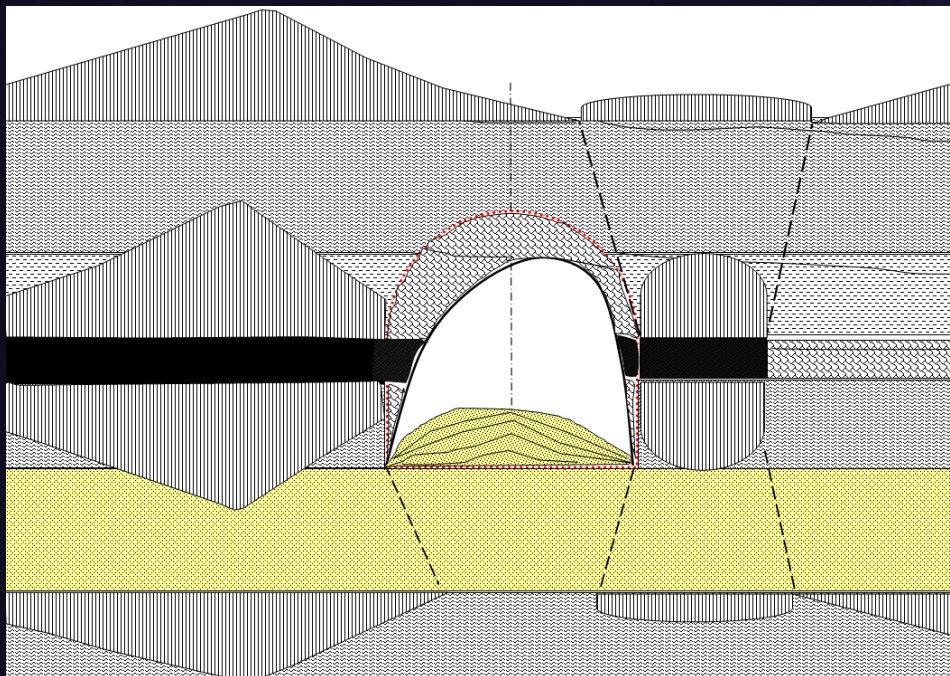


В.І. Бондаренко, В.І. Бузило, М.М. Табаченко, В.Ю. Медяник

ГЕОМЕХАНІЧНІ ОСНОВИ ПІДВИЩЕННЯ СТІЙКОСТІ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК



Міністерство освіти і науки, молоді та спорту України

*Державний вищий навчальний заклад
«Національний гірничий університет»*

Бондаренко В.І., Бузило В.І., Табаченко М.М., Медяник В.Ю.



ГЕОМЕХАНІЧНІ ОСНОВИ

ПІДВИЩЕННЯ СТІЙКОСТІ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК

*/Рекомендовано вченою радою Національного гірничого університету
як навчальний посібник /*

Дніпропетровськ

2010

УДК 622.261.2 : 622.831.3

ББК 33.14 : 22.251

Г36

Рекомендовано до друку вченою радою Національного гірничого університету (м. Дніпропетровськ) Міністерства освіти і науки як навчальний посібник для студентів освітньо-професійної програми підготовки бакалаврів, спеціалістів і магістрів з гірництва за галуззю знань 0503 «Розробка корисних копалин» спеціальності 6.050301 і 7.(8) 05030101 Розробка родовищ та видобування корисних копалин (за способом видобування) (Протокол № 5 від 30 червня 2009 р.).

Г36 Бондаренко В.І., Бузило В.І., Табаченко М.М., Медяник В.Ю.
Геомеханічні основи підвищення стійкості підготовчих виробок: Навчальний посібник. – Д.: ДВНЗ «Національний гірничий університет», 2010. – 408 с.
ISBN 978-966-350-194-9

Рецензенти:

Касьян М.М. – доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри розробки родовищ корисних копалин Донецького Національного технічного університету.

Гайко Г.І. – доктор технічних наук, професор кафедри будівельної геотехнології і гірничих споруд Донбаського Національного технічного університету (м. Алчевськ), член-кореспондент Академії будівництва України відділу будівництва шахт, рудників і підземних споруд.

Перепелиця В.Г. – доктор технічних наук, професор, завідувач відділу «Аерогазодинаміки», вчений секретар Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. «Полякова» НАН України (м. Дніпропетровськ)

УДК 622.261.2 : 622.831.3

ББК 33.14 : 22.251

Книга посвящена методам повышения устойчивости подготовительных выработок. Приведены современные конструкции по усовершенствованию крепления подготовительных выработках. Изложена методика выявления законов и закономерностей горной науки. Раскрыта суть и условия возникновения горного давления, которое влияет на устойчивость подготовительных выработок. Приведены методы нейтрализации горного давления и повышения устойчивости кровли и почвы подготовительных выработок.

Учебное пособие рассчитано на студентов горных специальностей, которые изучают курс «Механика горных пород», «Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых», «Теория управления состоянием массива горных пород» и «Проектирование горного производства», для курсового и дипломного проектирования, а также для научно-педагогических, научно-технических сотрудников высших учебных заведений, научно-исследовательских институтов и проектных организаций и инженерно-технических рабочих горнорудных предприятий.

Книга присвячена методам підвищення стійкості підготовчих виробок. Наведені сучасні конструкції з удосконалення кріплення підготовчих виробок, розкрита методика розрахунку зсувів порід у підготовчих виробках. Викладена методика виявлення законів та закономірностей гірничої науки. Розкрита суть і умови виникнення гірського тиску, що впливає на стійкість підготовчих виробок. Наведено методи нейтралізації гірського тиску і підвищення стійкості покрівлі і підшви підготовчих виробок.

Навчальний посібник розраховано на студентів гірничих спеціальностей, які вивчають курс «Механіка гірських порід», «Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин», «Теорія управління станом гірського масиву» та «Проектування гірничого виробництва», та для курсового і дипломного проектування і науково-педагогічних, науково-технічних співробітників вищих навчальних закладів, науково-дослідних інститутів та проектних організацій і інженерно-технічних робітників гірничорудних підприємств.

© Бондаренко В.І., Бузило В.І.,

Табаченко М.М., Медяник В.Ю. 2010

© Державний вищий навчальний заклад

«Національний гірничий університет», 2010

Іл. 171. Бібліогр.: 166 найм.

ISBN 978-966-350-194-9

ПЕРЕДМОВА

У даний час загальновідомо, що характер і інтенсивність проявів гірського тиску і зв'язок з ними стійкості підготовчих виробок залежить від великої кількості гірничо-геологічних і гірничотехнічних чинників. Під дією гірничих робіт порушується природна рівновага стану гірського масиву навколо підготовчих виробок, змінюється напружений стан прилеглого масиву. Виникають додаткові внутрішні сили, які при відповідних умовах викликають деформації порід покрівлі, підосви і боків та зміщення їх у виробку. Зміщення порід підосви називають *випинанням (здиманням)* підосви. Наслідки цих геомеханічних процесів прийнято називати *гірським тиском*.

Гірський тиск – це внутрішні гравітаційні сили у масиві гірських порід, а також додаткові сили, діючі на окрему ділянку гірського масиву, що розглядаються у прилеглих до виробки породах, що виникають і розвиваються внаслідок перерозподілу напружень під дією гірничих робіт. Для підтримання підготовчих виробок у стійкому і безпечному стані застосовують гірничі кріплення. Загальновідомо, що кріплення виробки не сприймає весь гірський тиск, тобто вагу верхньої товщі порід над виробкою, а тільки її частину, що пов'язана із зсуванням породного контуру навколо виробки. Таким чином, навантаження на кріплення формується від частини гірського тиску, тобто від деформованих порід навколо виробки. Залишкова частина гірського тиску над виробкою сприймається самим породним масивом за рахунок сил зчеплення і тертя частинок гірського масиву. Залежно від деформованого стану породних відслонень і прилеглого до виробки масиву, навантаження на кріплення формується тільки вагою розтрісканих частин породного контуру, який намагається обвалитися. Інтенсивність здимання порід підосви у підготовчих виробках із збільшенням глибини гірничих робіт зростає. Значні зсуви порід підосві у виробку спостерігаються при заляганні у підосви слабких порід і особливо глин. Для нейтралізації вивчення розроблено низку методів підтримання й охорони виробок, що дозволяють значно знизити шкоду від здимання підосви в гірничих виробках. У кожному конкретному випадку при визначенні методів нейтралізації здимання підосви необхідно знати причини й особливості проявів таких явищ.

Знання основних закономірностей явищ, що відбуваються в гірському масиві навколо виробок, дозволяє керувати гірським тиском, знаходити методи підвищення стійкості виробок за мінімальних витрат на ліквідацію цих наслідків. Подолання негативних явищ можливе за умови створення і розробки нових прогресивних методів, які забезпечують зміну стану гірського масиву з урахуванням перетворень, що тут відбуваються, при використанні сил гірського тиску як союзника (а не ворога) у гірничотехнічних процесах.

Зрозуміло, що нові технологічні рішення, в тому числі принципово відмінні від відомих, виникали у всі часи, хоча їх творці у більшості випадків не задавалися навіть питанням, яким чином їх створили. Відомо й інше: якщо оснастити працюючих над перетворенням технічних рішень науковою

методологією технічної творчості, то можна розраховувати на одержання більш ефективних результатів праці.

Перелік атрибутів розвитку гірничої науки є досить широким. Це - чітко обмежений власний предмет досліджень, специфічні поняття і їх визначення, що відносяться до даної науки, факти, принципи, поняття і специфічний метод чи група методів дослідження, закономірності і закони, що відображаються в гірничій науці.

Закони науки відображають загальний стійкий стан у явищах природи і суспільства. Закони можуть мати якісний і кількісний характер. Кількісно сформульовані закони мають причинно-наслідкові зв'язки. При застосуванні законів цих зв'язків відповідним умовам завжди відповідає суворо обумовлений результат. Як такі, наприклад, закони впливу гірського тиску на стійкість гірничих виробок.

Закономірність, у відповідності з кореневою основою цього слова, визначається як міра прояву закону, його вираження у відповідних умовах. Кількісно сформульовані закони можуть співпадати із закономірностями, якщо останні охоплюють всю сукупність врахованих законом умов. Таким чином, закономірність можна розглядати як початкову фазу відображення закону в гірничій науці.

Життя висунуло цілу низку нових, які раніше не виникали, проблем і завдань, що ще більше загострило проблеми, які відомі, але до кінця не розв'язані. До числа останніх відноситься проблема суті й умов виявлення законів і закономірностей гірничої науки.

Проблема полягає не тільки в пошуках відповідей на запитання: як і за допомогою яких показників оцінювати результати й ефективність роботи гірничовидобувних підприємств, але і, передусім, у виборі позиції оцінки. Очевидно, що наші оцінки одного і того ж об'єкта, явища, процесу можуть виявитись різними і навіть протилежними залежно від точки зору.

Відомо, що ефективність творчої праці молодого випускника вищої школи значно підвищиться, якщо кожен із них оволодіє законами і закономірностями гірничої науки і в своїй практичній діяльності виключить вольові рішення, що знаходяться у протиріччі із законами гірничої науки.

У теперішній час серйозна увага приділяється можливості технічної творчості студентів, особливо її найвищій формі – винахідництву. Знання законів і закономірностей гірничої науки дозволить розвинути у кожного молодого фахівця інтерес до винахідницької діяльності, викликати у нього потребу пошуку нових технічних рішень, навчити творчо застосовувати одержані знання для оцінки результатів діяльності підприємств.

Запропонований навчальний посібник складається із трьох основних частин, складаючих одинадцять розділів. У першій частині викладена методика виявлення законів та закономірностей гірничої науки. У другій частині викладено суть і умови виникнення гірського тиску, що впливає на стійкість підготовчих виробок. У третій – наведено методи нейтралізації гірського тиску та підвищення стійкості покрівлі і підшви підготовчих виробок.

Навчальний посібник розраховано на студентів гірничих спеціальностей, які вивчають курс «Механіка гірських порід», «Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин», «Теорія управління станом гірського масиву» та «Проектування гірничого виробництва», а також при курсовому і дипломному проектуванні. Спеціальні посібники з вище зазначеної тематики до теперішнього часу не друкувалися.

До найменших подробиць з розглянутими у навчальному посібнику питаннями можна ознайомитись з літературних джерел, які наведені в кінці посібника [1-165].

РОЗДІЛ 1 “МЕТОДОЛОГІЯ ВИЯВЛЕННЯ ЗАКОНІВ І ЗАКОНОМІРНОСТЕЙ ГІРНИЧОЇ НАУКИ”

1.1 Основні положення

Перебудова виробничого базису у світлі вимог інтенсифікації можлива лише у тому випадку, якщо будуть створені і широко впроваджені принципово нові технології та техніка, які дозволять суттєво підвищити економічну ефективність господарювання. Для цього необхідно вдосконалити не тільки організацію творчого процесу і керування ним, але і саму суть інженерної й економічної роботи, підняти рівень можливостей інженерної творчості на всіх його етапах: при постановці мети на розробку, проведенні досліджень, проектування і конструювання, оцінці результатів досягнення. Рівень розвитку гірничої науки суттєво залежить від того, в якій мірі сформувалась його методологія і виявлення основоположних законів та закономірностей розвитку природи і суспільства. На прикладах фундаментальної науки можливо показати, як можна використати явища та закони для революціонізації окремих сторін практичної діяльності гірничого виробництва. Вважається, що різні рішення практики можуть бути пояснені зараз чи в майбутньому, у міру розвитку фундаментальних наук, відображеними в них законами. І тому ніяких самостійних законів прикладна наука мати не може.

У гірничій науці, як і в будь-якій іншій науці, є свої закони, закономірності, принципи, поняття і критерії, які вироблені багатьма вченими внаслідок довготривалого розвитку гірничої науки і практики. На жаль, до теперішнього часу в гірничій літературі немає точних формулювань законів і їх переліку. Більш того, поширена думка про відсутність законів гірничої науки. Це призводить до того, що нерідко у виробництві та при проектуванні приймаються вольові рішення, які знаходяться у протиріччі з законами гірничої науки і ведуть до зриву виробництва. Виявлення законів ліквідує вольові рішення, які не збалансовані із законами гірничої науки. Гірничу науку покликано забезпечити наукове розуміння складних явищ і процесів, що відбуваються в надрах Землі при видобуванні корисних копалин, створити науково обґрунтовану базу для удосконалення гірничого виробництва.

Історія науки взагалі – це історія пізнання законів і закономірностей природи. Головне завдання гірничої науки – з'ясування притаманних кожному способу видобування корисних копалин (підземний, відкритий, геотехнологічний) об'єктивних законів.

У цьому зв'язку гірничу науку можна визначити як науку, що вивчає закони і закономірності, які керують видобуванням корисних копалин. Однак виявлення законів і закономірностей при розробці родовищ корисних копалин не є спеціальною метою науки. Мета науки – створити відповідні умови для практичної діяльності підприємств на основі використання виявлених законів та закономірностей.

У запропонованому посібнику нами робиться спроба узагальнити існуючі в літературі дані та з урахуванням власних досліджень сформулювати деякі закони і закономірності гірничої науки, виразити їх аналітично і показати їх значення для проектування і планування роботи гірничих підприємств.

Як відомо, закон виражає найбільш суттєвий зв'язок між ознаками й аспектами явищ, що вивчаються, тобто описує інваріантний (незмінний) зв'язок між змінними величинами.

Згадаємо, що таке закон науки. В енциклопедії дається наступне визначення: «Закон – необхідне, суттєве, стійке, повторюване відношення між явищами. Закон виражає зв'язок між предметами, складовими елементами даного предмета, між властивостями речовин, а також між властивостями всередині речовин. Зв'язок може бути необхідним і випадковим. Закон – це необхідний зв'язок... У природі закони діють як стихійна сила. Громадсько-історичні закони, будучи рівнодіючою свідомих людських дій, є закони самої людської діяльності: вони створюють і реалізуються тільки людьми. Але дія громадських законів також як і законів природи, об'єктивна: в основі історичного процесу лежить розвиток способу виробництва» [39, 58, 137].

Закони технічних наук у більшості випадків також є законами людської діяльності і створюються в процесі розвитку засобів виробництва. Вони виражають суттєвий зв'язок між параметрами і показниками явищ, що забезпечують досягнення поставленої мети, у випадку гірничої науки – ефективно, безпечно виймання із надр Землі корисних копалин в достатній (запланованій) кількості.

В гірничих наукових дослідженнях і практиці, а також у літературі закони часто плутають з правилами. Звернемося до енциклопедії: «Правило – пропозиція, що виражає при певних умовах дозвіл або вимоги здійснити, або втриматися від здійснення деякого вчинку» [39].

Правила виражають у вигляді наказів, інструкцій, положень тощо. Одне із властивостей правил – це можливість їх порушувати «у винятковому випадку». Чим суворіші і важливіші правила, тим вище інстанції, які можуть дозволити їх порушувати «у винятковому випадку».

Із закону нема виключень. Ніхто не може його відмінити чи ввести. Він об'єктивний. Порушувати закон – не досягнеш поставленої мети. Порушення закону гірничої науки неминуче спричинить зрив планового видобутку

вугілля, погіршення економічних показників, зменшення видобутку запасів, неможливість подальшого видобутку, порушення безпеки робіт тощо.

Закони можуть бути менш загальними, що діють в обмеженій зоні і вивчаються окремими конкретними науками – фізикою, хімією, біологією; більш загальними, що вивчаються низкою областей знань (наприклад, закон збереження енергії); найбільш загальними, універсальними – закони діалектики (наприклад, перехід кількості в якість).

Одні закони виражають сувору кількісну залежність між явищами і фіксуються в гірничій науці математичними формулами, інші не піддаються математичному виразу.

Закономірність розуміється як результат сукупної дії безлічі законів. Так, часто говорять про закономірності гірничо-геологічних властивостей корисних копалин, бо це результат одночасної дії геології, фізики, хімії, гідродинаміки, масового обміну та ін. Однак правильне використання цього терміну не завжди супроводжується правильним розумінням його сенсу. Часто закономірність гірниками розглядається як вияв закону, чи як щось суворе, зобов'язане як закон. Наразі поняття «закономірність», по-перше, по об'єму ширше поняття «закон», по-друге, йому властиві ті ж характеристики (інваріантність, необхідність, істотність та ін.), що і поняттю «закон».

Який же шлях виявлення законів і закономірностей? Виходячи із досвіду інших наук, що розв'язували подібні проблеми, і з урахуванням загальних методологічних результатів наукового пошуку, уявляється істиною, що неодмінною умовою тут повинно стати удосконалення наукових основ технології видобування, нейтралізації гірського тиску та ін. за наступними напрямками:

1. Оцінка законів відповідності предметів дослідження і виключення їх із кількості так званих «довільних» предметів, тобто таких, поняття яких не дозволяють одержати чіткий алгоритм виділення відповідних об'єктів.

2. Подальший розвиток тямкісно-термінологічної мови про технологію видобування і гірський тиск, тобто впровадження нових понять і репрезентування їх термінів (у тому числі компенсуючі, виключення довільних предметів), що відображають сукупність (зокрема, забезпечення доступності до родовища) змін розвитку гірничих робіт з розкриття, підготовки та розробки ділянки, що підлягає видобутку вугілля. На практиці фактично немає понять і термінів для опису просторових і часових взаємозв'язків динаміки очисних вибоїв.

3. Виділення суттєвих, необхідних, а наразі інваріантних зв'язків, зумовлених суттєвими характеристиками об'єкта, у відношенні якого шукають закономірності. І ці суттєві характеристики повинні входити одним із елементів у відтворений закономірністю зв'язок відношення явищ. Отже, щоб сформулювати закон, закономірність, необхідно абстрагуватись від усіх не суттєвих, зовнішніх зв'язків і відносин від предметної області, що вивчається. І ця закономірність буде тим глибша і ширша, чим вище ступінь абстракції понять, у відношенні яких сформульована закономірність.

4. Чітке усвідомлення того, якого типу закони (закономірності) можуть діяти у предметній області, що розглядається, і які з цих типів найбільш відповідають даним, якими володіє дослідник. Залежно від того, якою вибрана основа поділу, закони і закономірності науки поділяють на:

- а) найбільш загальні, загальні та часткові;
- б) емпіричні та теоретичні;
- в) динамічні та статичні;
- г) розвитку і функціонування;
- д) структури.

Насамперед, чи можливо доказувати, що в межах проблеми розробки родовищ корисних копалин мова може йти лише про часткові закони і закономірності.

Слід відмітити, що в межах цієї проблеми можна розраховувати на відкриття законів динаміки, розвитку, функціонування тощо. Це пов'язано з тим, що динамічні закони і закони розвитку обов'язково враховують параметри часу і простору. Що ж до законів функціонування, то вони звичайно властиві об'єктам, що характеризуються прямими і зворотними зв'язками, коли зміна одного об'єкта чи характеристики неминуче веде до зміни інших.

Проведені методологічні регулятиви являють собою вихідні позиції. Нижче, виходячи з цих позицій, розглянуто деякі виявлені закони і закономірності розробки родовищ корисних копалин.

1.2 Сутність та умови виявлення законів, закономірностей, понять і принципів

Гірнича наука – це наука про способи видобування корисних копалин, яка вивчає закони і закономірності взаємодії техніки з природним середовищем, організаційно технічні відносини, економіку й екологію.

Мета гірничої науки – розкриття законів та закономірностей і наукове пояснення явищ і процесів, що відбуваються при розробці родовищ корисних копалин, для докорінного удосконалення техніки, економіки гірничого виробництва, а також безпечних методів роботи і всеосяжного полегшення праці шахтарів.

У процесі вивчення і теоретичного осмислення різних сторін впливу технології на прилеглий гірський масив формуються логічні задачі й поняття. В цьому зв'язку гірничу науку можна визначити як науку про закони, що керують процесами видобування корисних копалин із надр Землі.

У поняттях науки відображається статика, а в законах – динаміка процесу, який розглядається. Поняття і категорії є результатом аналізу, а закони – результатом синтезу.

Розглянемо поняття гірничої науки, що відображає труднощі видобування корисних копалин із надр Землі. Труднощі видобування породи залежить від таких її властивостей, як міцність, твердість, в'язкість, пружність, тріщинуватість.

Найбільш узагальнюючим гірничо-технологічним показником опірності гірських порід руйнуванню, бурінню, підриванню є міцність породи. Це поняття було введено в науку в 1908 році професором М. М. Протод’яконовим. Міцність породи, згідно визначенню М. М. Протод’яконова – це опірність її зовнішнім зусиллям, що залежать у кожному конкретному випадку від комбінацій елементарних опірностей породи розтягу, тиску, зсуву. Коефіцієнт міцності породи, згідно з М. М. Протод’яконовим, визначається як один відсоток опірності її зразка одновісному тиску:

$$f = \frac{\sigma_T}{100}, \quad (1.1)$$

де f – коефіцієнт міцності породи;

σ_T – опірність зразка одновісному тиску, кг/см².

За коефіцієнтом міцності всі породи поділяються на 10 категорій з величиною коефіцієнта міцності від 0,3 до 20.

Процес розробки родовищ корисних копалин підкоряється цілій низці законів, розглянемо їх докладно.

Однією із основних і типових особливостей процесу розробки родовищ корисних копалин є постійне переміщення у просторі і часі робочих місць з видобування із надр землі гірських порід – робочих вибоїв. Вибої знаходяться у стані руху, розвитку, тобто є динамічними.

Ця особливість гірничої науки дозволяє сформулювати *наступний закон – закон динамічності робочих вибоїв*. Він формулюється таким чином: *у процесі гірничих робіт робочі вибої, в яких відбувається виймання гірських порід, посуваються у просторі зі швидкістю, прямо пропорційною продуктивності видобувного обладнання і обернено пропорційною площі вибою*:

$$V = \frac{P}{F}, \quad (1.2)$$

де V – швидкість просування робочого вибою, м/міс.

P – експлуатаційна продуктивність видобувного обладнання, м³/міс.

F – площа робочого вибою, м².

Із закону (1.2) при проектуванні технологічних процесів впливають важливі наслідки:

1. Машини і механізми повинні бути пристосовані або до самостійного переміщення або до пересування за допомогою допоміжних засобів.
2. Для інтенсифікації гірничих робіт бажано збільшувати продуктивність обладнання і зменшувати площу вибою. При підземному і геотехнічному способах розробки виникає складна проблема створення обладнання малих розмірів і великої

продуктивності. Так що в цьому випадку протиріччя залишається.

3. При посуванні робочий вибір потрапляє в різні умови, які обумовлюються мінливістю у просторі фізико-механічних умов гірських порід. Таку обставину необхідно враховувати під час вибору типів машин і оцінки їх продуктивності.

Під час розробки шахтного поля виконують послідовно і в тісному взаємозв'язку гірничі роботи з розкриття, підготовки і видобування корисних копалин.

Гірничі роботи з розкриття родовищ включають проведення шахтних стволів, штолень та допоміжних капітальних виробок – квершлагів, гезенків тощо. Після цього провадять підготовчі роботи – проведення магістральних виробок, бремсбергів, похилів, ортів, штреків тощо. Після цього починається видобування корисних копалин із надр Землі.

Ці роботи підпорядковані закону гірничої науки – **закону співрозмірності проведення гірничих робіт**: гірничі роботи з розкриття родовищ повинні проводитись у часі і просторі з більшою або однаковою швидкістю по відношенню до підготовчих робіт, а останні – до видобувних робіт:

$$\frac{dH}{dt} \geq \frac{d\Pi}{dt} \geq \frac{dZ}{dt}, \text{ або } V_p \geq V_n \geq V_e \quad (1.3)$$

або

$$t_p \geq t_n \geq t_e, \quad (1.4)$$

де H – глибина залягання родовища, м;

Π – довжина підготовчих робіт, м;

Z – промислові запаси, м;

V_p, V_n, V_e – швидкість проведення гірничих робіт відповідно з розкриття, підготовки і видобування корисних копалин;

t_p, t_n, t_e – тривалість робіт відповідно з розкриття, підготовки і видобування корисних копалин із однієї і тієї ж ділянки шахтного поля.

Слід мати на увазі, що окрім виконання умов (1.3) і (1.4) необхідно створити і після цього підтримувати резерв розкритих, підготовлених і готових до виймання запасів.

Із умов (1.3) і (1.4) випливає частковий закон узгодження темпів проведення гірничих робіт, що забезпечують безперебійну роботу гірничовидобувних підприємств

$$t_e = t_n + t_H \quad (1.5)$$

або

$$t_e = k \cdot t_n, \quad (1.6)$$

де t_e – час відпрацювання запасів на видобувній ділянці;

- t_n – час підготовки запасів на новій видобувній ділянці;
 t_n – резерв часу, який завжди регламентується міністерствами або ж обґрунтований науковими дослідженнями;
 k – коефіцієнт резерву, що застосовується на стадії підготовчих робіт.

Гірничі роботи, як і більшість явищ у природі, розвиваються циклічно. Ми живемо у світі, який насичений циклічними, коливальними процесами. Це і річний рух Землі довкола Сонця, добові обертання Землі, приливні явища, сейсмічні коливання, життєві цикли рослин, людей і тварин, технологічні цикли машин, періодичність розкриття та підготовки виймальних стовпів, лав, проведення гірничих виробок тощо. Циклічність – це повторюваність явищ, а значить можливість багатократного їх спостереження, узагальнення і передбачення.

Розглянемо деякі циклічні процеси, які мають відношення до розвитку робочої зони видобувних робіт.

