-1,5 м/с. При такій швидкості руху забезпечується укладання до 15-20 м³/год матеріалу, що використовується закладання.

При скреперній закладці найбільш широко застосовуються спеціальні двобарабанні лебідки, змонтовані на санчатах, що переміщуються слідом за посуванням вибію. Крупність шматків породи не повинна перевищувати 300 мм. Якщо скрепер забирає породу безпосередньо з місця підривання, то її виконують в два-три прийоми. Ущільнення закладного матеріалу здійснюють поштовхами скрепера. Незакладений простір шириною 1,5-2 м, яке залишається у бортів штреку, закладають вручну. Спостереження показують, що на зведення 1 м

бутової смуги за допомогою скрепера при потужності пласта 0,65-0,75 м витрачається 4,2 хв.

Основні недоліки скреперної закладки: невелика продуктивність, недостатня щільність закладного масиву і необхідність ручної закладки останнього (верхнього) шару, а також частково виробленого простору в кожному шарі на контакт з бічними породами.

Інший спосіб, при проведенні вироблень слідом за лавою, а також для охорони виробок, що використовуються повторно, зведення щільних бутових смуг проводиться за допомогою дробильно-закладного комплексу «Титан-1» (рис. 2.2) [17].

Комплекс складається з дробильно-закладної машини «Титан-1», повітродувки ВП70, закладного трубопроводу, пересувних розподільних пунктів, породонавантажувальної машини (ППМ4У або 1ПНБ2, 2ПНБ2) і стрічкового перевантажувача.

Область застосування комплексу – штреки з площею перетину 7-15 м² в світлі, що проводяться по породах з коефіцієнтом міцності до 8 за шкалою проф. М.М. Протод'яконова при потужності пласта до 1,5 м і куті нахилу при викладенні бутової смуги по падінню до 25°, а по повстанню до 6°.

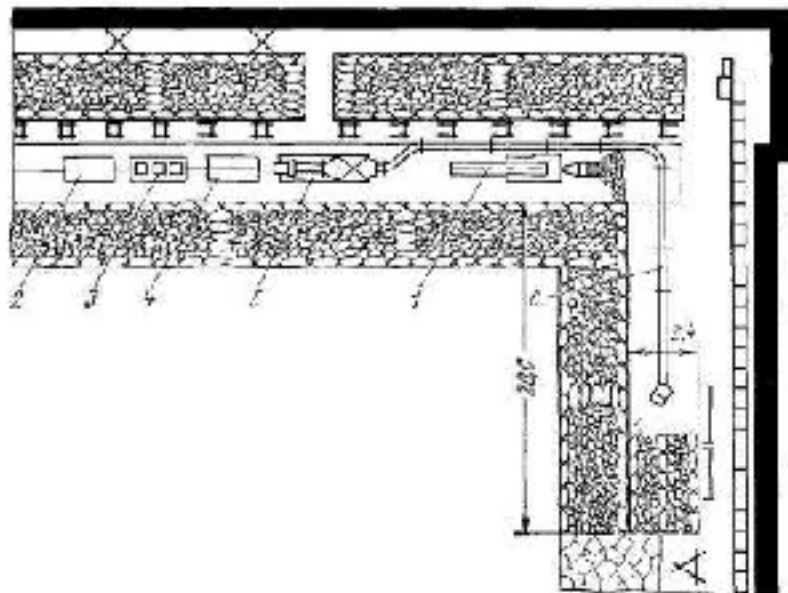


Рис 2.2. Технологічна схема зведення бутової смуги комплексом «Титан-1»

Комплекс застосовується при роботі очисного вибію з індивідуальним кріпленням. Ділянка очисного вибію, позаду якого викладається бутова смуга, кріпиться дерев'яним кріпленням. Ширина викладаємо бутової смуги – до 35 м.

Комплекс «Титан-1» працює в такий спосіб: підірвана при проведенні виробок порода вантажиться породонавантажувальною машиною 1 в приймальний бункер 2 дробильно-закладної машини 3 (рис. 2.2); подрібнена порода подається в закладних пристроїв 4, а потім невеликими порціями – в потік стисненого повітря, що надходить від повітродувки 5, і по закладному трубопроводу 6 потрапляє в вироблений простір; закладка ведеться смугами

шириною 2,4 м; в якості огорожі застосовується металева сітка з осередками 5×5 мм, яка прибивається до стійок кріплення.

Для формування породної смуги на кінці трубопроводу встановлений шарнірний патрубок. У міру заповнення обгородженого простору трубопровід вкорочують на одну лінійну секцію. Хронометражних спостережень встановлено, що час виконання закладних робіт становить близько 23% загального часу прохідницького циклу. Щільність породної смуги при закладці сухим матеріалом становила 0,74 і вологим – 0,77 щільності породи в масиві.

Застосування пневматичної закладки при викладенні бутових смуг слідом за посування очисного вибію дає можливість повністю механізувати цей процес і значно скоротити чисельність прохідницьких бригад.

Технологія зведення жорстких смуг з матеріалів, що твердіють полягає в наступному. Позаду очисного вибію на відстані 1,5 м від підготовчого вироблення зводиться дерев'яна опалубка для жорсткої смуги (рис. 2.3). Ширина смуги 1,3 м. Матеріал, що складається з в'язучого і наповнювача завантажується в контейнери на поверхні. Для запобігання передчасного схоплювання матеріалу контейнери мають два відділення, що дозволяє не змішувати матеріал і транспортувати його порціями. Контейнери доставляються в шахту і подаються до ніші, розташованої на бортовому штреку. Тут контейнери розвантажуються в бункер, а потім в бетономішалку. З бетономішалки перемішаний матеріал надходить на стрічковий перевантажувач, яким подається в бетонуєчу машину. З неї матеріал по трубопроводу і гнучкому шлангу за допомогою стиснутого повітря подається до сопла, де змішується з водою і у вигляді суміші викидається в між опалубний простір.

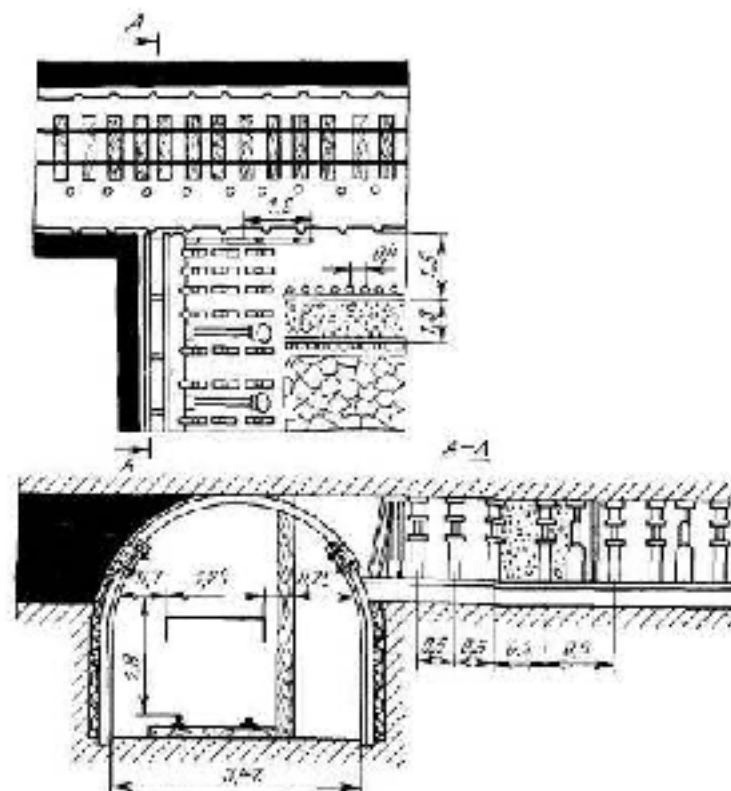


Рис. 2.3 Розташування жорсткої смуги з матеріалів, що твердіють

Схема розміщення устаткування показана на рис. 2.4. Для зведення смуги використовується суміш наступного складу: цементу М600 – 25%, щебню фракції 20 мм – 50% і піску – 25%.

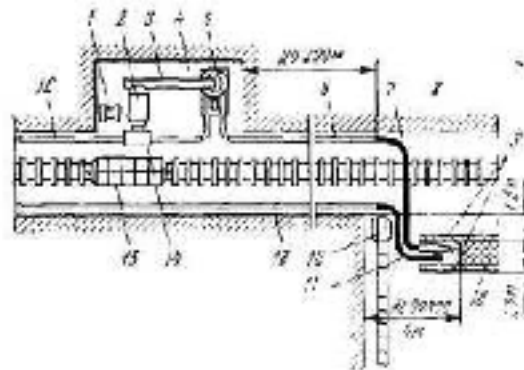


Рис. 2.4. Схема розміщення обладнання при зведенні жорстких смуг: 1 – лебідка; 2 – бетономішалка; 3 – перевантажувач; 4 – ніша; 5 – пневматична бетонуюча машина; 6 – трубопровід для подачі матеріалу; 7 – гнучкий шланг для подачі матеріалу; 8 – сопло; 9 – опалубка; 10 – смуга з твердіє матеріалу; 11 – гнучкий шланг для води; 12 – забійний конвеєр; 13 – трубопровід для води; 14 – бункер; 15 – контейнеровоз з конвеєром; 16 – трубопровід для стисненого повітря

2.2 Підходи до кріплення дільничних вироблень при розробці вугілля із застосуванням анкерів

Забезпечення продуктивності очисних вибіїв на високому рівні на шахтах розвинених вуглевидобувних країн – результат цілого комплексу організаційно-технічних і технологічних заходів, серед яких особливої уваги заслуговує застосування анкерного кріплення в якості основного для кріплення підготовчих вироблень.

На відміну від бутових смуг і ціликів, призначених для підтримання навантаження з боку масиву гірничих порід, основним призначенням анкерного кріплення є зміцнення масиву за рахунок підвищення власної несучої здатності. Вважається, що практика кріплення покрівлі анкерами заснована, головним чином, на емпіричному підході – методі проб і помилок. [18].

У цей час застосовуються дві принципово різних анкерних кріплень та їх комбінацій:

- сталевими або фібергласовими штангами, що закріплюються в шпурах полімерними сумішами або механічними замками;
- сталевими канатами (тросами), що закріплюються в шпурах полімерними сумішами або цементними розчинами;
- комбінованим кріпленням, що поєднують обидва типи несучих елементів.

Досить обґрунтований вибір типу кріплення вироблень може бути зроблений на підставі практичного досвіду й результатів шахтних досліджень.

З погляду забезпечення експлуатаційного стану вироблень, основним показником роботи анкерних кріплень є деформація покрівлі. Тому ефективність

того або іншого типу кріплення далі буде оцінюватися по цьому показнику, а також за ступенем необхідності застосування додаткового кріплення для його посилення.

Дослідження умов застосування штангових анкерів [19, 20] показали, що анкери обмежують прогин, внаслідок чого відбувається неповне розвантаження шарів від горизонтальних напружень. Прогин покрівлі, що спостерігається, відповідає формі кривої прогину консольної балки або плити, що підтримуються будовими смугами або іншими аналогічними спорудами на яких діють високі горизонтальні напруження. Геометрія зон перетинання горизонтальних напружень у покрівлі може сприяти впливу високих навантажень на опорах. Високі горизонтальні напруження створюють у покрівлі стиск, збільшуючи опорний тиск. На опорах існує тенденція до руйнування від зрізу через високі горизонтальні навантаження. Зі збільшенням горизонтальних напружень збільшується висота куполів обвалення.

Для проектування паспортів кріплення анкерами різних типів необхідна інформація про розміри зводу тиску. Як критерій, який визначає границю зводу тиску [21], та згідно відношення S_H/S_v величин вертикальних S_H і горизонтальних S_v напружень, розраховано зміну контуру коефіцієнта безпеки (рис. 2.5). З отриманої схеми видно, що контур коефіцієнта безпеки переміщується вгору зі збільшенням горизонтальних напружень. Це характеризує збільшення висоти зводу тиску з ростом горизонтальних напружень, а, отже, і ймовірність збільшення висоти куполів обвалення.



Рис. 2.5. Зміна контуру коефіцієнта безпеки залежно від горизонтальних напружень для відношення міцність/напруження = 4: $S_{v,0}$ – початкові вертикальні напруження в масиві, $S_{H,0}$ – початкові вертикальні напруження в масиві

Згідно роботи [] зрозуміло, що в міру формування перетинань зростає роль високих горизонтальних напружень у руйнуванні шарів покрівлі від зрізу (зсувні зони) уздовж контуру крайових частин будових смуг або інших аналогічних споруд. В оточуючому масиві навколо дільничного вироблення, відбувається розшарування порід покрівлі. Зміцнення безпосередньої покрівлі анкерами зменшує ступінь розшарування, але не прибирає його повністю. Шари покрівлі деформуються подібно консольним балкам або плитам. Зона зрушень поширюється у верхню частину покрівлі уздовж поверхні купола обвалення, розміри й форма якого визначаються вертикальними напруженнями й контуром ізоліній коефіцієнта безпеки. Зрештою, розвиток зони зрушення припиняється при

досягненні умов рівноваги, тобто коли міцність порід (при вигині, зрізі або розтяганні) перевищить величину руйнівних напружень. На багатьох з куполів, що спостерігалися, обвалення відзначалося високим ступенем роздробленості поверхні однієї сторони купола й порівняно рівні стінки іншої. Особливості цих поверхонь відповідають характеру руйнування під дією дотичних напружень від поперечних сил, що викликають деформації зрушення або зрізу і руйнуванню порід під дією нормальних напружень від згинальних моментів у формі відриву. Було відзначено, що найбільш роздроблена поверхня звичайно є на боці перетинання, що протилежна напрямку руху вибію вироблення (рис. 2.6).

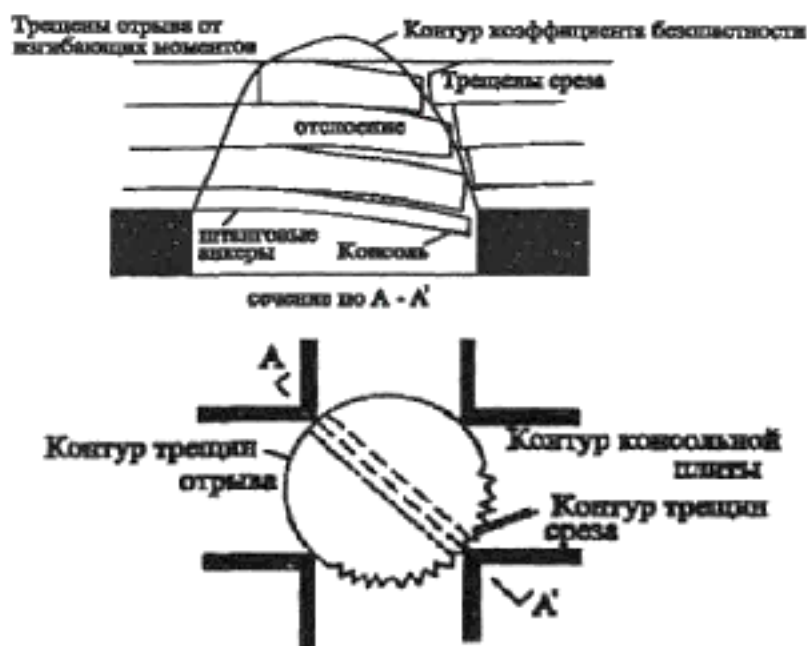


Рис. 2.6. Схема руйнування покрівлі на перетинанні вироблень

Дослідження умов застосування штангових анкерів показали:

- анкери обмежують прогин, внаслідок чого відбувається неповне розвантаження шарів від горизонтальних напружень. Прогин покрівлі, що спостерігається відповідає формі кривої прогину консольної балки або плити, підтримуваних пружними бутовими смугами або іншими аналогічними спорудами із високими горизонтальними напругам;

- геометрія околиць перетинання може сприяти впливу високих горизонтальних напружень у покрівлі більшою мірою, ніж напруги в шарах покрівлі. Високі горизонтальні напруги створюють у покрівлі стиск, збільшуючи опорний тиск. На опорах існує тенденція до руйнування від зрізу через високі горизонтальні навантаження;

- висота куполів збільшується зі збільшенням горизонтальних напружень.

Тривалі дослідження роботи канатних анкерних кріплень проводилися на різних ділянках шахти "Західна" Гірничої Вугільної компанії Вест Елк, Колорадо, США [1]. Де на рис. 2.7 представлений план гірничих робіт і розташування спостережливих станцій.