Закон циклічності можна сформулювати наступним чином: *відновлення фронту видобувних робіт супроводжується періодичним розкриттям і підготовкою ділянок для видобування корисних копалин:*

$$t_{\Pi} = \frac{Z_{\text{пром}}}{V_p}, \quad (1.7)$$

де t_{Π} – періодичність включення в роботу нової видобувної ділянки, роки;

$Z_{\text{пром}}$ – промислові запаси видобувної ділянки, т;

V_p – річна швидкість посування лінії очисних робіт, м/рік.

В процесі очисного видобутку корисної копалини необхідно аналізувати цикли роботи, відпрацьовувати взаємодію факторів, що впливають на цикли, забезпечувати високу ефективність роботи, а у разі необхідності – інтенсивність очисних робіт. Виймання вугілля в довгих очисних вибоях (лавах) подається у вигляді циклічного графіка – планограми. Тут операції технологічного процесу (циклу) здійснюються в часовій послідовності. Якщо операція виконана і досягнуто необхідний проміжний стан видобування вугілля, то після цього повинна виконуватися наступна за нею операція.

Виходячи із умов розвитку очисних робіт під час розробки рудних родовищ річне опускання гірничих робіт підпорядковується такій тенденції

$$V_o = \frac{h}{t_{\epsilon}}, \quad (1.8)$$

де V_o – швидкість опускання гірничих робіт, м/рік;

h – висота етажна (поверху), м.

Процес розвитку гірничого виробництва і гірничої науки являють собою ланку проявів різних законів та закономірностей. Зміст цього процесу містить у собі переборювання старого, що віджило, і ствердження нового, накопичення позитивного досвіду і критичного його пророблення стосовно змінених умов розробки родовищ. На основі закону заперечення гірничої науки розглядає кожний процес, операцію в технології видобування корисних копалин, як елемент в загальному ланцюгу поступального розвитку гірничої справи, і згідно з цим визначає шляхи його перебудови. Тому розвиток гірничого виробництва і гірничої науки являє собою ланцюг проявів **закону життєдіяльності технічних систем**. Цей закон виражається наступним чином: *життя будь-якої технічної системи виникає, проходить період становлення, розквіту, занепаду і, після цього змінюється новою системою*.

Життєдіяльність динамічних систем може бути зображена двома S-подібними кривими, що показують, як змінюються в часі (t) основні показники технічної системи, тобто видобуток, продуктивність праці та ін. (рис.1.1).

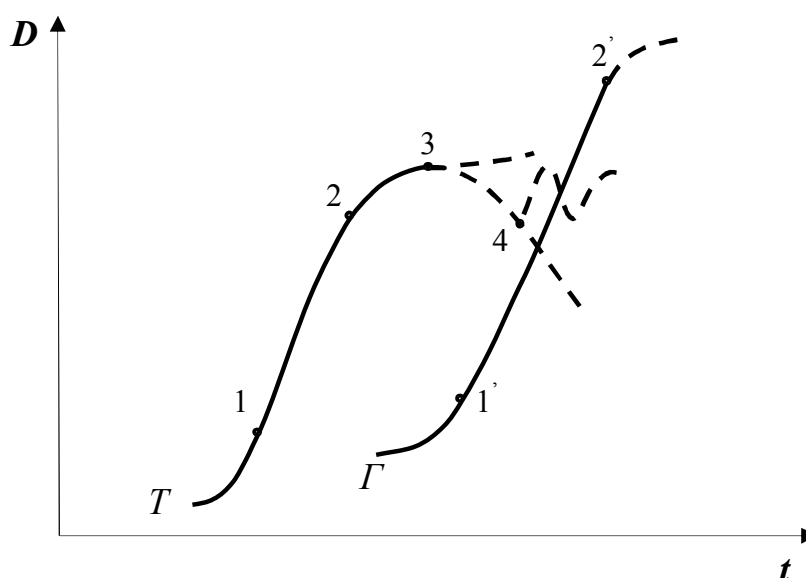


Рис. 1.1. Динаміка технічних систем

Технічна система (наприклад, традиційна розробка T на початку свого розвитку), яка виникла не зразу, має свої техніко-економічні показники. Швидкий розвиток системи розпочинається з точки 1, зберігаючи при цьому незмінним загальний принцип дії з видобування корисних копалин. В деякий період часу, визначений точкою 2, швидкий ріст системи гальмується внаслідок виникнення і загострення протиріч між даною системою і навколишнім середовищем (погіршуються гірничо-геологічні умови, деградація забруднення навколишнього середовища, збитковість виробництва та ін.). Після точки 2 система продовжує розвиватися, але загальмованими темпами, наближаючись до точки 3, за якою вичерпуються покладені в основу системи принципи дії.

У подальшому технічна система залишається без змін або різко знижує показники (пунктирна лінія, точка 4). В окремих випадках, при сприятливих умовах (неодноразові значні «вливання» інвестицій, повна самостійність, приватизація тощо), можливо деяке пожвавлення, зростання після точки 4, далі – спад-зріст і т.п. Однак спад виробництва неминучий в силу об’єктивних протиріч.

В певний період часу t з’являється нова технічна система G , наприклад, геотехнологічна розробка родовищ корисних копалин, яка призначена змінити систему T . Теоретично абсциса точки повинна бути близькою до абсцис точок 2 чи 3 системи T . Однак на практиці це буває рідко, оскільки стара система відволікає на себе сили і засоби. При цьому діє потужна система фінансових інтересів, вузько професійний егоїзм, технічний консерватизм і монополізм в науці та виробництві. Блокування старої системи переборюється лише тоді, коли вона фізично застаріє і вступить в різкий конфлікт з навколишнім середовищем: у цьому випадку система G приходить на зміну системі T .

Слід відзначити, що в інших галузях промисловості (наприклад, в авіації) технічні системи скоріше змінюють одна одну. Тут при досягненні системи T точки 2 відбувається перехід до системи G , що раніше вже підготовлена до стану 1. Наприклад, реактивні літаки (система G) майже без витрат часу змінили літаки з поршневими двигунами (система T); успішно використовується система шасі, що прибираються на літаках, мінлива геометрія крила, відкидний «ніс» тощо.

У вугільній промисловості також змінилися декілька технічних систем видобування вугілля. Розглянемо докладніше лише один параметр – навантаження на очисний вибій. Для підвищення видобутку на шахтах України використовувались широкозахватні комбайни з індивідуальним кріпленням, навантаження складало 100-200 т/добу. Пізніше вузькозахватні комбайни з індивідуальним кріпленням посприяли збільшенню добового навантаження до 500-1000 тонн. Використання ж механізованих комплексів призвело до різкого підвищення навантаження до 1500-2000 т/добу, а в окремих лавах – до 10 тисяч тонн на добу. В теперішній час добовий видобуток впав до 100-400 тонн і погіршилися інші техніко-економічні показники.

Кожен із них має характерну криву еволюції (рис.1.2), що асимптотично наближається до певної межі, яка зумовлена законами природи (наприклад, наявність тонких і дуже тонких пластів, підвищення гірського тиску і температури гірського масиву в окремих регіонах) або законом життєдіяльності технічних систем.

Розвиток даних технічних систем видобування можна описати відповідно кількістю рівнянь S -подібних кривих, які мають загальний початок, але зсунуті на осі абсцис у відповідності з хронологічною зміною стадій розвитку.

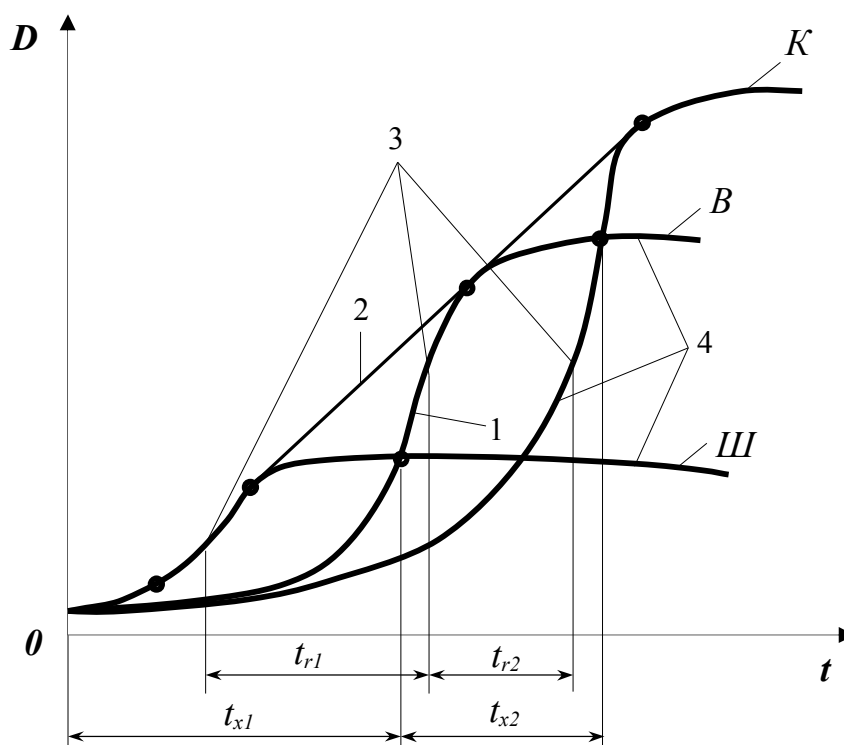


Рис. 1.2. Графіки спряжених сімейств функцій механічного видобування вугілля: 1 – лінія актових ділянок; 2 – обвідна крива; 3 – точки перегину; 4 – функції різних стадій; K – комплексно-механізоване виймання; B – вузькозахватне виймання; III – широкозахватне виймання

Якщо графічно інтерпретувати ці стадії розвитку механізованого видобування вугілля (рис. 1.2), то побачимо, що вони складають три S-подібні криві з загальним початком і зсунуті відносно одна одної по осі абсцис. У кожній кривій єдина точка згину, а похідна S-функції позитивна. Це означає, що при зміні t від 0 до $+\infty$ видобуток $D(t)$ змінюється від D_0 до D_n із все зростаючою швидкістю, а потім від D_0 до D_∞ швидкість монотонно спадає. Таким чином, повний еволюційний період природним чином може розглядатись як двофазний, перша фаза якого висхідна, а друга затухаюча. На рис. 1.2 позначено t_r – геометричний крок, t_x – хронологічний крок.

На підставі властивостей S-функції вказаних видів встановлено еволюційний закон, який називають законом спряженості фаз еволюції. Він полягає в тому, що максимум кількісної характеристики згасаючої фази не перевищує добуток максимуму кількісної характеристики висхідної фази на деяку абсолютну константу. Багатостадійний процес розвитку механізованого видобування вугілля – об’єктивний процес постійного оновлення й удосконалення засобів праці. Обладнання старої конструкції замінюється новим.

Цикли життєдіяльності систем мають безпосередній зв'язок і з категорією моральної спрацьованості моделей техніки, як фактор, що впливає на її тривалість і економічну ефективність. Моральна спрацьованість означає, що така технічна система стає економічно не вигідною, переваги переходять до іншої системи. При цьому моральне старіння наукової продукції у сучасних умовах не відворотне: таке прогресивне явище пов'язано із швидким зростанням геотехнологічних методів розробки родовищ через свердловини, пробурені з поверхні землі. Все це дозволяє для того чи іншого вузького інтервалу часу ввести поняття «рівень технології», під яким розуміють спільність технічних властивостей – параметрів, що визначають сукупну цінність продукції, яка видобувається. Кожна технологічна стадія видобування може бути оцінена за допомогою показника «рівень технології»: $i = P \cdot F$ (де $P = A_p/N$ – продуктивність праці працюючого; A_p – річний обсяг видобутку вугілля; N – кількість працюючих; $F = A_p/f$ – фондovіддача; f – вартість основних фондів). У такому виді він характеризує важливу сторону господарської діяльності – сукупні зміни продуктивності праці і фондovіддачі.

Знання особливостей життєдіяльності технічних систем необхідне для з'ясування резервів їх розвитку і визначення намірів удосконалення або створення нових рішень. Такий аналіз дозволив на науковій основі зробити спробу виявлення і формування законів і закономірностей (принципів), а також оцінку розвитку комплексно-механізованого видобування вугілля, у порівнянні з широкозахватним і вузькозахватним вийманням вугілля на базі індивідуального кріплення очисних вибоїв. Вони можуть ґрунтуватись на формулюванні наступних вимог:

- *спільності*, яка підтверджує, що всі закони і закономірності діють протягом всієї історії розвитку будь-яких технічних систем і по відношенню до конкретного технічного об'єкта;
- *виключення*, коли до законів і закономірностей відносять такі, виключення яких дозволяє знайти інші шляхи розвитку технічних систем або призупиняють (зупиняють) їх розвиток;
- *вимірності*, це ті закони і закономірності, які допускають кількісну й якісну перевірку технічної системи;
- *невивідності*, коли виявлені закони і закономірності не можуть бути виведені логічно з інших.

Гірський масив – це ділянка літосфери (земної кори), що містить родовище корисної копалини, в межах якого відбуваються фізичні та хімічні процеси, викликані розробкою родовища.

Масив гірських порід характеризується наявністю в ньому внутрішніх сил, обумовлених в першу чергу гравітацією, і в деяких випадках ще й тектонічними процесами.

Сили гірського тиску – це дії тіл одне на одне при їх стисканні й утворенні прискорення. Стискання, розтягування, згинання це зміни форми чи об'єму тіл порівняно з їх початковим станом. Такі зміни називають

деформаціями і при наявності таких змін говорять, що тіло деформовано. Якщо сили діють до тих пір, поки тіла деформовані, а потім зникають, то вони (сили) називаються пружними.

Окрім пружних сил, при безпосередньому стисканні тіл виникають ще сили тертя і зчеплення. Якщо на тіло діє не одна сила (наприклад, сили всесвітнього тяжіння) і протилежна реакція, відбуваються зміщення у протилежних напрямках, то в таких випадках говорять: сили взаємно зрівноважуються і що, кожна з них зрівноважує всі інші, або їх рівнодіюча дорівнює нулю.

Сили пружності визначаються деформацією, причому при зростанні деформації збільшуються і сили пружності. Деформації виникають тому, що різні частини тіла рухаються по-різному. Якщо всі частини тіла рухались би однаково, то тіло завжди зберігало б свої початкову форму і розміри, тобто залишалося б недеформованим.

Власна вага порід, що складають породний масив, викликає прояви внутрішніх сил. Ці сили діють на елементарний об’єм гірського масиву, що має форму куба, з усіх сторін. Силу, віднесену до одиниці площі грані такого елементарного куба, називають *напруженням*.

Гравітаційне поле обумовлене законом всесвітнього тяжіння, а тектонічне поле – нерівномірним розподілом у просторі швидкості тектонічних рухів і швидкості деформацій земної кори.

Гравітаційні сили при горизонтальному положенні земної поверхні і достатній витриманості щільності пластів порід у горизонтальних площинах створюють однорідне поле напружень, що характеризується вертикальним направленням найбільшого (стискаючого) головного компонента напруження σ_z , величина якого дорівнює вазі стовпа порід (рис. 1.3).

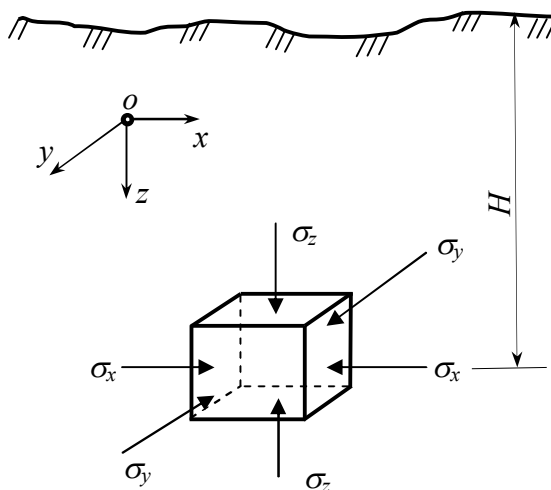


Рис. 1.3. Схема гравітаційних напружень у масиві

$$\sigma_z = \gamma H \quad (1.9)$$

де γ – середня щільність пластів верхньої товщі порід, т/м³;
 H – глибина залягання елементарної породної частинки, м.

Внаслідок дії сили σ_z на бокові грані частинки буде впливати протилежний тиск і вона опиниться в умовах всебічного тиску. Тому частинка буде знаходитись в стані напруженої рівноваги порід (рис. 1.4).

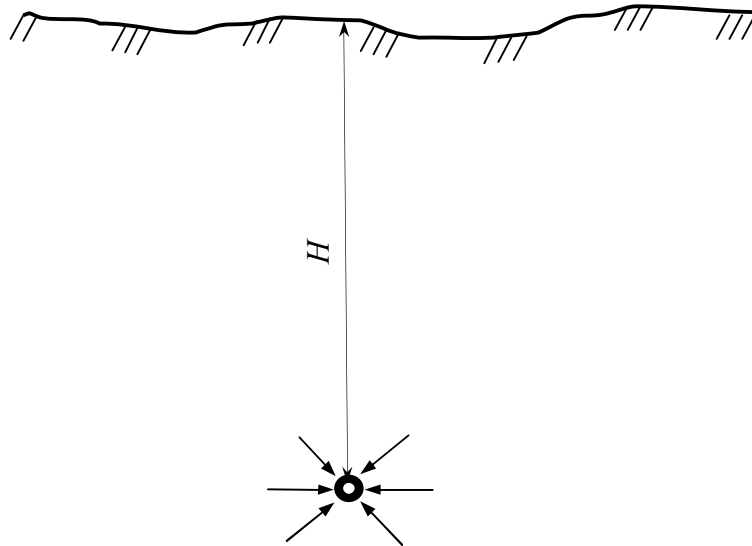


Рис. 1.4. Схема знаходження точки в умовах всебічного тиску

В непорушеному масиві порід, що розглядається, як в однорідному пружному середовищі, вертикальні σ_z і горизонтальні σ_x і σ_y напруження, як відомо, визначаються з виразів:

$$\sigma_z = \gamma H; \sigma_x = \sigma_y = \frac{\rho}{1-\rho} \gamma H = \lambda \sigma_z, \quad (1.10)$$

де $\lambda = \rho(1 - \rho)$ – коефіцієнт бокового тиску; ρ – коефіцієнт Пуассона.

З урахуванням вищенаведеного можна сформулювати **закон стаціонарного гірського тиску**: елементарна частинка непорушеного гірського масиву існує в надрах Землі в стані напруженої рівноваги під впливом всебічного гірського тиску, обумовленого силами гравітації, напором підземних вод, тиском газів і тектонічними зсувами земної кори.

Із закону стаціонарного гірського тиску випливають два важливих наслідки:

1. В непорушеному масиві одне тіло діє з деякою силою на друге, то і друге тіло діє з деякою силою на перше. Ці сили носять взаємний характер, являють собою взаємодію на одній прямій і протилежні за напрямками, утворюючи рівність дії і протидії.
2. При виникненні додаткового гірського тиску, зумовленого тектонічними силами, напорами газів і підземних вод, тіло може трохи відхилитись від положення рівноваги, а в цьому випадку подальша поведінка тіла може бути різноманітною. Так що в цьому випадку протиріччя залишається.

Проведення гірничих виробок в надрах землі призводить до аномалій у полі напружень довкола виробки. Виникає концентрація стискальних напружень, а в покрівлі та підшві стискальні напруження можуть переходити в розтягувальні.

Сукупність сил, діючих в масиві довкола гірничих виробок, прийнято називати *гірським тиском*. У більш вузькому понятті гірський тиск називають тиском гірських порід, що оточують виробку, на гірниче кріплення.

Гірський тиск виявляється при спорудженні й експлуатації виробок у різних формах: деформації бокових порід, їх обвалення, деформації і руйнування кріплення, гірські удари, раптові викиди та ін.

Проведення гірничої виробки супроводжується порушеннями природної напруженої рівноваги масиву гірських порід у деякій області довкола них. Це пояснюється тим, що стовп породи 4 над виробкою 1 позбавляється безпосередньої опори і зависає над порожниною виробки (рис. 1.5).

Сили тертя і зчеплення частинок породного стовпа з сусідніми частинками непорушеного гірського масиву перешкоджають переміщенню надштрекового стовпа у порожнину виробки 1. Найбільш характерна риса сил тертя та, що вони перешкоджають рухові кожної із стичних частинок відносно другої чи перешкоджають самому виникненню цього руху. Одночасно з цим, між стичними ділянками масиву порід виникають сили зчеплення, які при ковзанні направлені в бік, протилежний цьому ковзанню. В цих умовах вага завислого над виробкою стовпа породи розподіляється на непорушений породний масив у боках виробки 1. Таким чином, стовп породи над штреком, що опирається на дві бокові опори біля штреку, опиняється у стисненому стані. Разом з самим стовпом породи опиняються у стисненому стані і дві породні опори у боках виробки. Сили, що діють на стовп породи з боку двох бічних опор – це сили пружності (рис. 1.6, зона 2).

Стовп породи над штреком (див. рис. 1.5) в цьому випадку опиняється у рівновазі під дією цієї сили пружності і сили тяжіння на неї. Кожна частина стовпа породи 4 над виробкою 1 також опиняється у рівновазі під дією сили тяжіння і пружних сил, які діють на дану частину стовпа.

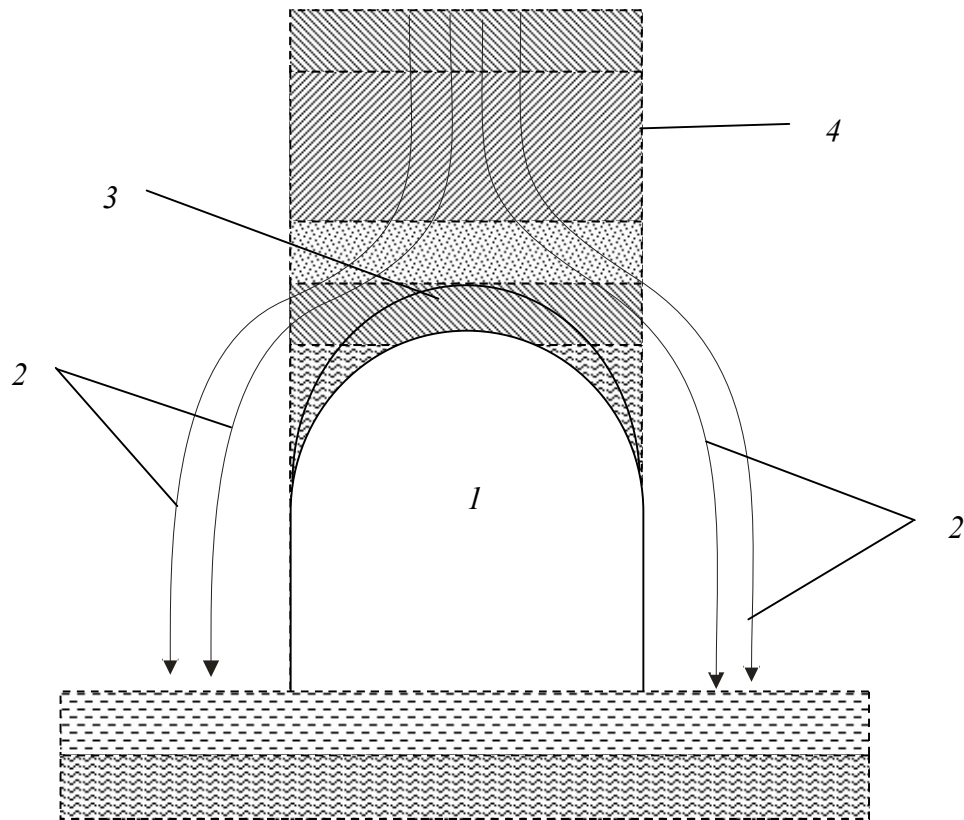


Рис. 1.5. Межі області впливу надштрекового стовпа: 1 – одиночна гірнична виробка; 2 – розподіл ваги породного надштрекового стовпа на бокові опори непорушеного гірського масиву; 3 – контур склепіння природної рівноваги; 4 – завислий над штреком породний стовп

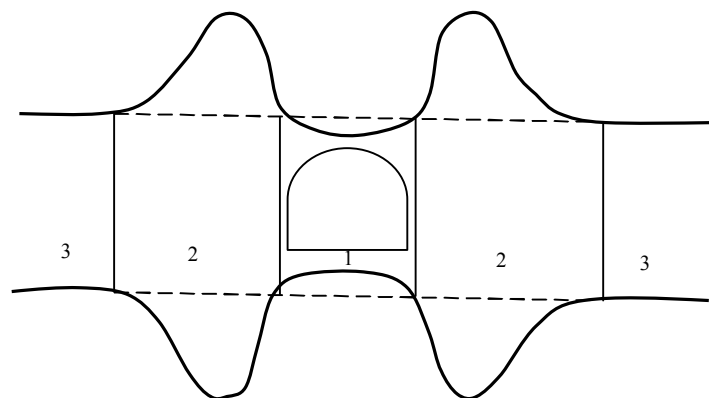


Рис. 1.6. Схема розподілу напружень та зони різного напруженого стану порід довкола гірничої виробки: 1 – зона понижених напружень; 2 – зони підвищених напружень (опорного тиску); 3 – зони природного напруженого стану порід масиву

Однак гірнича виробка 1 порушує природну рівновагу, і напруження у породах покрівлі і підшви виробки знижуються (див. рис. 1.6. зона 1), а у боках підвищуються (зона 2), тобто у породах масиву довкола виробки формуються дві нові зони напруженого стану: область знижених напружень (у покрівлі і підшві) й область підвищених напружень (у боках). Останню часто називають областю чи зоною опорного тиску, оскільки в ній знаходять опір породи, що залягають і зависають у покрівлі виробки. За зонами зниженого напруження 1 і опорного 2 тиску породи знаходяться у природному напруженому стані (зона 3). Розміри зони 2 розподілу напружень у породному масиві довкола виробки, в якій відбуваються зміни природного поля напружень в результаті проведення виробки, порівняно невеликі і залежать від розмірів поперечного перерізу виробки та інших чинників. Для виробок прямокутної форми перерізу вони складають, за даними досліджень на моделях оптично-поляризаційним методом, 3,5 від ширини виробки; для виробок склепистої форми – 2,5-3, а для круглої та еліптичної форм – 1,5-2,5 ширини виробки у прохідці.

Вищенаведені особливості нестійкого гірського масиву після проведення підготовчої виробки дозволяють сформулювати наступний закон – **закон перерозподілу гірського тиску**: *проведення гірничої виробки у нестійких породах, а також піддатливість рамного кріплення позбавляє завислий над виробкою стовп породи безпосередньої опори і призводить до перерозподілу ваги стовпа на дві сусідні бокові частини гірського масиву, утворенню навколо цієї виробки зон підвищеного і зниженого напружень, а також склепіння природної рівноваги.*

Концентрація напружень біля контура виробки призведе до утворення навколо неї зони непружних деформацій. Ці деформації розвиваються у часі, а також розповсюджуються в глиб масиву і несуть за собою декілька наслідків.

Із закону перерозподілу гірського тиску впливають такі важливі наслідки:

1. Навколо виробки у зоні знижених напружень зруйновані породи не сприймають опорний тиск, він зміщується в глиб бокового масиву, де породи знаходяться у стані тривісного стиску і володіють достатньо високою несучою здатністю, при цьому величина опорного тиску трохи зростає у відповідності зі збільшенням прогину між боковими опорами.

2. На рамне кріплення гірничої виробки діє тільки вага розтрісканих породних блоків, що укладені в об'ємі склепіння обвалення; при цьому зруйновані блоки породи зсуваються у порожнину виробки, оскільки відсутня жорстка опора, яка б могла протистояти їх тискові і розвитку зсувів.

3. Здимання нестійких порід підшви виробки відбувається внаслідок випинання масиву гірських порід під дією ваги стовпа породи над виробкою й опорного тиску у боках виробки, що виник на цій основі.