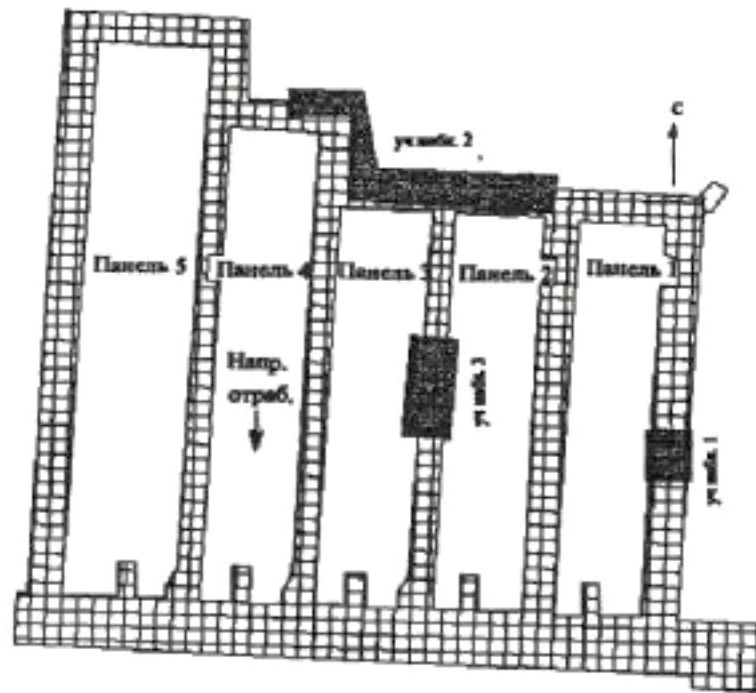


Рис. 2.7. План гірничих робіт у районі спостережливих станцій на шахті "Західна", Сомерсет, Колорадо

На кожній із трьох спостережливих станцій канатне анкерне кріплення застосовувалося в якості основної підтримуючої системи на сполученнях з очисним вибієм і у вентиляційних штреках, тобто в найбільш складних і відповідальних ситуаціях. На станції №1 на вентиляційному й проміжному штреках канати були закріплені цементним розчином. На станції №2 канатні анкери з полімерним закріпленням були встановлені на вентиляційних штреках. Станція №3 була обладнана для оцінки канатних анкерів з полімерним закріпленням як додаткового кріплення в штреку за лавою.

Інше дослідження, де гірничо-геологічні умови не суттєво відрізнялися від ділянки шахти "Західна", промислових випробувань з метою визначення ефективності підтримки панельних штреків висконапруженими канатними анкерами з полімерним закріпленням у різні періоди експлуатації вироблень застосувалися на вугільній шахті для глибини гірничих робіт ~300 м (Росія, Воркута). Результати, якої показали, що при даному розташуванні й розмірах ціликів, будові й міцності вугілля й порід, у процесі відпрацьовування панелі канатні анкери задовільно підтримували покрівлю в бортовому штреку. Інструментальні виміри показали, що навіть при порівняно невеликих зсувах покрівлі може знадобитися облаштування кострів. Навіть при щільній системі кріплення канатними анкерами деякі пункти вимірів зсувів показали, що й у нерухливих шарах покрівлі відбувається розшарування по геологічних поверхнях, що при певних обставинах приводить до навантаження на кріплення понад проектну несучу здатність. Дерев'яні стойки, установлені як додаткове кріплення в бортовому штреку, піддавалися навантаженням приблизно до 125 КН, при яких вони руйнувалися. У тих випадках, коли виникали підвищені

навантаження на дерев'яні стійки, вони могли компенсуватися додатковими канатними анкерами із середньою несучою здатністю 258 КН, установлюваними в покрівлю штреку. Аналіз паспорту кріплення показує, що система із трьох канатних анкерів по ширині вироблення, встановлених на висоту 2,1 м у покрівлю вироблення, забезпечує підтримку навантаження, що виникає при розшаруванні на висоту до 2,7 м від покрівлі шару. Спостереження на іншій ділянці, що була закріплена канатними анкерами, були початі відразу після початку відпрацьовування панелі. Провітрювання очисного вибію здійснювалася через спеціальні штреки 1 і 2, які були частиною загальної вентиляційної системи шахти. Ці штреки були спроектовані для постійного руху метаноповітряній суміші з виробленого простору й із зон активних робіт, видачі суміші на вихідний струмінь і пересування людей. Для виконання цих умов на більшості шахт застосовується кріплення посилення у вигляді кострів, встановлених на всьому протязі вентиляційних штреків. Як альтернатива кострового кріплення для підтримки цих штреків були застосовані канатні анкери із закріпленням полімерною смолою.

В зоні установки попередньо напруженого кріплення мало місце підняття підосви. В необхідних випадках, якщо щільність канатної кріплення була недостатньою або вона сприймала значні навантаження, поруч з нею встановлювалися дерев'яні стійки. Крім того, деякі канати, ковзали під дією навантаження. Зона встановлення анкерів була відпрацьована без додаткових ускладнень при установці 9 дерев'яних стійок на ділянках, схильних до підвищених навантажень.

2.3 Досвід та принципи застосування пластової дегазації вугільних пластів

Проблема метану в сучасному гірничому виробництві має три основних аспекти [22]:

- проблема забезпечення безпеки й економіки добутку вугілля;
- проблема енергетичного використання метану;
- екологічна проблема метану, що пов'язана з його надходженням в атмосферу при веденні гірничих робіт.

У підземних гірничих системах проблема метану, насамперед, важлива з погляду забезпечення безпеки гірничих систем і підвищення економічної ефективності їхнього функціонування. При всій гаданій важливості енергетичної й екологічної проблем метану вони мають вторинне значення.

Коли ми говоримо про проблему метану з погляду безпеки гірничих робіт, необхідно уявляти собі, що з урахуванням складності сучасного гірничого виробництва метанонебезпечність гірничих робіт забезпечується цілою системою заходів. Структура цієї системи містить у собі як заходи загальносистемного характеру, так і заходи більш низького рівня, у тому числі й заходи щодо індивідуальних засобів контролю й захисту від метанонебезпечності.

Загальносистемна метанонебезпечність забезпечується застосуванням наступних заходів:

- метанонебезпечність системи розкриття й підготовки шахтного поля й виїмкових ділянок;
- попередня дегазація шахтних полів шпарами з поверхні;
- конструювання системи ефективної вентиляції шахт підземних гірничих робіт
- оснащення шахт централізованими системами автоматичного контролю й керування метановим режимом;
- встановлення системи сланцевих і водяних заслонів від вибухів метану.

Загальносистемні заходи метанонебезпечності дають ефект у цілому по системі гірничих робіт і тому є найбільш ефективними. Правильне застосування загальносистемних заходів дозволяє підвищити метанонебезпечність у десятки разів. Поряд із цим застосовуються заходи щодо метанонебезпечності наступних, більш низьких рівнів.

Як заходи другого рівня забезпечення метанонебезпечності можна виділити наступні:

- конструювання системи розробки й схеми вентиляції виїмкових ділянок шахт як основних джерел виділення метану;
- підземна дегазація, здійснювана в основному в рамках виїмкових ділянок і прохідницьких вироблень;
- поточний контроль метанової ситуації за допомогою автоматичних систем локального контролю або переносних приладів.

До заходів третього рівня метанонебезпечності ставляться міри, що пов'язані в основному з індивідуальним захистом від можливого вибуху й порятунку людей, забезпечення життєдіяльності у випадку вибухів або загоряння метану.

В умовах високогазоносних вугільних пластів на території України без ефективної їх дегазації, що розробляються при високих навантаженнях, забезпечити метанонебезпечність дуже важко. Для цього розробляють високоефективні заходи дегазації.

Часто продуктивність таких очисних вибійів лімітовано за фактором вентиляції. Діючі вентиляційні мережі, їхня довжина й стан спричиняють неефективне використання подаваного в шахту повітря. До очисних і підготовчих вибійів подається лише 30-35% загального обсягу повітря, що подається. В результаті продуктивність очисних вибійів удвічі-утроє нижче технічних можливостей устаткування. З розвитком гірничих робіт ситуація має тенденцію до погіршення.

У сучасних умовах на шахтах України навіть розрахункове максимальне навантаження на лаву не перевищує 1500-3000 т/доб. Плановане навантаження сягає 2500 т/доб., прогнозне газовиділення пласта, що розробляється досягає 6,0-7,5 м³/т. Без кардинального зниження виділення газу гірничих вироблень і в першу чергу розроблювального шару забезпечити таке навантаження не представляється можливим. У справжніх умовах при відсутності попередньої дегазації навіть високо ефективна поточна дегазація не забезпечує вирішення проблем метанонебезпечності.

У світовій практиці застосовуються десятки способів дегазації вугільних шахт. Ефективність дегазації у ряді випадків сягає 60-85%, що, однак, не завжди забезпечує планований рівень навантажень на очисний вибій. Це пов'язане з тим фактом, що при високій інтенсивності видобутку вугілля досить велике виділення газу в лаву безпосередньо з самого пласта, що розробляється, а максимальна ефективність по дренажу метану підземними пластовими свердловинами обмежена 2-3 м³/т (середній рівень не часто досягає 1 м³/т, кращі показники у світовій практиці не перевищують 3-4 м³/т) [1]. Єдиною альтернативою для посилення дегазації вугільного шару, що інтенсивно розробляється є його завчасна дегазація з поверхні.

Основним із способів дегазації є дегазація вугільних шарів-супутників, що підробляються. Це обумовлено тим, що основна частка виділення газу на виїмкових ділянках доводиться на ці шари. Застосовувані схеми дегазації вугільних шарів-супутників, що підробляються забезпечують ефективність їхньої дегазації до 80-90% та обсяг дренажного метану від 30 до 50 м³/хв. з кожного виїмкового стовпа.

По розташуванню й способу охорони дегазаційні свердловини можна розділити на дві групи:

- свердловини, устя яких охороняються ціликами вугілля;
- свердловини, пробурені уздовж площини кута розвантаження порід із сильно розвинутою тріщинуватістю.

Більшість свердловини другої групи бурять із вироблення за лавою з відставанням від лінії очисного вибою на 100-200 м у зоні, де в основному стабілізуються процеси зрушення товщі порід, що знаходиться вище.

Розглянемо найбільш поширені схеми дегазації пластів з дільничних вироблень.

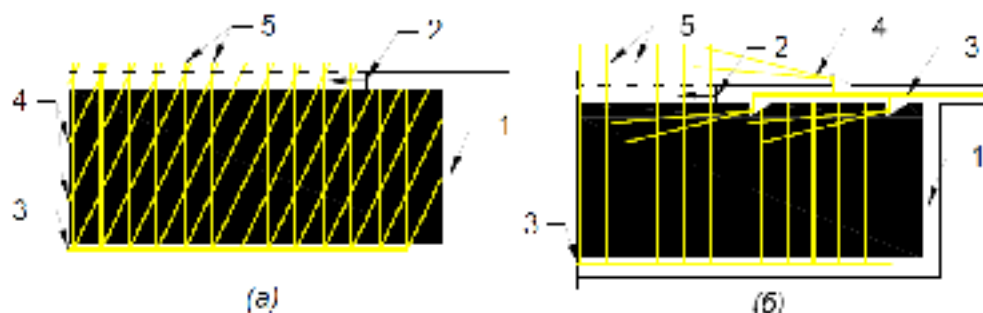


Рис. 2.8. Схема дегазації пласта свердловинами за повстанням, пробурених за контури вироблень: *а* – перехресними свердловинами; *б* – паралельними і бар'єрними свердловинами; 1 – монтажна камера; 2 – вибій підготовчого вироблення; 3 – дегазаційний трубопровід; 4 (*а*) – свердловини, орієнтовані на очисний вибій; 4 (*б*) – бар'єрні свердловини; 5 – свердловини, паралельні очисному вибою

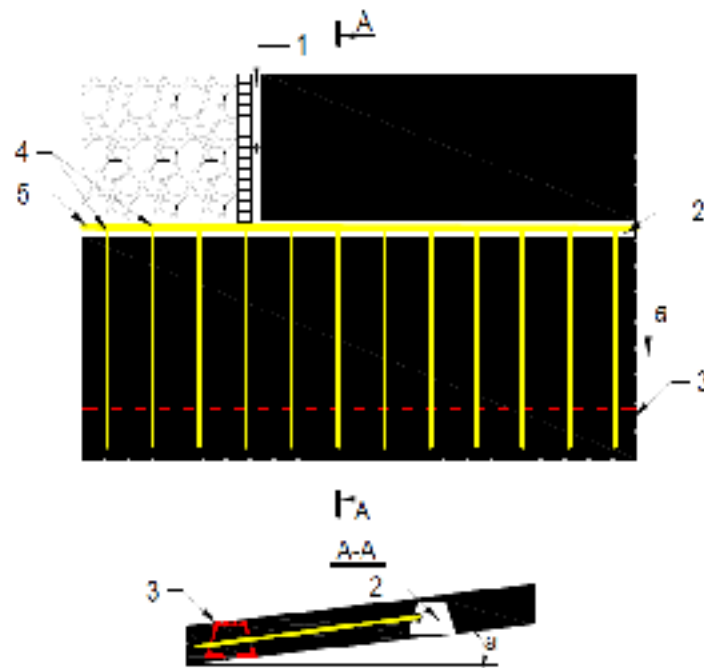


Рис. 2.9. Схема дегазації пласта свердловинами, пробурених зверху-вниз за контури вироблення, що планується облаштувати: 1 – лава; 2 – вентиляційний штрек діючої лави; 3 – штрек майбутньої лави; 4 – свердловина; 5 – газопровід; a – кут падіння пласта

Можлива ефективність способів дегазації свердловинами за повстанням і падінням при проведенні вироблень по вугільних пластах наведена в таблиці 1.

Таблиця 2.1

Ефективність дегазації вугільних пластів свердловинами за повстанням і падінням

Дегазація вугільного масиву за схемою	Коеф-т дегазації	Мінімальна величина розрідження	
		кПа	мм рт. ст.
За повстанням перехресними свердловинами (рис. 2.8, а)	0,30-0,40	6,7	50,0
За повстанням паралельними і бар'єрними свердловинами (рис. 2.8, б)	0,20-0,30		
Свердловинами за падінням (рис. 2.9)	0,20-0,25	13,3	100,0

На пластах з високою газоносністю, коли однією схемою дегазації не вдається знизити вміст газу у виробленні, що проводиться, застосовується поєднання (комбінація) декількох схем дегазації [23]. У тих випадках, коли здійснювати попередню дегазацію вугільних пластів з яких-небудь причин не доцільно для зниження вмісту газу в підготовчих виробленнях, проводиться дегазація вугільного масиву поблизу вироблення за допомогою бар'єрних або огорожувальних свердловин (рис. 2.8-2.9). При бар'єрній дегазації, як правило,

застосовується парна схема розташування дегазаційних свердловин, що буряться зі спеціальних камер під кутом 3-5° до осі вироблення. Довжина свердловин приймається до 100-150 м, при відстані між камерами на 15-20 м менше довжини свердловин. Устя свердловин розташовуються на відстані 2,0-2,5 м від стінки вироблення. Концентрація метану в свердловинах, з яких витягується газ становить 2-10%, що і визначає низьку ефективність даного способу. Для підвищення концентрації метану в каптованій суміші і, як наслідок, підвищення ефективності даного виду дегазації доцільно бурити свердловини, що перехрещуються, як показано на малюнку 3, а. У міру посування вироблення бар'єрні свердловини, що перехрещуються, пробурені в напрямку проходки, відключаються від дегазаційного трубопроводу, а під вакуумом залишаються тільки короткі свердловини, що їх перекривають. Число і розташування бар'єрних свердловин обираються за таблицею 2.2

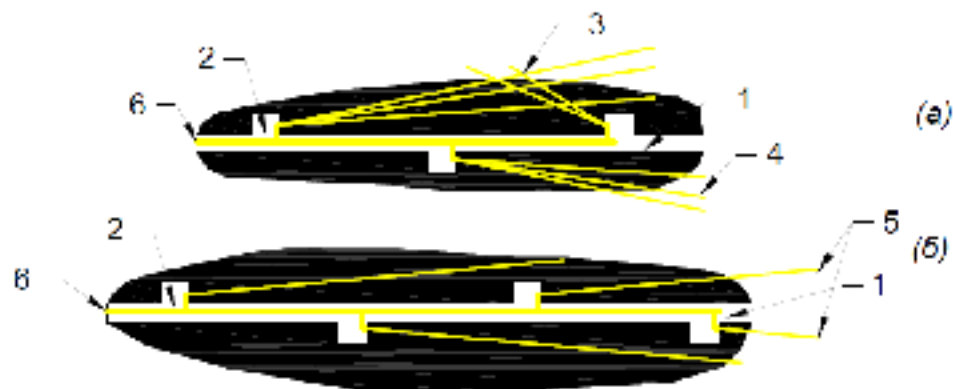


Рис. 2.10. Схема дегазації пласта бар'єрними свердловинами: а – свердловини, що перехрещуються; б – одиночні свердловини; 1 – штрек, що проводиться; 2 – камера; 3 – серія перехресних бар'єрних свердловин; 4 – серія бар'єрних свердловин; 5 – поодинокі бар'єрні свердловини; 6 – газопровід

Таблиця 2.2

Число і розташування бар'єрних свердловин

Кількість свердловин	Розташування свердловин	Число свердловин			
		з боків вироблень	в підшві вироблень	в покрівлі вироблень	всього
6-8	У верхній частині пласта	4	2	-	6
6-8	У середині	4	-	-	4
6-8	У нижній частині пласта	4	-	2	6
4-6	У верхній частині пласта	4	-	-	4
4-6	У нижній частині пласта	4	-	-	4
2-4	У пласті	4	-	-	4
менше 2	У пласті	2	-	-	2

При наявності сучасної бурової техніки і технології буріння, що дає можливість бурити наддовгі спрямовані свердловини (понад 500 м), доцільно проводити дегазацію пласта довгими огорожувальними свердловинами, пробурених в напрямку руху вибію зважаючи на більшу ефективність і меншу трудомісткості даного методу (рис. 2.11).

Можлива ефективність способів дегазації бар'єрними і огорожувальними свердловинами при проведенні вироблень по вугільних пластах приведена в таблиці 2.3.

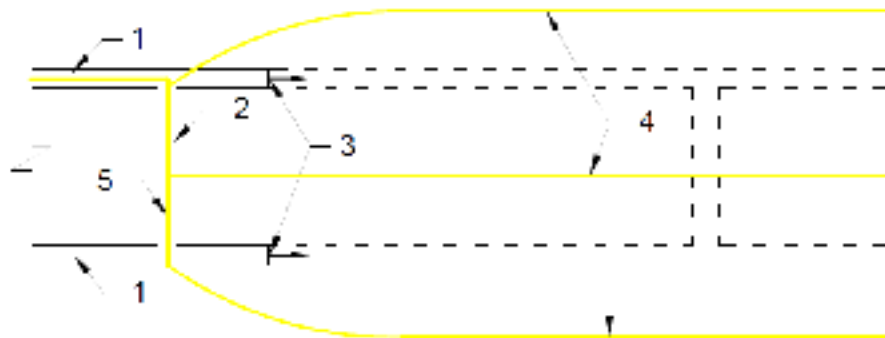


Рис. 2.11. Схема дегазації пласта довгими огорожувальними свердловинами направлено буріння: 1 – вироблення; 2 – збійка; 3 – вибію спарених вироблень; 4 – свердловини направлено буріння; 5 – дегазаційний трубопровід

Таблиця 2.3

Ефективність дегазації вугільних пластів бар'єрними та огорожувальними свердловинами

Дегазація вугільного масиву за схемою	Коеф-т дегазації	Мінімальна величина розрідження	
		кПа	мм рт. ст.
Бар'єрними перехресними свердловинами (рис. 2.10, а)	0,20–0,30	6,7	50
Бар'єрними поодинокими свердловинами (рис. 2.10, б)	0,15–0,20	6,7	50
Довгими огорожувальними свердловинами (рис. 2.11)	0,20–0,30	6,7	50

Підземна дегазація пластів, що розробляються на виїмкових ділянках

Основним фактором, що збільшує обсяги надходження метану з пласта до привибійного простору лави, при проведенні очисних робіт, є інтенсивність виїмання вугілля. На сьогоднішній день нормативним критерієм необхідності проведення пластової дегазації є величина природної газоносності вугільного пласта, що розробляється, яка дорівнює або перевищує $13 \text{ м}^3/\text{т}$. Ця величина не залежить від інших факторів, наприклад, вологості або зольності вугілля і дана, виходячи з наявного досвіду попередньої дегазації на шахтах СНД, при яких зазначалося тривалий, до 180 діб, газовиділення в пластові свердловини.

За даними [4] інтенсивність метановиділення в лаві при роботі очисного комплексу підвищується в 1,5-2 рази, а в ряді випадків до 6 разів у порівнянні з фоновим виділенням метану до початку очисного виїмання. В таких умовах, якщо засобами вентиляції не вдається забезпечити концентрації метану на допустимому рівні і в перспективі для подальшого підвищення навантажень на очисні вибії, також необхідно проводити заходи по дегазації виїмкових дільниць, в тому числі попередню дегазацію пласта, що розробляється.

Вибір схем, параметрів дегазації пластів, що розробляються, геометричного розташування дегазаційних свердловин в площині пласта визначаються з урахуванням показників початкового питомого метановиділення в свердловині і темпу його зниження в часі, що в свою чергу залежить від газовіддачі пласта, яка визначається міцністю порід.

Дегазаційні свердловини можуть буритися в площині пласта за повстанням, простяганням, падінням або під кутом до лінії простягання (паралельно лінії очисного вибію, віялом або перехресно). Відстань між свердловинами визначається для можливого в конкретних умовах щодо терміну попередньої дегазації вугільного пласта з урахуванням встановлених значень показників газовіддачі на ділянці, що дегазується. Пробурені в площині пласта, свердловини герметизуються на 6-10 м, а пробурені вхест пласта – на 3-5 м в залежності від стану масиву гірничих порід у гирл свердловин. Незважаючи на герметизацію, присутній аеродинамічний зв'язок свердловин з атмосферою гірничих вироблень, внаслідок чого витягується метан низьких концентрацій, в межах від 2 до 18%.

На виробленнях виїмкових дільниць, що оконтурені, свердловини не добурюються до протилежного вироблення на 10-15 м. Якщо бурова техніка дозволяє бурити наддовгі свердловини, то дегазацію пласта доцільно проводити за схемою, яка показана на рис. 5, а при обмежених можливостях буріння довгих свердловин – на рисунках 6-8. У разі, коли на пластах не вдається пробурити свердловини на всю ширину стовпа, застосовуються схеми дегазації, що передбачають буріння свердловин з двох підготовчих вироблень. При цьому свердловини розташовуються таким чином, щоб їх вибійні частини перехрещувалися і сприяли осушенню низхідних свердловин шляхом перетікання з них води по тріщинах до свердловин, що повстають (рис. 2.12). При відпрацюванні пластів, схильних до раптових викидів вугілля і газу, застосовується дегазація з використанням перехресних свердловин.

Попередня дегазація пластів здійснюється не менше 6 місяців свердловинами, що розташовані знизу-вгору і не менше 12 місяців, – згори-вниз при осушенні свердловин, що розташовані згори-вниз, шляхом перетікання води в свердловин, що розташовані знизу-вгору, де термін дегазації скорочується до 6 місяців.

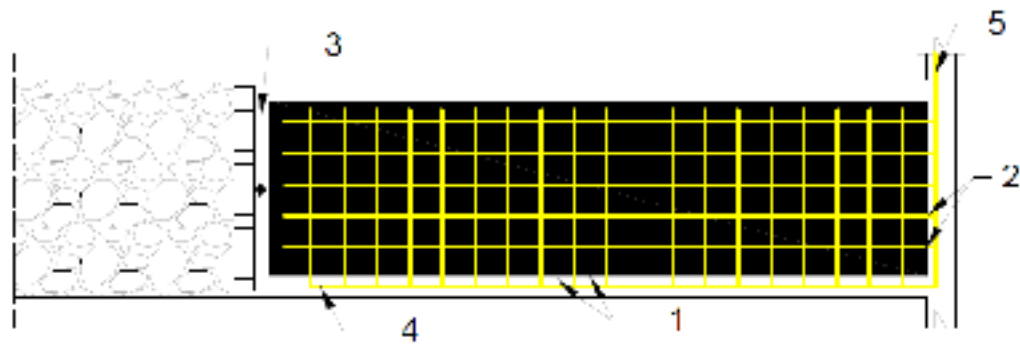


Рис. 2.12. Схема дегазації вугільного пласта при бурінні паралельних і наддовгих, орієнтованих на очисний вибій свердловин: 1 – паралельні очисному вибію свердловини; 2 – наддовгі свердловини, орієнтовані на очисний вибій; 3 – очисний вибій; 4 – дільничний газопровід; 5 – магістральний газопровід

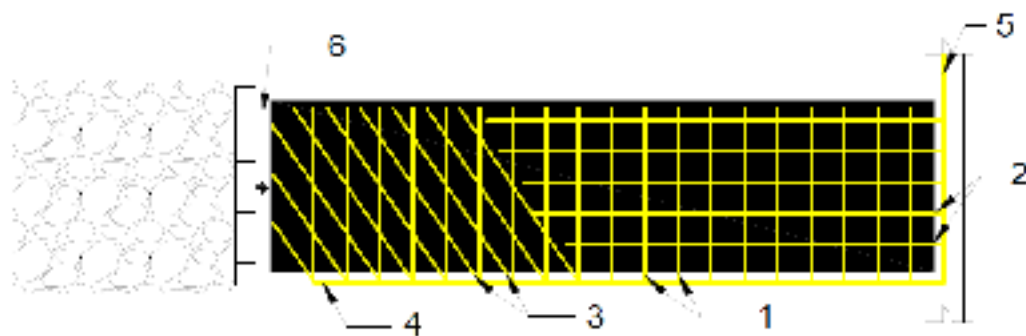


Рис. 2.12. Схема дегазації вугільних пластів при обмежених можливостях бурової техніки: 1 – свердловини, паралельні очисному вибію; 2 – свердловини, орієнтовані на очисний вибій з ухилу; 3 – свердловини, орієнтовані на очисний вибій з конвеєрного штреку; 4 – дільничний газопровід; 5 – магістральний газопровід; 6 – очисний вибій

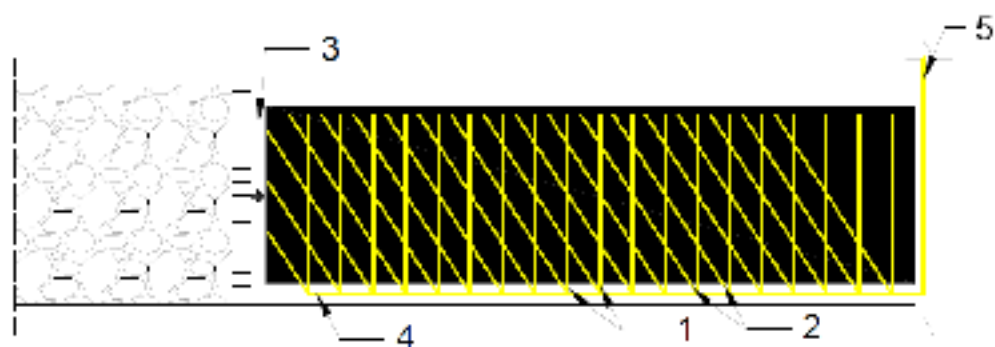


Рис. 2.13. Схема дегазації вугільних пластів перехресними свердловинами, пробурених з конвеєрного вироблення: 1 – свердловини, паралельні очисному вибію; 2 – свердловини, орієнтовані на очисний вибій; 3 – очисний вибій; 4 – дільничний газопровід; 5 – магістральний газопровід

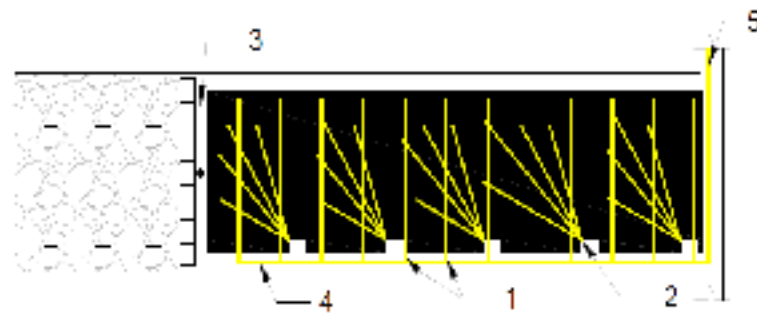


Рис. 2.14. Схема дегазації пласта паралельними і віяловими, орієнтованими на очисний вибій свердловинами: 1 – паралельні очисному вибою свердловини; 2 – віялові свердловини; 3 – очисний вибій; 4 – дільничний газопровід; 5 – магістральний газопровід

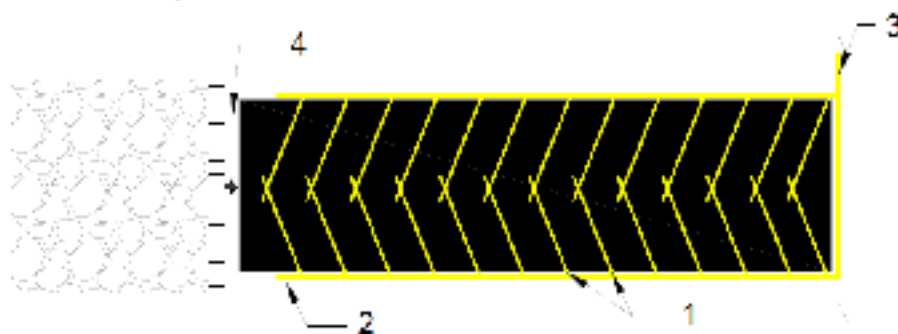


Рис. 2.15. Схема дегазації пласта орієнтованими на очисний вибій свердловинами, пробурених з двох вироблень: 1 – дегазаційні свердловини; 2 – дільничний газопровід; 3 – магістральний газопровід; 4 – очисний вибій

Ефективність попередньої дегазації визначається газопроникністю вугільних пластів, сіткою закладення свердловин і тривалістю їх експлуатації. Продуктивність свердловин, пробурених для дегазації нерозвантажених від гірничого тиску пластів вугілля, в істотному ступені залежить від їх геометричного розташування в масиві, що дегазується. Ефективність схем по вилученню метану з масиву вугілля, що нерозвантажений залежить від його газопроникності. Пласти вугілля з більш високою газопроникністю віддають значно більше метану в свердловини, ніж пласти з більш низькою газопроникністю, за даними досліджень, наведених в [24], при газопроникності, що дорівнює 0,045 мД, газовіддачу пласта в 5 разів вище, ніж при газопроникності 0,005 мД, а динаміка приросту метановиділення в свердловини з низькопроникних пластів вугілля настільки мала, що через 120 діб практично спостерігається стабілізація метановиділення в свердловину, в той час як з високопроникних – приріст метановиділення спостерігається протягом року.

Використання показників віддачі газу з вугільного пласта дозволяє визначати можливу тривалість дегазації масиву вугілля з урахуванням періоду продуктивного функціонування свердловин на ділянках пласта до початку впливу очисного вироблення на напружено-деформований стан вуглепородного масиву попереду рухомого вибою. На пластах з низьким метановиділенням у свердловини з'являється можливість скорочення нормативного терміну дегазації, якщо є дані про показники газовіддачі пласта в дегазаційні свердловини

(початкове газовиділення в свердловини і темп його зниження в часі). Підвищення ефективності дегазаційних робіт на шахтах, веде до збільшення навантаження на очисні вибій за газовим фактором, зменшення собівартості вугілля і збільшення прибутку компаній.

Чисельні значення ефективності попередньої дегазації пластів, що розробляються на ділянках ведення очисних робіт наведені в таблиці 2.4.

Таблиця 2.4

Ефективність попередньої дегазації пластів,
що розробляються на виїмкових дільницях

Схема розташування пластових свердловин	Коеф-т дегазації пласта	Мінімальна величина розрідження у гирла свердловини	
		кПа	мм рт. ст.
Свердловини, що розташовуються знизу-вгору або горизонтальні паралельно-поодинокі свердловини	0,20-0,25	6,7	50
Свердловини, що розташовуються згори-вниз або паралельно-поодинокі свердловини	0,15-0,20	13,3	100
Свердловини, що перехрещуються	0,30-0,40	6,7	50

Ефективність роботи свердловини залежить від кута їхнього нахилу, довжини й герметизації устя. У цілому, для дегазаційних свердловини характерно наступне. Свердловини мають середню концентрацію метану в метаноповітряній суміші (при підключенні їх у роботу) 80-100% і дебіт метану 9,0-9,5 м³/хв. Зона ефективної роботи свердловин досягає 900 м [25].

Свердловини, що пробурені за лавою вентиляційного вироблення, мають дебіт метану до 7,7 м³/хв із середньою концентрацією його в суміші 77%, зона ефективної роботи свердловин становить 200 м і більше [26].

Технологія виїмки вугілля без застосування побутових смуг або аналогічних охоронних споруд, обумовлює сильний аеродинамічний зв'язок між виробленням діючої ділянки та раніше відпрацьованими виїмковими полями, що сприяє росту виділення газу в 1, 5-2,0 рази до кінця відпрацьовування стовпа (панелі). З ростом навантаження на очисні вибій навіть підтримка досягнутого високого рівня ефективності дегазації представляється вкрай складною.

Вважається більше результативним домагатися зниження виділення газу з вугільних пластів, що знаходяться під вугільним пластом, який був раніше відроблений, у вироблення виїмкової ділянки шляхом дегазації виробленого простору, куди спочатку виділяється метан з цього масиву. Цей підхід спричиняє додаткове підвищення концентрації метану в газоповітряному потоці, що прямує по виробленому простору паралельно підтримуваному виробленню.

При технології розробки без залишання ціликів, прямоочних схемах провітрювання та використовуваних способів дегазації збільшення кількості подаваного повітря не виключає утворення місцевих скупчень метану в підтримуваній за очисним вибієм виробленням, особливо при раптових зрушеннях порід у виробленому просторі або падінні барометричного тиску.

Одним з засобом вирішення цього є завчасна дегазаційна підготовка, яка може бути реалізована двома способами: з відкачкою й без відкачки води й газу після закінчення робіт з гідророзчленування пласта. Основою другого способу є глибоке блокування метану водою (у перехідні й мікропорах вугілля) при їх тривалому (не менше місяця) взаємодії в системі вода-вугілля-газ.

Другий спосіб (без відкачки через свердловини води й газу з пласта):

- технологічний і простий у здійсненні;
- не вимагає надалі ніяких додаткових робіт (глибоке впровадження води в пори вугілля аж до мікропор і надійне блокування в них метану відбувається під дією природних капілярних сил);
- відносно дешевий (радіус зони впливу однієї свердловини дорівнює 150-200 м);
- забезпечує довгострокове збереження ефекту блокування (є досвід відпрацьовування вугільного пласту через 9,5 років).

Цей спосіб забезпечує:

- зниження всіх газових показників, як у лаві, так і в штреку більш ніж на 70%, що запобігає вибухам газу метану в цих виробленнях;
- обробку не тільки робочого шару, але і його супутників, що запобігає вибухам газу на шахті взагалі;
- зниження запилення повітря в лаві навіть без зрошення на 90% і більше, що запобігає вибухам пилу й істотно поліпшує умови праці;
- зниження міцнісних характеристик пласта на 40%, що полегшує роботу комбайна, зменшує енергоємність видобутку, поліпшує його сортність.