Але практично не у всякому положенні рівноваги тіло стовпа породи над виробкою, що знаходиться у початковий момент у спокої, дійсно буде залишатися у спокої і в подальшому. Справа в тому, що в реальних гірничо-геологічних умовах, окрім врахованих нами сил (сила тяжіння, сила реакцій двох бічних опор і т.п.), на тіло породного стовпа діють випадкові непереборювані сили: тріщиноутворення, невеликі струси від наближуваного фронту очисних робіт тощо. Під дією цих сил тіло стовпа буде хоча б трохи відхилятися від положення рівноваги, а у цьому випадку подальша поведінка стовпа гірського масиву може бути різноманітною.

При відхиленні тіла від положення рівноваги сили, що діють на нього, будуть викликати пересування тіла, тобто контур виробки буде змінювати свою форму, і тіло все більше буде відхилятися від положення рівноваги під дією опорного тиску лави, що наближається.

Зіставляючи розглянуті випадки рівноваги можна відмітити, а точніше виявити, загальний для всіх випадків **закон рівноважної стійкості**: *якщо центр тяжіння стовпа гірського масиву займає середнє положення на осі стовпа у порівнянні з усіма можливими положеннями, то рівновага є стійкою.*

Дійсно, тоді при відхиленні у будь-який бік від осі стовпа сила тяжіння зміщується на один із боків виробки, що призведе до деформації бокових порід (розтріскуванню, віджиму бічної породи і вугільного пласта у порожнину виробки, активному і нерівномірному випинанню підосви у цьому боці).

Закон рівноважної стійкості, за яким забезпечується умовна рівновага породного стовпа, що зависнув над виробкою й опирається на дві бокові опори, несе за собою декілька важливих наслідків.

1. У стані рівноваги породне тіло може знаходитись у спокої, якщо сили, які діють на нього, взаємно зрівноважені.
2. Для рівноваги необхідно, щоб вертикаль, яка проведена через центр тяжіння, проходила через вісь стовпа, тобто в середині контура, утвореного лініями, які з'єднують бокові точки опори.

Згідно з теорією про склепіння природної рівноваги професора М. М. Протод'яконова, тиск на кріплення горизонтальної виробки відбувається в основному з боку порід покрівлі і він не залежить від глибини розташування її від поверхні землі.

Різні частини стовпа гірського масиву, що завис над одиночною виробкою, починають зсуватися по-різному, і найближчі пласти породи над контуром виробки змінюють свою форму-виникають деформації.

Деформації і сили пружності найбільш великі внизу на зовнішньому контурі кріплення виробки і поступово зменшуються до нуля на деякій висоті від контура виробки. Причина зміни зчеплення порід – вплив розтягувальних напружень, структурні руйнування на поверхнях ослаблення (кліваж, шаруватість, контакти шарів і т.п.) і виникнення активних сил ваги розтрісканих блоків породи, що призводять до значних величин розшарувань і

зсувів порід у порожнину виробки. Це призведе до утворення склепіння природної рівноваги. Після утворення склепіння породні пласти в середині нього не контактують між собою, утворюється зона порушеності суцільності і пластичних деформацій елементами руйнування масиву у покрівлі, у боках і підшві виробки. В цих умовах, при нестійкому стані порід у відслоненнях навколо виробки утворюється область зруйнованих і напівзруйнованих порід, в якій напруження понижуються до мінімальної величини з утворенням зони понижених напружень (рис. 1.7).



Рис. 1.7. Схема утворення зон напруженого стану при нестійкому стані бокових порід

За контуром цієї зони утворюється наступна зона підвищених напружень або зона опорного тиску, яка утворюється від ваги породного стовпа, який завис над порожниною гірничої виробки (див. рис. 1.5).

Під дією зони опорного тиску, утвореного вагою породного надштрекового стовпа 4, яка розподіляється на бокові опори (див. рис. 1.5, стрілки 2), у підшві виробки виявляється тиск гірських порід у вигляді видавлювання породи із підшви (випинання) у порожнину виробки.

У більшості випадків випинання підшви необхідно розглядати як наслідок зім'яття й утворення складок у породних шарах підшви. Початкове підняття шарів підшви викликається паралельним напластуванню тиском під впливом опорного тиску у боках виробки від ваги стовпа породи над виробкою по аналогії з випинанням породи з-під штампа. Після цього зім'яті в складку і розвантажені від горизонтальних напружень породні шари починають видавлюватись у виробку під дією вертикального тиску. Присутність води знижує тертя на поверхнях контакту шарів і площинах тріщин і зменшує таким чином опірність шарів зім'яттю у складки. Часто під дією води послабляється структура породи. Глинисті породи швидко набухають під дією води. У подібних випадках підшва піднімається у вигляді подрібненої на дрібні куски породи або отримує рідку консистенцію.

Деформація підосви має пластичний характер. Із вищенаведеного випливає **закон пластичної деформації**: *пружна деформація порід підосви виробки в початковий період після її проведення з течією часу під дією сил тяжіння стовпа гірського масиву переростає у пластичну і видавлюється у порожнину виробки.*

1.3. Геомеханічна характеристика деформаційних процесів у гірничих виробках

1.3.1 Вплив способу проведення гірничих виробок на їх стійкість

В даний час для проведення гірничих виробок застосовують комбайновий і буропідбивний способи. Буропідбивний спосіб (БПС) використовують при міцності порід більше 7 згідно із шкалою проф. М.М. Протода'яконова і менше 6-7 – комбайновий.

При БПС нове відслонення порід і перенесення прохідницького вибою, як підпірної стінки, відбуваються миттєво, в момент вибуху. Новий напружений стан масиву також утворюється миттєво. В цю мить спостерігаються максимальні швидкості деформації, пов'язані з проявом пружних деформацій. Після вибуху швидкість зсувів породного контура навколо перерізу виробки вщухає. Однак БПС веде до утворення штучних тріщин у масиві та зниженню його стійкості.

При комбайновому способі проведення виробок відслонення порід відбувається поступово, і тому швидкості зсувів порід не можуть досягнути значень, які бувають при БПС. У той же час процес прикладання навантаження розтягується у часі і просторі, що має негативно впливати на стійкість порід.

У важких геологічних умовах (важкообвалювана покрівля, слабка підосва) зміна способу проведення виробок, наприклад, з розвантаженням, з вузького на широкий вибій, є одним із шляхів можливого вирішення проблеми підтримання виробок у стійкому стані. За допомогою комбайнів виробки проводять вузьким вибоєм. Стійкість їх вища, ніж при проведенні буропідбивним способом. Широком вибоєм виробки проводять БПС, тому порушеність порід навколо виробки більша і можливість зсувів їх у виробки збільшується.

1.3.2 Деформації порід у підготовчих виробках поза зоною впливу очисних робіт

Як було відмічено вище, при проведенні гірничої виробки порушується стійкий стан порід, який існував у масиві до її проведення.

Під впливом різниці напружень від тривісного в недоторканому масиві до двовісного на контурі перерізу виробки відбуваються зсуви порід у напрямку виробки, інтенсивність яких затухає з віддаленням в глиб масиву.

Наявність площин ослаблення (тріщин) у контурі склепіння природної рівноваги сприяє більш інтенсивному розвитку зсувів породи навколо виробки.

Навколо виробки утворюються три зони:

- ❖ зона знижених напружень (область непружних деформацій);
- ❖ зона підвищених напружень;
- ❖ зона природного напруженого стану порід масиву.

Величина зон, характер і інтенсивність деформації порід у зонах змінюються у часі і залежать від структури, властивостей порід, сил тертя і зчеплення, тріщиноутворення та інших чинників.

Дослідження показали, що в процесі проведення виробки поблизу вибою спостерігаються інтенсивні відносні осідання порід покрівлі, підшви і боків виробки. Через швидке посування вибою штреку інтенсивні зсуви порід спостерігались протягом 5-6 днів. За цей час вибій штреку віддалявся від замірного пункту на 40-60 м.

При подальшому віддаленні вибою спостерігалось затухання швидкості зміщення порід і через 1,5 місяці на відстані понад 500 м за вибоєм встановлювалась постійна середня швидкість, яка зберігалась до підходу очисного вибою. При таких швидкостях і величинах зсувів порід не помічено яких-небудь порушень у піддатливому кріпленні виробки до підходу лави до замірної ділянки.

Встановлено, що зона знижених напружень розповсюджується у боках виробки на величину $(0,4-0,5)a$, у покрівлі виробки – на величину $(1-3)a$, де a – півпрогін (радіус) виробки. Область знижених напружень характеризується наявністю тріщинуватості порід і їх розшарування за напластуванням у покрівлі і підшві виробок. Породи, схильні до пластичної течії, у зоні знижених напружень видавлюються у виробку. В цих породах зона знижених напружень у боках виробки розповсюджується на відстань $(1,2-2,0)a$. Максимальні коефіцієнти концентрації 1,6-3,5 були зареєстровані на відстані $(0,6-1,2)a$ від контура перерізу виробки.

У вищезгаданій зоні інтенсивно і тривалий час зсуваються у виробку нестійкі породи, особливо у зонах геологічних порушень і в обводнених виробках. У цих випадках створюються великі навантаження на кріплення.

У підготовчих виробках, проведених у нестійких породах і закріплених піддатливим кріпленням, у початковий період спостерігаються значні швидкості зсувів. Упродовж 1-3 місяців після проведення виробки швидкість зміщення асимптотична затухає і, якщо не змінюється гірничотехнічна обстановка поблизу ділянки замірів, то практично можна вважати, що швидкість зсуву порід стає постійною, руйнувань боків виробки немає, і перед лавою можна проводити розвантаження (щілинне підривання, буріння свердловин у боках виробки, тощо), яке повинно забезпечити стійкий стан виробки попереду, на спряженні та позаду лави.

Експериментальні дослідження показали, що основні зсуви і деформації зони зруйнованих порід відбуваються у 5-50 м від вибою підготовчої виробки.

Зсуви порід покрівлі досягають значних величин (300 мм і більше) на незначній відстані від прохідницького вибою і є наслідком розтягальних напружень і ваги розтрісканих шарів породи в зоні склепіння, що призводять до 90-95% зсувів порід на контурі виробки.

Розширення шарів порід біля контура виробки показало, що кріплення з моменту його встановлення упродовж тривалого часу не створює опірності зсуванню порід і їх розшаруванню. Такий стан є наслідком великих зазорів і збільшених розмірів закріпного простору, а також конструктивних недоліків рамного кріплення. Із зростанням зсувів порід опірність у замках кріплення збільшується і кріплення починає перешкоджати зміщенню контура виробки при продовженні зсувів порід в зоні непружних деформацій. Це призводить до стиску приконтурних шарів порід, причому стискання приконтурного шару досягає 20-40 мм. У деяких випадках стиск шарів порід біля контура починається при потраплянні виробки у зону опорного тиску лави. Подібна картина спостерігається і в підшві підготовчої виробки: розміри зони непружних деформацій досягають 1-3 м у глибину підшви масиву і 1-2 м у боках виробки. Такий прямокутник зруйнованих порід підшви, видавлюється у виробку під дією опорного тиску і ваги завислого над підготовчою виробкою стовпа верхніх шарів порід.

Аналіз розмірів зон зруйнованих порід показав, що, якщо у покрівлі слабкі породи близько від контура виробки змінюються більш міцними породами, то зона зруйнованих порід дорівнює потужності слабого шару.

Область незатухаючих непружних деформацій нестійких порід в деякій зоні навколо виробки спостерігається тільки в тих випадках, коли одиночна виробка закріплена піддатливим кріпленням без зворотного склепіння чи іншим кріпленням, що не створює достатньої реакції опору тиску порід на контурі перерізу виробки. Через порівняно невеликий термін існування одиночних підготовчих виробок поза зоною впливу очисних робіт в нормальних умовах експлуатації величини зсувів порід компенсуються піддатливістю кріплення виробок. Тому виробки, які проведені у масиві у стійких і середньої стійкості породах поза зоною впливу очисних робіт на глибинах до 600-700 м, при використанні кріплення найбільш розповсюджених видів (арочного, збірного залізобетонного, металевий піддатливого, дерев'яного та ін.) у більшості випадків не порушуються.

У стійких породах зони знижених і підвищених напружень розповсюджуються на меншу відстань від контура перерізу виробки, і тому в цих випадках не створюються великі навантаження на кріплення виробки.

Швидкості зсувів стійких порід у зоні непружних деформацій рівномірно затухають, а на деякій відстані позаду прохідницького вибою деформації порід припиняються.

Розмір зони непружних деформацій у виробках, проведених у нестійких породах і закріплених замкнутим кріпленням з достатньою реакцією відпору, менше, ніж у виробках, закріплених без зворотного склепіння і проведених у тих же нестійких породах. При цьому зменшуються і швидкості зсувів порід у цій зоні до порівняно невеликих величин.

1.3.3 Деформації порід у гірничих виробках у зонах тимчасового опорного тиску при їх повторному використанні

Породи навколо виробки, що охороняється з двох боків масивом вугілля і порід, до початку ведення очисних робіт деформуються в мінливому полі напружень. У зв'язку з поступовим наближенням очисного вибою миттєвого руйнування порід не відбувається. Зростання зон руйнування і пружно-в'язких деформацій залежать від швидкості збільшення навантаження, тобто швидкості посування очисного вибою. Чим вища швидкість посування очисного вибою, тим за менший проміжок часу очисний вибій пересікає зону опорного тиску і менше виявляється часовий чинник.

Як показав аналіз спостережень за деформуванням шарів порід в 10-40 м попереду лави (де цей процес відбувається найбільш інтенсивно під дією опорного тиску лави), при заляганні у покрівлі шаруватих порід типу глинистих і піщанистих сланців приконтурні шари порід у початковому періоді дії опорного тиску стикаються. Це є наслідком закриття тріщин і розшарувань, які утворились поза зоною впливу очисних робіт, і зростання жорсткості кріплення в зв'язку з частковим вичерпанням його піддатливості. На цій ділянці виробки 40-70% зсувів порід покрівлі, складених глинистим сланцем, обумовлені розширенням 1,5-2,5 – метрового приконтурного шару порід і гравітаційним зсувом блоків у контурі склепіння обвалення. При заляганні у безпосередній покрівлі шаруватих піщаних сланців зсуви порід внаслідок розширення складають 30-60%, а у випадку монолітного піщанистого сланцю – 20-40%.

Відомо, що швидкість посування очисного вибою значно впливає на стійкий стан підготовчих виробок, що підтримуються на межі з виробленим простором чи проведених з присіканням до нього.

Інтенсивність виймання є часовим чинником, що характеризує стійкість порід покрівлі. Зміна стійкості оголення покрівлі з боку a і b у часі для різних класів властивостей порід зображується гіперболічною кривою, яка має вид:

$$b = x + \frac{y}{a-x}, \quad (1.3)$$

де x і y – емпіричні коефіцієнти, які залежать від властивостей порід відповідного класу і часу, протягом якого породи покрівлі виробки зберігають стійкість. Із зростанням швидкості посування довгого вибою з 2,0 до 6,0 м/добу середня інтенсивність зсувів покрівлі збільшується в 2-2,2 рази залежно від міцності порід, а величина зсувів покрівлі на відстані 3,0 м від вибою знижується на 20-30%. Подальше збільшення швидкості посування очисного вибою до 10-15 м/добу суттєвих змін у зміщенні покрівлі виробок не викликає.

Як показали експериментальні дослідження, за лавою відбувається подальше зростання зсувів порід навколо виробки і утворення зон зруйнованих порід з розповсюдженням їх у глиб масиву. Прирошення зсувів

на контурі виробки на ділянці довжиною 40-60 м за очисним вибоєм у 2-3 рази перевищують величини приростів зсувів у зоні опорного тиску попереду лави. При цьому зростання зсувів внаслідок розширення 3-метрової товщі порід на шахті №8 «Великомостівська» склало 40%, на шахті ім. Стаханова – 48%, на шахті №3 «Нововолинська» – 57%. При заляганні у покрівлі піщанистих сланців і застосуванні підсилювального кріплення приріст зсувів внаслідок розширення 5-метрового шару у виробках шахти ім. Сковороди склав близько 18-23%.

Значні зсуви порід мають місце і на відстані більше 5 м від контура виробки. Так, у бортовому хіднику шахти «Прогрес» ДП «Торезантрацит» величина переміщення глибинного репера на відстані 13 м від контура досягала 148 мм, а розшарування 13-метрової товщі склало 162 мм, що вказує на руйнування і зміщення порід покрівлі у вигляді блоків на відстані 40 м за лавою. Це свідчить про недостатню опірність кріплення.

На спряженні підготовчої виробки з очисним вибоєм величини переміщень глибинних реперів на відстані 5-7 м від контура не перевищують 45-60 мм. Поза очисним вибоєм розмір зони зруйнованих порід на шахті №9 «Нововолинська» зростає, і граничні деформації порід мають місце на відстані 10-15 м від контура виробки. Значні переміщення реперів на глибині 12-14 м відбуваються при опусканні порід блоками.

При заляганні у покрівлі глинистих сланців (шахта №3 «Великомостівська») і наявності основної покрівлі зсуви порід на спряженні з лавою внаслідок розширення 3-метрового шару складає 51-70%, а при заляганні піщанистого сланцю – 65-74%. А при покрівлі, складеної крупно шаруватими породами типу піщанистих сланців, переміщення від розширення складає лише 34-41%. При безпосередній покрівлі з піщанистого сланцю, вище якого залягає менш міцний шар глинистого сланцю, розширення триметрового шару складає лише 25-30% зсувів порід на контурі виробки, а зона переміщень розповсюджується в глиб масиву на відстань 3-5 м і більше.

Аналіз зсувів порід підосви у зонах тимчасового опорного тиску попереду лави і за нею показав, що важливим чинником є склад порід покрівлі, які спричиняють великий вплив на концентрацію напружень у породах навколо виробки та їх зміну у часі. На базі експериментальних досліджень можна стверджувати, що зсуви порід підосви є наслідком виявлення пружних деформацій повзучості та розширення порід під дією гравітаційного видавлювання вагою стовпа породи над виробкою при руйнуванні у зоні непружних деформацій.

Таким чином, основний процес утворення зони непружних деформацій відбувається за зоною впливу очисного вибою і у зоні тимчасового опорного тиску попереду лави. Механізм розвитку зсувів для покрівлі і підосви є однаковим, тому слід розглядати деформаційні процеси попереду і позаду лави як частину єдиного процесу. Тому особливістю повторного використання виробок є те, що деформації прилеглих порід мають місце у попередні періоди існування виробки. Стан масиву порід і його деформування відбувається ще за

прохідницьким вибоєм. В зоні ж опорного тиску лави утворюється додатково нова зона зруйнованих порід з розповсюдженням її в глиб масиву.

На ділянці виймальної виробки за очисним вибоєм механізм деформування порід в основному визначається структурою, літологічним складом і властивостями вміщуючих вугільний пласт порід. Вони ж обумовлюють взаємодію кріплення і охоронних споруд з прилеглими породами.

Як показали дослідження періодичного характеру проявів гірського тиску, динаміка опорного тиску за лавою пов’язана з зависанням і обваленням породних консолей (породомостів) і виявляється на відстані не більше 2-3 періодів. Для глинистих і піщанистих сланців, піщаників ця відстань не перевищує 30-40 м, тобто обвалення консолей закінчується в 30-40 м позаду лави. Це вказує на те, що охоронні споруди (бутові смуги, костри, підсилювальне індивідуальне кріплення посередині штреку, тощо) працюють тільки на цій ділянці, після чого їх роль значно зменшується. Так, в умовах шахти №3 «Нововолинська», №9 «Нововолинська», ім. Стаханова зміщення порід покрівлі на цих ділянках склали 250-290 мм. У зв’язку з цим виникає питання про доцільність використання у таких умовах охоронних споруд, які є перепорою обвалення порід покрівлі поблизу і в самій виробці.

При заляганні в покрівлі тонкошарових глинистих сланців розмір зони динамічного опорного тиску стає ще меншим (20-27 м), і частка зміщень у цій зоні від загальної величини зсувів значно зменшується.

Інша картина спостерігається при заляганні у покрівлі міцних порід типу піщаників. Довжина зони динамічного опорного тиску в цьому випадку перевищує 60-80 м. Окрім цього, залишкова значна довжина породомостів (консолей) є джерелом концентрації напружень і, як наслідок, інтенсивного випинання підосви, а великий прогін породомостів веде до руйнування рамного кріплення виробки за лавою. У таких випадках доцільно підтримувати завислі породомости охоронними спорудами змінної жорсткості і підсилювальним кріпленням посередині штреку.

Практика повторного використання підготовчих виробок показує, що воно може виконуватись або з перекріпленням виробки, або без нього. Природньо, що перекріплення виробки вносить суттєву зміну у напружено-деформований стан прилеглих порід. Тому деформування зон зруйнованих порід у зоні опорного тиску буде різним у випадку збереження виробки без перекріплення і при перекріпленні. Спостереження показують, що великі величини осідань порід покрівлі характерні для тонкошаруватих глинистих і піщанистих сланців. Повторне використання виробок без перекріплення характерно для крупношаруватих глинистих і піщанистих сланців.

При відпрацюванні виймальних стовпів у цих умовах розмір зони зруйнованих порід перевищив 12 м на спряженні з першою лавою. Через два роки на спряженні з другою лавою розмір зони зруйнованих порід перевищив 14-15 м при переміщенні глибинних реперів на 260 мм, які були встановлені на глибину 8 м. На відстані 110 м позаду другої лави зсуви шару склали 410 мм при віддаленні від контура виробки на 8,5 м.

Отже, перекріплення значно впливає на деформацію порід при повторному використанні підготовчих виробок. Розвантаження і випуск породи при перекріпленні значно збільшують зону розшарування і тріщиноутворення у шарах породи, що віддалені від контура більш ніж на 4-6 м. У зоні опорного тиску раніше зруйновані шари порід стискаються, і основна частка зміщень компенсується стисканням раніше зруйнованого масиву порід.

Спадкове руйнування і розширення шарів порід відбувається з поперемінним стиском і розтягом шарів порід. Цей деформаційний процес поперемінного стискання і розширення порід характерний для шарів порід біля контура покрівлі потужністю 2-4 м. При відсутності перекріплення виробки в крупношаруватих породах покрівлі у приконтурних шарах порід відбувається тріщиноутворення і поперемінні стискання і розширення при значно менших значеннях.

Таким чином, чим більша спадковість деформацій, тим більше частка зміщень контура, яка є наслідком розширення порід, віддалених від нього на значні відстані. Природньо, можна припустити, що чим більша зона руйнування порід і чим вища частка зсувів порід, віддалених від контура, тим важче керувати масивом порід.

Залежно від місця перекріплення виробки в зоні опорного тиску першої лави змінюється характер зсувів масиву порід. На шахті № 9 «Нововолинська» зміщення порід контура виробки попереду другої лави розпочались у 28 м від лави, а зміщення порід на глибині 7-9 м у 55 м від лави. Аналогічний характер зсувів спостерігався у виробках шахти №8 «Великомостівська», шахтах «Прогрес», №3 «Нововолинська», ім. Стаханова, №6 «Великомостівська» та ін. Таким чином, при повторному використанні виробок деформації та руйнування порід покрівлі розпочинаються за прохідницьким вибоєм і далі зростають в зоні опорного тиску першої лави і за нею, особливо при підході другої лави до замірної ділянки.

Наведені міркування підтверджуються виявленим нами **законом про спадковість деформаційних процесів у підготовчій виробці**: *в початковий період експлуатації підготовчої виробки, та при її повторному використанні, за прохідницьким вибоєм виникають спадкові деформаційні процеси, що знижують стійкість виробки під дією непружних деформацій у прилеглих породах з їх подальшим руйнуванням у зоні опорного тиску попереду лави і динамічного опорного тиску за лавою й утворення поперемінного стискання і розширення цих порід у різних зонах.*

Із закону спадковості деформаційних процесів у підготовчій виробці при проектуванні технологічних процесів видобування вугілля впливають важливі наслідки:

1. При буропідривному способі проведення підготовчої виробки під дією миттєвого відслонення порід у момент вибуху одночасно утворюються у масиві штучні тріщини і максимальні швидкості зсувів порід у порожнину виробки, у прилеглих породах утворюється новий напружений стан, який визначає зниження стійкості і роботоздатності виробки в процесі її експлуатації.

Комбайновий спосіб проведення підготовчої виробки навпаки створює поступове відслонення прилеглих до неї порід і мінімальні швидкості їх зсувів у виробку, а процес тріщиноутворення розтягується у часі і просторі і також визначає зниження стійкості та роботоздатності виробки у наступні періоди її служби.

2. Сучасна техніка та технологія проведення і кріплення підготовчих виробок передбачають відставання кріплення від вибою виробки і наявність великих об'ємів пустот у закріпному просторі. Визначають взаємодію кріплення і порід тільки на значному віддаленні від вибою виробки з уже утвореною тут зоною зруйнованих порід довкола виробки і з наближеною зоною впливу очисних робіт, які негативно впливають на стійкість і подальшу експлуатацію виробки.

3. При повторному використанні підготовчої виробки її стан залежить від передісторії деформаційних процесів породного масиву, який вже побував під впливом опорного тиску. У зоні впливу очисних робіт попереду вибою першої лави і в зоні активного зсування й обвалення покрівлі за вибоєм першої лави у прилеглих породах інтенсифікується процес їх деформування і руйнування в глиб масиву до 6-8 м і більше, а тому інтенсивно зростають зсуви покрівлі, боків і підосви виробки. При перекріпленні виробки в зоні стаціонарного опорного тиску (позаду першої лави на віддаленні 60-80 м) деформаційний процес буде характеризуватися значним стисканням масиву раніше зруйнованих порід кріпленням.

Особливістю підтримання виробки після її перекріплення є те, що деформаційний процес проникає на велику глибину і стає некерованим.

Найбільш реальним напрямком в керуванні таким масивом порід слід вважати застосування способу охорони виробок штучними огорожами з елементами змінної жорсткості, які забезпечують розвантаження масиву і зсування зруйнованих порід не в порожнину виробки, а по зовнішньому контуру арочного кріплення у зону розвантаження. При цьому необхідно керуватися тим, що чим більше зруйнований масив порід, тим ефективніше збільшення опірності та застосування відповідної форми кріплення, яке створює консолідуючий метало породний вантажонесучий елемент з геометричними, кінематичними і деформаційно-силовими характеристиками. Збільшення опірності кріплення і використання розвантаження масиву також доцільно, якщо виробка не перекріплювалась.

4. Для залягаючих у покрівлі глинистих, піщанистих сланців і піщаників необхідно встановлювати на середині підготовчої виробки, яка буде використовуватися повторно, підсилювальне кріплення (дерев'яні чи гідравлічні стояки під прогони), при цьому розпочинати зведення їх слід в кінці довжини опорного тиску лави на відстані $L_1 = 15-50$ м попереду лави і зберігати їх у роботоздатному стані позаду лави у зоні динамічного опорного тиску на довжині $L_2 = 30-40$ м (рис. 1.8).

5. Механізм втрати стійкості породами підосви та їх зсування (випинання, видавлювання) у гірничу виробку, яка використовується повторно, відбувається тому, що під дією вертикальних напружень, що

виникають у боках виробки від ваги завислого над виробкою стовпа породи, у породах підосви в напрямку напластування виникають сили бокового розпору.

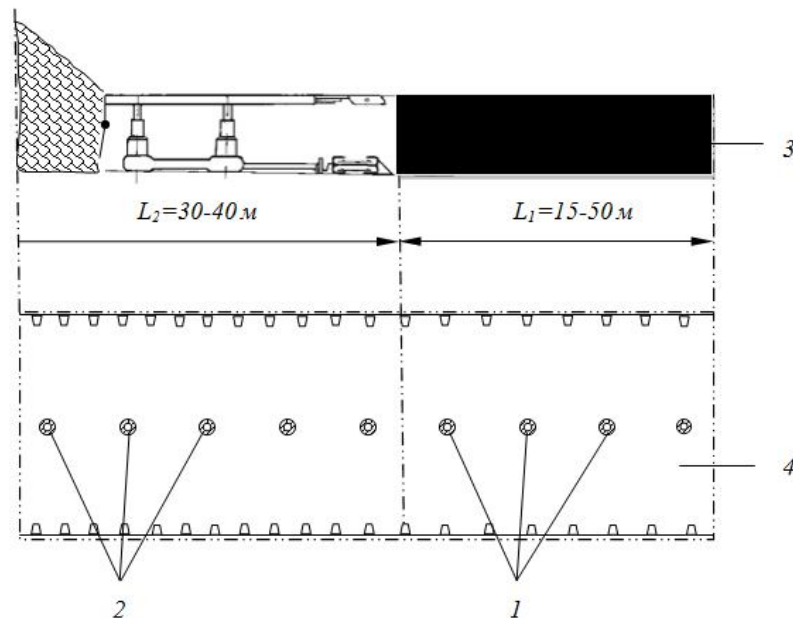


Рис. 1.8. Межі зведення і зняття підсилювального індивідуального кріплення у підготовчій виробці попереду лави і за нею: 1 – підсилювальне кріплення попереду лави; 2 – те ж саме позаду лави; 3 – вугільний пласт; 4 – підготовча виробка

При перевищенні цими силами міцності порід підосви вони руйнуються і видавлюються у виробку, причому глибина зони видавлювання порід у підосві може досягти таких же розмірів, як і склепіння обвалення у покрівлі.

Контрольні запитання до розділу 1 “Методологія виявлення законів і закономірностей гірничої науки”:

1. Дайте визначення «закону» і закономірностей гірничої науки.
2. Навіщо потрібні закони для гірничого виробництва?
3. Які Ви знаєте закони гірничої науки?
4. Розкажіть про особливості законів гірського тиску.
5. Як розподіляються напруження навколо гірничої виробки і від чого вони залежать?
6. В чому особливості впливу способу проведення гірничих виробок?
7. Розкажіть про напружений стан і деформацію порід поза зоною впливу очисних робіт.
8. Які є концентрації напружень і деформації порід у зонах впливу очисних робіт?

РОЗДІЛ 2 “МЕТОДИ ПІДВИЩЕННЯ СТІЙКОСТІ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК”

2.1 Класифікація способів керування гірським тиском у підготовчих виробках

Основними чинниками, які визначають поведінку гірських порід навколо виробок, є їх напружений стан і фізико-механічні властивості. Основною особливістю проявів гірського тиску в складних гірничо-геологічних умовах є утворення навколо виробки зони непружних деформацій.

Якщо у звичайних умовах кріплення підтримує породи, які відділися від масиву в склепінні обвалення, то при утворенні навколо виробки зони непружних деформацій кріплення є як би підпірною стінкою для порід цієї області і працює як єдина конструкція, утворюючи систему “кріплення-масив”. Завдання кріплення при цьому – створення початкової опірності для порід зони непружних деформацій. Однак повністю запобігти зсувам порід існуючі тепер кріплення не в змозі.

Підвищення стійкості підготовчих виробок може бути досягнуто шляхом раціонального їх розташування, вибору способів ефективного охорони і підтримання виробок, що забезпечують мінімальні витрати на їх ремонт, і використання заходів з підвищення міцності порід і зниження напружень. Велика різноманітність гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов обумовила значну кількість способів підвищення стійкості виробок, які в кінцевому рахунку зводяться до забезпечення максимальної міцності масиву та зниження напружень.

Залежно від специфіки впливу на стійкість гірничої виробки існують декілька груп способів підвищення стійкості цих виробок.

1. Використання сприятливих природних гірничо-геологічних умов:
 - охорона виробок за допомогою ціликів вугілля;
 - розташування виробок в міцних породах;
 - проведення виробок з відповідним напрямком відносно пластів, тріщин, кліважу, контактів.
2. Вибір необхідної технології робіт з проведення і закріплення виробок:
 - якість ведення гірничопрорізнювальних робіт;
 - послідовність ведення робіт у часі.
3. Зниження напруженого стану масиву:
 - надробка або підробка виробки;
 - зміна форми поперечного перерізу виробки;
 - розвантаження масиву свердловинами, камуфлетними вибухами, компенсаційними щілинами тощо;
 - проведення виробок широким ходом і у виробленому просторі;
 - спорудження розвантажувальних ніш;
 - раціональне взаємне розташування виробок;
 - гідравлічний вплив на породи.

4. Використання кріплення:

- жорсткого;
- піддатливого;
- огорожуючого типу.

5. Зберігання чи поновлення природної міцності порід:

- комбайнове проходження виробок, гладкостінне підривання;
- захист породних стінок від вивітрювання;
- зміцнення порід штучними методами.

2.2 Характеристика геомеханічних методів підвищення стійкості гірничих виробок**Використання сприятливих природних гірничо-геологічних умов.**

Міцність порід покрівлі і підшви є одним із основних чинників, від яких залежать прояви гірського тиску. Чим вища міцність порід, тим менша вірогідність їх руйнування. Тому виробки по можливості намагаються розташовувати в міцних монолітних породах. При розташуванні виробок в міцних, стійких породах іноді можлива їх експлуатація без кріплення.

Характеристики міцності порід під дією зовнішніх чинників (волога, кислотне і лужне середовище, повітря) з плином часу змінюються.

На стійкість виробок суттєво впливає їх направленість відносно структурних неоднорідностей гірського масиву (шаруватість, кліваж тощо). Із обстежених 6800 м виробок, які проведені за простяганням, деформовано 85%, а з 8000 м виробок, проведених в хрест простягання, деформовано всього 30%. Тому з точки зору охорони, доцільно розташовувати гірничі виробки в хрест простягання.

Розташування виробок уздовж напластування порід викликає дію на кріплення, в основному несиметричних навантажень, які направлені за нормаллю до площини напластування. Цим визначаються конструктивні параметри кріплення – його форма, розташування елементів піддатливості та інше, що визначає відмінність конструкції кріплення для пологого і крутого падіння. На стійкість породного контура гірничих виробок суттєво впливають системи макро- і мікротріщин, шаруватість і кліваж, які можуть в деяких випадках значно змінити якісну і кількісну картину деформування і руйнування порід навколо гірничої виробки. На відміну від руйнування потужної товщі однорідних монолітних порід, що відбуваються у вигляді утворення навколо виробок тріщин зсуву, при дрібношаруватих породах деформації виявляються у вигляді розшарування окремих мікрошарів за площинами ослаблення з втратою стійкості. У цьому випадку кріплення повинно мати значний запас міцності достатньої опірності піддатливості для забезпечення задовільного підтримання виробки. Цей метод охорони набуває особливого значення в складних гірничо-геологічних умовах глибоких шахт.

Охорона за допомогою ціликів вугілля широко розповсюджена для підвищення стійкості підготовчих виробок і зменшення ступеня їх взаємного впливу. Однак цей метод охорони пов'язаний з великими втратами корисної копалини. Крім цього, охоронні цілики з розвитком очисних робіт підпадають під зростаючий тиск підробленої товщі порід. Для збереження необхідної несучої здатності ціликів необхідно витримати відповідне співвідношення між їх розмірами, глибиною гірничих робіт і (в умовах неповної розробки) величиною відпрацьованої площі.

Розміри охоронних ціликів, що визначаються правилами охорони споруд, із зростанням глибини шахт збільшуються і, як показує досвід роботи шахт на глибині 600 м і більше, цілики стають економічно не вигідними.

Вплив технології робіт на стійкість гірничих виробок

На стійкість виробок суттєво впливає якість і технологія прохідницьких і кріпильних робіт. Стійкість виробки і здатність кріплення залежать також від послідовності робіт у часі. Якщо частина зсувів контура виробки сприймається тимчасовим піддатливим кріпленням, то жорстке кріплення, що монтується через деякий час після проведення робіт, умовно можна вважати гранично-піддатливим у межах піддатливості тимчасового кріплення. Величину такої піддатливості можна визначити за часом зведення постійного кріплення. Вибираючи відповідним чином час установа кріплення, можна регулювати і, в деяких випадках, значно знижувати навантаження на жорстке кріплення, знижуючи його необхідну несучу здатність. Разом з цим великі величини піддатливості допускати не можна, оскільки маса відшарованих при цьому порід може перевищити несучу здатність тимчасового кріплення і зруйнувати його.

До заходів підвищення стійкості виробок можна віднести технологію прохідницьких робіт з подвійною проходкою. Для цього спочатку проходять передову виробку перерізом 65-75% від проектної і закріплюють тимчасовим піддатливим кріпленням. Після інтенсивного осідання порід виробку розширюють до проектного перерізу і зводять постійне жорстке кріплення. В цьому випадку жорстке кріплення, як і піддатливе, не сприймає інтенсивних зсувів породи. Крім того, проходження виробки в два етапи, також як і гладкостінне підривання, сприяє зменшенню тріщинуватості, яка викликана дією буропідричних робіт. Це значно підвищує ступінь стійкості породного відслонення.

З урахуванням сумісного використання двох етапів проведення виробки розрахунок параметрів комбінованого методу необхідно виконувати за наступною методикою.

Переріз передової виробки визначається з умови розміщення в ній технологічного прохідницького обладнання. При цьому він повинен складати не менше 60-75% площі проектного перерізу (рис. 2.1).

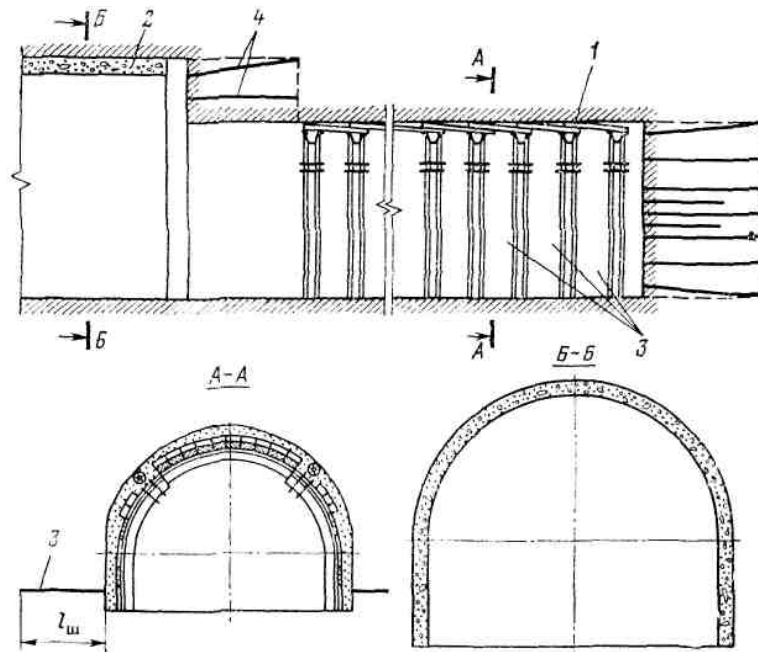


Рис. 2.1. Схема проведення гірничої виробки в два етапи: 1 – кріплення передової виробки; 2 – кріплення виробки проектних розмірів; 3 – розвантажувальні шпурви; 4 – шпурви для розширення передової виробки

Довжина розвантажувальних шпурвів визначається за формулою:

$$\ell_{ш} = R_{\varphi} \left[\left(\gamma H - \frac{2\gamma H \varphi + \sigma_{cm}}{2(1+\varphi)} + \frac{\sigma_{cm}^o}{2\varphi} \right) \left(\frac{2\varphi}{\sigma_{cm}^o + 2\varphi \rho_k} \right) \right]^{1/2\varphi} - r_{н.в.}, \quad (2.1)$$

де R_{φ} – радіус виробки проектного перерізу начорно;

γ – щільність порід кг/м^3 ;

H – глибина гірничих робіт, м;

φ – безрозмірний коефіцієнт, $\varphi = \sin \phi / (1 - \sin \phi)$;

ϕ – кут внутрішнього тертя порід;

σ_{cm} – межа міцності порід на одновісний стиск, МПа;

σ_{cm}^o – остаточна міцність порід, $\sigma_{cm}^o = (0,1 - 0,16)\sigma_{cm}$;

ρ_k – реакція опору кріплення у виробці проектного перерізу, МПа.

У даному випадку призначення розвантажувальних шпурвів – прискорити утворення зони непружних деформацій заданих розмірів і нейтралізувати можливість випинання порід підшви виробки. Утворена таким чином розвантажувальна зона скорочує її утворення до 1,5-2 місяців. Метод проходження виробки в два етапи збільшує темпи проведення на 35-45% у порівнянні з використанням індивідуального методу проходження.

Час, через який необхідно проводити другий етап (розширити передову виробку до проектних розмірів), визначається з формули:

$$t = \frac{\psi R_3^2}{\Delta(\kappa+1)r^2} \left[(\gamma H - \rho_n) - (\gamma H + c) \frac{R_3^2}{r^2} \cdot \sin \varphi \right]^{-1}, \quad (2.2)$$

де ψ – безрозмірний коефіцієнт, $\psi = 1 - \sin \varphi / \cos \varphi$;

R_3 – радіус зони непружних деформацій, $R_3 = L_{uu} + r$;

Δ – реологічний параметр, який залежить від структури, властивостей і типу гірських порід, їх вологості і температури, $(20,2-34,5)10^{-5}$ (діб. МПа) $^{-1}$;

κ – безрозмірний коефіцієнт інтенсивності тріщини утворення, $\kappa = 1,01-1,06$;

ρ_n – сумарна реакція опіру металевому піддатливого кріплення у передовій виробці і порід у зоні непружних деформацій;

c – питома сила зчеплення порід, МПа.

Сумарна реакція опіру металевому кріплення і порід в зоні непружних деформацій визначається за формулою:

$$\rho_n = \left(\rho_0 + \frac{\sigma_{cm}^o}{2\sigma} \right) \left(\frac{R_3}{r} \right)^{2\sigma} - \frac{\sigma_{cm}^o}{2\sigma}, \quad (2.3)$$

де ρ_0 – реакція опіру металічного піддатливого кріплення, що зводять в передовій виробці, величина якого залежить від перерізу передової виробки і коливається в межах 0,01-0,03 МПа.

Масу заряду вибухових речовин в розвантажувальних шпурах визначають з формули:

$$q = \ell_{uu} \cdot \frac{\pi d^2}{4} \cdot a \cdot \beta, \quad (2.4)$$

де d – діаметр патрона, м; a – коефіцієнт заповнення шпурів, $a = 0,1-0,45$;

β – щільність патронування в шпурі, кг/м 2 .

Відстань між розвантажувальними шпурами

$$\ell_p = 2\delta(0,67 - 0,9 \cdot 10^{-3} \sigma_{cm} + 0,32 \cdot 10^{-4} \ell_\epsilon)^{\sqrt[3]{q}}, \quad (2.5)$$

де: δ – безрозмірний коефіцієнт, що враховує кількість одночасно підриваємих камуфлетних зарядів вибухових речовин (при вибухах двох зарядів $\delta=1,25$, при вибухах трьох і більше зарядів $\delta=1,45$);

ℓ_ϵ – енергія вибуху, кДж.

Для типових гірничо-геологічних і технічних умов проведення виробок можемо прийняти: $0,45 \leq \gamma H / \sigma_{cm} \leq 0,75$; півпрогін передової виробки 1,7-2,5 м; кут внутрішнього тертя порід 26-34°; реакція опіру кріплення виробки

проектного перерізу 0,12-0,32 МПа; півпрогін проектного перерізу 2,3-3,0 м; параметри технології проходження виробок у два етапи можна визначити з табл. 2.1.

Таблиця 2.1

Основні параметри комбінованого методу проходження
підготовчих виробок

$\frac{\gamma H}{\sigma_{cm}}$	Відношення площі передової виробки до проектної, F/F_n	Довжина розвантажувальних шпурів, $\ell_{ш}$, м	Час можливого роз- ширення передової виробки, міс.
0,71-0,81	0,7	3,5	1,1
0,61-0,7	0,6	3,0	1,5
0,5-0,6	0,5	2,8	2,1

При використанні технології проходження виробки у 2 етапи площею перерізу у світлі 16,4 м², начорно – 20,4 м², яка проведена у породах с граничною міцністю на одновісний стиск 25 МПа на глибині 550 м, параметри визначаються наступні: довжина розвантажувальних шпурів – 2,45 м; відстань між розвантажувальними шпурами – 1,0 м; маса заряду вибухових речовин – 0,6 кг; площа перерізу передової виробки у світлі 12,8 м²; час, через який необхідно розширювати передову виробку до проектного перерізу – 2,6 міс.

Всі перераховані методи підвищення стійкості гірничих виробок, що відносяться до цієї групи, не можуть корінним чином вирішити питання експлуатаційної придатності виробки і грати роль допоміжних. Однак нехтування ними веде до погіршення стійкості виробки й умов її експлуатації.

Зниження напруженого стану масиву

Ефективним заходом із зниження напруженого стану гірського масиву є його надробка. При цьому під виробленим простором утворюється розвантажена від напружень зона, в якій доцільно розташовувати виробки.

Розрізняють два види надробки – попередню і наступну. В першому випадку виробку проходять у вже розвантаженій зоні, що різко знижує витрати на її підтримання, а у другому – після проведення виробки, що може викликати необхідність її ремонту (перекріплення). Умовою можливого використання цього методу є наявність розташованого вище пласта, при вийманні якого виконується розвантаження порід підпошви.

Підвищення стійкості виробок можливе шляхом проведення їх широким ходом. Цей метод охорони виробок оснований також на зниженні напруженого стану порід, що примикають до виробки, перенесенням опорного тиску в глибину масиву. При цьому початкові зсуви порід, викликані пружним відновленням і повзучістю, зростають. В кінцевому рахунку вдається зменшити зону руйнування порід навколо гірничої виробки. Тому сумарні зрушення (конвергенція) покрівлі і підпошви виробки зменшуються. Окрім цього, широкий хід забезпечує розвантаження розташованого нижче масиву. Цей метод охорони широко використовується в пластових виробках як засіб

боротьбі зі здиманням підосви, що забезпечує зниження витрат на їх підтримання.

На напружений стан порід і стійкість гірничої виробки суттєво впливає форма її поперечного перерізу.

Концентрація напружень на контурі виробки змінюється в дуже широких межах залежно від кривизни контура. В умовах гідростатичного поля напружень найбільш стійка виробка круглої форми. На невеликих глибинах вибір раціональної форми виробки може стати достатнім заходом для забезпечення її стійкості.

Для виробок, контур яких змінює свою кривизну, особливо в кутових точках, коефіцієнт концентрації напружень різко зростає, і на цих ділянках слід чекати руйнування порід. Крім того, нерівності контура виробок додатково змінює коефіцієнт концентрації напружень, що може значно впливати на стійкість породних відслонень. В умовах підвищеного тиску на великих глибинах, коли руйнування порід навколо виробки неминуче, форма поперечного перерізу грає досить важливу роль.

В умовах слабких (схильних до в'язкопластичної течії) порід напружений стан породного масиву, що вміщує виробку, можна знизити, випускаючи частину породи через розвантажувальні ніші в покрівлі виробки. Для цього необхідно залишати в кріпленні розвантажувальні вікна. В даному випадку тиск на кріплення знижується і стає рівним опору видавлювання породи у виробку. Переріз виробки залишається незмінним.

Перспективним методом зниження напруженого стану порід є свердловинне розвантаження. Розвантажувальні свердловини бурять безпосередньо з виробки або роблять їх за допомогою вибуху. При цьому напруження з контура виробки переносяться в глиб масиву. Розвантажена зона стає спроможною сприймати додаткові напруження і виконувати роль піддатливого кріплення. Цей метод не вимагає значних початкових витрат і забезпечує стійкий стан виробки.

Стійкість виробки можна підвищити, використовуючи їх раціональне взаєморозташування, що доцільно у всіх випадках (особливо в умовах глибоких горизонтів), щоб не виникало додаткових деформацій виробок. Такі деформації можуть з'явитися у випадку близького розташування виробок внаслідок їх взаємного впливу. При цьому концентрація напружень поблизу їх контура може різко зрости і призвести до суттєвого зростання зони непружних деформацій, що викликає додаткові зсуви породного контура і погіршення умов роботи кріплення. З віддаленням від виробки напруження різко зменшуються. При утворенні навколо виробок зони пружних деформацій, що звичайно спостерігається в слабких породах або на великих глибинах, радіус ефективної дії їх поля напружень значно збільшується.

Щоб викликати взаємний вплив паралельних виробок у випадку утворення навколо них зони непружних деформацій, відстань між ними повинна бути значно збільшена, що не завжди можливо за гірничотехнічними причинами. В цьому разі необхідно використовувати інші методи охорони,

тобто витримувати відповідну послідовність прохідницьких робіт у межах системи виробок.

Використання кріплення для підтримання гірничих виробок.

Застосування кріплення – основний захід з підтримання гірничої виробки в придатному для експлуатації стані. У проблемі закріплення є важливим вибір раціонального режиму роботи кріплення – режиму заданої деформації (жорстке кріплення) чи режиму заданого навантаження (піддатливе кріплення).

Відомо, що на піддатливе кріплення в однакових умовах діє навантаження менше, ніж на жорстке. Однак із наведеного не випливає, що для кріплення виробок на глибоких горизонтах необхідно використовувати тільки піддатливе кріплення, яке є більш складним за своєю конструкцією, ніж жорстке. При виборі доцільної конструкції кріплення слід керуватись техніко-економічними міркуваннями, але при цьому необхідно мати на увазі, що у всіх випадках піддатливе кріплення буде нести менше навантаження, ніж жорстке.

Суттєве значення для конструкції кріплення виробок має його форма. Так, склеписті кріплення з прямими стінками на великих глибинах у більшості випадків бувають більш деформованими, оскільки прямі стінки погано протидіють зсувам боків виробки і руйнуються від невеликих горизонтальних навантажень.

Основні вимоги до конструкції кріплення гірничих виробок глибоких шахт є такими. Система «порода-кріплення» повинна бути піддатливою. Ця піддатливість, що забезпечує можливість зміщуватися вміщувачим виробку породам, може здійснюватися шляхом зміни геометричних розмірів самого кріплення стисканням піддатливого закріпного шару чи за рахунок конструктивної піддатливості на шарнірах. Під останньою розуміється встановлення кріплення через деякий час після проведення виробки за зоною інтенсивних зсувів порід, або застосувати заходи з розвантаження гірського масиву.

Кріплення виробки повинно мати криволінійні обриси, що забезпечують їй високу опірність за рахунок зменшення розтягуючих напружень. Форма рамного кріплення має забезпечувати геомеханічно обґрунтовану консолідуючу вантажонесучу породну оболонку. Гострокінцева форма кріплення сприяє зсуванню порід по зовнішньому контуру, а не у порожнину виробки. Частіше всього у виробках глибоких шахт кріплення повинно мати зворотне склепіння, що перешкоджає розвитку випинання порід підосви. Встановлено, що ступінь впливу зворотного склепіння кріплення на зсуви підосви значно відображається тільки у випадку розшарування порід. При збереженні суцільності породного масиву підосви роль зворотного склепіння менш суттєва. Конструкція кріплення повинна забезпечувати достатньо високий рівень механізації його зведення, мати невелику аеродинамічну опірність повітряному струменю.

Зберігання чи поновлення природної міцності порід

Деякі породи, що мають в своєму складі глинисті частинки, під дією повітря з часом втрачають свої міцнісні властивості. В таких випадках необхідно ізолювати породне відслонення від атмосфери. Запобігти впливові зовнішніх чинників на породи можуть монолітне бетонування і набризкбетон, що забезпечують достатню ізоляцію стінок виробки.

Збереженню міцності навколишніх порід сприяє також контурне підривання і комбайнове проведення виробок, які виключають утворення тріщин в законтурному масиві, що виникають при звичайному буропідривному способі проведення виробки. Однак в умовах великих глибин, коли напруження навколо гірничої виробки перевищують міцність вміщуючих її порід, процес руйнування відбувається незалежно від наявності початкових тріщин. Тому такі способи підвищення стійкості достатньо ефективні лише на малих і середніх глибинах розробки, а на великих – грають допоміжну роль.

Особливе місце серед методів підвищення стійкості виробки займає зміцнення, за допомогою якого можна не тільки відновлювати в деяких межах міцність зруйнованих і тріщинуватих порід навколо виробки, але й штучно її збільшувати.

Відомі методи зміцнення порід поділяються на такі групи:

1. Механічні (анкерне кріплення, ущільнення порід вибухом).
2. Хімічні (силікатизація, використання синтетичних смол).
3. Термічні (випалювання, електроплавлення, заморожування).
4. Фізико-хімічні (бітумізація, цементація, глинизація).
5. Електромеханічні (електроущільнення, електросилікатизація, електроосушення).

Із перерахованих вище методів зміцнення в гірничій практиці найбільше розповсюдження одержало анкерне кріплення – спеціальні анкери (штанги) – металеві, залізобетонні, дерев’яні, що закріплюються у пробурених для цієї мети шпурах. Якщо при звичайних способах закріплення несучою конструкцією є зведене рамне кріплення, то при анкерному кріпленні – сама заанкерована товща порід.

На шахтах використовується метод боротьби з здимання глинистих порід підосви шляхом їх ущільнення вибухами камуфлетних зарядів. Внаслідок цього міцність таких порід підвищується, що дозволяє значно знизити інтенсивність випинанням підосви. Ущільнення вибухом придатне лише для слабких порід.

Для підвищення механічної міцності, водонепроникності і водостійкості піскових і лесових порід використовують метод силікатизації. Піскові породи звичайно закріплюють способом дворозчинної силікатизації – у пісок почергово нагнітають рідке скло (розчин силікату натрію) і розчин хлористого кальцію. В результаті хімічної реакції між цими розчинами утворюється гель кремнієвої кислоти, який зв’язує піскові зерна в щільний, монолітний масив. У випадку лесових порід використовують метод однорозчинної силікатизації. В

породу нагнітають розчин рідкого скла. В наслідок реакції розчину з породою і її солями утворюється плівка гелю кремнієвої кислоти, яка цементує лес. Міцність силікатизованих порід зростає протягом місяця і досягає 10-40 Н/см². Однак для зміцнення тріщинуватих порід на великих глибинах метод силікатизації непридатний.

При зміцненні порід синтетичними смолами розчини смоли і закріплювача нагнітають в тріщинуваті чи пористі породи. Вступаючи в реакцію, смола і закріплювач утворюють гель, який потім твердіє, внаслідок чого змінюються міцнісні властивості тампонованої породи. В зв'язку з розвитком хімії полімерів метод зміцнення гірських порід синтетичними смолами має великі перспективи.

Електрохімічні методи (електроушільнення, електроосушення, електросилікатизація) найбільш придатні для зміцнення водоносних глинистих порід. При пропусканні через них постійного струму в результаті електролізу і вторинних хімічних реакцій глинисті породи набувають підвищеної міцності і не розмокають у воді. Іноді в породу вводять хімічні каталізатори, що сприяють реакціям, які тут відбуваються.

Електрохімічний метод зміцнення не вимагає складного обладнання і великих витрат електроенергії. Його можна використовувати у важко проникних глинистих породах. Однак цей метод непридатний для зміцнення скальних порід і має специфічну технологію виконання робіт, що утруднює його використання у підземних виробках.