Важливою перевагою цього способу є те, що роботи по підготовці запасів до ефективного й безпечного відпрацьовування проводяться за 1-1,5 року до ведення гірничих робіт.

Крім того, свердловини розташовуються з урахуванням можливості їхнього використання при очисних гірничих роботах для видобутку метану з куполів обвалення виробленого простору лав.

Для конкретного вибору різновиду способу необхідно враховувати два основних фактори:

- час, наявний для дегазації свердловинами з поверхні до початку гірничих робіт у зонах дегазації;
- рівень вилучення метану (можливої інтенсивності видобування метану в одиницю часу) з нерозвантажених від гірничого тиску вугільних шарів через свердловини завчасної дегазації.

2.4 Висновки

Були розглянуті різні види охоронних споруджень для дільничних вироблень. Проаналізовано їхні переваги, недоліки та області застосування. Були визначені перспективні, маловитратні з високим рівнем автоматизації охоронні засоби дільничних вироблень – бутові смути.

Поряд зі спорудженням бутових смуг визнане ефективним використання різновидів анкерного кріплення як додаткового ефективного способу охорони дільничних вироблень. Наявність певного підвищення ефективності виробництва при їх застосуванні, де необхідно враховувати реконструкцію охоронних засобів дільничних вироблень, перегляд сформованих положень, у тому числі геометричних, лінійних і силових параметрів.

Досліджено процеси виділення метану у вугільних шахтах і розглянуті комплексні технології дегазації при відпрацюванні пластів з високим вмістом метану та небезпечних по вибуховим властивостям вугільного пилу. Розглянуто варіанти дегазаційних заходів вугільних пластів, де надійність і безпека технологічних схем з використанням дільничних вироблень на пластах, визначається такими питаннями:

- наявність доцільності й необхідності проведення пластової (завчасної, попередньої, поточної) дегазації;
- розробка способів вибору основних технологічних схем з керування виділення газу при завчасної (попередньої) дегазаційної підготовці вугільних пластів;
- оцінка вилучення метану з нерозвантажених від гірничого тиску вугільних пластів через дегазаційні свердловини, пробурені з поверхні;
- розробка конкретних, адекватних до гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов технологічних схем завчасної (попередньої) дегазації шахтного поля через свердловини.

3. ОЦІНКА ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ ТА ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ З ІНТЕНСИВНОЇ РОЗРОБКИ ВУГІЛЬНИХ РОДОВИЩ

3.1 Оцінка технологічних рішень з інтенсивної розробки родовищ

Для оцінки технологічних рішень інтенсифікації розробки високогазоносних вугільних пластів варто оцінити кожний з розглянутих в другому розділі найперспективніші шляхи інтенсифікації.

Перший, оцінка технологічних рішень при облаштуванні бутових смуг. Тут варто зазначити розрахунки зі облаштування бутових смуг, де буде враховані їхня міцність для забезпечення потрібного рівня опору максимальним навантаженням під час експлуатації.

Другий, оцінка технологічних рішень при кріпленні гірничих вироблень. У цьому випадку розглядається розташування й кріплення підземних гірничих вироблень на основі нормативно-технічної документації. Отже, будуть проаналізовані: технічні рішення з кріплення підземних гірничих вироблень у характерних гірничо-технічних умовах для високогазоносних пластів; розглянуті фактори, які впливають на вибір кріплення гірничих вироблень; наведення розрахунку стійкості гірничих вироблень, в результаті якого одержуємо ефективну ширину гірничих вироблень, що закріплюються анкерним кріпленням.

Третій, оцінка технологічних рішень при дегазації, що буде не повна без розгляду її параметрів на пластах, що відпрацьовуються та порядок розрахунку дегазаційних заходів і оцінки технологічних рішень з параметрів вилучення метану з вугільних пластів.

3.1.1 Оцінка технологічних рішень із застосування бутових смуг

У цей час в Україні проектними організаціями розроблені й застосовуються два підходи до визначення розмірів бутових смуг [27]:

- розрахунок бутових смуг, міцність яких забезпечувала б опір заданим навантаженням протягом часу;

- розрахунок бутових смуг, розміри яких забезпечували б їхню роботу в податливому режимі й не допускали небезпечних концентрацій напружень і гірничих ударів.

Стосовно підготовки виїмкових полів навантаження на бутові смуги варто визначати для періоду їхнього функціонування, коли ці навантаження максимальні, тобто коли відпрацьовані обидві панелі або лави, що були підготовлені штреками. Згідно [], навантаження на одиницю довжини бутової смуги в умовах, коли розміри виробленого простору перевищують величину прольоту повної підробки земної поверхні, варто приймати рівної повній вазі стовпа порід товщі, що налягає:

$$P_{\Phi} = (A + X)\gamma H, \quad (3.1)$$

де A – ширина штреку, X – ширина бутової смуги.

Визначення навантажень на будові смуги, що призначені для охорони штреків, розташованих на границі з виробленим простором, по [28], роблять за схемою формування навантажень, наведеної на рис. 3.1.

Зона опорного тиску поширюється вглиб масиву на відстань приблизно рівне подвійній довжині породних блоків, що обломилися, $2l_0$, однак помітний вплив опорного тиску на крайову частину масиву не перевищує величини l_0 .

У роботі [29] величина цього кута не більше $5-8^\circ$ і тому його вплив на навантаження будової смуги вважається несуттєвим. Однак, за даними [30], кут α залежить від складу і будови порід покрівлі і може досягати $15-25^\circ$, при яких його вплив на величини навантажень на будові смуги буде значним.

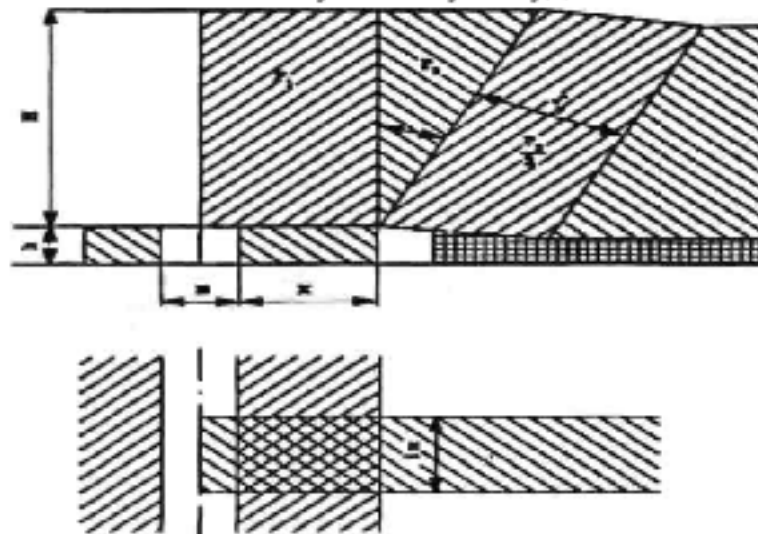


Рис. 3.1. Схема навантаження будових смуг на границі з виробленим простором

По одній з методик, ударнебезпечність будової смуги оцінюється по їхньому гранично-напруженому стану. При визначенні стійкості смуги враховуються його форма, умови навантаження в процесі розвитку очисних робіт, прогнозна величина коефіцієнта концентрації напруг і міцнісні характеристики порід.

Будова смуга перебуває в стійкому стані, якщо виконується умова

$$P_n < P_m \quad (3.2)$$

де P_n – фактичне навантаження на смугу, МПа; P_m – максимальна (гранична) навантаження, що витримується будовою смугою, МПа.

На підставі цього гранично припустиме навантаження P_m на будову смугу, буде визначатися з виразу:

$$P_m < \sigma_{\text{куб}} \frac{2L_{\text{пр}}^2}{m}, \quad (3.3)$$

де $\sigma_{\text{куб}}$ – кубикова міцність матеріалу в будовій смугі, МПа; $L_{\text{пр}}$ – ширина будової смуги, м; m – потужність будової смуги, м.

Фактично в шахтних умовах будова смуга сприймає навантаження P_n яка формується вагою завислих над ним шарів покрівлі і визначається по формулі:

$$P_n < \frac{2}{\pi} \frac{K_1}{K \cdot \gamma \cdot H}, \quad (3.4)$$

де K_1 – середнє значення коефіцієнта інтенсивності напружень, МПа/м;
 $K_2 H$ – нормальні до нашарування напруги у недоторканого масиву з урахуванням кута падіння α шару на глибині H , МПа;

$$K = \cos^2 \alpha + \lambda \sin^2 \alpha, \quad (3.5)$$

де λ – коефіцієнт бічного розпору (відношення горизонтальних напружень до вертикального). Таким чином, умова (3.4) приймає вид:

$$\frac{2 \cdot K_1^2}{\pi \cdot K_2 \cdot l} < \tau_{\text{св}} \cdot \frac{2L_{\text{оп}}^2}{m}. \quad (3.6)$$

Стійкий стан смуги забезпечується при його ширині, рівної:

$$2L_{\text{оп}} > 2 \sqrt{\frac{2}{\pi} \cdot K_1 \cdot \sqrt{\frac{m}{\sigma_{\text{св}} \cdot K_2 \cdot \gamma \cdot H}}}. \quad (3.7)$$

При довжині лави на рівні 200 м, та потужності пласта – 1 м, породи категорії покрівлі та підшови Б₄, А₃₋₂, П₃ відповідно. Та потужністю порід основної покрівлі біля 3 м будемо мати наступні розрахунки:

1. оскільки потужність порід основної покрівлі $h_n = 3 < 6$, підбучування основної покрівлі не відбувається. Приймаємо спосіб управління покрівлею частковим закладанням.

2. Ширина бутової смуги в лаві $l_{6,л} = 6 \cdot 1 = 6$ м.

3. Ширина бутового штрека $l_{6,штр} = 6 \cdot 1 / 2 = 3$ м.

4. Ширина бутової смуги біля відкотного та вентиляційного штреків $l_{6,о} = l_{6,л} = 8$ м.

5. Число бутових смуг $n_{6,л} = 200 - (8+8) / 6 + 3 = 20$ смуг.

Таким чином, при ширині бутової смуги 6 м і шириною бутового штреку 3 м, вироблений простір закладається породою з бутових штреків на 60%.

Перевіримо стійкість смуги шириною 6 м за виразом 3.6:

$$2 \cdot 6 > 2 \sqrt{\frac{2}{3,14} \cdot 0,5 \cdot \sqrt{\frac{1,0}{0,5 \cdot 1 \cdot 2,6 \cdot 150}}} = 1,24,$$

Умова стійкості бутової смуги виконується.

Основні параметри часткового закладання насамперед залежать від потужності пласта і властивостей бічних порід. При потужності пласта від 0,7 до 1,2 м ширина бутового штреку становить 3...4 м, а висота підривання від 0,7 до 2,2 м. При цьому ширина породної смуги становить 6...14 м. Відстань між породними смугами 4...5 м.

При закладанні виробленого простору суцільною смугою у вентиляційному штреку її ширина повинна бути не менше 40% від довжини лави і з урахуванням розміщення всього обсягу породи, отриманої від проведення і ремонту штреку.

Фізико-механічні характеристики бутової смуги матимуть такі параметри:

Жорсткість	E , МПа	ρ , кг/м ³	$\sigma_{\text{свс}}$, МПа	σ_{ρ} , МПа	μ
Мінімальна	20	2400	20	2	0,4
Максимальна	600				0,3

3.1.2 Оцінка технологічних рішень щодо анкерного кріплення підготовчих вироблень

Вибір розташування, кріплення і охорони підготовчих і капітальних гірничих вироблень на вугільних шахтах регламентується вимогами затверджених у встановленому порядку нормативно-технічних і методичних документів [31]. Гірничі працівники та проектувальники зобов'язані дотримуватися цих вимог, де порушення не допускаються. Разом з тим підтримка підготовчих вироблень і зниження аварійності при їхньому спорудженні й експлуатації залишається одним з самих гострих проблем на шахтах України. У зв'язку із цим представляється необхідним проаналізувати порядок проектування паспортів кріплення із застосуванням сталеполімерних і клинорозпірних анкерних кріплень, і зробити зіставлення даної методики з аналогічними методами розрахунку, застосовуваними в таких же гірничо-геологічних умовах на шахтах США, Австралії й інших країн.

Розрахунок параметрів анкерного кріплення здійснюється виходячи з середньозваженої потужності шарів, міцності активної частини геологічної колонки (покрівлі, боків і ґрунту). При цьому не враховується шарувата будова порід, що стосовно до анкерних кріплень неприпустимо [].

В основу розрахунків параметрів кріплення в різних гірничотехнічних ситуаціях покладені величини розрахункових зсувів, обумовлених номограмами і коригувальними коефіцієнтами.

Одна з таких номограм, як приклад, наведена на рис. 3.2.

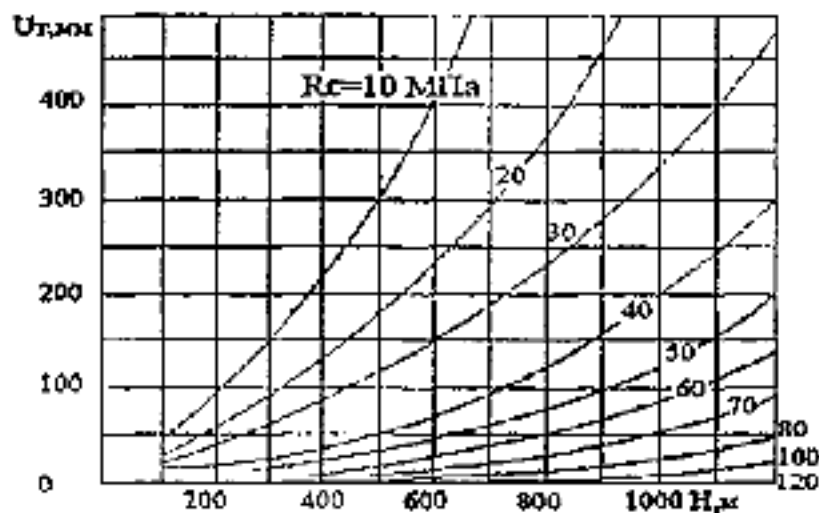


Рис. 3.2. Розрахункові зсуви покрівлі

Неважно помітити, що ця номограма перетвориться в залежність, форма якої представлена на рис. 3.2.

Як видно на рис. 3.2, залежність $U_T = f(H/R_c)$ має вигляд функції, загальної для всіх умов. Такий характер залежності зсуву контуру вироблень від факторів, що впливають, правильно відбиває фізичний зміст процесів, що відбуваються в гірничому масиві: руйнування й перехід порід у квазіпластичний стан у міру збільшення глибини й зменшення міцності.

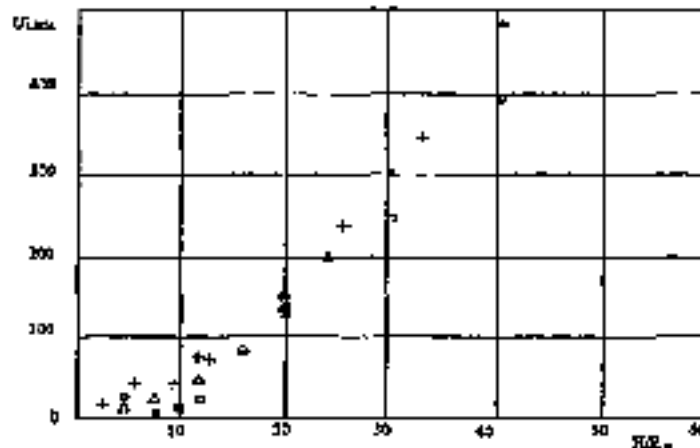


Рис. 3.3. Залежність $U_T = f(H/R_c)$. • $R_c = 20$ МПа; $R_c = 30$ МПа; + $R_c = 40$ МПа; \blacktriangle $R_c = 50$ МПа; \square $R_c = 100$ МПа

Оскільки розкид значень невеликий, то зсув покрівлі в різних гірничотехнічних ситуаціях набуває сенсу універсальна постійна. Стосовно до стохастатичного по своїй природі середовищі (масив гірничих порід) і процесів, що відбуваються в ньому при веденні гірничих робіт, це представляється малоімовірним. Необхідно також відзначити, що у всіх публікаціях, у яких викладається даний метод, не приводиться зіставлень номограм з результатами вимірів у підземних виробленнях. Тому більш надійним представляється розглянутий нижче досвід проектування анкерного кріплення, що широко застосовується за кордоном.

З огляду на складність гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов підземних вироблень, руйнування покрівлі вироблень, що були закріплені анкерним кріпленням було дуже складно математично описати. І проте навіть якісна ідентифікація факторів, що викликають обвалення покрівлі, може дати обґрунтування для розробки паспорту кріплення й підвищення безпеки.

Проектування паспортів кріплення всіма типами кріплень, у тому числі й анкерами, здійснюється відповідно до прогнозованих умов їхньої взаємодії з масивом порід покрівлі: режимами заданих величин і швидкостей деформацій, заданих навантажень, комбінованому й перехідному. Вхідні дані для проектування забезпечуються геологічною службою шахт, інформація якої включає: будову й фізико-механічні властивості порід та вугілля, оцінку напруженого стану масиву, прогноз поведінки покрівлі, підшви, ціликів і крайових частин масиву. Розрахунок необхідної кількості анкерів для кріплення вироблень здійснюється по наступних схемах.