До термічних методів зміцнення відносяться електроплавлення, випалювання і заморожування.

Електроплавленням зміцнюють пливуні. Сутність його полягає у тому, що по контуру виробки встановлюють електроди-нагрівачі. При пропусканні через них електричного струму породи нагріваються і розплавляють пливун. Після охолодження розплаву на контурі виробки утворюється монолітна оболонка, під захистом якої ведуть прохідницькі роботи звичайним способом.

При випалюванні термічне зміцнення досягається спалюванням у масиві газоподібного, рідкого чи пилоподібного палива, яке подається по свердловинах разом із повітрям. Цей метод використовують для зміцнення лесових порід.

Зміцнення порід заморожуванням відбувається на підставі заморожування води, що знаходиться у порах, капілярах і тріщинах гірських порід. Цей метод придатний як для зміцнення слабких обводнених порід (пісків, глин, пливунів), так і для зміцнення значно твердих, тріщинуватих обводнених порід.

Основним завданням завданням заморожування порід при будівництві підземних виробок є утворення навколо них майбутнього контура обledenілої породної огорожі, що сприймає на себе тиск прилеглих незаморожених порід і перешкоджає припливу води у виробку при її проведенні. Для цього на деякій відстані від контура майбутньої виробки в один чи в декілька рядів бурять заморожувальні свердловини.

Як холодоносії використовують розчин хлористого кальцію CaCl_2 , азот, пропан, фреон, аміак тощо. Хладоносії циркулюють в свердловинах, охолоджують породи і створюють обледенілу огорожу.

Таким чином, хімічний, електрохімічний і термічний методи зміцнення порід в гірничій практиці знайшли використання як спеціальні методи для покращення умов проходки в складних гірничо-геологічних умовах.

Тампонування – це штучне заповнення тріщин і порожнин у породі. Залежно від матеріалу розрізняють такі методи тампонажу гірських порід: цементация, глинизація і бітумізація.

При цементации зв’язок розчину із стінками тріщин обумовлений в’язучими властивостями цементу, тобто хімічною взаємодією його складових частин. При глинизації діють ті ж сили, але меншої величини. При бітумізації зв’язок бітуму із стінками тріщин визначається лише силами тертя.

Найбільшою проникною здатністю володіють глинисті розчини, далі цементні, межа використання яких – тріщини з розкриттям 0,1 мм. Бітум може проникнути в тріщини з розкриттям більше ніж 0,2-1 мм.

Останнім часом для підвищення стійкості виробок широко застосовують методи зміцнення зруйнованих порід навколо виробок в зоні непружних деформацій. Зміцнення досягається введенням скріплюючих розчинів на відповідну глибину в порушені тріщинами гірські породи навколо виробки. Найбільш поширене зміцнення за допомогою нагнітання цементного розчину. Цей метод підвищення стійкості можливий у комбінації з іншими заходами або самостійно, він є технологічним, відносно недорогим і в умовах утворення навколо виробки зони зруйнованих порід найбільш ефективним.

Оскільки глинизація і бітумізація дають невелику міцність закріплення порід, то з цієї точки зору найбільш прийнятне зміцнення цементним розчином і синтетичними смолами. Тому обмежимося розглядом цих двох останніх методів тампонажу.

Тампонаж цементним розчином – один із спеціальних методів проведення виробок в тріщинуватих і крупнозернистих пористих водонасичених породах. Для покращення стану виробок закріпний простір заповнюють піщано-цементним розчином. Основна мета тампонажу – ліквідація порожнин за контуром кріплення і забезпечення щільного контакту кріплення з породою, внаслідок чого покращуються умови роботи кріплення. Однак тампонажний розчин проникав при цьому тільки в крупні тріщини і незначному ступені зміцнював прилеглі породи.

Можливе також цементування порід підосви гірничих виробок для боротьби з здиманням. Незадовільні результати при виконанні цих робіт свідчать, що зміцнення тільки частини масиву навколо виробки ефекту не дає, і тому необхідно нагнітати розчин по всьому периметру виробки. Велику роль грає правильний вибір параметрів цементации (глибина проникнення розчину, його міцність, час нагнітання тощо).

Проводяться роботи із зміцнення порід методом цементации в комбінації з анкерним кріпленням. Застосування цього методу для підтримання виробок є технічно й економічно доцільним.

Досить перспективний метод зміцнення порід синтетичними смолами, які, на відміну від цементних розчинів, можуть проникати в дуже мілкі пори і тріщини. В промислових умовах їх використовують для зміцнення водонасичених піщаних порід. Як зміцнюючі розчини використовують органічні сполуки на основі акриламідів і деякі різновиди епоксидних смол.

2.3 Рамне кріплення підготовчих виробок

2.3.1 Вимоги до гірничого кріплення та його класифікація

Гірниче кріплення – штучна споруда, що зводиться в підземних виробках для запобігання обвалення чи випинання прилеглих порід, збереження необхідних розмірів поперечного перерізу і робочого стану виробки.

Кріплення гірничих виробок має задовольняти таким основним вимогам:

- ☐ конструкція і матеріал повинні відповідати терміну експлуатації виробки, а сума матеріальних і трудових витрат на виготовлення, зведення, експлуатацію і ремонт протягом терміну служби виробки повинні бути мінімальними;

- ☐ бути достатньо міцним, надійним і довговічним в роботі (підтримувати виробку в безпечному стані упродовж всього терміну служби);

- ☐ займати можливо меншу площу перерізу виробки, не заважати виконанню технологічних процесів, не здійснювати великого опору рухові повітря;

- ☐ забезпечувати можливість механізації його зведення, бути транспортабельним, не трудомістким при зведенні та ремонті, мати можливість максимального виймання з виробок, що ліквідуються (погашаються) і подальшого повторного використання.

Вибір кріплення в конкретних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах здійснюють з урахуванням типу і призначення виробки, її форми і розмірів; терміну експлуатації виробки; розташування і способу охорони виробки; економічної доцільності її використання; фізико-механічних властивостей і стійкості вміщуючих виробку гірських порід.

Оцінку стійкості вміщуючих виробку гірських порід можна оцінювати за параметрами, викладеними в параграфі 1.3.

Гірниче кріплення класифікують за наступними чинниками.

За призначенням виробок – для підготовчих, капітальних і очисних виробок.

За типом виробок – для горизонтальних, похилих і вертикальних виробок.

За терміном експлуатації – тимчасове і постійне.

За формою (обрис) – арочне, кільцеве, еліптичне, прямокутне і трапецієвидне.

За конструкцією – рамне (рами, арки, кільця), суцільне (монолітне) і анкерне.

За принципом роботи – піддатливе, жорстке, шарнірне і шарнірно-піддатливе.

Піддатливе кріплення – кріплення, що має вузли піддатливості (хомути) і зберігає на їх основі несучу здатність при значних змінах його розмірів внаслідок зсувів порід.

Жорстке кріплення – кріплення, що не має піддатливих чи шарнірних вузлів, деформації якого в період експлуатації не виходять за межі пружних.

Шарнірне кріплення – кріплення, елементи якого можуть переміщуватись відносно один одного навколо осі шарніра без порушення несучої здатності кріплення.

Шарнірно-піддатливе кріплення – кріплення з шарнірним і піддатливими вузлами, що забезпечують одночасну піддатливість і шарнірність конструкції.

За основним (переважаючим) матеріалом, з якого виготовлене кріплення, його поділяють на металеве, бетонне, залізобетонне, дерев'яне, полімерне, змішане і комбіноване.

Кріплення гірничих виробок – сукупність робіт із зведення (установлення чи монтажу) гірничого кріплення у виробці для нормальної її експлуатації.

2.3.2 Визначення перерізу і типу кріплення підготовчих виробок

Як відомо, мінімальна висота і ширина виймального штреку визначається із умов вентиляції, габаритів вагонеток, конвеєрів, техніки безпеки тощо. Щоб правильно вибрати переріз, необхідно ще знати, наскільки може зменшуватись висота і ширина виробки, і чим менші зсуви бокових порід, тим меншим буде переріз при проходці, а тому і вартість проведення виробки. Тип кріплення також визначається на основі передбачуваних величин зсувів порід. Так, при невеликих осіданнях (осідання покрівлі до 200 мм) штреки ефективно закріплювати дерев'яним кріпленням; при більших – необхідно вибрати більш піддатливе металеве і міцне кріплення.

Величина зсувів бокових порід виробки попереду очисних робіт і розмір зони опорного тиску залежить від багатьох чинників: фізико-механічних властивостей порід покрівлі і підшви, міцності вугілля, потужності і кута падіння пласта, площі перерізу виробки, глибини розробки, місцеположення її відносно меж лави тощо:

$$\Delta = f(U, H, m, \alpha, S, M), \quad (2.6)$$

де Δ – величина деформації порід, мм;

U – характеристика фізико-механічних властивостей порід покрівлі і підшви пласта;

H – глибина розробки пласта, м;

m – потужність пласта, мм;

α – кут падіння пласта, град;

M – місцезнаходження виробки в зоні опорного тиску відносно меж лави.

Натурні спостереження показують, що зменшення перерізу виробок попереду очисних робіт залежить в основному від зсуви бокових порід (осідання покрівлі, здимання підшви, зближення боків). Якщо підготовча виробка перерізом у світлі просторі АВС (рис. 2.2) при проведенні попадає в зону впливу опорного тиску, то внаслідок зсувів бокових порід біля вибою лави вона матиме переріз $A_1B_1C_1$. Зменшення перерізу, як відомо, є функцією переміщення кожної точки на контурі виробки, однак для практичних цілей досить знати зменшення висоти і ширини виробки. Щоб не перекріплювати виробку при відсутності руйнування кріплення (піддатливе кріплення), повинні бути такі умови:

$$\begin{aligned} h - \Delta h &\geq h_{\min}, \\ b - \Delta b &\geq b'_{\min}, \end{aligned} \quad (2.7)$$

де h , b – висота і ширина виробки у проходці, мм;

$h_{\min}$, $b_{\min}$ – мінімальна висота і ширина, при яких відбувається нормальна експлуатація виробки, мм;

Δh – сума зближення покрівлі і підшви (конвергенція) виробки біля вибою лави, мм;

Δb – величина зближення боків, мм;

Δh_1 – осідання покрівлі, мм;

Δh_2 – підняття підшви, мм;

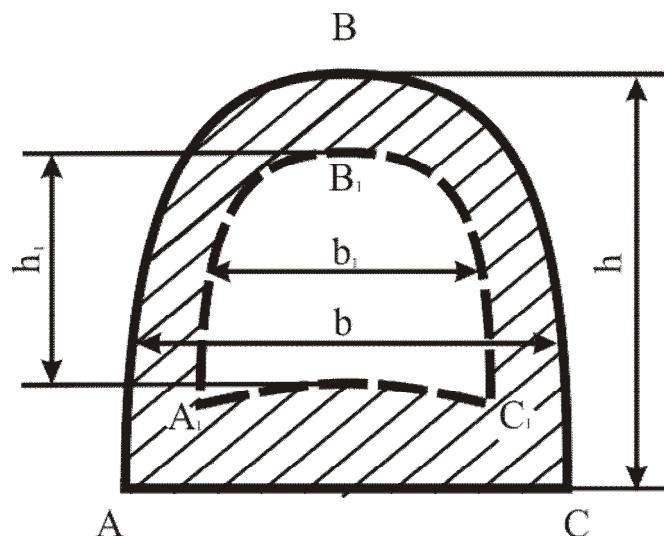


Рис. 2.2. Зменшення перерізу виробки за термін її експлуатації

Із виразу (2.7) шукані розміри перерізу при проведенні штреків визначаються за формулами:

$$\begin{aligned} h &= h_{\min} + \Delta h, \\ b &= b_{\min} + \Delta b. \end{aligned} \quad (2.8)$$

На рис. 2.3, 2.4, 2.5 наведені величини зсувів порід при проведенні експериментальних досліджень на шахтах, які були замірені у сполученнях лави зі штреком при кутах падіння пластів 1-20° у різних перерізах виробок (8-16 м²).

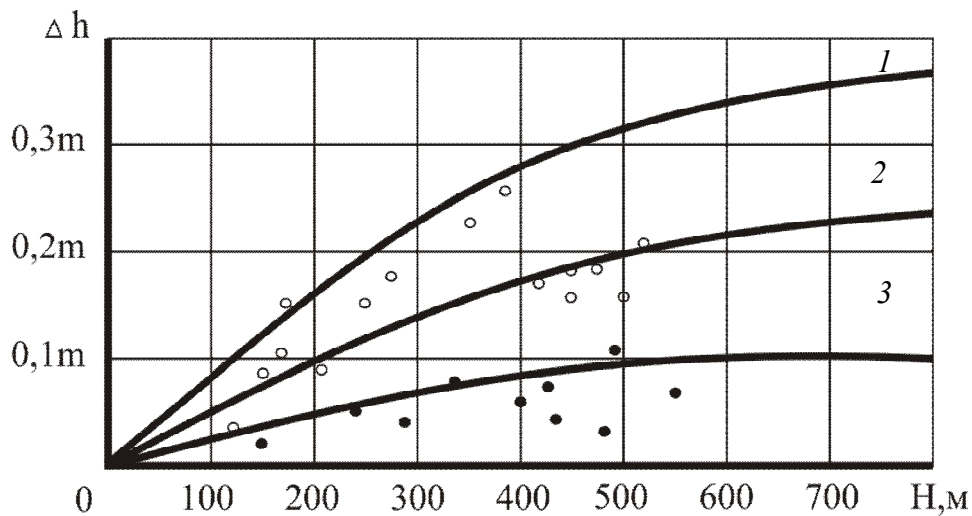


Рис. 2.3. Залежність величини осідання покрівлі штреку від глибини розробки і стійкості порід: 1 – стійкі; 2 – середньої стійкості; 3 – нестійкі

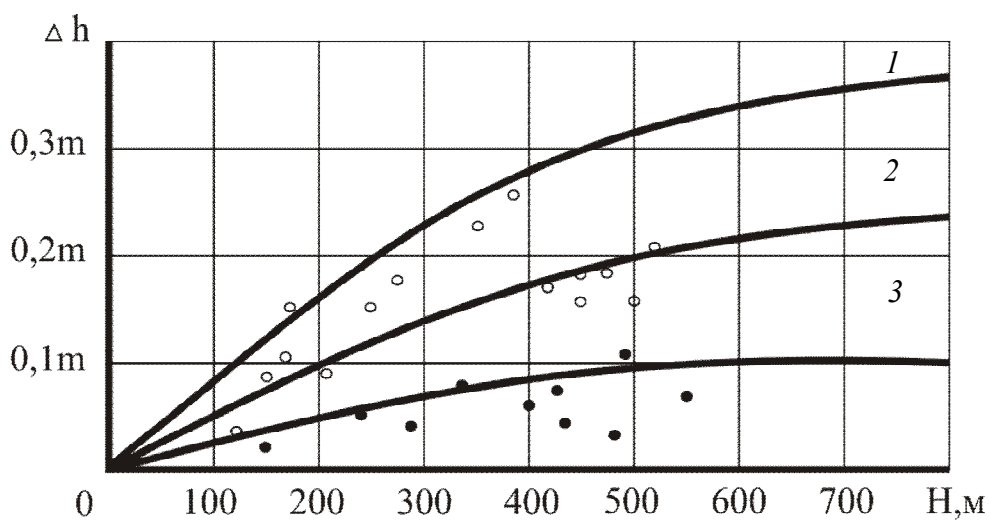


Рис. 2.4. Залежність величини здимання підшви штреку від глибини розробки і стійкості порід: 1 – стійкі; 2 – середньої стійкості; 3 – нестійкі

Як бачимо із рис. 2.3 і 2.4, точки, які характеризують осідання покрівлі і здимання підосви, розкидані, що є наслідком великої різниці в міцнісних характеристиках порід покрівлі і підосви пласта. У величинах зближення боків (рис. 2.5) точки також розкидані, але менше.

Це пояснюється тим, що зближення боків штреку попереду лави в основному визначається видавлюванням вугілля з пласта, фізико-механічні властивості якого змінюються у менших межах, ніж породи.

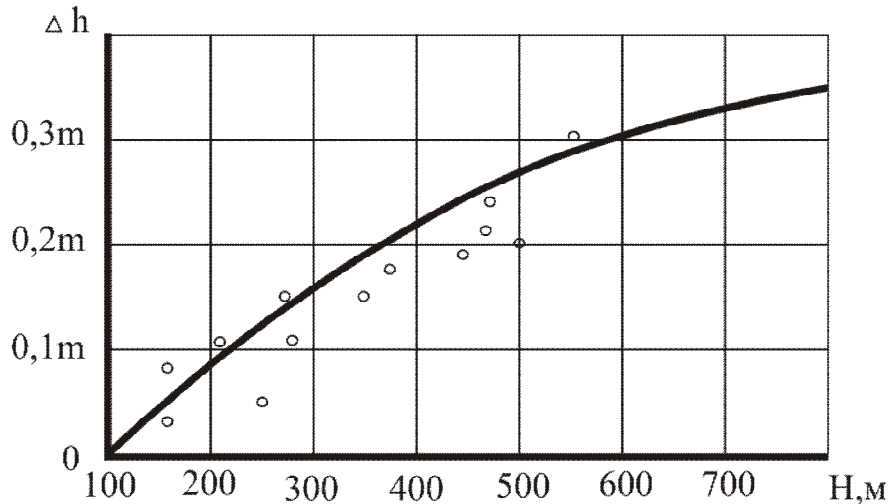


Рис. 2.5. Залежність зближення боків штреку від глибини розробки

Осідання покрівлі (рис. 2.3) при нестійких породах, середньої стійкості та стійких виражають формулами у виді гіперболічного тангенса (th):

$$\begin{aligned}\Delta h_{1n} &= 0,4 \cdot \kappa \cdot m \cdot th \cdot 0,002H; \\ \Delta h_{1c} &= 0,25 \cdot \kappa \cdot m \cdot th \cdot 0,002H; \\ \Delta h_{1cm} &= 0,15 \cdot \kappa \cdot m \cdot th \cdot 0,002H.\end{aligned}\quad (2.9)$$

Для визначення здимання підосви залежно від глибини розробки при породах нестійких, середньої стійкості і стійких формули мають вид:

$$\begin{aligned}\Delta h_{2n} &= 0,4 \cdot \kappa \cdot m \cdot th \cdot 0,002(H - 100); \\ \Delta h_{2c} &= 0,25 \cdot \kappa \cdot m \cdot th \cdot 0,002(H - 100); \\ \Delta h_{2cm} &\approx 0;\end{aligned}\quad (2.10)$$

для зближення боків:

$$\Delta b = 0,4 \cdot \kappa \cdot m \cdot th \cdot 0,002(H - 100), \quad (2.11)$$

де κ – коефіцієнт, який враховує зміну величин осідань порід залежно від місцезнаходження виробки відносно нижньої і верхньої межі лави

$$\kappa = \frac{\Delta_i}{\Delta_0},$$

де Δ_i – величина зсувів порід в різних точках у зоні опорного тиску попереду лави по лінії вхрест простягання відносно нижньої чи верхньої межі лави;

Δ_0 – величина зсувів порід в штреках, розташованих біля нижньої чи верхньої межі лави;

th – символічне позначення гіперболічного тангенса.

Спостереженнями в шахтах встановлено, що зсуви порід в штреках попереду лави в зоні опорного тиску у багатьох випадках залежить від місця розташування виробки відносно межі лави. Найбільші величини зсувів відносяться до середини лави; у бік падіння і підняття від середини ці величини суттєво зменшуються (табл. 2.2)

Таблиця 2.2

Значення коефіцієнта κ в залежності від місця розташування виробки відносно лави

Найменування показника	В бік масиву						Межа	В бік очисних робіт					
Відстань від верхньої чи нижньої межі лави вхрест простягання, м	60	50	40	30	20	10	1	10	20	30	40	50	60
Коефіцієнт, κ	0	0,1	0,3	0,5	0,7	0,8	0	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6

За результатами натурних спостережень зону опорного тиску попереду лави можна з достатньою для практики точністю визначити за формулами:

$$\begin{aligned}\ell_n &= 80 \cdot th \cdot 0,002H; \\ \ell_c &= 60 \cdot th \cdot 0,002H; \\ \ell_{cm} &= 40 \cdot th \cdot 0,002H,\end{aligned}\tag{2.12}$$

де $\ell_n, \ell_c, \ell_{cm}$ – довжина зони опорного тиску попереду лави для нестійких, середньої стійкості і стійких порід, м.

За початок зони опорного тиску приймається точка з величиною зсувів порід 5 мм/добу.

При $h_{\min}=2,0$ м і $b_{\min}=2,4$ м на основі формул (2.7)-(2.9), можна визначити оптимальні розміри перерізу штреків у проходці і тип кріплення, при яких не потрібно перекріплення виробки.

Натурними спостереженнями встановлено, що дерев'яне кріплення не руйнується при осіданні покрівлі на 180-220 мм. Виходячи з цього і визначена область його використання. На рис. 2.6 наведені криві оптимальних розмірів перерізів штреків і тип кріплення при проходці залежно від глибини розробки і стійкості порід покрівлі і підшви при потужності пласта 0,9-1,2 м.

Наведені залежності величин зсувів порід можуть бути використані при визначенні оптимальних розмірів перерізу і типу кріплення підготовчих виробок.

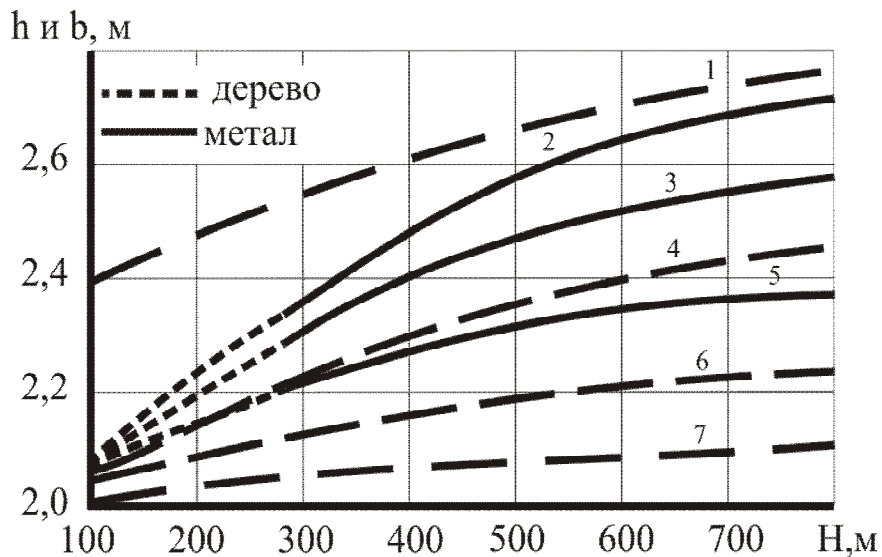


Рис. 2.6. Оптимальні розміри перерізу і тип кріплення штреків при $h_{\min}=2$ м, $b_{\min}=2,4$ м і $m=0,9-1,2$ м 1 – ширина штреку; 2 – висота штреку h при нестійких породах покрівлі і підшви; 3 – h при породах покрівлі нестійких, підшви – середньої стійкості; 4 – h при породах покрівлі і підшви середньої стійкості; 5 – h при породах покрівлі нестійких, підшви – стійких; 6 – h при породах покрівлі середньої стійкості, підшви – стійких; 7 – h при стійких породах покрівлі і підшви

2.3.3 Умови роботи кріплення гірничих виробок

Для укріплення підготовчих виробок залежно від гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов використовують різні конструкції кріплення.

Основним чинником, що обумовлює експлуатаційну надійність виробки, є здатність кріплення сприймати зсуви породного контура виробки і взаємодіяти із вміщуваними гірськими породами. Навантаження на кріплення формують зсуви породного контура за рахунок маси зруйнованих порід в зоні непружних деформацій (в зоні понижених напружень навколо виробки).

Величина зсувів породного контура виробки може змінюватися від декількох десятків сантиметрів в глинистих і піщанистих сланцях до декількох сантиметрів у пісковинах і вапняках. В останньому випадку деформації порід звичайно відбувається без розриву суцільності гірського масиву, що забезпечує достатню стійкість і добре збереження виробок упродовж тривалого часу їх існування. На більших глибинах осідання порід у виробках зростає, і тому, навантаження на кріплення відбувається на всьому контурі виробки. Такий характер прояву гірського тиску веде до деформації кріплення не тільки з боку покрівлі і підшви, але й з боків виробки.

Деформації кріплення також сприяє коробовий контур склепіння, що не забезпечує стійкості конструкції (рис. 2.7)



Рис. 2.7. Деформація кріплення КШПУ із спецпрофілю і коробовим склепінням

В складних гірничо-геологічних умовах при суттєвих зсувах породного контуру рекомендується обмежено-піддатливе кріплення.

Великий діапазон величини зсувів породного контура вимагає при виборі кріплення детальний аналіз й оцінки гірничо-геологічних умов, в яких буде працювати конструкція. У слабких породах, схильних до великих зсувів, кріплення повинно мати підвищену конструктивну піддатливість і достатньо високу опірність. В міцних, стійких породах можуть використовуватись легкі захисні та жорсткі кріплення.

При використанні жорстких конструкцій кріплення у виробках, які розміщені в нестійких і середньої стійкості породах, постійне кріплення слід зводити через 1-2 місяці після проведення виробки і на відстані не менше 5-6 розмірів ширини виробки від прохідницького вибою (за зоною інтенсивних зсувів).

В слабких, нестійких породах доцільно використовувати конструкції кріплення, що працюють в початковому періоді у піддатливому режимі (не менше 1-2 місяців), а в подальшому – в жорсткому. Одним із можливих варіантів у цьому випадку може бути металеве кріплення із спецпрофілю, яке по закінченню терміну піддатливого режиму роботи замикається у бетонну оболонку.

Для виключення взаємного впливу двох виробок між ними необхідно залишати породний (вугільний) цілик, розміри якого залежать від ширини «В» (у проходці), що є більшими від виробки. Залежно від стійкості порід цілик приймається рівним:

- стійкі породи – (3-4) В;
- породи середньої стійкості (4-5) В;
- нестійкі породи – (5-6) В.

Основною причиною деформації піддатливого кріплення із спецпрофілю є невідповідність напряму максимальних осідань напрямку піддатливості конструкції, що призводить до заклинювання піддатливих замків.

2.3.4 Металеве арочне піддатливе кріплення і область його використання

Піддатливе арочне кріплення із спеціального профілю – універсальне. Воно застосовується у великому діапазоні гірничотехнічних умов для кріплення виробок різного призначення. Цьому сприяє низка переваг конструкції. По-перше, кріплення забезпечує піддатливий режим роботи, можливість повторного використання для кріплення виробок і має порівняно невелику вартість. Склеписті контури кріплення дозволяють підвищити стійкість породного контура покрівлі виробки і покращити роботу самої конструкції. За своїми конструктивними особливостями арочне кріплення відповідає гірничотехнічним умовам, в яких породи покрівлі схильні до природного склепінчатого утворення. Піддатливість кріплення дозволяє захищати конструкцію від перевантаження в період існуючого осідання порід навколо виробок. Це є позитивним чинником як при використанні кріплення в одиночних виробках, так і у виробках, підпадаючих під вплив очисних робіт.

Область використання металевого кріплення у виробках обмежена підвищеними у порівнянні з бетонним кріпленням, аеродинамічною опірністю та відносно невеликим терміном служби внаслідок корозії металу.