Якщо передбачається відшарування й відділення від масиву більш-менш однорідного блоку, то розрахунок розробляється виходячи з величини заданих навантажень, обумовлених масою цього блоку (рис. 3.4).

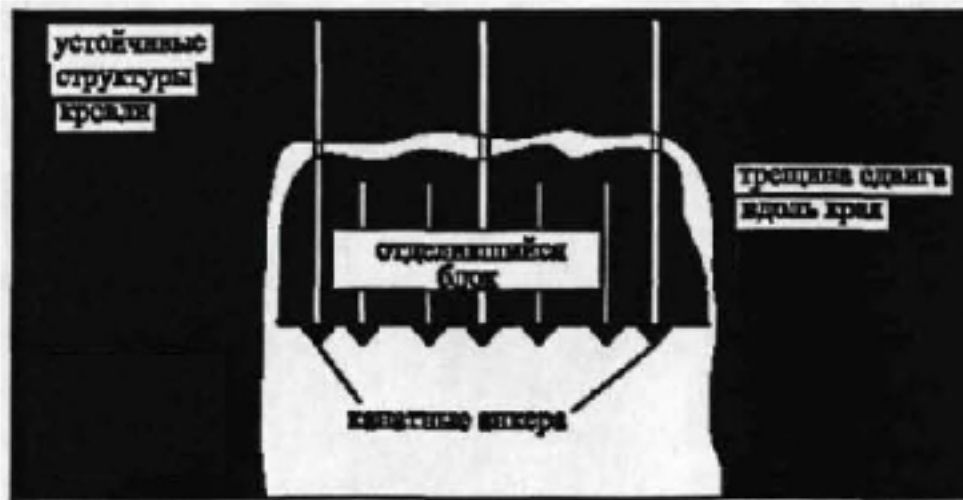


Рис. 3.4. Кріплення покрівлі у випадку утворення в масивних породах окремого блоку, порівнянню з поперечним перерізом вироблення []

Вага частини порід, що відділилася, може бути визначена по формулі:

$$F_a = W_e H_p \gamma \quad (3.8)$$

де W_e – ефективна ширина вироблення; H_p – відстань від покрівлі шару до поверхні розшарування; γ – середня щільність порід нижче поверхні розшарування.

Цей метод містить зайвий запас міцності, оскільки очевидно, що бутові смуги забезпечують додаткову підтримку частини покрівлі, що відділилася, формуючи склепіння тиску над зруйнованими породами. Як показано на рис. 3.4, канатне кріплення повинне підтримувати породи усередині склепіння тиску. Висота склепіння може змінюватися залежно від вертикальних і горизонтальних напружень, що діють у безпосередній покрівлі, і може збільшуватися в міру збільшення горизонтальних напружень. Часто використовується критерій, що залежить від величини й напрямку горизонтальних напружень, відповідно до якого висота склепіння тиску відповідає висоті зони обвалення й становить від 0,5 до 2 потужностей шару, що виймаються.



Рис. 3.5. Кріплення покрівлі у випадку утворення склепіння обвалення []

Вага порід у межах склепіння може бути визначена щодо ширини перетину вироблення по наступній формулі:

$$F_s = \frac{\tau W_c}{2} H_a \gamma, \quad (3.9)$$

де H_a – висота склепіння обвалення.

Поводження бутової смуги при різних умовах навантаження визначається величиною зони пластичних деформацій Y_p , позначеної на рис. 3.6. Ширина цієї зони визначається шириною крайової частини, на якій прикладене навантаження перевищує міцність непорушеного матеріалу.

Для оцінки ширини зазначеної зони можуть застосовуватися наступні залежності:

– за умови наявності в покрівлі та у підшві твердих порід

$$w = 2 \frac{m}{F} \ln \left(\frac{q}{p+p'} \right), \quad (3.10)$$

– за умови наявності в покрівлі податливих порід

$$w = m \left[\left(\frac{q}{p-p'} \right)^{k-1} - 1 \right], \quad (3.11)$$

де m – потужність шару; q – тиск покриваючої товщі порід; p – опір кріплення (у випадку рис. 3.6 $p=0$); p' – зчеплення зруйнованого вугілля, $k = \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi}$ – об'ємний коефіцієнт; φ – кут внутрішнього тертя (кутовий градус);

$$F = \frac{k}{\sqrt{k}} + \frac{k}{k} \text{tg} \sqrt{k}, \quad (3.12)$$

де $\text{tg} \sqrt{k}$ – виражається в радіанах.

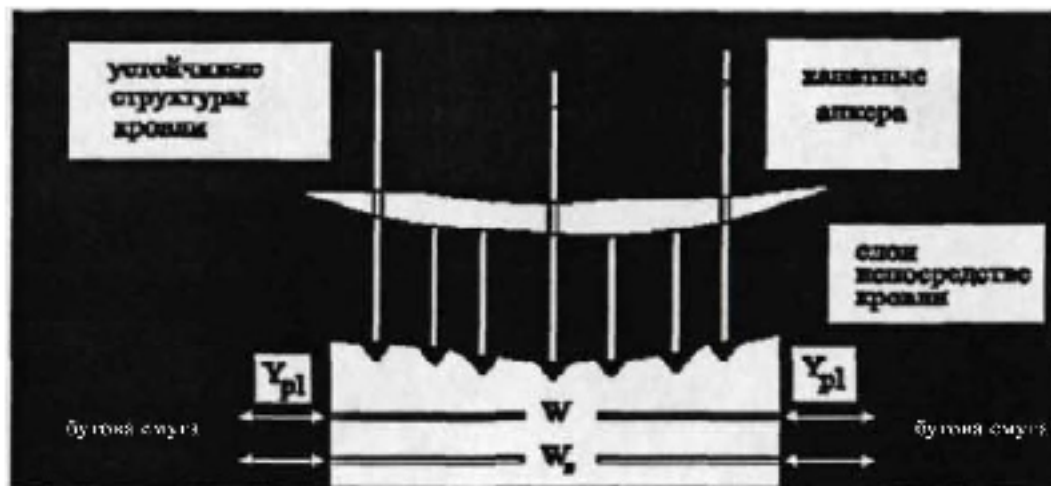


Рис. 3.6. Формування зон пластичних деформацій у крайових частинах бутової смуги []

Ширина пластичних зон може розраховуватися або визначатися приблизно за графіком на рис. 3.7. Графік побудований для значення кута внутрішнього тертя.

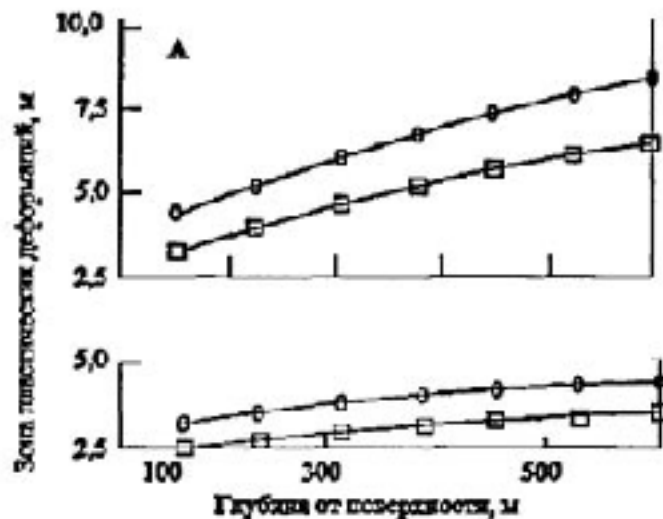


Рис. 3.7. Графік для визначення ширини зони пластичних деформацій у крайових частинах бутових смуг при наявності в покрівлі порід: *A* – податливих кріплень, *B* – твердих кріплень, □ – потужність пласта 1,8 м, ○ – потужність пласта 2,4 м []

Ефективна ширина вироблення:

$$W_e = W + Y_{p1} + Y_{p2}, \quad (3.13)$$

де W – проектна ширина вироблення; Y_{p1} – ширина пластичної зони лівої бутової смуги; Y_{p2} – ширина пластичної зони правої бутової смуги.

Для того щоб визначити число та розташування анкерів, що необхідні для підтримки штреку, треба визначити обсяг і вагу порід, які мають підтримуватися. Приймаючи несучу здатність стандартного троса 258 КН і змінюючи кількість анкерів у поперечному перерізі вироблення, можна обрати найкращий варіант проекту.

Застосування анкерного кріплення пов'язано з міцністю закріплення анкерного кріплення шляхом заповнення шпурів сумішшю, що скріплює. Розрахунок параметрів анкерів в покрівлі проводиться в такій послідовності:

- за гіпотезою, склепіння розраховується щодо очікуваного навантаження на анкерне кріплення;
- приймається кількість анкерів в ряді і відстань між рядами;
- визначається необхідна несуча здатність анкера;
- розраховується необхідна довжина анкерів.

Навантаження на 1 пог. метр довжини вироблення визначається вагою порід покрівлі, зв'язних тиском у склепінні:

$$P_{ca} = \frac{2}{3} B h_{ca} \gamma \quad (3.14)$$

де B – фактична ширина гірничого вироблення, м; γ – об'ємна вага порід покрівлі гірничого вироблення, кН/м^3 ; h_{ca} – висота склепіння природної рівноваги порід над гірничим виробленням, м, ($h_{ca} = k_{ca} \cdot B$, де k_{ca} – коефіцієнт склепіння, що визначається за таблиці 3.1).

Таблиця 3.1

Коефіцієнт склепіння природної рівноваги

Міцність порід на одноосовий стиск		5	10	20	30	40	50	60
k_{cs}	в гірничому виробленні, що пройдено в масиві	0,76	0,68	0,64	0,60	0,56	0,52	0,48
	В зоні впливу опорного тиску	0,95	0,85	0,80	0,75	0,70	0,65	0,60

Кількість анкерів в ряду n_k приймається, як правило, рівним кількості метрів ширини вироблення. Відстань між рядами анкерів рекомендується приймати $C_k=0,8$ м.

Питоме навантаження на анкерне кріплення дорівнює:

$$P_{yo} = \frac{P_{cs}}{B}. \quad (3.15)$$

Необхідна несуча здатність одного анкера в покрівлі визначається з формули:

$$N_a = \frac{P_{yo} \cdot C_k \cdot B}{n_k}. \quad (3.16)$$

Довжина анкерів, що забезпечує їх необхідну несучу здатність, визначається з формули:

$$l_a = \frac{N_a}{2\pi \cdot r \cdot k_r \cdot R_p \cdot 100}, \quad (3.17)$$

де r – радіус шпур, м; k_r – коефіцієнт збільшення радіусу за рахунок налипання на стрижень породи $k_r = 1,1-1,2$; R_p – міцність породи на розтягнення, МПа; N_a – задана (необхідна) несуча здатність одного анкера, кН.

При відсутності безпосередніх даних про величину R_p вона може бути визначена по міцності порід на стиск R_c

$$R_p = \frac{R_c}{7..9}. \quad (3.18)$$

Загальна довжина анкера складає:

$$l = l_a + l_b, \quad (3.19)$$

де l_b – виступаюча частина анкера, дорівнює $l_b = 0,15-0,20$ м.

Щодо дільничних вироблень, що розглядаються, вхідні дані для розрахунку параметрів анкерів в покрівлі наступні:

- перетин вироблення прямокутний, арочний або у вигляді трапеції, шириною в прохідці $B = 4,8$ м і висотою $h = 3,8$ м;
- використовуються анкера глибокого закладення (наприклад типу АК01 або АК02);
- в покрівлі залягають нестійкі, тріщинуваті породи міцністю порядку $R_c=8$ МПа і об'ємною вагою $\gamma = 25$ кН/м³;
- діаметр шпурів для анкерів $d=30$ мм.
- кількість анкерів в ряду приймаємо $n_k=4$, величину $C_k = 0,8$ м;

Геомеханічні показники і параметри кріплення, визначені за вищенаведеною методикою, складуть:

Висота склепіння природної рівноваги при $k_{cs}=0,76$ (за таблицею 3.1) дорівнює:

$$h_{cs} = 0,76 \cdot 4,8 = 3,4 \text{ м.}$$

Навантаження на 1 пог. метр довжини вироблення:

$$P_{cs} = \frac{2}{3} \cdot 4,8 \cdot 3,4 \cdot 25 = 280 \text{ кН/м.}$$

Питома навантаження на анкерне кріплення:

$$P_{sp} = \frac{280}{4,8} = 58 \text{ кН/м}^2.$$

Необхідна несуча здатність одного анкера за прийнятими величинами $n_k = 4$ і $C_k = 0,8$ м:

$$N_a = \frac{58 \cdot 0,8 \cdot 4,8}{4} = 56 \text{ кН.}$$

Довжина анкерів, що забезпечують їх необхідну несучу здатність при $k_r = 1,2$ і $R_p = 1$ МПа:

$$l_a = \frac{56}{2 \cdot \pi \cdot 0,015 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 100} = 4,95 \text{ м.}$$

Загальна довжина кожного анкера повинна бути не менше:

$$l = 4,95 + 0,15 = 5,1 \text{ м.}$$

Анкери встановлюються безпосередньо у біля вибію під напівсферичні опорні шайби $250 \times 250 \times 8$ мм із затягуванням покрівлі ґратами або сіткою.

Схема установки анкерів показана на рис. 3.8. Відстань між рядами анкерів приймається $C_k=0,8$ м. Відстань між анкерами в ряду $C_p=1,1$ м. Крайні анкери встановлюються під кутом близько 75° в бік бортів з відстанню від них на 750 мм. Кріплення бортів анкерами звичайної довжини може знадобитися тільки в разі віджиму вугільних стінок до активізації постійного рамного кріплення.

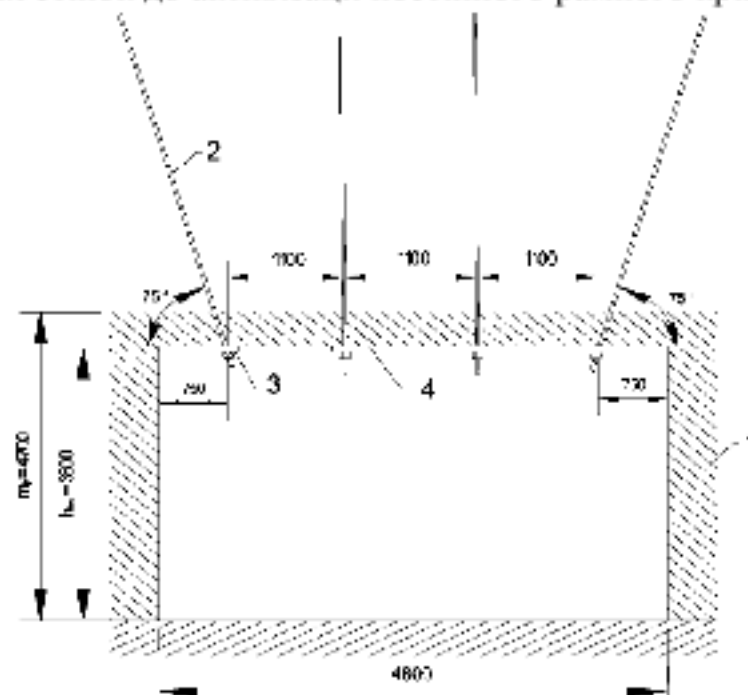


Рис. 3.8. Схема установки анкерів: 1 – вугільний пласт; 2 –анкера, $l = 5,1$ м; 3 – опорні шайби; 4 – сітка по покрівлі

Важливим питанням при цьому є визначення допустимої відстані від прохідницького вибію до місця установки постійного кріплення.

При застосуванні анкерних кріплень відбувається перерозподіл тиску на оточуючі бутові смуги й крайові частини вугільних пластів. Тому можуть виникати серйозні проблеми по підтримці бортів вироблень.

На вибір кріплення й спосіб підтримки крайових частин істотно впливають наступні фактори:

- величина, розташування й напрям горизонтальних напружень у районах розташування бутових смуг і близькість до них;
- орієнтування систем тріщин і інших геологічних структур у куті щодо напрямку головних горизонтальних напружень;
- фізико-механічні властивості вугілля й порід і ступінь відповідності характеристик кріплення цим властивостям;
- глибина й довжина зони руйнування в бутовій смузі або в крайовій частині шару при його стабільному стані;
- потужність вугільного шару;
- розміри області, форма й характер руйнування вугілля в крайових частинах для вибору засобів запобігання їхнього зсуву й підтримки;
- припустимий ступінь руйнування крайових частин;
- строк експлуатації вироблень.

Механізм руйнування крайових частин значно впливає на вибір способу кріплення та його охорони і, як наслідок, на економічні показники. Проблема полягає в тому, щоб забезпечити надійну підтримку практично доступним способом протягом усього терміну служби вироблень. Установкою твердих металевих стійок можна забезпечити стійкість крайових частин у більшості шахт, але таке кріплення непрактичне для застосування в дільничних виробленнях з порівняно коротким терміном служби, що обслуговують виїмкові панелі.

У крайових частинах вугільного масиву, що руйнуються переважно тріщинами відколу у вигляді плит, необхідне зміцнення крайових частин анкерами. Анкери, що скріплюють покрівлю повинні ефективно збільшувати силу тертя між блоками для обмеження горизонтальних і вертикальних зсувів, перекидання; вигину й проковзування. Це припускає, що сили опору; зрушення анкерів повинні бути достатніми, щоб запобігти їх руйнуванню незалежно від орієнтування кліважу або порушень у крайових частинах.

У більшості випадків залежно від конфігурації блоків, одного або двох рядів анкерів буває досить для забезпечення фіксації блоків на своїх місцях. При наявності вугілля з високою пластичністю, можуть застосовувати полімерні або анкерні штанги, що розширюються, у сполученні із сіткою й відрізками спецпрофілю для забезпечення додаткового кріплення на обмежених ділянках.

3.1.3 Оцінка технологічних рішень застосування дегазації

На передових вугільних шахтах України очисні вибії обладнані сучасною виїмковою технікою, здатної за технічною характеристикою видобувати 5-10

тис.т. вугілля на добу і більше. Однак значне виділення метану з високогазоносних пластів вугілля, що відпрацьовуються стримують можливості вугледобувної техніки, що істотно впливають на рентабельність видобутку. Чим вище буде ефективність дегазаційних робіт на шахтах, тим вище навантаження на очисні вибії і нижча собівартість вугілля. Тому дуже важливим є питання вивчення параметрів дегазації пластів, що розробляються свердловинами, пробурених з гірничих вироблень, при очисній виїмці на високопродуктивних виїмкових дільницях. З одного боку, параметри дегазації пластів вугілля, що розробляються рекомендовано встановлювати з урахуванням їх газодинамічних характеристик, газовіддачі при пластовій дегазації свердловинами і необхідної продуктивності очисного вибію. З іншого – відстань між свердловинами приймається в залежності від глибини герметизації гирла свердловин, яка повинна бути не менше 10 м. При такому підході і відстані між свердловинами (20 м) ефективність дегазації буде низькою, що не дозволяє забезпечити високі навантаження на лаву за газовим фактором.

Спостереженнями, що зазначено в роботі [32] встановлено, що на очисних ділянках зі значним виділенням метану у видобувній зміні часом сягає 50-70 м³/хв і більше. Така інтенсивність виділення метану при роботі очисних комбайнів практично на порядок перевищує ці показники в лавах 1980-х рр. минулого століття.

Рівень зниження газоносності свердловинами пластів, що відпрацьовуються, який зазвичай не перевищує 3-5 м³/т (ефективність дегазації – 30-35%), недостатній для забезпечення високих навантажень на очисні вибії при відпрацюванні пластів вугілля з великим вмістом метану.

У зв'язку з цим в умовах сучасних шахт з високою продуктивністю вибіїв та зі значним виділенням метану виникає необхідність в удосконаленні технологічних методів дегазації в очисних вибіях, у своєчасній підготовці виїмкових дільниць до високопродуктивного і безпечного відпрацювання пластів. При цьому першочергова роль щодо зниження виділення метану в очисних виробленнях повинна відводитися як зближених, так і розроблюваних вугільних пластів, незважаючи на те, що без розвантаження пласти мають низьку газопроникність і газовіддачу в дегазаційні свердловини.

Способи і схеми дегазації вугільних пластів і вироблених просторів, а також технологія ведення дегазаційних робіт, дозволяють обирати заходи по зниженню метану на виїмкових дільницях і метановиділення з пласта уточненням параметрів дегазації. При цьому значення нижньої межі метаноносності пласта, що дегазується приймається виходячи з наявного досвіду попередньої дегазації нерозвантажених пластів вугілля підземними свердловинами, оскільки зазначалося тривалий (до 150-180 на добу) процес виділення метану у пластові свердловини, що функціонують в масиві вугілля з природного газопроникністю.

Основними вхідними даними для обґрунтування величини нижньої межі рівня вмісту метану розроблюваних пластів, при якому необхідно проводити попередню їх дегазацію, є природний вміст метану в пласті, його газопроникність і віддача в дегазаційні свердловини.

Для цього потрібно встановити чисельне значення газоносності вугільного пласта, що розробляється x (м³/т) на виїмковій дільниці і продуктивність очисного комбайна j (т/хв) з урахуванням гірничо-технічних факторів та планованої добового навантаження на лаву.

Визначається допустиме значення виділення метану в очисному вибії I_{ov}^{don} (м³/хв) за формулою

$$I_{ov}^{don} = 1,6S_v(C - C_0) \quad (3.20)$$

де S – площа поперечного перерізу привибійного простору очисного вироблення для проходу повітря, м²; v – швидкість руху повітря в очисному виробленні, м/с; C_0, C – концентрація метану відповідно у потоках повітря, що поступає та виходить з лави, %.

Розраховується допустиме значення виділення метану з пласта у привибійний простір з урахуванням особливостей схем провітрювання за формулою

$$I_{ст}^{don} = n_{ст}^{'} I_{ov}^{don}, \quad (3.21)$$

де $n_{ст}^{'}$ – частка метану, що виділяється з пласта у простір лави, частки од.

Далі визначається метанорясність вугільного пласта в зоні виїмання очисним комбайном x_e (м³/т) з виразу:

$$x_e = \frac{I_{ст}^{don}}{j} + x_1 \quad (3.22)$$

де x_1 – залишкова метаноносність вугілля, що видається з лави, м³/т [33].

Визначається нижня межа надходження метану пласта, що розробляється $x_{н.н.}$ (м³/т), при якому необхідна дегазація вугільного масиву

$$x_{н.н.} = \frac{x_e}{1 - k_e}, \quad (3.23)$$

де k_e – коефіцієнт природної дегазації пласта при його відпрацюванні лавою, частки од.

$$k_e = 1 - e^{-kn} \quad (3.24)$$

де k і n – коефіцієнти рівняння [1].

Величина $x_{н.н.}$ визначає рівень метаноносності пласта, вище якого дегазація пласта є необхідною, а її способи, схеми і параметри встановлюються за рекомендаціями.

До оцінки площі зони дегазації пласта можна підійти на основі того, що фільтрація метану у вугільному пласті при видобутку метану є несталим процесом з наявністю внутрішнього джерела маси – виходу метану зі зв'язаного стану. Точних рішень у цей час не існує.

У роботі [34] на основі рішення рівняння запропоноване його визначення:

$$m \frac{\partial p}{\partial t} = \frac{K}{\mu} P \frac{\partial p}{\partial r} + \frac{\partial p}{\partial t} \left(1 - \frac{abPP_0}{1 + bP} \right) \quad (3.25)$$

де m – пористість вугілля, м/м; P – поточний тиск газу, Па; P_0 – початковий пластовий тиск, Па; K – коефіцієнт газопроникності, м²; a, b – константи сорбційної ізотерми, м³/м³ і Па⁻¹; μ – динамічна в'язкість газу, Па·с.

Дане вираження отримане для потоку газу, що стосовно до виміру газовіддачі пласта у свердловину, може бути перетворене в зручний для практичних розрахунків вид [1]:

$$K = \frac{4\mu\pi + \gamma^2 P \cdot P_0^2}{\eta + \frac{abP_0}{\mu \cdot P^{**} \cdot S} \left(P_k^2 - P_c^2 \right)}, \text{ м}^2 \quad (3.26)$$

де P, P^{**} – характеристичні тиски, що мають кінцеве значення $(0,64 \dots 0,85) P_0$, Па; P_0 – початковий пластовий тиск, Па; P_k – тиск на контурі живлення свердловини, Па; P_c – тиск на вибії свердловини, Па.

Далі можна визначити ефективний радіус зони дренування. Використовуючи рівняння для дренування газового покладу в вісісиметричному режимі [35], одержимо вираження для розрахунку ефективного радіуса дренування:

$$R = R_c \exp \left[\frac{\pi \cdot h \cdot K \left(P_k^2 - P_c^2 \right)}{\mu \cdot Q \cdot P_0} \right] \quad (3.27)$$

де R_c – радіус дренувальної свердловини, м; h – потужність вугільного шару, м; Q – дебіт метану, м³/с.

Ефективний радіус – величина розрахункова, що дозволяє визначити запаси вугілля, що підлягають дегазації. У реальних умовах площа дегазації шару являє собою еліпс, більша вісь якого збігається з головною системою тріщин, а мала вісь відповідає другорядній системі тріщин [36]. Еліпс має площу $S_{др.ек.}$. Де ефективний радіус і площа еліпса зв'язані рівнянням:

$$S = \pi R^2 \text{ таким чином } R = \sqrt{\frac{S}{\pi}} \quad (3.28)$$

Деякі аспекти визначення дебіту викладені в публікаціях [37]. В основу рішення завдання покладений лінійний закон Дарсі зі змінним коефіцієнтом фільтрації, що залежить від тиску рідини й має гістерезис на стадії падіння тиску рідини. Граничні умови задані у вигляді довільної витрати рідини на контурі свердловини. У результаті розрахунків виходить залежність тиску рідини на устя свердловини й розподіл тиску в шарі залежно від змінних граничних умов. Вирішена також зворотне завдання, що дозволяє на основі зіставлення теоретичних і фактичних залежностей визначити ймовірні фізичні й фільтраційні характеристики вугільного шару, що впливають на процес гідрообробки.

Відповідно до сучасних рішень [38, 39] фізична модель зони дезінтеграції вугільного пласта являє собою середовище з подвійною проникністю. По цій моделі процес дегазації вугільного пласта реалізується в сукупності двох фізичних процесів: дифузії за законом Фіка в монолітних матрицях вугілля й вільна фільтрація по магістральних тріщинах, які мають аеродинамічний зв'язок із продуктивною свердловиною.

З [1] розрахункова формула для дебіту $Q_I = q(t)$ продуктивної свердловини, що враховує надходження в тріщини, що витягується з вугільних блоків метану приймає вид

$$Q_1 = \frac{16}{\pi} R^2 \cdot m \cdot \rho \cdot C_0 \cdot \frac{1}{t_p} \exp\left[-\frac{\pi}{4} \cdot \frac{t}{t_p}\right], \text{ м}^3/\text{Г} \quad (3.29)$$

$$Q_1 = \frac{16}{3,14} 5^2 \cdot 1,0 \cdot 1,35 \cdot 0,2 \cdot 1 \cdot \frac{1}{84} \exp\left[-\frac{3,14^2}{4} \cdot \frac{72}{84}\right] = 5,24 \text{ м}^3/\text{Г}.$$

де t_p – еквівалентний час релаксації процесу метановіддачі в процесі дифузії,

$$\frac{t}{t_p} = \frac{t}{t_{px}} + \frac{t}{t_{py}}. \quad (3.30)$$

Таким чином, параметр метановіддачі вугільного пласта t_p визначають на підставі порівняння з фактичним дебітом свердловини, на початковій стадії її експлуатації. Принцип порівняння – мінімізація розбіжності теоретичної й фактичної залежностей, наприклад, за критерієм найменших квадратів відхилень.

Через межі зони дезінтеграції шару в напрямку до свердловини може надходити переважно вільний метан, рух якого описується законом Дарсі. Що стосується дифузійного механізму надходження метану через межі зони дезінтеграції, то темп цього потоку більш ніж на порядок менше фільтраційного й тому його величиною можна зневажити. Для розрахунку фільтраційного потоку застосовується рішення осесиметричного завдання фільтрації, відповідно до якого дебіт метану, що надходить у зону дезінтеграції радіусом R визначається по формулі [40]:

$$Q_2 = - \pi \cdot \frac{K_1}{\mu} \cdot \frac{\mu_{CH_4}}{RT} \cdot P_0 \cdot C_0 \cdot \frac{e^{-\gamma R_0}}{\ln(\gamma \cdot R_0)}, \text{ м}^3/\text{Г} \quad (3.31)$$

$$Q_2 = - \cdot 3,14 \cdot 1,0 \cdot \frac{0,5}{0,1} \cdot \frac{16}{5 \cdot 260} \cdot 0,5 \cdot 0,2 \cdot 1,7 \cdot \frac{2,7^{-2}}{\ln(1,781) \cdot 2,2} = 1,0068 \text{ м}^3/\text{Г}.$$

де μ_{CH_4} – молекулярна вага метану, $\mu_{CH_4}=16$ г/моль; P_0 – тиск газу на контурі зони дезінтеграції, Па; P_∞ – пластовий тиск газу, Па; R_{00} – безрозмірна змінна,

$$R_{00} = \frac{R_0^2}{4 \cdot a \cdot t}, \quad (3.32)$$

$$R_{00} = \frac{5^2}{4 \cdot 102 \cdot 24} = 1,20$$

де a – коефіцієнт п'єзопроводності вугілля, $a=102 \dots 104$ м²/доб;

$$a = \frac{K}{\mu} \cdot \frac{P_0 + P_\infty}{2}, \quad (3.33)$$

де μ – динамічна в'язкість метану $\mu=1,08 \cdot 10^{-5}$ Па·с; R – універсальна газова постійна, $R=8,31$ Дж/(моль · К); T – абсолютна температура газу, К; Π – пористість вугільного пласта, 0,1-0,05; γ – постійна Ейлера, $\gamma = 1,781$.

У розрахунковій формулі (3.31) враховується проникність нерозвантаженого шару, його пористість і пластовий тиск вільного газу, що характеризують рівень витягу метану. Відповідно до цього метан з нерозвантаженого шару надходить у зону дезінтеграції й потім по магістральних тріщинах, практично безперешкодно рухається до свердловини під дією перепаду тисків. Якщо прагнути до більш точного рішення завдання, то в процесі руху метану до свердловини варто ще враховувати аеродинамічний опір його

переміщення в зоні дезінтеграції. Однак, з огляду на малі швидкості фільтраційного руху газу, цей фактор може виявитися не настільки істотним.

Ще одним джерелом метану є породи підшви й покрівлі, з яких метан також надходить у зону дезінтеграції, а потім рухається до свердловини. Відомо, що газоносність порід покрівлі та підшви шару майже на порядок менше вугілля. Однак цим потоком метану навряд чи варто зневажати якщо взяти до уваги більшу площу контакту навколишніх порід з вугільним шаром. До того ж у породах покрівлі й підшви втримуються вуглисті речовини й вугільні пропластки, насичені вільним і сорбційним метаном. Однак основний потік метану з вище- і нижче- розташованих порід – це фільтраційний перенос за законом Дарсі. Рішення аналогічного завдання описано роботі [41]. У прийнятті в даній методиці розмірностях дебіти метану із площин оголення, що представляють собою породи покрівлі підшви, що покривають зону дезінтеграції, розраховується по формулах:

$$Q_3 = \pi R_0^2 \cdot \frac{K_3}{\mu} \cdot \frac{\mu_{H_2}}{R \cdot T} \cdot \frac{P_i^2 - P_0^2}{\sqrt{\pi a_3 t}}, \text{ м}^3/\text{Г} \quad (3.34)$$

$$Q_3 = 3,14 \cdot 5^2 \cdot \frac{0,3}{1,08 \cdot 10} \cdot \frac{0,16}{8,31 \cdot 260} \cdot \frac{0,7^2 - 1,5^2}{\sqrt{3,14 \cdot 0,065 \cdot 2880}} = 1,93 \text{ м}^3/\text{Г},$$

$$Q_4 = \pi R_0^2 \cdot \frac{K_4}{\mu} \cdot \frac{\mu_{H_2}}{R \cdot T} \cdot \frac{P_i^2 - P_0^2}{\sqrt{\pi a_4 t}} \cdot A(t_0) \cdot \dots, \text{ м}^3/\text{Г} \quad (3.35)$$

$$Q_4 = 3,14 \cdot 5^2 \cdot \frac{0,3}{1,08 \cdot 10} \cdot \frac{0,16}{8,31 \cdot 260} \cdot \frac{0,7^2 - 1,5^2}{\sqrt{3,14 \cdot 0,065 \cdot 0,0002}} \cdot 0,0002 = 0,49 \text{ м}^3/\text{Г}.$$

де K_3 і K_4 – коефіцієнти проникності порід покрівлі та підшви, Д; a_3 і a_4 – пр'єзопроводності порід покрівлі підшви, $a=100\dots101 \text{ м}^2/\text{доб}$:

$$a_3 = \frac{K_3}{\mu l} \cdot \frac{P_i + P_0}{2}, \quad a_4 = \frac{K_4}{\mu l} \cdot \frac{P_i + P_0}{2}, \quad (3.36)$$

де t_0 – час запізнювання дегазації порід підшви внаслідок осушення шару в припущенні, що насичені водою породи підшви блокують можливість вільної фільтрації метану в зону дезінтеграції; $A(t_0)$ – функція Хевисайда,

$$\Delta(t-t_0) = \begin{cases} 0 & \text{input } t_0 \leq 0 \\ 1 & \text{input } t_0 > 0 \end{cases} \quad (3.37)$$

Ці формули дозволяють розрахувати дебіт метану по максимально можливій величині, оскільки допущення про вільну границю контакту порід покрівлі і підшви із шаром відображає фактори безперешкодного надходження метану в зону дезінтеграції.