У даний час на шахтах застосовують арочне кріплення піддатливе триланкове АКП-3 перерізом у світлі просторі до осідання від 100 до 300 мм. Загальний вигляд кріплення показано на рис. 2.8. Для виготовлення кріплення використовують спеціальний взаємозамінний профіль СВП вагою від 17 до 27 кг/м. Профіль СВП-17 приймається для кріплення виробок перерізом у світлі після осідання до 7 м². Кріплення складене з верхняка і двох стояків, що з'єднанні між собою скобами і планками. Сусідні арки з'єднуються між собою міжрамними стяжками із трикутників.

Дане кріплення застосовують для закріплення виробок як поза, так і в зоні впливу очисних робіт. При цьому кріплення має однаковий переріз в світлі до осідання і відрізняється розмірами після осідання. Кріплення розроблене з урахуванням розміщення у виробках рейкового транспорту з електровозами і вагонетками місткістю від 1 до 4 м³ на колію 600 і 900 мм, конвеєрних ставів і монорейкових ліній.

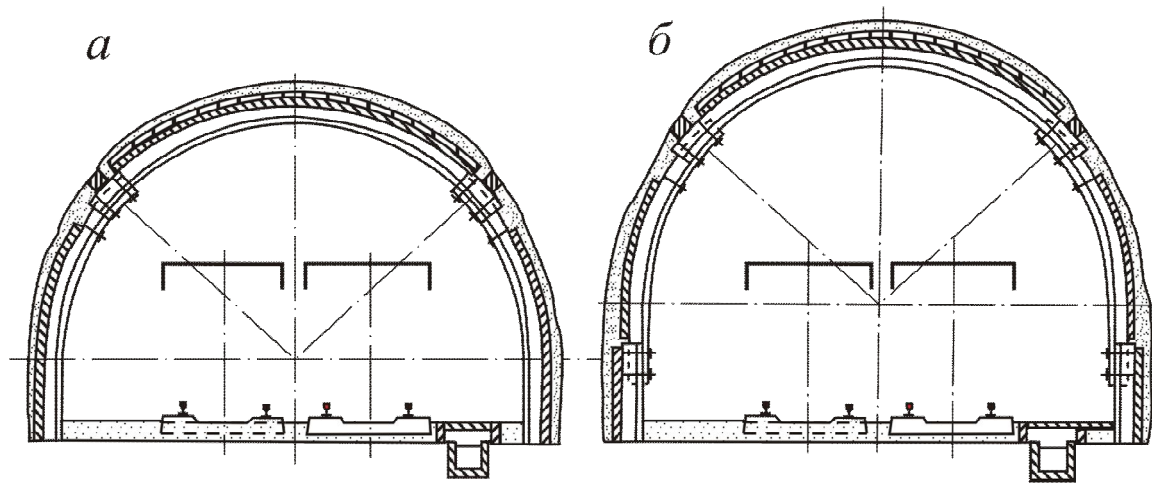


Рис. 2.8. Схема типового арочного піддатливого кріплення із спецпрофілю: а – триланкове; б – п'ятиланкове

Для кріплення виробок, розміщених в зоні впливу очисних робіт при зсуві порід на величину більшу як 300 мм, використовується п'ятиланкове кріплення АКП-5. У цьому кріпленні застосовують елементи кріплення АКП-3 і додають прямолінійні стояки довжиною 600, 800 і 1000 мм, що забезпечують додаткову піддатливість кріплення у стояках на величину 200, 400 і 600 мм.

Найбільш відповідальним вузлом арочного кріплення є з'єднання верхняка із стояками, від роботи якого значною мірою залежить стійкість і характеристика піддатливості кріплення, а також термін його існування й ефективність використання в даних гірничо-геологічних умовах.

В існуючому кріпленні з розташуванням спецпрофілю днищем у бік виробки стояки з верхняком з'єднуються за допомогою двох хомутів і з'єднувальних планок (рис. 2.9, а). Зусилля тертя в замку забезпечується шляхом затягування гайок на хомутах. Однак основним недоліком цього з'єднання є те, що в процесі роботи кріплення під навантаженням відбувається прогинання з'єднувальних планок, перекіс і деформація хомутів у місці різьби. Одночасно з прогином планок у з'єднанні утворюються вм'ятини, що заклинюють замки і обривають з'єднувальні хомути. Конструкція кріплення перестає працювати у піддатливому режимі і деформується.

Трохи кращу характеристику має конструкція замка, яка використовується при розташуванні спецпрофілю кріплення днищем у бік порід. В цьому замковому з'єднанні планки не прогинаються, що дозволяє при необхідності змінювати зусилля затягування хомутів, але і тут при великих осіданнях кріплення часто відбувається їх перекіс і обрив.

Використовується декілька конструкцій замків для з'єднання елементів кріплення із спецпрофілю, в яких з'єднувальні скоби (рис. 2.9, б) чи спеціальні болти (рис. 2.9, в) розташовані під кутом до поздовжньої осі спецпрофілю. При такому розташуванні перекосу хомутів не відбувається, що

суттєво покращує стійкість кріплення і створює нормальні умови для її роботи у піддатливому режимі.

Ефективність застосування металевого арочного кріплення в значній мірі залежить від його контакту з боковими породами й якості робіт із закріплення. Надійний контакт кріплення з породами досягається:

- максимальним наближенням контура виробки у проходці до контуру кріплення за рахунок більш точного оконтурення перерізу;
- старанним забутовуванням закріпного простору по всьому периметру виробки;
- розклинуванням арок у двох точках верхняка на відстані $1/3-1/4$ прогону, що забезпечує заданий режим завантаження конструкції при вертикальній піддатливості до 300-350 мм.

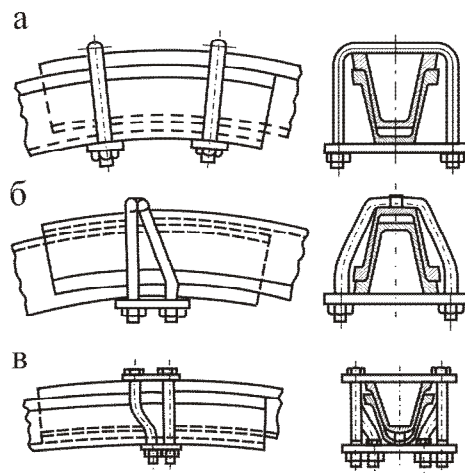


Рис. 2.9. Конструкція піддатливих замків кріплення

2.3.5 Розрахунок параметрів піддатливого арочного кріплення

Несуча здатність арки із спецпрофілю СВП-27 при роботі у піддатливому режимі повинна складати $N \geq 220$ кН.

Виходячи з цього, кожний вузол піддатливості при роботі в піддатливому режимі повинен забезпечувати гарантовану роботоздатність при зусиллі $f_n \geq N / 2 = 110$ кН.

У вузлі піддатливості сила q , що створюється загвинчуванням двох гайок М20 на скобі, притискаючи скобу до помостів профілю верхняка, далі розкладається на дві складові: силу q_v – вдавлювання профілю верхняка у профіль стояка і на силу притискання помостів верхняка до помостів стояка, що дорівнює $q - q_v$. В свою чергу, внаслідок того, що бокові стінки профілів верхняка і стояка мають кути розвалу $2\alpha = 22,4^\circ$, сила вдавлювання q_v перетворюється в дві перпендикулярні сили F_l , що притискають бокові стінки профілю верхняка до бокових стінок стояка, при цьому збільшуючи їх кут розвалу

$$F_1 = \frac{q_s}{2 \sin \alpha}. \quad (2.13)$$

Опірність вузла піддатливості формується на основі сил тертя при поздовжньому проковзуванні верхняка відносно стояка і скоби при трьох складових, які утворюються вказаними силами:

$$f = f_1 + f_2 + f_3, \quad (2.14)$$

де $f_1 = q \cdot \varphi$ – сила тертя між верхняком і скобою;

$f_2 = F_1 \cdot \varphi = \frac{q_s}{\sin \alpha} \cdot \varphi$ – сила тертя між боковими стінками верхняка і стояка;

$f_3 = (q - q_s) \varphi$ – сила тертя між помостами профілю верхняка і стояка.

Стендовими дослідженнями встановлено, що для профілю СВП-27 при величині напуску профілей розміром в 400 мм, сила вдавлювання q_s в момент стискання помостів верхняка з помостами стояка складала 2,3 кН. При цьому перпендикулярні сили F , що притискають бокові стінки верхняка до бокових стінок стояка, дорівнюють:

$$F_1 = \frac{q_s}{2 \sin 11^\circ 20'} = \frac{2,3}{2 \cdot 0,197} = 5,8 \text{ кН.}$$

Також встановлено, що сила тертя, що виникає при вказаних перпендикулярних силах F_1 , яка протидіє поздовжньому зсуву профілів, складала $f_2 = 1,6$ кН, а коефіцієнт тертя складав

$$f = \frac{f_2}{2F_1} = \frac{1,6}{2 \cdot 5,8} = 0,15.$$

Виходячи із вищенаведеного, вираз (2.14) можна записати у наступному виді:

$$\begin{aligned} f_n &= \left[q + \frac{q_s}{\sin \alpha} + (q - q_s) \right] \cdot \varphi = \left(2q + \frac{q_s}{\sin \alpha} - q_s \right) \varphi = \\ &= 2q\varphi + \left(\frac{q_s}{\sin \alpha} - q_s \right) \varphi = 2q\varphi + q_s \varphi \left(\frac{1}{\sin \alpha} - 1 \right) = \\ &= 2q \cdot 0,15 + 2,3 \cdot 0,15 \cdot \left(\frac{1}{0,197} - 1 \right) = 0,3q + 1,4. \end{aligned} \quad (2.15)$$

Оскільки гранично допустиме зусилля розтягу кожного бокового стержня скоби при різьбі М20 складає 5,8 кН, гранична величина $P = 11,6$ кН,

а звідси гранична величина сил опірності вузла піддатливості при одній стяжній скобі становитиме

$$f'_n = 0,3q + 1,4 = 0,3 \cdot 11,6 + 1,4 \approx 4,9 \text{ кН.}$$

При двох скобах гранична величина опірності одного вузла піддатливості складе 9,8 кН, а арки – 19,6 кН, тоді як при роботі у піддатливому режимі несуча здатність арки, як наведено вище, повинна скласти 22 кН.

Однак цей вузол піддатливості не тільки не забезпечує одержання необхідної величини опірності при роботі кріплення у піддатливому режимі, але при ньому не забезпечується головна умова гарантованої роботи кріплення в режимі піддатливості, щоб величини контактних напружень у місцях спряжень не перевищували гранично допустимих контактних напружень $[\sigma]_{\text{пов.гран}}$

$$[\sigma]_{\text{пов.тах}} \leq [\sigma]_{\text{пов.гран}} \quad (2.16)$$

Величину граничних контактних напружень $[\sigma]_{\text{пов.}}$ прийнято визначати за твердістю поверхні металу спецпрофілю, зокрема за числом твердості за Брінелем, яке позначається через $TБ$ і коефіцієнт K_B , що залежать від матеріалу і його термообробки

$$[\sigma]_{\text{пов.}} = K_B TБ \quad (2.17)$$

Для випадку спряження сталі по сталі при роботі насухо $K_B = 11 - 15$, звідси $[\sigma]_{\text{пов.гран}} = (11 - 15) TБ$.

Для термічно необробленої сталі Ст.5, в стані поставки, з якої виготовляють спецпрофіль СВП, число твердості за Брінелем $TБ = 15 - 18$ МПа.

Для гарантованого забезпечення роботоздатності кріплення у піддатливому режимі приймаємо значення $K_B = 12$, а $TБ = 16$ МПа.

Тоді $[\sigma]_{\text{пов.гран}} = 12 \cdot 16 = 192$ МПа.

Оскільки при роботі кріплення у піддатливому режимі верхняк проковзує відносно скоби, яка передає йому поперечне зусилля, що дорівнює зусиллю її двох гайок $q = 11,6$ кН, мінімальна площа контакту між скобою і верхняком для гарантованого забезпечення роботоздатності кріплення у піддатливому режимі повинна складати

$$W_1 \geq \frac{q}{2[\sigma]_{\text{пов.гран}}} = 6,2 \text{ см}^2, \quad (2.18)$$

а площі контактів між сполученими поверхнями бокових стінок і полків верхняка з такими поверхнями стояка відповідно мають бути

$$W_2 \geq \frac{q - q_v}{[\sigma]_{\text{пов.гран}}} = 4,8 \text{ см}^2; \quad (2.19)$$

$$W_3 \geq \frac{F_1}{2[\sigma]_{\text{пов.гран}}} = 1,6 \text{ см}^2. \quad (2.20)$$

Багатократне перевищення граничних контактних напружень під час роботи кріплення у піддатливому режимі, коли верхняк проковзує відносно скоби і стояка, може призвести до виникнення явища заїдання сполучених поверхонь кріплення. Під дією високих тисків сполучені поверхні деталей кріплення зчіплюються одна з одною настільки сильно, що частинки поверхні однієї деталі кріплення приварюються до поверхні другої і, відриваючись під дією сил гірського тиску від другої поверхні, утворюють “задири”.

Явище зчеплення сполучених поверхонь деталей кріплення з приварюванням їх одна до одної супроводжується переходом роботи кріплення із піддатливого режиму в жорсткий, а це може викликати аварійну ситуацію.

Наприклад, у випадку, коли гайки на планках скоби загвинчені тільки з зусиллям 20 кН, тобто коли $q = 40$ кН, тоді це зусилля буде направлене на вдавлювання профілю верхняка в профіль стояка. При цьому, згідно з виразом (2.15), опірність вузла піддатливості складатиме

$$f'_n = 0,3q + 1,4 = 0,3 \cdot 40 + 1,4 \approx 26 \text{ кН},$$

а несуча здатність арки в процесі роботи у піддатливому режимі буде рівною 52 кН.

При такому установленні, арка при досягненні гірського тиску, що дорівнює її несучій здатності, почне працювати у піддатливому режимі. При цьому її верхняк почне переміщуватись відносно стояка і скоби. Однак, оскільки величини контактних напружень між скобою, верхняком і гранню поздовжнього згину бокової стінки профілю верхняка і стінкою стояка багатократно перевищують допустимі величини контактних напружень, у вказаних місцях виникне зчеплення і арка втратить здатність піддатливості, внаслідок чого, працюючи як жорстка система, вона розвине опір, який дорівнює гірському тиску.

Межа опору арки у жорсткому режимі залежить від величини площ, де відбулось зварювання (зчеплення) металу верхняка із скобою і профілем стояка. Коли величина гірського тиску перевищить опір діляниць, що зварилися, зразу відбудеться їх руйнування з явищами “задирів”. При цьому арка миттєво перейде в режим піддатливості з несучою здатністю тільки 52 кН. Далі миттєво може знову відбутись зчеплення, потім розрив (“задир”). При цьому можливе виникнення серйозних наслідків. Так скоба, яка розташована на верхньому кінці стояка, що запобігає цьому кінцю профілю від поздовжнього розриву його верхняком, внаслідок зчеплення (зварювання) верхняка із скобою буде переміщуватись разом з кінцем верхняка, оголюючи і послаблюючи цей кінець стояка, що може призвести до поздовжнього розриву

його днища. Зчеплення (зварювання) верхняка із скобою може призвести як до розриву, так і до руйнування її гайок, тобто до руйнування всього вузла піддатливості.

2.4 Спеціальні кріплення підготовчих виробок крутих пластів

Більшість шахт Центрального району Донбасу ведуть гірничі роботи на глибинах, що перевищують 800-900 м. На таких глибинах мають місце зміни фізико-механічних властивостей вміщуючих порід, підвищення гірського тиску, зростання величини зсуву бокових порід і необоротних деформацій арочного металевого кріплення виробок.

Арочне кріплення типу КМП-А3 із спецпрофілю СВП-22 і СВП-27, що використовується тут, добре працює при вертикальних осьових навантаженнях, але погано сприймає боковий тиск. Крім того, опірність кріплення у піддатливому режимі складає 120-140 кН, що в 2-3 рази нижче необхідного в зоні активного впливу очисних робіт. Проведеними експериментальними роботами встановлено, що забезпечити підтримання виробки в цих умовах можна двома шляхами: тимчасовим підвищенням несучої здатності кріплення, що відповідає силам гірського тиску, або розвантаженням гірського масиву від підвищених напружень.

Для підготовчих виробок крутих пластів найбільш раціональним повинно бути металеве піддатливе кріплення спеціальної конструкції.

При відпрацюванні лав на передні проміжні квершлагги і необхідності підтримання невеликої ділянки штреку за лавою (за умовами транспорту) використання кріплення з запасом на осідання порід близько 800-1500 мм і з несучою здатністю у піддатливому режимі 30-35 т забезпечить стійке підтримання даної ділянки виробки навіть в особливо важких гірничо-геологічних умовах.

Використовується спеціальне металеве п'ятиланкове асиметричне піддатливе кріплення КПК із спецпрофілю для штреків на крутих пластах з переважаючими осідання з боку порід покрівлі (рис. 2.10).

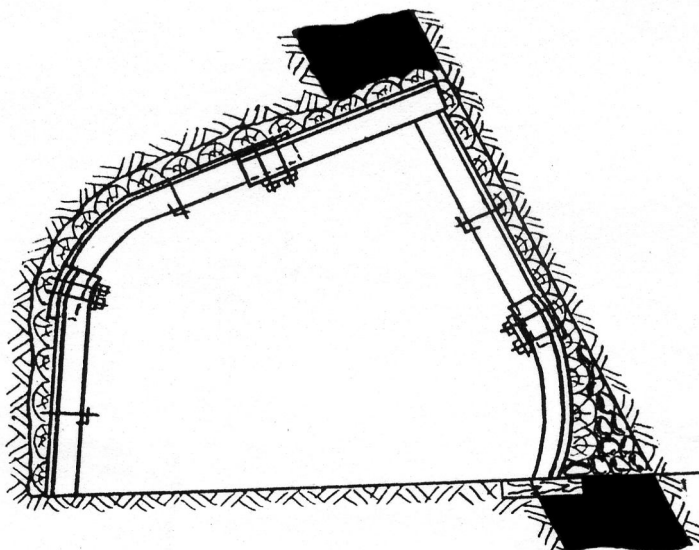


Рис. 2.10. Загальний вигляд кріплення КПК

Шахтні випробування цього кріплення показали, що воно, маючи конструктивну, направлену за нормаллю до покрівлі пласта піддатливість до 700 мм, в одному типорозмірі може використовуватись при зміні кута падіння пластів у межах 50-70° і за умови збереження рівної покрівлі пласта.

Також було розроблене металеве арочне чотириланкове асиметричне піддатливе кріплення ПАК (рис. 2.11) із спецпрофілю спеціально для штреків на крутопадаючих пластах, які проводять з підриванням покрівлі. Кріплення має загальну конструктивну, направлену за нормаллю до покрівлі пласта піддатливість до 600 мм, і в одному типорозмірі може використовуватись при зміні кута падіння пластів у межах 55-70 град. Таке кріплення забезпечує стійке підтримання відкатних штреків у зоні впливу очисних робіт при осіданні покрівлі пласта на величину до 600 мм, де при кріпленні ПАК вони перекріплюються один раз.

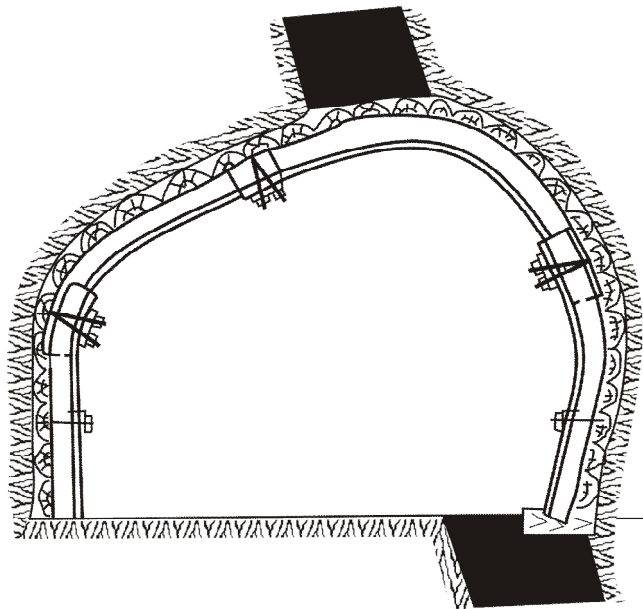


Рис. 2.11. Загальний вигляд кріплення ПАК

Досвід відпрацювання родовищ глибоких шахт при значному боковому тиску порід показав, що стояки кріплення деформуються, внаслідок чого порушується чи втрачається повністю стійкість виробок. Наслідком цього є багаторазове перекріплення виробок і витрачання на це значних коштів. Для цих умов було розроблено чотириланкове арочне кріплення направленої піддатливості типу АПК-3. Його використовують у відкатних і вентиляційних штреках з пологим і крутим заляганням пластів, які відробляють за суцільною і стовповою системами розробки, а також у польових і групових штреках з рівномірними зміщеннями бокових порід по контуру виробки.

На базі цього кріплення були розроблені кріплення з круговим контуром, направленої конструктивної піддатливості ПК-3 і АПК-4, відповідно з симетричним і асиметричним розташуванням вузлів піддатливості. Кріплення

АПК-3 (рис. 2.12) використовують у виробках із значними багатосторонніми, але відносно рівномірними зсувами бокових порід, АПК-4 (рис. 2.13) – у виробках з переважаючими осіданнями бокових порід з боку покрівлі за нормаллю до напластування. В конструкції цього кріплення є замки напрямного типу, які переміщуються разом з ланками в період роботи кріплення у піддатливому режимі, забезпечуючи постійний робочий стан.

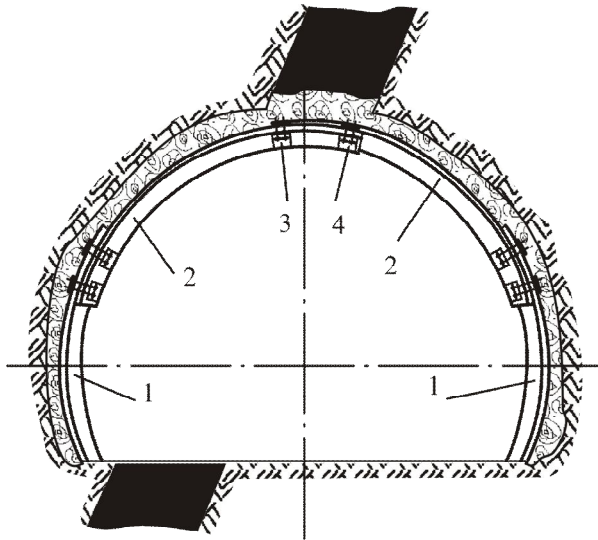


Рис. 2.12. Загальний вигляд кріплення АПК-3: 1 – ніжка; 2 – верхняк; 3 – нижні замки; 4 – верхні замки

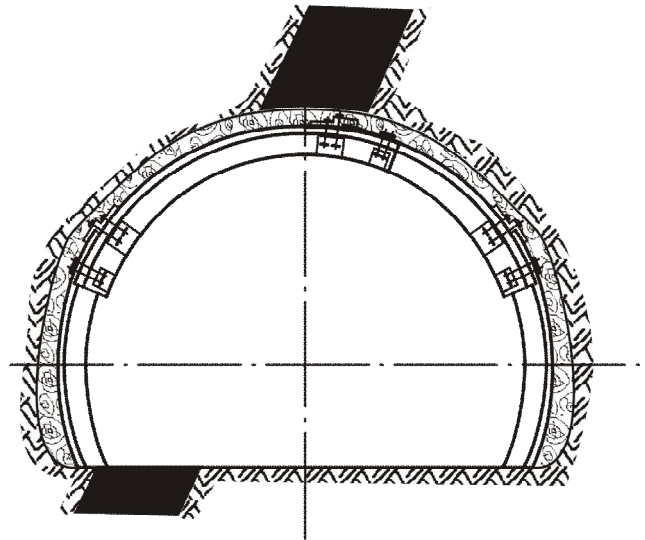


Рис. 2.13. Загальний вигляд кріплення АПК-4

Кріплення АПК-3 містить в собі взаємозамінні стояки, верхняк із двох однакових ланок і шість замків. Всі ланки кріплення мають однаковий радіус кривизни і довжину, виготовляються із спецпрофілю одного і того ж типу. Робота кріплення у режимі піддатливості відбувається за рахунок взаємного ковзання його ланок відносно один одного. При цьому нижній торець, лапки складного верхняка опираються в підпори нижнього замка, викликаючи його пересування вздовж стояка, верхній торець стояка кріплення упирається у вертикальну стінку вигнутої пластини верхнього замка, забезпечуючи його переміщення вздовж напівверхняка. Конструктивна піддатливість кріплення АПК-3 при дії рівномірно розгалуженого по периметру арки навантаження складає 800-1000 мм, а при односторонньому навантаженні – до 800 мм.

З метою забезпечення необхідної міцності кріплення АПК при роботі його у піддатливому режимі ланки арок виготовляють із спецпрофілів: СВП-22 – при перерізі виробок у світлі просторі до $10,5 \text{ м}^2$, із СВП - 27 – до 14 м^2 і із СВП-33 – понад 14 м^2 . При цьому гранична несуча здатність кріплення по міцності спецпрофілю і замків складе 35-65 т на арку, в піддатливому режимі – 18-24 т.

Досвід використання кріплення АПК показав, що і в середніх і у важких гірничо-геологічних умовах воно забезпечує практично стійке підтримання

штреків, у порівнянні з кріпленням АП в аналогічних умовах, і дозволяє скоротити кратність ремонту виробок в зоні впливу очисних робіт у 1-1,5 рази і знизити витрати на їх перекріплення. При цьому повторне використання металокріплення АПК складає 85-90 % і практично не вимагає витрат на відновлення елементів.

В особливо важких гірничо-геологічних умовах при зсувах бокових порід, що перевищують 1200-1500 мм, виробки, закріплені кріпленням АПК, до переходу в зону сталого гірського тиску вимагають ремонту з розширенням перерізу і заміною кріплення. Найбільш характерні види його деформування:

- ланки кріплення, розташовані з боку покрівлі пласта, вирівнюються з утворенням пластичного шарніра нижче верхнього вузла піддатливості;
- форма кріплення набуває стрілоподібних контурів із переміщенням поздовжньої осі в бік порід підосви на 350-550 мм;
- стояки кріплення, розташовані з боку покрівлі пласта, скручені до 30° у бік виробленого простору.

При закріпленні виробок кріпленням АП в умовах підтримання штреку до переходу в зону сталого гірського тиску потребують до двох і більше перекріплень. Для зменшення осідань вмщуючих виробку порід необхідно виконувати або високоміцне глибинне анкерування, або застосовувати спеціальні заходи з розвантаження прилеглого масиву порід від гірського тиску.

Для виробок із склепистим відслоненням порід покрівлі пласта (підривання їх – не менше 0,7 м) застосовується уніфіковане кріплення МКА (рис. 2.14) асиметричної форми.