Таким чином, підсумовуючи всі описані джерела метану й механізми їхнього руху до промислової свердловини, одержимо величину дебіту промислової свердловини у вигляді:

$$Q_{\Sigma} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4, \text{ м}^3/\text{Г}. \quad (3.38)$$

$$Q_{\Sigma} = 15,24 + 0,0068 + 1,93 + 1,50 = 18,68 \text{ м}^3/\text{Г}.$$

Виходячи з розрахунків цього пункту свідчить про те, що на пластах з потужністю вугільної пачки, що виймається, на рівні 0,8-1,5 м та хвилинної

продуктивності очисного комбайна 2,1-5,6 т/хв необхідний ступінь свердловини дегазації вугільного масиву повинна сягати 0,30-0,45 за рівнем зниження виділення метану з пласта в привибійний простір лави. Такий рівень дегазації вугільних пластів, що розробляються можна досягти при використанні перехресних свердловин. Для більш глибокої дегазації нерозвантажених пластів вугілля потрібно застосування способів штучного підвищення газопроникності і газовіддачі вугільного масиву в свердловини попередньої пластової дегазації до їх буріння або використання більш щільної сітки перехресних свердловин.

При міцності вугілля за шкалою проф. Протод'яконова $f \geq 1,3$ доцільна схема попередньої дегазації пластів, що розробляються паралельними очисному вибію свердловинами, а при міцності вугілля $f < 1,3$ рекомендується схема попередньої дегазації пласта системою перехресних свердловин, що складається їх серії свердловин, пробурених паралельно лінії очисного вибію, і серії свердловин, орієнтованих на нього. У другому випадку для послідовного виконання заходів по дегазації пласта виїмкову ділянку необхідно ділити на блоки, що відокремлені бутовою смугою.

3.2 Техніко-економічна ефективність сумісного впровадження основних технологічних рішень з інтенсифікації

Основний економічний ефект C_{ef} досягається за рахунок комбінованого застосування способів інтенсифікації при розробці високогазоносних пластів. Дані проєктні рішення дозволяють стабілізувати собівартість 1 тони гірничої маси в номінальних цінах та визначається як сума комплексних витрат на дегазаційні заходи, впровадження анкерування та облаштування бутових смуг відповідно з виразу:

$$C_{ef} = E_3 + Z_c + C_{sk}. \quad (3.39)$$

Одним з факторів зниження собівартості підземного видобутку вугілля пов'язаний з можливостями очисного обладнання при прагненні підвищити навантаження на очисний вибій. І одним з серйозним стримуючим чинником високопродуктивної виїмки вугілля є вибухонебезпечні концентрації метаноповітряної суміші. З цієї причини завчасна або поточна дегазація вугільних пластів має першорядне значення і є обов'язкове при інтенсивному відпрацюванні газоносних вугільних пластів.

Визначимо собівартість від дегазаційних заходів.

Пластові свердловини бурять з інтервалом 12-15 м. Але найочевиднішим і прямим шляхом підвищення знімання метану є зменшення відстані між ними. Наприклад, зменшення кроку бурових робіт від відстані 12 м до 6 м може призвести до збільшення відведення метану в два рази, тобто до величини $2,4 \text{ м}^3/\text{т}$ протягом двох років дегазації. Однак при цьому слід брати до уваги високі матеріальні витрати і складність практичної реалізації такого підходу. Пропозиція про збільшення парку бурових верстатів в два рази є досить трудомістким варіантом реалізації і вимагає високих фінансових витрат. З вимоги до практичності дегазаційні роботи не повинні бути трудомісткими і не повинні перевищувати витрати в порівнянні з варіантом додаткових бурових робіт.

Слід також мати на увазі, що збільшення обсягу бурових робіт за рахунок

зниження відстані між пластовими свердловинами цілком може застосовуватися оперативно у випадках екстреного виявлення локальної зони з високим рівнем метану в пласті під час ведення очисних робіт.

Для оцінки техніко-економічних показників необхідно показати внесок заходів по дегазації для виявлення її ефективності та визначення обсягу дегазаційних свердловин. А, отже, визначення економічних показників пластової дегазації на виїмковій ділянці, включають:

- 1) визначення обсягу бурових робіт;
- 2) розрахунок ефективності дегазації вугільного пласта.

Для обґрунтування ефективності запропонованого технічного рішення необхідно визначити капітальні та експлуатаційні витрати [42, 43], представлені в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1

Кошторис на придбання, доставку,
зберігання та монтаж обладнання

№ з/п	Найменування обладнання	Кількість одиниць обладнання	Вартість всього обладнання, грн.	Норма амортизації, %	Річна сума амортизації, грн.
1	Переносний манометр, ніпель	1	1500	100	1500
2	Пластикові ротаметри емісії	3	6000	100	6000
3	Розпираючий пристрій, кульовий кран, перехідник, шланги, хомути	1	4000	100	4000
4	Невраховане обладнання	–	1000	100	1000
РАЗОМ			12500	100	12500

Термін корисної служби обладнання 1 рік. Тоді сума амортизації складе 12500 грн. Закупівля спеціального обладнання не потрібно.

Експлуатаційні витрати Z_e включають в себе наступні елементи:

1. допоміжні матеріали;
2. оплата праці співробітників;
3. відрахування на соціальні та інші потреби;
4. амортизаційні відрахування;
5. інші витрати;
6. позавиробничі витрати.

Витрати на допоміжні матеріали зведені в таблицю 3.2

Таблиця 3.2

Допоміжні витрати

Найменування матеріалів	Загальні витрати	Вартість од., грн.	Сума, грн.
Спецодяг	2 шт.	1600	3200
Запчастини	-	-	1050
Разом	-	-	4250

При визначенні розміру фонду оплати праці (ФОП) і суми оплати праці кожного працівника необхідно керуватися елементами чинної тарифної системи. На кінцевий розмір ФОП впливає коефіцієнт облікового складу

$$K_c = \frac{A_k - (A_c + A_n + A_{np})}{A_k - (A_c + A_n + A_{np} + A_{отп}) \cdot K_y} = \frac{365 - (52 + 52 + 12)}{365 - (52 + 52 + 12 + 28) \cdot 1,06} = 1,2 \quad (3.40)$$

де A_k – число календарних днів за рік, $A_k = 365$ днів; A_c – число суботніх днів за рік, $A_c = 52$ дні; A_n – число недільних днів за рік, $A_n = 52$ днів; A_{np} – число святкових днів за рік, $A_{np} = 12$; $A_{отп}$ – тривалість відпустки працівника, $A_{отп} = 28$ днів; K_y – коефіцієнт, що враховує неробочий час, пов'язаний з відсутністю працівника на робочому місці з поважних причин, $K_y = 1,06$.

Таблиця 3.3

Таблиця по витратам на оплату праці співробітників

Посада	Штат, чол	Заробітна плата на людину, тис. грн.
Провідний інженер	1	12,5
Інженер	1	10,0

На додаткову заробітну плату наукового і виробничого персоналу відводяться виплати, передбачені законодавством про працю за невідпрацьований з поважних причин час, оплату чергових і додаткових відпусток, часу, пов'язаного з виконанням державних і громадських обов'язків, виплати винагороди за вислугу років і т.п. (В середньому 20-25% від суми основної заробітної плати). Таким чином, $0,25 \times 22500 \times 12 = 67500$ грн.

З урахуванням облікового складу і додаткової зарплати ФОП складе 391500 грн.

Витрати на соціальні та інші потреби формуються в розмірі 40,4% від ФОП та включає в себе відрахування в наступні спеціальні фонди:

1. Пенсійний – 26 %;
2. Обов'язкового медичного страхування – 2,9 %;
3. Соціального страхування – 3%;
4. Страхування від нещасного випадку – 8,5%;

Таким чином, відрахування на соціальні та інші потреби в рік складають $=391500 \cdot 0,404 = 153166$ грн.

Витрати на утримання і експлуатацію устаткування включають:

1. Витрати на поточний ремонт в розмірі 3% від вартості обладнання;
2. Витрати на утримання і експлуатацію устаткування – 2% від вартості

обладнання.

Сумарна величина витрат за цією статтею становить:

$$C = 12500 \cdot 0,05 = 625 \text{ грн.} \quad (3.41)$$

Таким чином, експлуатаційні витрати становлять 567 тис. грн.

Витрати на поза виробничі витрати приймаються рівними 4% від експлуатаційних витрат розрахованих вище, тоді:

$$Z_{от} = 567000 \cdot 0,04 \approx 22680 \text{ грн.} \quad (3.42)$$

Таким чином вартість способу попередньої дегазації розроблюваного вугільного пласта на виїмкових дільницях (час відпрацювання лави 1 рік) складуть приблизно 589,5 тис. грн.

Якщо значення видобутого вугілля з шахти за рік складе $Q = 1,6$ млн.т., то з огляду на витрати на проведення заходів пластової дегазації, визначення довжини пластових свердловин і ефективності пластової дегазації (ПСЕД) складе 589,5 тис. грн., приріст в собівартості видобутого вугілля ΔC буде:

$$\Delta C = \frac{C_{\text{ПВ}}}{Q} = 1,36 \text{ грн/т}$$

Економічний ефект від впровадження способу попередньої дегазації розроблюваного вугільного пласта шляхом циклічного газодинамічного впливу визначимо за формулою:

$$E = E_1 + E_2 + E_3 - \text{ПСЕД} \quad (3.43)$$

де E_1 – економічний ефект від підвищення навантаження на очисний вибій, грн; E_2 – економічний ефект від утилізації вилученого метану, грн.; E_3 – економічний ефект від зниження емісії метану в атмосферу, грн.; ПСЕД – вартість способу попередньої дегазації розроблюваного вугільного пласта, грн.;

$$E_1 = C_y \times (-1) \times \times \times_{0,3} \quad (3.44)$$

де C_y – величина річних умовно-постійних витрат з обслуговування одного очисного вибою, грн/т; $= /_{\Delta}$ – коефіцієнт зростання навантаження на очисний вибій за рахунок впровадження дегазації, д.о.; та_{Δ} – навантаження на очисний вибій відповідно після і до впровадження дегазації, т/доб; – число днів роботи шахти на рік, доб.; $_{0,3}$ – число працюючих очисних вибійів в зоні дегазації.

Для умов шахт України $C_y = 30$ грн./т, $= 1,1$, $= 3500$ т/доб., $N = 360$ діб., $_{0,3} = 2$. В цьому випадку E_1 складе 7560 тис. грн.

$$E_2 = Q_m \times C_d \times C_y / 1000 \times c_m \quad (3.45)$$

де – кількість вилученого метану, м³; – виробнича собівартість видобутку 1 тони вугілля, грн/т; C_d , – відповідно теплотворна здатність одного кілограму вугілля і м³ метану.

При утилізації в котельні економічний ефект може бути оцінений вартістю вугілля, що його заміщає (1000 м³ метану еквівалентно 1,8 т вугілля), тобто

$$E_2 = 800 \times 600 \times 1,8 = 864 \text{ тис. грн}$$

Сумарний ефект складає:

$$E_3 = \sum \Delta_i \Theta_i \quad (3.46)$$

де Δ_i – зниження окремих видів викидів при заміні вугілля метаном; Θ_i – величина плати за одиницю відповідних викидів, 25 грн/т.

При зніманні метану 1 м³ з тони дегазованих запасів загальне вилучення складе 800 тис.м³. Зниження плати за викиди складе $E_3 = 28$ тис.грн.

З урахуванням витрат на реалізацію технології 589,5 тис.грн. річний економічний ефект оцінюється більше 78625 тис.грн.

Визначимо собівартість спорудження анкерного кріплення.

Витрати на будівництво гірничих вироблень знаходяться в межах 12-24 тис. грн на 1 пог.м. Вартість металокріплення становить 33-42%, інша частина собівартості викликана витратами на металеві вироби, матеріали, оплату праці,

утримання обладнання та інше. Витрати на ремонт перевищують витрати на будівництво вироблення вже після 2...5 років в залежності від умов її експлуатації [44].

Застосування рамно-анкерної кріплення призводить до зниження виробничих витрат на видобуток вугілля внаслідок таких чинників:

- зниження щільності установки аркових рам (до 0,8-1,0 рами на 1 пог.м вироблення), а також обсягу і частоти їх ремонту;

- зменшення обсягу витрат на придбання елементів металевого кріплення за рахунок зменшення їх кількості;

- зменшення обсягу фонду оплати праці гірників, зайнятих на підривання підшви вироблення, на випуск і навантаження породи з покрівлі, заміну елементів кріплення та інших роботах з відновлення перерізу вироблення.

Нижче, з урахуванням зазначених факторів, наведено розрахунок собівартості гірничо-прохідницьких і ремонтних робіт на високогазоносних вугільних шахтах України. За статтями «Матеріали» і «Склад основних засобів виробництва» витрати на будівництво і ремонт гірничих вироблень, що довготривало експлуатуються встановлюють за наступною формулою:

$$Z_p = \frac{n_0 \cdot C_n}{t_0} \cdot (1 - \alpha) \cdot T + \frac{\gamma_n \cdot h \cdot b}{q} \cdot ЗП \cdot T, \quad (3.47)$$

де Z_p – питомі витрати на придбання елементів кріплення і підривання (відновлення перетину) вироблення, грн/1 пог.м; m_0 – маса однієї кріпильної рами, т; C_n – ціна металопрокату в виробі, грн/т; t_0 – крок установки аркових рам, м; α – коефіцієнт обліку додаткових рам, придбаних для відновлення перерізу вироблення, частки од.; γ_n – щільність порід, т/м³; h – товщина підривання підшви, м; b – ширина вироблення, м; q – продуктивність праці гірника з ремонту, т/чол.-змін; $ЗП$ – рівень оплати праці гірника, грн/чол.-змін; T – термін експлуатації вироблення, років.

Розрахунок витрат за статтею «Вартість виробу» на проведення вироблення із застосуванням рамно-анкерного кріплення виконують з виразу:

$$Z_{AP} = \frac{n_p \cdot C_n \cdot N_A \cdot C_A}{t_p}, \quad (3.48)$$

де Z_{AP} – витрати на придбання кріпильних рам і комплекту анкерів, грн/пог. м; N_A – кількість анкерів, шт./1 пог.м; C_A – вартість анкера, грн.

У тих випадках, коли якість зведення рамно-анкерного кріплення буде гірше нормативного, витрати розраховують за такою формулою:

$$Z_{AP} = \frac{n_p \cdot C_n}{t_p} + V_A \cdot C_A + \frac{\gamma_n \cdot h \cdot b}{q} \cdot ЗП \cdot T. \quad (3.49)$$

Зниження рівня виробничих витрат в результаті застосування рамно-анкерного кріплення встановлюють для різних етапів експлуатації вироблення за виразами:

- на етапі будівництва:

$$Y_c = \left(\frac{n_0}{t_0} - \frac{n_p}{t_p} \right) \cdot C_n - V_A \cdot C_A, \text{ грн/пог.м.}, \quad (7) \quad (3.50)$$

де m_o, m_p, t_o, t_p – маси аروحних кріплень та крок їх встановлення у виробленні, м, кг, відповідно до без анкерного кріплення; $\left(\frac{n_o}{t_o} \quad \frac{n_p}{t_p} \right) C_n$ – рівень зниження виробничих витрат за рахунок зниження витрат металопродукату, грн/1 пог.м;

• в кінці 2-го року експлуатації, якщо підривання та часткове перекріплення здійснюються щорічно:

$$Y_{\text{ЕЗ}} = 2 \cdot \left(\omega \frac{m_o}{t_o} \cdot C_n + \frac{\gamma_{\text{Л}} \cdot h \cdot b}{q_1} \cdot 3П \right) + V_A \cdot C_A, \text{ грн/пог.м.}, \quad (3.51)$$

де $\omega \frac{m_o}{t_o} \cdot C_n$ витрати на купівлю додаткових кріпильних рам для їх заміни, не придатних до подальшої експлуатації, грн/(пог.м.рік); $\frac{\gamma_{\text{Л}} \cdot h \cdot b}{q_1} \cdot 3П$ витрати на підрив ку підшви, грн/(пог.м.рік); $N_A C_A$ – ціна комплекту анкерів, що встановлюються, грн/1 пог.м вироблення;

• в кінці терміну експлуатації, якщо підривання і часткове перекріплення здійснюються щорічно:

а) рівень зниження загальних витрат на будівництво та експлуатацію буде:

$$Y_{\text{CE}} \left(\frac{n_o}{t_o} \quad \frac{n_p}{t_p} \right) C_n + \left(\omega \frac{m_o}{t_o} \cdot C_n + \frac{\gamma_{\text{Л}} \cdot h \cdot b}{q_1} \cdot 3П \right) + V_A \cdot C_A, \text{ грн/пог.м.}, \quad (3.52)$$

б) на перекріплення і ремонти протягом терміну експлуатації вироблення буде:

$$Y_{\text{ET}} = T \cdot \left(\omega \frac{m_o}{t_o} \cdot C_n + \frac{\gamma_{\text{Л}} \cdot h \cdot b}{q_1} \cdot 3П \right), \text{ грн/пог.м.} \quad (3.53)$$

Зниження рівня сумарних виробничих витрат при заміні рамного кріплення на рамно-анкерне кріплення визначають як добуток питомого рівня зниження розглянутих витрат на сумарну довжину всіх вироблень, де здійснюється їх заміна.

Стосовно до умов шахт, що розглядаються прийняті технічні, технологічні і економічні показники кріплення і ремонту гірничих виробок наступні:

– при проведенні вироблень по породах зі зсувами покрівлі на рівні 500 мм/рік та кріплень типу КШПУ-М, витрати на будівельно-ремонтні роботи сягають 24 тис.грн на 1 пог.м вироблення. З них витрати на придбання рамного кріплення – 8064 грн, що визначається з виразу:

$$Z_c = 1,16^{n-1} \cdot L \cdot F \cdot U, \text{ грн.} \quad (3.54)$$

де Z_c – загальні витрати на будівництво вироблення, грн; L, F – відповідно, протяжність вироблень, км, і площа перетину в проходці, м²; U – зсув гірничих порід, м/рік; n – рік експлуатації.

– при будівництві 1 км вироблень загальні витрати на проходку і ремонт складуть: $Z_c = 24,0$ млн грн.

За рахунок збільшеного вдвічі кроку установки кріплення вже на етапі будівництва питомі витрати зменшуються на 2,1 млн.грн, на кінець першого року

експлуатації – на 10,4 млн.грн, на кінець третього року – на 21,6 млн.грн на рік на 1 км вироблення.

Таблиця 3.4

Зниження виробничих витрат при використанні тільки анкерно-рамного кріплення гірничих виробок в розрахунку на 1км

Зсув порід, мм/рік	Зниження витрат, млн.грн		
	при будівництві	при експлуатації після 1-го року	наприкінці 3-го року
500	2,1	10,4	21,6
300	0,6	5,6	12,2
150	0,2	1,6	3,4

У породах із зсувами для рамного кріплення 500 мм/рік застосування кріплення типу КШПУ-М з 6-ю анкерами на 1 пог.м дозволяє вдвічі зменшити металосмість кріплення. Що знижує витрати на будівництво вироблення на 2,1, а на ремонті – на 21,6 млн.грн/км після 3-х років експлуатації.

Отже найкращими варіантами кріплення виробок в гірничих породах зі зсувами 300 і 150 мм/рік будуть:

- а) КШПУ-М – 1 рама і 4 анкера на 1 пог.м;
- б) КШПУ-М – 1 рама і 3 анкера на 1 пог.м.

Визначимо собівартість спорудження бутової смуги.

Є ефективний коштовний спосіб формування бутової смуги способом пневматичним закладанням. При її спорудженні трудомісткість робіт з укладання породи у виробленому просторі становить 44 чол-зміни на 1000 т видобутку. Витрати на зведення 1 м³ закладного масиву (без вартості закладних матеріалів) пневматичним способом по окремих елементах складають, %: зарплата робітникам – 36; приготування і доставка закладних матеріалів – 20; стиснене повітря – 20; матеріали (труби, ліс) – 14; амортизація обладнання та інше 10.

Інший спосіб формування бутової смуги є за допомогою скрепера. З досвіду виконання робіт з облаштування та меншої вартості допоміжного устаткування приймаємо суху закладку з використанням скрепера.

Витрати на закладку з використанням скреперу C_{sk} визначаються в основному витратами на транспортування закладного матеріалу і обслуговування скреперної установки. Без урахування вартості закладного матеріалу витрати на зведення 1 м³ закладного масиву c_m не перевищують 2,5 грн. [45]. При ефективній організації робіт по транспортуванню закладного матеріалу до вибію і самих закладних робіт в вибії досягається продуктивність скрепера q_s 90-100 м³/зміну та трудомісткості робіт з укладання породи, W_t , одержуваного з 1 м штреку, становить 3-5 чол-змін.

$$C_{sk} = c_m \times q_s \times W_t \times T = 2,5 \times 95 \times 720 = 171000 \text{ грн/рік,}$$

де T – кількість видобувних змін за рік, 720 змін.

Отже, економічний ефект, який досягається комбінуванням дегазаційних заходів, витрат на анкерування дільничних вироблень (при їх спорудженні і

підтриманні) на протязі 1 року та облаштування бутових смуг за виразом 3.39 становить:

$$C_{ef} = 78625000 - 1800000 + 171000 = 76996 \text{ тис.грн.}$$

Отримане значення вказує нам додаткові витрати на інтенсифікацію.

3.3 Висновки

Виконана оцінка техніко-економічних показників впровадження дегазаційних заходів для виявлення її ефективності та визначення обсягу дегазаційних свердловин на основі: визначення обсягу бурових робіт та розрахунок ефективності дегазації вугільного пласта.

Визначено застосування рамно-анкерної кріплення на видобуток вугілля за рахунок: зниження щільності установки аркових рам, зниження обсягу витрат на придбання елементів металевого кріплення, зменшення обсягу фонду оплати праці працівників.

Розглянуто один з варіантів спорудження бутової смуги та отримано його собівартість на основі способу сухої закладки з використанням скрепера.

На підставі отриманих значень видно, що підприємство несе додаткові витрати на інтенсифікацію. Але зазначені розрахунки не враховують підвищення продуктивності роботи очисних вибіїв (що можуть сягати технічної межі видобувного обладнання), значення яких на 120-130 % можуть перевищувати діючі значення видобутку на підприємствах. Тому, при потужності підприємства на рівні 0,8 млн.т продуктивність виросте до 1,0 млн.т. Звідси і економічний ефект від комплексної інтенсифікації, який сягатиме біля 16% від річного надходження за від'ємністю витрат на комплексну інтенсифікацію.

ВИСНОВОК

При оцінці технологічних рішень з інтенсифікації розробки вугільних пластів з високим вмістом метану виявлено наступні заходи як основні: спорудження бутових смуг, впровадження рамно-анкерного кріплення та комплекс дегазаційних заходів.

Ключовою ланкою комплексу розроблених рішень є збільшення навантаження на очисний вибій за рахунок комплексного підходу до інтенсифікації при розробці високо-газоносних вугільних пластів. Це рішення базується на одночасному застосуванні дегазаційних заходів, впровадження анкерного кріплення та облаштування бутових смуг.

У якості першого охоронного заходу розглядається окремо спорудження бутових смуг, які повинні забезпечувати навантаження на одиницю довжини бутової смуги в таких умовах, при яких вона зберігає свої міцнісні характеристики. При визначенні стійкості смуги враховуються її форма, умови навантаження в процесі розвитку очисних робіт, прогнозна величина коефіцієнта концентрації напружень і міцнісні властивості порід для забезпечення її опору максимальним навантаженням під час експлуатації. Необхідно так само відзначити, що при проектуванні бутових смуг забезпечуватися не тільки надійна охорона вироблень, але й запобігання гірничих ударів, зниження шкідливого впливу на вироблення зближених пластів.

У якості другого, кріплення дільничних підготовчих вироблень рамно-анкерним кріпленням у характерних гірничо-технічних умовах при відпрацьовуванні пластів з високим вмістом газу метану. Розглянуто фактори, які впливають на вибір анкерного кріплення в підготовчих виробленнях.

І, у якості третього, виконана оцінка технологічних рішень при дегазації на пластах, що відпрацьовуються. Де враховувалася проникність нерозвантаженого шару, його пористість, пластовий тиск вільного газу, що характеризують видобуток метану в якому метан, практично безперешкодно, рухається до свердловини під дією перепаду тисків. Зауважено, що ще одним джерелом метану є породи підшви та покрівлі, з яких метан рухається до свердловини. І основний потік метану з порід, що розташовані вище та/або нижче – це фільтраційний перенос за законом Дарсі.

Економічні розрахунки показують, що підприємство несе додаткові витрати на інтенсифікацію де не враховується підвищення продуктивності роботи очисних вибійів. І, якщо, врахувати цей фактор, то при потужності підприємства на рівні 0,8 млн.т продуктивність виросте до 1,0 млн.т. Звідси і економічний ефект від комплексної інтенсифікації, який сягатиме біля 16% від річного надходження за від'ємністю витрат на комплексну інтенсифікацію.

На підставі викладеного можна констатувати, що в даній роботі розроблена структура техніко-економічного обґрунтування робіт з комплексної інтенсифікації видобувних робіт. Результати магістерської роботи можуть бути адаптовані до конкретних гірничо-геологічних умов вугільних шахт України.

ПЕРЕЛІК ЛІТЕРАТУРИ

1. K. Hanna, K. Haramy and D. Conover "Effect of high horizontal stress on coal mine entry intersection stability". U.S. Department of the Interior, Bureau of Mines, Denver Research Center, Denver, CO. 5th Conference in Ground Control in Mining. Morgantown, WV, June 11-13, 1986.
2. John P. McDonnel, Stephen C. Tadolini, and Paul E. DiGrado. Field Evaluation of Cable Bolts for Coal Mine Roof Support. Доклад на 15 Международной конференции по горному давлению. Голден, Колорадо, США, 1996.
3. John M. Goris. Ground Control Mining. Cable Bolt Supports. 15 Международная конференция по горному давлению (Голден, Колорадо, США, 1996).
4. J.M. Goris, S.D. Nickson, R. Pacalnis "Cable Bolt Support Technology in Nort America". Bureau of Mines, Information Circular 9402, U.S. Departament of the Interior, 1994.
5. John P. McDonnel, Stephen C Tadolini, and Paul E. DiGrado. "Field Evaluation of Cable Bolts for Coal Mine Roof Support". Report of Investigation 9533. 1995. U.S. Department of the interior. Bureau of Mines.
6. Noel N. Moebs and Raymond M. Statcham. The diagnosis and reduction of mine roof failure. 15th Conference on Ground Control in Mining. Голден, Колорадо, США. 1996.
7. Овчаренко В. А. Выбор наиболее перспективных объектов для добычи метана угольных месторождений Донбасса / В.А. Овчаренко, В.В. Лукинов, Г.З. Задара // Геотехническая механика. – 2002. – Вып. 32. – С. 77-82.
8. Геологические основы и методы прогноза выбросоопасности угля, пород и газа / [А. Ф. Булат, В. В Лукинов, Л. И. Пимоненко и др.]. – Днепропетровск: Монолит, 2012. – 360 с.
9. Полякова Н.С. Геомеханические критерии прогноза ресурсов угольного метана / Н.С. Полякова, Д.Н. Пимоненко // Форум гірників – 2012: матеріали міжнар. конф., 3-6 жовтня 2012 р. – Дніпропетровськ: НГУ, 2012. – С. 174 – 178.
10. Кириченко В.Я. Резервы повышения эффективности крепления горных выработок на шахтах ГКХ «Павлоградуголь» // Геотехн. механика – Днепропетровск: ИГТМ НАНУ. – 2000. – № 23. – С. 37-44.
11. Савенко Л.В., Шальнов Н.А., Ножкин Н.В. и др. Дегазация с гидравлическим расчленением свиты пластов в условиях Донбасса. – Уголь, 1969, №4. – С. 65-68.
12. Полищук Н.Я. Исследование и установление параметров способа охраны выемочных выработок полосами из твердеющих материалов и разработка технологии их возведения. Дисс. на соиск. уч. степени канд.техн. наук. – М., ИГД им. А.А.Скочинского, 1983. – 231 с.
13. Рахутин В.С. Пневматические конструкции в горном деле. – Киев-Донецк, Выща школа, 1983. – 152 с.
14. Бажин Н.П. и др. Пути повышения эффективности охраны выработок тумбами из блоков / Н.П. Бажин, В.Н. Рева, А.Н. Тимохин // Управление

деформациями горного массива: Сб. науч. тр. / ВНИМИ. – Ленинград, 1986. – С. 52–55.

15. Борзых А.Ф., Данилов А.А., Тоцкий А.В. Расчет ожидаемых нагрузок на опоры из железобетонных блоков для охраны подготовительных выработок // Уголь. – 1988. – № 9. – С. 11–14.

16. Кузяра В.И., Сусло А.И., Афендииков В.С. Охрана выработок на шахтах объединения «Макеевуголь» // Уголь Украины. – 1984. – № 10. – С. 9–11.

17. Сушко И.Л. Область и объемы применения проведения выработок вслед за Титан-1» // Уголь. – 1976. – № 11.

18. Руншель О. Особенности применения анкерной крепи на высокопроизводительных добычных участках в аспекте международного сравнения // Глокауф, 2000, сентябрь, № 2(3), С. 31–37.

19. Hanna K., Conover D., and Haramy K. "Coal Mine Entry Intersection Behavior Study". U. S. Department of the Interior, Bureau of Mines. Report of Investigations 9337, 1991.

20. Kanaan Hanna and Robert Cox "Automated ground control management system for coal mine Wazard Detection". 2-й Международный симпозиум по механизации и автоматизации горных работ. Лулеа, Швеция, 7–10 июня 1993г. Изд. А.А. Balkema /Rotterdam. 1993.

21. Булат А.Ф., Виноградов В.В. Опорноанкерное крепление горных выработок угольных шахт / ИГТМ НАН Украины. – Днепропетровск. – 2002. – 372 с.

22. Пучков Л.А. Проблемы метана в современном горном производстве. В сб. Современные проблемы шахтного метана. – М.: МГТУ, 1999. 15–25 с.

23. Управление свойствами и состоянием угольных пластов с целью борьбы с основными опасностями в шахтах. – М.: Недра, 1984.

24. Подготовка и разработка высокогазоносных угольных пластов / под общ. ред. А.Д. Рубана, М.И. Щадова. – М.: Изд-во «Горная книга», 2010. – 500 с.

25. Пучков, Л. А. Извлечение метана из угольных пластов / Л. А. Пучков, С. В. Сластунов, К. С. Коликов. – М.: Изд-во МГТУ, 2002. – 383 с.

26. Сластунов, С. В. Заблаговременная дегазация и добыча метана из угольных месторождений / С. В. Сластунов. – М.: Изд-во МГТУ, 1996. – 442 с.

27. Гордиенко В.Н. Шахтные исследования производственных процессов механизированного размещения породы от проведения примыкающей к лаве подготовительной выработки в выработанном пространстве. – М.: МГТУ, ГИАБ N 9–12, 1993, 17 с.

28. Методическое руководство по выбору геомеханических параметров технологии разработки угольных пластов короткими забоями. – СПб.: ВНИМИ, 2003. – С. 54.

29. Геомеханические аспекты сдвижения горных пород при подземной разработке угольных и рудных месторождений. – СПб.: ВНИМИ, 2003.

30. Акиньпин Б.Т. Методические указания по прогнозированию динамических явлений на угольных пластах по их фазово-физическим свойствам. – Л.: ВНИМИ, 1981.

31. Перспективные паспорта крешения, охраны и поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой технологии отработки угольных пластов / ВНИМИ Бажин Н.П., Ардашев К.А., Громов Ю.В. и др. – Л.: ВНИМИ, 1984. – 112 с.
32. Методические основы проектирования дегазации на действующих и ликвидируемых шахтах / Колл. авт. – М.: ННЦ ГПИГД им. А.А. Скочинского, 2002. – 316 с
33. РД 15-09-2006. Методические рекомендации о порядке дегазации угольных шахт / Колл. авт. – М.: ОАО «Научно-технический центр по безопасности в промышленности», 2007. – Сер. 05. – Вып. 14. – 256 с
34. Комплексное освоение метаноносных угольных месторождений Кузнецкого бассейна / Р.А. Галазов, А.Т. Айруни, К.А. Ефремов и др. – М.: Изд. ЦНИЭИугля, 1991. – 69 с
35. Комплексная разработка метаноносных угольных месторождений / В.Е. Зайденварг, А.Т. Айруни, Р.А. Галазов и др. – М.: Изд. ЦНИЭИугля, 1993. – 143 с.
36. Айруни А.Т., Зенкович Л.М., Мхатвари Т.Я. Искусственное увеличение защитного действия при разработке выбросоопасных пластов. – М.: ЦНИЭИуголь, 1984, вып. 7. – 49 с.
37. Simulation of Hydraulic Treatment of Coalbed by Hydraulic Pulse Loadings. L.A. Puchcov; S.V. Slastunov; G.G. Karkashadze; K.S. Kolilov. (Moscow State Mining University, Russia). 0620. 2006 International Coalbed Methane Symposium. University of Alabama, Tuscaloosa.
38. Modelling the Movement of Coalbed Gas for Different Coal Permeability F. Sereshkil, N. I. Azizl, I. Porterl and A. Godbole2. School of Civil, Mining and Environmental Engineering, University of Wollongong, NSW 2522, Australia; School of Mechanical, Materials and Mechatronics Engineering, University of Wollongong, NSW 2522, Australia. 0502. 2005 International Coalbed Methane Symposium. University of Alabama, Tuscaloosa.
39. Jolly, D.C., Morris, L.H. and Hinsley, F.B. (1968) An investigation into the relationship between the methane sorption capacity of coal and gas pressure. Mining engineer, Vol.127, No. 94, pp.539-548.
40. Ножкин Н.В. Опыт заблаговременной дегазации с использованием способа направленного гидравлического расчленения пласта. В сб. Современные способы и методы борьбы с газом и пылью в пластах. – М.: ЦНИИ-ЭУ, 1964.
41. Ножкин Н.В. Временное руководство по дегазации шахтных полей Карагандинского бассейна с гидравлическим расчленением свит угольных пластов.
42. Галиев Ж.К. Экономика предприятия. Общий курс с примерами из горной промышленности. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2009. – 304 с: ил. ISBN: 978-5-98672-134-7.
43. Мозер, С.П. Разработка методики выбора рациональных параметров добычи метана в условиях действующих шахт / С.П. Мозер, О.В. Ковалев, И.Ю. Тхориков, А.В. Лейсле // Газовая промышленность. – М.: ООО "Газоил пресс", 2012. – №: S672 (672). – С.52-56.

44. Кияшко Ю.И., Кириченко А.В. Экономический прогноз эффективности применения анкерно-рамной крепи // Уголь Украины. – 2008. – № 3. – С. 30-32. ЕПЗ
45. Федоров Г.П., Сердюк В.Л. Повышение эффективности проведения выработок с закладкой породы в выработанное пространство // Уголь. – 1977. – № 11.