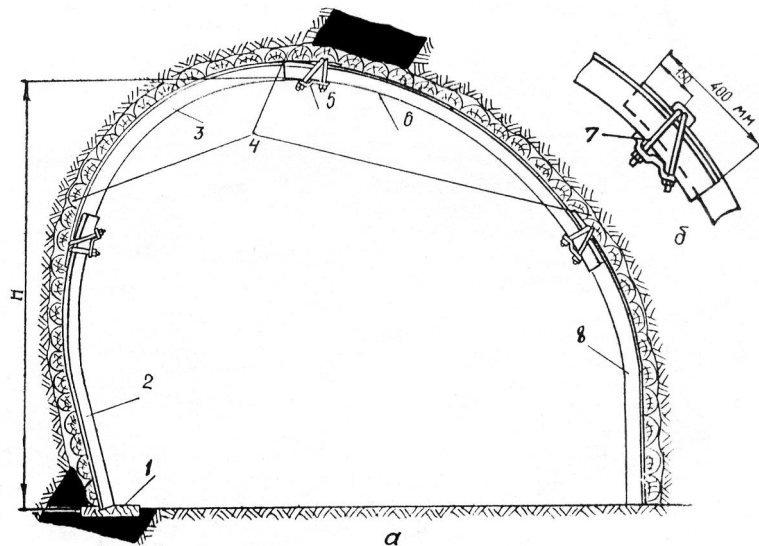


Рис. 2.14. Загальний вигляд кріплення МКА і його вузлів спряження:

а – кріплення; б – вузол спряження;

1 – опорний башмак; 2 – верхняк; 3, 6 – складні верхняки; 4 – покрівля; 5 – з’єднувальний хомут; 7 – міжрамна стяжка; 8 – ніжка з боку підосви

Кріплення МКА має чотири ланки: верхню 2 і нижню 8 стояків і складних верхняків 3, 6, розташованих по нормалі до покрівлі пласта. Всі ланки з'єднуються між собою нахрест шляхом зблокованих хомутів 7, що забезпечують піддатливість кріплення. Для запобігання вдавлювання кріплення в породи підосви виробки на кінцях стояків спецпрофіль перекритий опорним башмаком.

Кріплення МКА комплектують трьома міжрамними стяжками із кутика і з'єднувальними хомутами. Верхняки і стояки виготовляють із спецпрофілю СВП-27. Конструктивна піддатливість кріплення до 1000 мм.

Кінематична схема кріплення передбачає у всіх трьох замкових з'єднаннях його ланок нахрест конструктивну піддатливість. Арки як би повинні повертатись відносно нижньої опори з боку покрівлі, зміщуються при цьому в напрямку підняття пласта. При такому переміщенні контур кріплення від асиметричного початкового поступово наближається до симетричного, внаслідок чого кріплення забезпечує стійке підтримання штреку на ділянці з важкими геологічними умовами.

На основі досвіду експлуатації кріплення були сформульовані основні вимоги до конструкції і параметрів уніфікованого кріплення (КПК, ПАК, МКА):

- величина піддатливості повинна бути 600-800 мм для середніх умов (1 типорозмір кріплення) і 1000 мм – для важких (2 типорозмір кріплення) з питомою робочою опірністю не менше 5-6 т/м і коефіцієнтом запасу міцності 2-3;

- замкове з'єднання ланок кріплення повинне забезпечувати направлену піддатливість і стійку роботу в піддатливому режимі;

- у штреках крутих пластів кріплення повинно бути асиметричним по формі з основною конструктивною піддатливістю за нормаллю до напластування порід;

- у штреках з особливо важкими умовами підтримання необхідно використовувати глибинне високоміцне анкерування нестійких шаруватих порід з метою зменшення видавлювання їх у виробку.

Для закріплення пластових і польових штреків крутих пластів з кутом падіння 50-70° з плоским відслоненням порід покрівлі застосовується кріплення МКП (рис. 2.15). Складене воно з п'яти ланок – прямолінійного верхняка 3 і двох складових стояків: прямолінійної 1 з боку покрівлі і дугоподібної 4, які розташовуються з боку підосви, двох замків 5 і трьох міжрамних стяжок 2. З метою досягнення більшої стійкості кріплення профіль верхняка розташовується закритим боком до породного контура, а стояків – закритим боком в середину виробки. Частини складових стояків з'єднані нахрест зблокованими хомутами 5, складові стояка з верхняком – шарнірами, через введення звуженої частини стояка у відкритий жолоб профілю верхняка до упирання в його днище. З метою запобігання ковзання стояків вздовж верхняка на останньому впритул до місця з'єднання ставлять міжрамні стяжки.

Залежно від умов підтримання виробок типорозмір кріплення МКП в період проведення штреку приймається таким, щоб конструктивна піддатливість його забезпечувала при відповідному осіданні збереженість рам кріплення і дотримання основних розмірів і зазорів, відповідних Правилам безпеки.

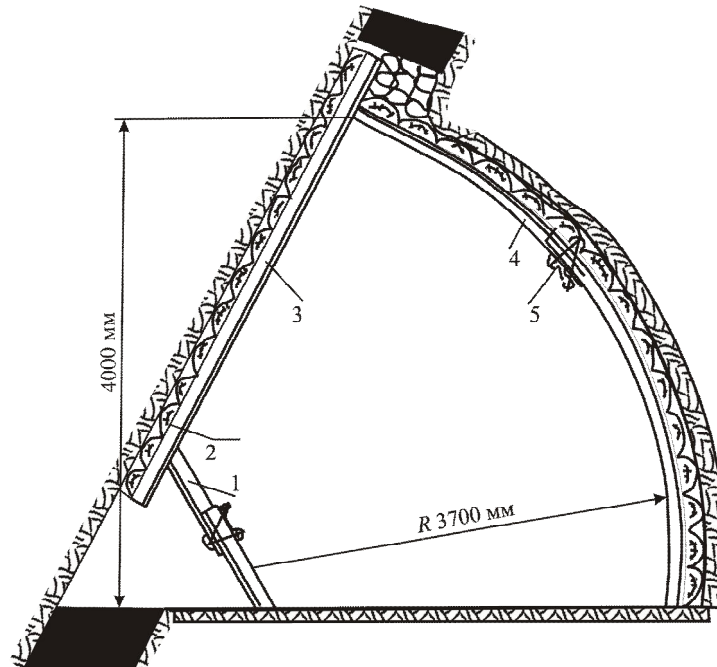


Рис.2.15. Загальний вигляд кріплення МКП:

*1 – ніжка прямолінійна; 2 – міжрамна стяжка; 3 – верхняк;
4 – ніжка дугоподібна; 5 – замок*

ДонНДІ (м. Горлівка) розроблені і рекомендовані до використання три типи підсилювального кріплення для пластових штреків при зсувах породного контура більше 600 мм. Одне з них – полігональне переносне металеве кріплення, яке зводять в перерізі при точковому контакті з основним арочним кріпленням. Як елементи піддатливості використовують стояки тертя постійної опірності типу Т20У з піддатливістю 300-350 мм, початковою опірністю 50 і робочою 200 кН. Другий тип вписуване примикаюче кріплення: бокові елементи і верхняк виконані зі спецпрофілю СВП, а як елементи піддатливості застосовують гідравлічні стояки ГСУМ, які мають розсувність 350-400 мм при початковому розпорі 70-100 кН і робочий опірності 200 кН.

Це кріплення зводять з попереднім розпором до 100-120 кН із зростанням в подальшому до 200 кН, внаслідок збільшення гірського тиску на кріплення. Третій тип КУ-9 складений із верхняка, пересувних замків і дерев'яного стояка як елемента піддатливості (рис. 2.16).

Застосування підсилювального кріплення знижує швидкість осідання вміщуючих порід і деформацію кріплення в 3-4 рази. При цьому основне

арочне кріплення у більшості випадків було придатне для відновлення і подальшої експлуатації, в той час без підсилювального кріплення 50-70 % воно мало необоротну деформацію і не підлягало відновленню.

Донецьким політехнічним університетом розроблена технологія створення попереднього розпору арочного кріплення в момент його установалення.

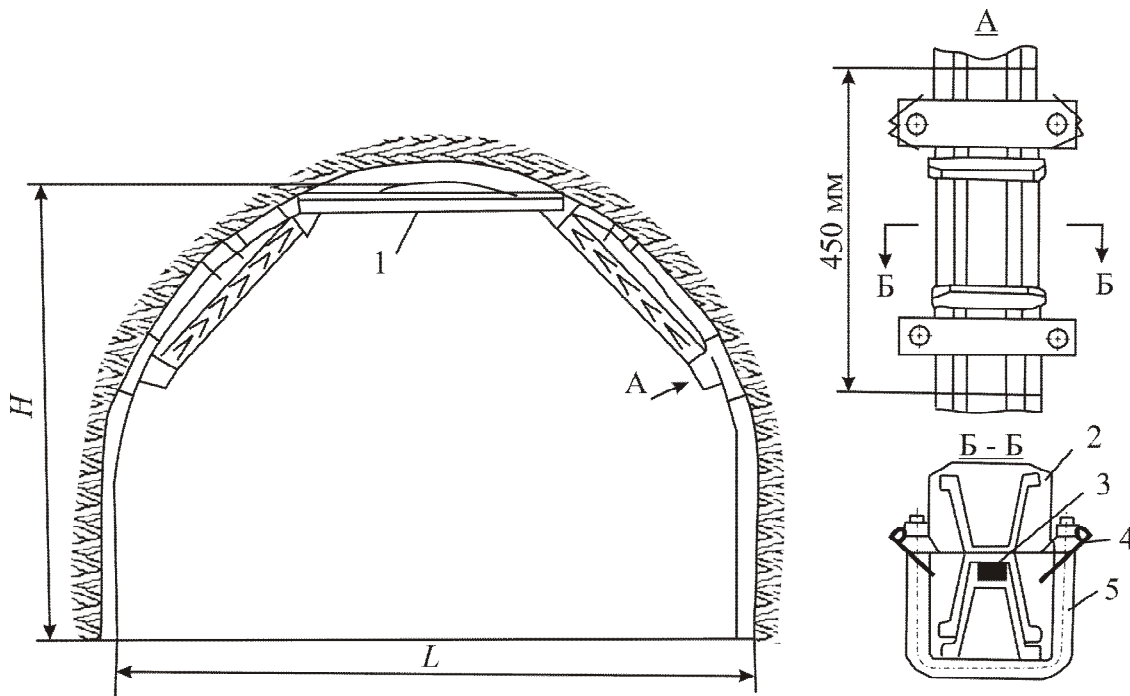


Рис. 2.16. Загальний вигляд підсилюючого кріплення КУ-9:

1 – верхняк; 2 – самозаклинюючий замок; 3 – клин;
4 – охороняюча дрова скрутка; 5 – скоба закріплення замка

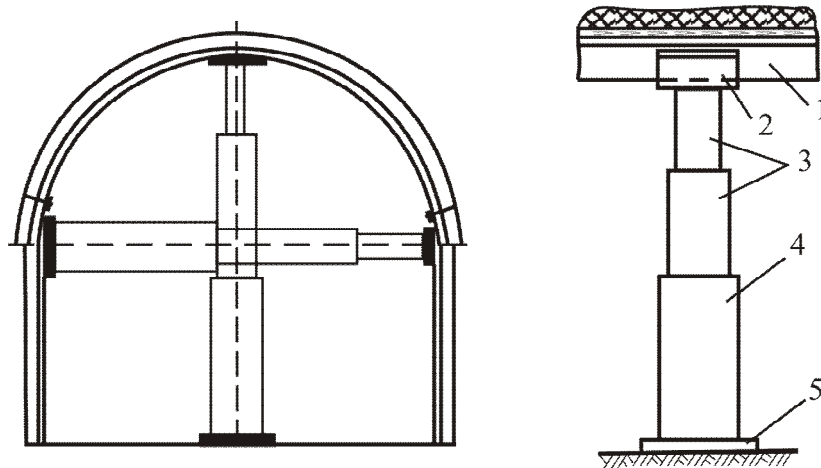
При буропідривному способі проведення підготовчої виробки пружні коливання масиву затухають на відстані 6-7 м від вибою. Тому ближче ніж за 6-8 м не має необхідності створювати розпир при комбайновій проходці, можна зварити кріплення таким способом безпосередньо біля вибою.

Розпор виконують зразу ж за посуванням вибою підготовчої виробки на всіх рамах кріплення почергово у міру їх установалення. Як механізм, що створює розпор, використовують гідростояки ГС з насадками. Перед створенням розпору ослаблюють кріплення в замках, після цього доводять навантаження на кріплення, що дорівнює несучій здатності арочного кріплення виробки (приблизно 200 кПа), після чого гайки на скобах замка кріплення затягують спеціальним ключем із зусиллям не меншим 60-70 кГс. Після завершення цієї роботи гідростояки демонтують і переносять на наступну раму, де всі технологічні операції повторюються.

Для забезпечення більш повільного спрацювання замків кріплення використовують гумові прокладки з конвеєрної стрічки довжиною 60-80 см і

шириною, що дорівнює ширині помосту профілю кріплення. Прокладки ставлять на ділянках перехрещення стояка і верхняка кріплення, ліквідуючи таким чином можливість їх безпосереднього контакту.

Конструкція розпірного пристрою наведена на рис. 2.17. Він складений з гідростояка, насадки й опорних башмаків. Тип гідростояка вибирають залежно від розмірів перерізу і несучої здатності піддатливого кріплення. Відсутню довжину компенсують насадкою. З кожного боку стояка приварюють опорні башмаки із сталі.



*Рис.2.17. Схема розташування розпірних пристроїв і їх конструкція:
1 – верхняк аромного кріплення; 2,5 – опорні башмаки; 3 – гідростояк;
4 – насадка*

Використання способу кріплення підготовчої виробки піддатливим рамним кріпленням з попереднім розпором дозволяє підвищити на 30-40% стійкість виробки.

2.5 Удосконалення конструкції аромного піддатливого кріплення

Довгочасний період експлуатації кріплення із спецпрофілей СВП показав, що існують суттєві недоліки в їх функціональних можливостях.

Нижня площина помосту профілю має похил 1:10 і при зростаючих зусиллях, що стискають сполучення елементів кріплення, впливає як клин на профіль стояка, віджимаючи його боки. У цьому випадку прилягання верхнього профілю до нижнього відбувається не по площинах, а по лініях, внаслідок чого утворюються «задири». Малі радіуси перегину біля днища профілю є місцями концентрації напружень, що призводить до відриву днища профілю стояка і різкої втрати несучої здатності арки. Такий стояк не підлягає відновленню і повторному використанню, що призводить до зниження економічної ефективності металевих аромних піддатливих кріплень.

Практика проведення гірничих виробок показує, що зведення кріплення є складним і трудомістким процесом у циклі гірничопрохідницьких робіт. Встановлено, що вартість кріплення складає 30-50 % витрат праці при проведенні виробок буропідричним і 40-60 % – комбайновим способами. У зв’язку з цим питанням удосконалення конструкції і технології зведення кріплення, особливо арочного металічного, необхідно приділяти серйозну увагу.

Піддатливі вузли із профілю СВП працюють найбільш ефективно за наявності обтискних замкових з’єднань, що запобігають розкриттю під навантаженням профілю стояка. Розроблено ряд нових профілів для кріплення гірничих виробок типу СВП-14; 19 і КГВ (рис. 2.18), в яких виключені вищезгадані недоліки. Потовщене днище профілів спрягають з боковинами по великих радіусах. Завдяки наявності закруглених зовнішніх виступів на помостах профілів жолобчатих борозн під цими помостами створюється додатковий клиновий ефект, що збільшує зусилля тертя при роботі в замковому з’єднанні. Зчеплення профілів запобігає розкриттю боковин стояків, а тому виключають відрив днища.

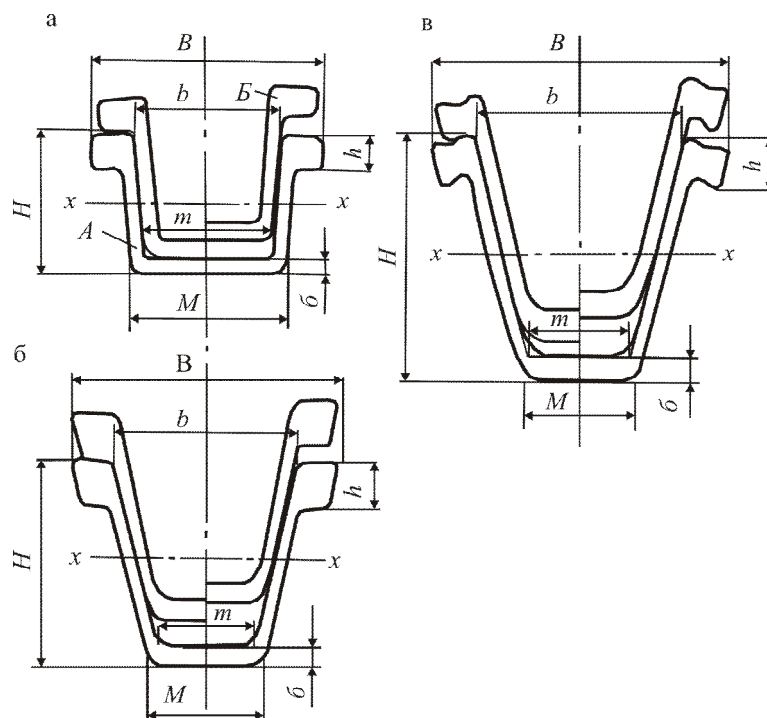


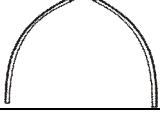
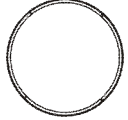
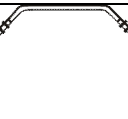
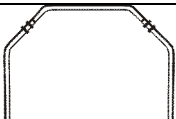
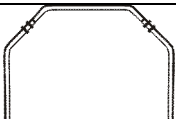
Рис. 2.18. Конструкція спецпрофілю для металічного кріплення гірничих виробок

Створення нового арочного кріплення повинно враховувати обов’язкові чинники: якість виготовлення й якість використання; довговічність, що забезпечує безпечність; економічність та їх надійність за деформаційно-силовими характеристиками (несуча здатність, піддатливість). Згідно з цими

вимогами Західно-Донбаським науково-виробничим центром (м. Павлоград) створені штрекові металокріплення, які забезпечують зниження загальних і питомих витрат металу, підвищення стійкості виробок за рахунок більшої несучої здатності та відповідної якості їх роботи з масивом порід, збільшення частки повторного використання виробок і зменшення нещасних випадків від обвалення порід і завалів виробок. Це досягається гармонічною сумісною роботою кріплення з породним масивом за рахунок раціонального вибору їх геометричних і деформаційно-силових характеристик. За рахунок цього досягається ефективність керування гірським тиском і економічність закріплення виробок (табл. 2.3).

Таблиця 2.3

Технічна характеристика штрекового кріплення центру “Геомеханіка”

Тип кріплення	Форма кріплення	Технічна характеристика			
		переріз у світлі, м ²	робоча опірність, кН/арку	гранична несуча здатність, кН/арку	маса спецпрофілю рами, кг
КШПУ–М (шатрове, піддатливе, подовжене)		6,5–20,3	230–47	403–780	174–436
КЦЛ–Ш (циркульно–лінійне шатрове)		6,3–14,4	250–300	350–670	165–369
КЦЛ–О (циркульно лінійне овоїдне)		14,1–16,1	420–480	600–680	298–315
КМП (А3Р2, А4Р2, А5Р2)		6,6–13,3 15,9–18,0 17,1–22,3	497–783 450–610 387–533	570–990 630–870 586–799	216–352 326–436 390–482
КВТ–2 (випукло-трикутне)		6,4–17,5	258–450	389–750	132–399
КВТ (випукло-трикутне замкнене)		7,5–17,2	311–452	467–679	318–662
КМК–4 (4-ланкове)		7,9–24,5	280–330	465–675	265–536
КМК–5 (5-ланкове)		23,7–24,5	270–300	470–571	541–670
КПП–3		10,2–11,5	140–160	415–585	212–271
КПП–4		14,7	160–190	500–660	325–401

Кріплення також має свої особливості: обґрунтоване співвідношення геометричних розмірів елементів кріплення; нетрадиційне їх з'єднання, що сприймає різнонаправлені навантаження, забезпечуючи високу стійкість кріплення; форма кріплення, яке створює умови для формування консолідуючої металопопородної вантажонесучої охоронної конструкції.

К р і п л е н н я К Ш П У - М (табл. 2.3) забезпечує безпечне й економічне підтримання підготовчих виробок. Кріплення відрізняється раціональним співвідношенням радіусів стояка і верхняка, при якому забезпечується самозамикання кріплення, зменшеною довжиною і радіусом верхняка з метою підвищення опору кріплення породам покрівлі, які опускаються, подовженої прямолінійної частини стояка кріплення, що в сукупності дозволяє компенсувати здимання підшви до 800-1000 мм і залучити в роботу приконтурний масив шляхом формування навколо виробки консолідованої металопопородної охоронної конструкції високої вантажонесучої здатності.

К р і п л е н н я К Ц Л - Ш дозволяє значно спростити процеси підтримання виробок на сполученні штрек-лава. Воно забезпечує якісно новий рівень підтримання виймальних штреків до підходу лави і при знятті стояків кріплення для забезпечення пересування вибійного конвеєра. Наявність циркульно-лінійного верхняка забезпечує підвищення його зчеплення з породами покрівлі і реакції опіру кріплення. Кріплення полегшує операції з його підсилення використанням індивідуального й анкерного кріплення. У сукупності це забезпечує збереження контура і зменшення втрати перерізу виробок, що підвищує можливість їх повторного використання.

К р і п л е н н я К М П. У складних гірничо-геологічних умовах відкази серійних конструкцій кріплення набувають масового характеру, питома вага травматизму від обвалів породи і завалів виробок досягає 36-45 %. Доведено, що рамне кріплення у важких геомеханічних умовах повинне мати робочу опірність до 400 кН на раму і конструктивну піддатливість до 1000 мм.

Центром «Геомеханіка» розроблене кріплення металеве піддатливе дворадіусне, трьохелементне А3Р2, чотирьохелементне А4Р2 і п'ятиелементне А5Р2. Нове кріплення має форму овоїда, максимально наближеного до еліпса. Така форма кріплення є найбільш стійкою при впливі на нього багатостороннього тиску від породного масиву. Розроблена конструкція кріплення дозволила практично без зміни ваги комплекту покращити несучу здатність верхняка в 2,7 рази за рахунок збільшення кривизни і зменшення прогину. Підвищена конструктивна піддатливість до 1000 мм за рахунок спряженості сегментів кріплення з однаковою довжиною і зниженою кривизною.

К р і п л е н н я К В Т є найбільш економічним для умов високого гірського тиску при великому вертикальному осіданні порід (КВТ-2) і інтенсивному випинанні підшви (КВТ). Кріплення забезпечують свою конкурентоспроможність за рахунок зниження питомих витрат металу. Головною своєю перевагою кріплення має геомеханічно обґрунтовану і

перевірену практикою форму. Загострено-конусна форма кріплення з великим співвідношенням висоти до ширини забезпечує високий ефект арковості і формування консолідованої вантажонесучої породної оболонки поблизу і навколо контура виробки (рис. 2.19).

Велика стріла склепіння у кріпленні КВТ-2 містить утворення критичних згинальних зусиль в стояках і можливість проявів екстремальних згинаючих моментів, що викликають деформації кріплення. Наявність єдиного гранично-піддатливого шарніра суттєво підвищує якість роботи кріплення з масивом і стійкість стояків до бокових навантажень. Гострокінцева форма кріплення сприяє обтіканню порід по зовнішньому контуру при розвантаженні гірського масиву, їх самозаклинюванні та консолідації.

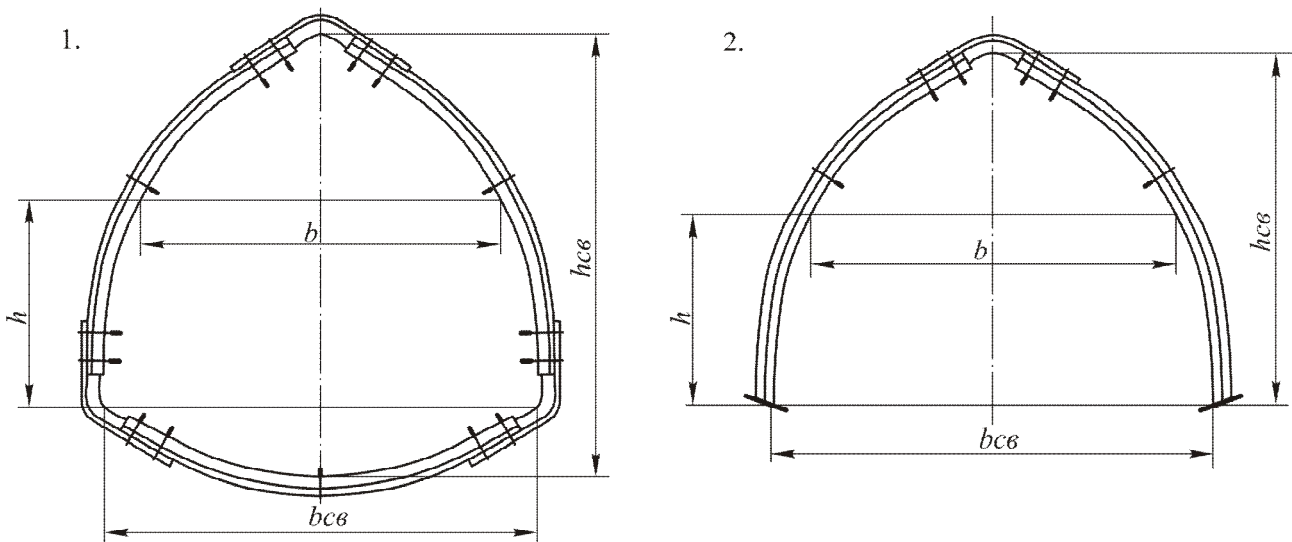


Рис. 2.19. Конструкція випукло-трикутного кріплення: 1 – КВТ (замкнене); 2 – КВТ-2 (незамкнене)

КВТ успішно запобігає широко розгалуженій формі проявів гірського тиску у виробках – випинання порід підосви. Це кріплення є альтернативою відомим кільцевим кріпленням, які в умовах високого гірського тиску деформуються. Форма і параметри кріплення створюють належні умови для сумісної роботи кріплення з прилеглим масивом, використовуючи його несучу здатність і забезпечуючи статичну рівновагу системи “кріплення - масив” протягом всього терміну експлуатації гірничих виробок. Кріплення має високу несучу здатність за рахунок виконання несучих конструктивних елементів суцільними при відсутності шарнірів на контурі кріплення. Нетрадиційно виконане сполучення несучих конструкцій у вузлах піддатливості за допомогою пресованого із СВП башмака забезпечує спочатку обмежений режим піддатливості, а в подальшому – комбінований. Конструкція башмаків виконана так, щоб забезпечити самозамикання елементів кріплення з переведенням його роботи в жорсткий режим. Спорудження підшовних елементів кріплення не впливає на швидкість проведення виробки. КВТ забезпечує компенсацію гірського тиску при малих навантаженнях, своєчасне

включення в роботу з необхідним початковим опором, зниження асиметрії навантаження, зменшення розпушення і зберігання міцності порід підосви. Надійна взаємодія кріплення з приконтурним масивом порід – головна умова його високої несучої здатності, що досягається оригінальною формою і параметрами, які забезпечують гармонізацію в керуванні гірським тиском у виробках при розвантаженні масиву порід (табл. 2.4).

К р і п л е н н я К М К призначено для особливо складних умов підтримання гірничих виробок при великих осіданнях порід по їх контуру. Практикою доведено, що їх використання створює рівномірний контур гірничих виробок, зберігаючи несучу здатність породного масиву. Багатoelementна кільцева конструкція забезпечує поглинання асиметричних навантажень на кріплення, виключає здимання підосви, можливість вивалів і раптову втрату стійкості виробок, що в сукупності створює умови стійкого підтримання виробок у складних гірничо-геологічних умовах.

Таблиця 2.4

Параметри випукло-трикутного кріплення КВТ

Характеристика	Показники
Тип спецпрофілю:	
при $S_{св} = 7,9-10,6 \text{ м}^2$	СВП-19, 22; КГВ-18, 21
при $S_{св} = 11,7 \text{ м}^2$	СВП-19, 22, 27; КГВ-18, 21, 26
при $S_{св} = 14,0-18,0 \text{ м}^2$	СВП-22, 27, 33; КГВ- 21, 26, 32
Розміри:	
– ширина у світлі по підосві (КВТ-2), мм	3700–5520
– ширина у світлі на висоті 2 м від підосви, мм	2790–5100
– висота у світлі, мм	
КВТ	2780–5140
КВТ-2	2860–4100
Площа поперечного перерізу у світлі, м^2 :	
КВТ з баластним шаром	7,9 ... (11,4–14,0–16,0–18,0)
КВТ-2 без баластного шару	8,3 ... (10,6–11,7–14,5–16,2–18,0)
Піддатливість, мм :	
КВТ	250–300
КВТ-2	200–250

К р і п л е н н я К П П застосовується в широкому діапазоні гірничо-геологічних умов, коли проведення виробок відбувається під покрівлю вугільного пласта при складенні її породами високої міцності чи необхідності мінімізувати присікання порід, формуючи плоску покрівлю. Конструкція кріплення складена із прямолінійних елементів спецпрофілю, що загнуті під кутом 135° . Така конструкція кріплення створює переваги в підвищенні стійкості під плоскою покрівлею і підсиленні її анкерним кріпленням.

Використання кріплення нового технічного рівня сприяє зниженню травматизму, підвищенню економічних показників роботи шахт внаслідок зростання темпів проведення виробок великих перерізів, що забезпечують повторне їх використання.

Донецьким вугільним інститутом (ДонВУГІ) було вдосконалено серійне кріплення КМП з позицій надійності та стійкості конструкцій.

П’ятиланкове еліпсне кріплення типу КМП - А5Е із профілю СВП-33 (рис. 2.20, а) призначене для виробок із складними гірничо-геологічними умовами з можливою піддатливістю до 1000 мм при осіданні порід з боків виробки до 600-700 мм. Стойки комплектують двома елементами однакової довжини радіусом R_c . Кріплення в основному використовується на конвеєрних і магістральних штреках пологого падіння, що підтримуються в зоні впливу очисних робіт, дозволяє оснастити виробку двошляховою електровозною відкаткою чи високопродуктивними стрічковими конвеєрами. Еліпсоподібна форма перерізу виробки практично виключає формування куполоподібного ослаблення порід покрівлі й обвалення їх у прохідницькому вибої внаслідок збільшення на 0,5-0,7 м підривання масиву шаруватої структури і зменшення прогину у склепистій частині штреку.

Чотириланкове еліпсоподібне піддатливе кріплення КМП - А4К (рис. 2.20, б) застосовуються на глибинах понад 1000 м, де виникають значні деформації, витиснення порід і вугілля з боків у виробку. Верхняк складений з двох елементів довжиною по 4 м, радіус згину 2 м, стояки довжиною по 3 м з’єднуються з верхняком на прямолінійних ділянках (по 1,25 м) навхрест профілями 500 мм трьома замками. Включення в типовий замок АПЗ-030 додаткового розпірного елемента у вигляді ромбовидної вставки на обидва кінця скоби дозволяє підсилити стиском профілів у вузлах піддатливості і по фланцях, підвищити робочу опірність кріплення, а також стабілізувати його роботу в режимі піддатливості. Розробником кріплення КМП-А5Е і КМП-А4К є колектив ІТР шахти ім. Засядька.

Еліпсне триланкове кріплення АПЗ – 45Е (КМП – АЗЕ 16) перерізом 16 м^2 (рис. 2.20, в) розроблене для підготовчих виробок з нестійкими породами на глибинах 900-1000 м. Кріплення виготовляють із профілю СВП-27 (розміри по висоті прийняті 4,26 м і по ширині у підшві – 4,6 м). При зростанні кривизни верхняка відносно стояків кріплення набуває більш стійку роботоздатність у піддатливому режимі з підвищеною опірністю при сподіваних осіданнях порід зі сторони покрівлі до 600-700 мм.

Триланкове напіварочне кріплення КМП – АЗС1 (рис. 2.20, г). Як правило, на пластах з великим обсягом підготовчих виробок споруджується з встановленням арочних рам під плоске (рівне) відслонення порід. Небажано підривати плоску стійку покрівлю під арочне склепіння кріплення, оголяючи і провокуючи розшарування і витиснення у виробку більш слабкої породної товщі. Арочне кріплення внаслідок осідань підпадає під вплив зосередженого навантаження в декількох точках склепіння, передчасно деформується, виходить з ладу, не вичерпавши конструктивну піддатливість. Для кріплення виробок виймальних ділянок рекомендується різне піварочне триланкове кріплення із профілю СВП-27 з лінійно-циркульним верхняком, в середній частині якого є прямолінійна ділянка довжиною 1-1,5 м. Кріплення КМП-АЗС1 може використовуватись для

підтримання виймальних виробок в умовах здимання порід підпошки при очікуваних рівномірних осіданнях покрівлі до 600-700 мм.

Трапецієвидне п'ятиланкове піддатливе кріплення ТПК-5Р (рис. 2.20, д) із спецпрофілю СВП-33 спроектовано для монтажних камер комплексно-механізованих лав, розраховане на комбайновий спосіб проведення виробок на пластах із стійким збереженням за прохідницьким вибоєм плоского відслонення покрівлі. Кривизна верхнього елемента стояка і довжина його прямолінійних ділянок не менше 400-500 мм визначені з умов дотримування надійного з'єднання елементів кріплення у вузлах піддатливості замків. Для виробок шириною у світлі понад 3,5-4 м при зведенні кріплення повинно передбачатись установлення центральних підсилювальних гідравлічних стояків чи стояків тертя постійної опірності 200 кН. Підсилення кріплення центральними стояками вимагається при проведенні виробки одразу ж за прохідницьким вибоєм.

Металева чотирьохланкове кріплення КМ-4С (рис. 2.20, е) призначено для кріплення підготовчих виробок, що проводять з присіканням до виробленого простору. Кінематичні та силові параметри розраховані на горизонтальну піддатливість конструкції при зсувах бокових порід. У більшій мірі вони проявляються внаслідок витіснення зруйнованих і розпушених порід і вугілля з боку виробленого простору відпрацьованого раніше виймального поля. В породах середньої і нижче середньої стійкості нерідко ці зсуви за інтенсивністю й абсолютною величиною перевищують зсуви (осідання) покрівлі в 2-2,5 рази і більше.

Кріплення розраховане на піддатливість по горизонталі до 1000 мм і по вертикалі до 300-400 мм за умови збереження технологічних і експлуатаційних параметрів перерізу згідно з Правилами безпеки. Кріплення КМ-4С рекомендується до використання у присічних виробках на пологих пластах як при стовповій, так і при суцільній системах розробки.

Чотириланкове абочне кріплення підвищеної піддатливості АП-4Н (рис. 2.20, ж) із профілю СВП-27 перерізом 13 м^2 розроблене для підтримання конвеєрних штреків. Кріплення має циркульний верхняк довжиною 3,6 м, несучі стояки довжиною по 2,4 м, які мають згин радіусом 2,3 м і додаткової нижньої ланки арки – 4,5 м. Арка містить три вузли піддатливості при пререхрещенні профілів до 400 мм, які з'єднуються замковим хомутом ЗСД. Це забезпечує оптимальну опірність конструкції в межах 180-200 кН. Розташування вузлів піддатливості забезпечує стійку роботу конструкції при всебічному обтисканні її по контуру при стисканні і опусканні порід до 700-800 мм як зі сторони покрівлі, так і з боків.

Триланкове абочне кріплення АПЗі (рис. 2.20, з) з подовженими стояками на $\Delta l = 0,5-0,6\text{ м}$ виконане на базі серійних АПЗ перерізом $13,8$ і $18,3\text{ м}^2$ і призначено в основному для виробок, які проводять на великих глибинах на пластах з підвищеним випинанням порід підпошки. У виробках, що підтримуються в масиві, випинання підпошки звичайно перевищує осідання покрівлі більше ніж в 1,5-2 рази і приблизно за 80-100 діб досягає 800-1000 мм.

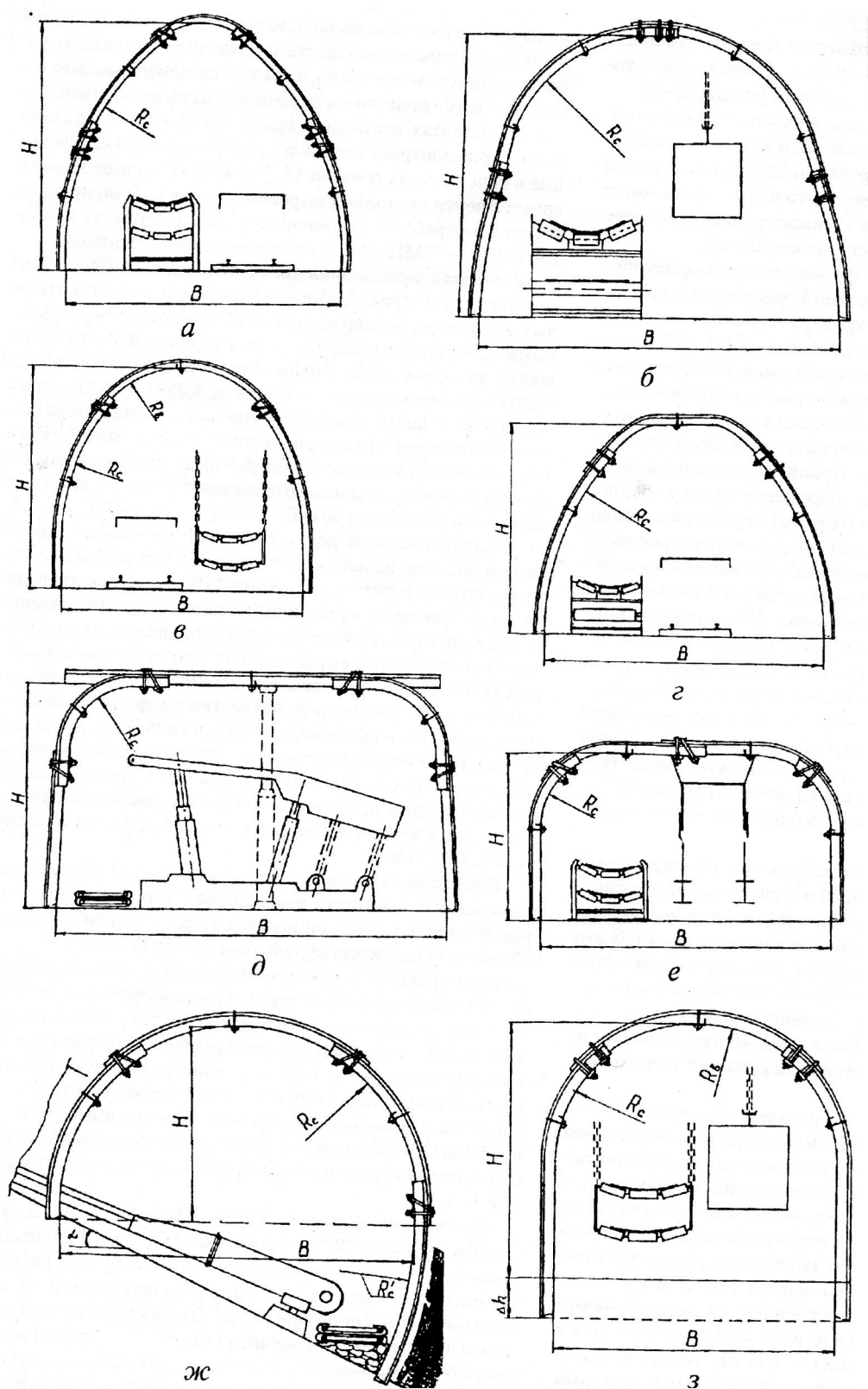


Рис. 2.20. Конструкція кріплення підготовчих виробок глибоких шахт:
 а – 3-КМП-А5; б – КМП-А4К; в – АПЗ-45Е; г – КМП-А3С1; д – ТПК-5Р;
 е – КМ-4С; ж – АП-4Н; з – АПЗі

Таким чином, подовження стояків на 0,5-0,6 м дозволяє нейтралізувати горизонтальні зсуви порід підосви і зменшити її випинання і зберегти габарити виробки при підготовці і експлуатації виймальної ділянки у відповідності з вимогами ПБ. Збільшення площі перерізу виробок за рахунок їх висоти стає практично необхідним на глибоких горизонтах на більшості розроблюваних пластів.

Результати експлуатації з підвищеною піддатливістю конструкцій три-, чотири- і п'ятиланкового еліпсного і напіварочного кріплення показали достатньо стійку, надійну працездатність їх при більш високому рівні деформацій і зсувів порід на контурі перерізу виробки. Досягається також збереження оптимальних експлуатаційних параметрів виробок, що відповідають ПБ, без певного виду відновлювальних робіт з перекріплення при повному циклі відпрацювання виймальної ділянки на великих глибинах і пластах з нестійкими вміщуючими породами.

Інститутом геотехнічної механіки НАН України і ВАТ «Павлоградвугілля» розроблено шарнірне *шатрове арочне кріплення*, для закріплення горизонтальних і похилих гірничих виробок (рис. 2.21). Воно використовується як у зоні впливу очисних робіт, так і поза цією зоною при нестійких і середньої стійкості бокових порід з переважаючою вертикальною складовою осідань масиву. Кріплення встановлюють у виробці з інтервалами 0,5; 0,7; 0,8; 1,0 м. Рами скріплюють міжрамними стяжками, а проміжки між рамами – затяжками.

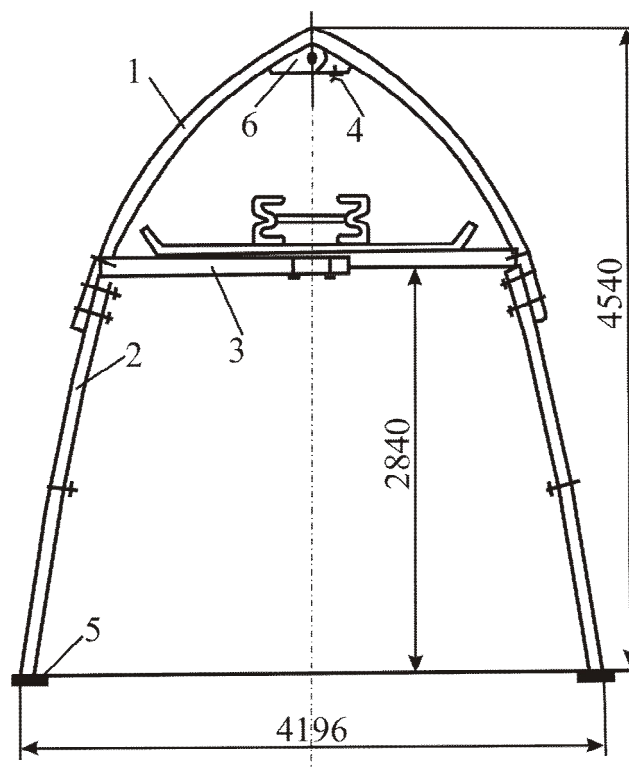


Рис. 2.21. Конструкція шатрового арочного кріплення з підсилювальною поперечкою

Арка шатрового кріплення має гострокінцеву форму. До складу комплексу деталей для однієї рами кріплення входять два верхняки 1, два стояки 2, підсилювальна поперечка 3, яка складена із двох частин і призначена для нейтралізації бічного тиску, міжрамні стяжки 4, башмаки 5, шарнір 6, металеві скоби і планки для замків піддатливості. Шарнір призначається для з'єднання двох верхняків арки, які через замки піддатливості пов'язані із стояками. Обидві половини підсилювальної поперечки з'єднані між собою замком піддатливості, а кінці поперечини мають фігурні вирізи для закріплення на верхняках металевими скобами. Днище поперечки опирається на верхні кромки стояків, а нижні кромки стояків опираються на башмаки. Доставка арок до прохідницького вибою механізоване. Складену арку доставляють до вибою, де вона повинна бути встановлена на конвеєр, який монтують на підсилювальних поперечках.

Основні параметри і розміри шатрового кріплення:

Висота кріплення, мм	4540
Ширина кріплення, мм:	
- на рівні підосви	3950
- вагонетки	3300
Висота проїзду, мм	2840
Конструктивна піддатливість, мм	860
Крок зведення рам, м	0,5-1,0
Тип спецпрофілю	СВП-27
Довжина вертикальної частини стояка, мм	2360
Довжина стояка, мм:	
- розвернута	2920
- проекції на вертикальну площину	2850
Радіус згину вертикальної частини, мм	2800
Довжина верхняка, мм:	
- розвернута	2580
- проекція на вертикальну площину	2380
Довжина підсилювальної поперечки, мм :	
- однієї половини	1705
- у зборі	3010
Радіус згину верхняка, мм	2840

Каскадний комплект підсиленого поздовжніми жорсткими балками арочного кріплення

Донецьким державним технічним університетом розроблено каскадний комплект триланкового арочного металевих кріплення, з'єднаного між собою двома довгими жорсткими балками із двох зварених між собою двотаврів №16 (рис. 2.22). Комплект складений із каскаду звичайних автономних аркових рам

загальною довжиною 40 м, до верхняків яких підвішують на металевих гачках жорсткі балки. Для запобігання викривлення профілю верхняків між ними і балками розміщували криволінійні сегменти із спецпрофілю більшого типорозміру, ніж ті, що використовувались у кріпленні виробки. У поздовжній осі виробки балки довжиною 3 м з'єднувались між собою в перехрест за допомогою болтового з'єднання. В доповнення до конструкції каскадного кріплення кожна рама комплекту підсилювалась двома хімічними анкерами довжиною 2,5 м, які розташовувались біля верхняка кріплення і з'єднувались з ним жорсткими балками відрізком металевого конвеєрного ланцюга.

Проведені інструментальні спостереження показали зменшення на 50-60% загального осідання порід покрівлі попереду лави і за нею у виробці, обладнаної комплектами каскадної системи арочного кріплення з жорсткими балками, що закріплювались на верхняках.

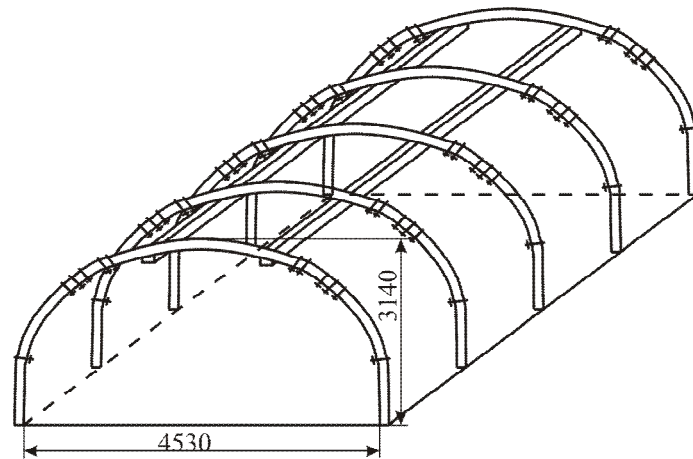


Рис. 2.22. Конструктивна схема каскадного комплекту підсиленого поздовжніми жорсткими балками арочного металевого кріплення

Доведено, що каскадне кріплення з жорсткими балками підтвердило позитивний вплив жорсткої консолідації кріплення у порівнянні з рамами арочного кріплення, які працювали автономно. З'єднання верхняків двома балками зменшило осідання покрівлі з 800 (автономне кріплення) до 200-250 мм на відстані 70-100 м за лавою.

Були досліджені причини зменшення осідань покрівлі виробки при жорсткому з'єднанні верхняків. Було встановлено, що таке незвичайне з'єднання зменшує нерівномірність осідання порід покрівлі навіть на невеликих ділянках близько 0,7-1,1 м, суміжних її ділянках і збільшення цієї нерівномірності вздовж виробки у міру наближення лави.

При цьому одержані кількісні значення неузгодженості швидкостей зсуви контура на сусідніх близько розташованих (0,7-1,1 м) ділянках виймальної виробки і залежність цієї неузгодженості від відстані між очисним вибоєм, що невинно посувається, і місцями замірних станцій. При відсутності жорсткого зв'язку між автономними рамами арочного кріплення на ділянках підготовчої виробки, що розташовані попереду лави на відстані 60-90 м від

нього, середнє квадратичне відхилення швидкості осідань контура покрівлі змінюється від 0,0003 до 0,001 м/добу, у міру наближення лави воно зростає до 0,007 м/добу. Після проходження лавою замірної станції на відстані 45-60 м за очисним вибоєм інтенсивність неузгодженості знижується до 0,004-0,0025 м/добу, а на відстані 110-130 м за лавою вона зменшується до 0,0003 м/добу.

Виявлений ступінь неузгодженості осідання порід покрівлі на сусідніх ділянках від жорсткості балок каскаду і відчутний зв'язок між ступенем неузгодженості та значеннями осідань покрівлі у виробці дозволяє припустити, що феномен позитивного технологічного ефекту каскадності пов'язаний із зміною взаємодії жорсткого комплектного кріплення з породами покрівлі. Можна припустити, що деяка частина нереалізованої енергії деформації виробки зі сторони порід покрівлі переходить у боки виробки, збільшуючи їх деформацію, при одночасному зменшенні осідання покрівлі. Натурні спостереження підтверджують, що з'єднання автономних комплектів кріплення жорсткою балкою зменшують осідання покрівлі і збільшують деформації боків виробки.

Отже така ситуація становить науковий і практичний інтерес виявлення фізичного механізму цього позитивного ефекту, що досягається без збільшення несучої здатності кріплення і без використання додаткових охоронних і підсилювальних елементів, а тільки за рахунок з'єднання верхняків кріплення металевими балками, які володіють кінцевою жорсткістю у вертикальній площині.

Дослідження показали, що в конкретних гірничо-геологічних умовах можна досягати зменшення осідань порід покрівлі підготовчої виробки використанням порівняно недорогих каскадних комплектів аrochenого кріплення, з'єднаних між собою жорсткою балкою. Така конструкція кріплення вносить уточнення в характер механічних процесів, що відбуваються у зруйнованих породах покрівлі підготовчої виробки, збільшуючи осідання порід не у покрівлі, а в боках виробки.

Рамне кріплення поєднане з забутуванням і регульованою піддатливістю за контуром арochenого кріплення

Для підготовчих виробок, що споруджують у породах, схильних до крихкого руйнування і підпадаючих під високий гірський тиск і випинання порід підошви розроблено спосіб закріплення з забутуванням порожнин за контуром аrochenого кріплення еластичними оболонками з заповнювачем із піддатливого матеріалу (рис. 2.23). Сутність способу полягає в тому, що виробку проводять із залишенням зазору 1 висотою h_3 між масивом порід і рамним кріпленням, при якому не відбувається небезпечних деформацій кріплення, що використовується тут. Висота зазору визначається з виразу:

$$h_3 = U - h_{кр} + h_{зал}, \quad (2.21)$$

де U – прогнозована величина зсувів порід (покрівлі, боків) за термін служби виробки;

$h_{кр}$ – конструктивна піддатливість кріплення;

$h_{зал}$ – залишкова висота оболонки після ущільнення заповнювача в ній під дією навантаження на кріплення.

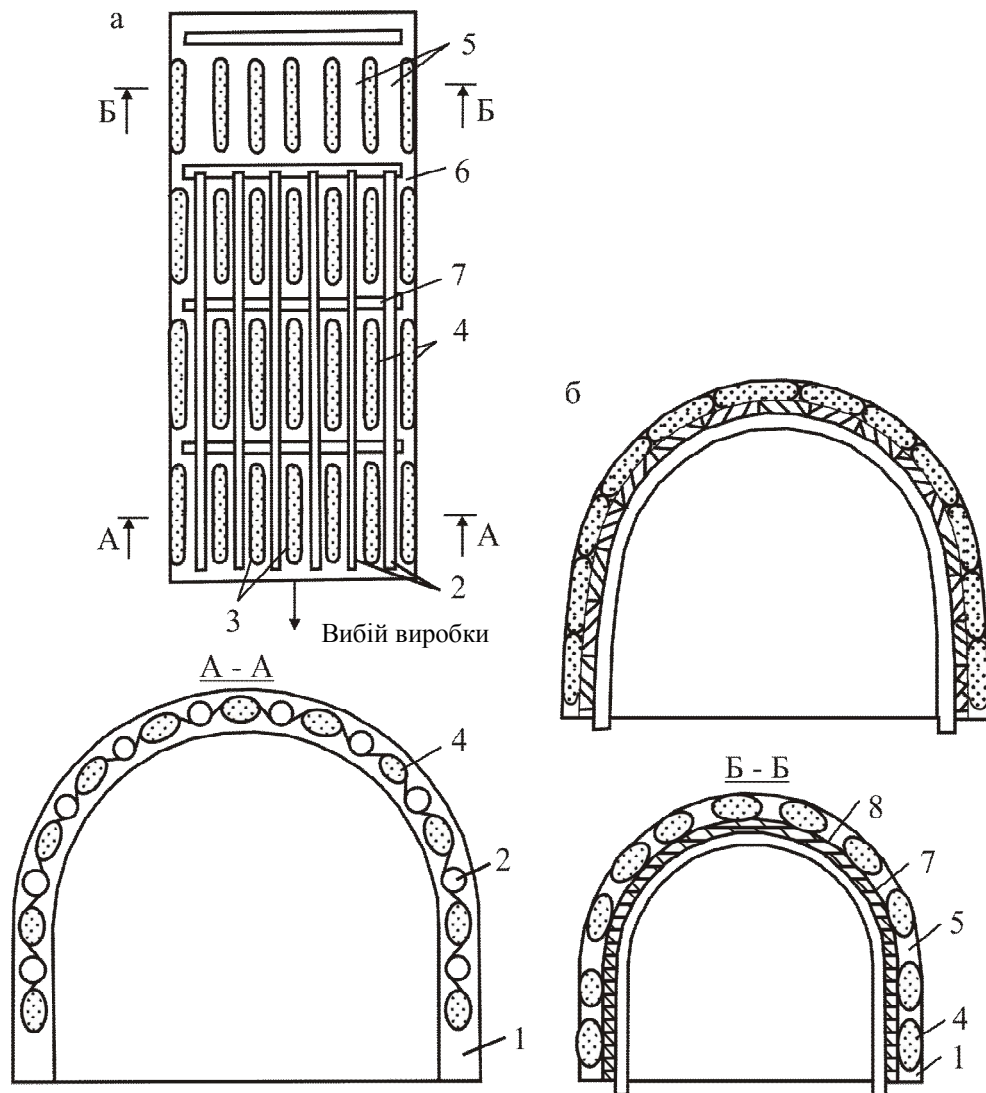


Рис. 2.23. Арочне рамне кріплення з еластичними оболонками в закріпному просторі: а – вигляд кріплення і забутування закріпного простору зверху у приви́бійному просторі на момент проведення виробки; б – вигляд кріплення і забутування на момент повного змикання оболонок по контуру укладання над кріпленням

Кріплення виробки за даним методом відбувається сліду́ючим чином. Після посування виробки на черговий цикл, знаходячись під захистом останніх рам у приви́бійному просторі виробки, із законтурного (закріпного) простору

консоллю висувають фіксатори 2, які розміщують при проходженні початкової ділянки виробки у поздовжніх зазорах між забутівними оболонками на всьому периметру кріплення, або на його частині (частіше всього на покрівлі при великому вертикальному зміщенні порід), на величину чергового кроку кріплення. Після цього в проміжках 3 між фіксаторами 2 монтують з утриманням на останніх забутівні еластичні оболонки 4 із заповнювачем і залишенням зазору 5 між ними по периметру виробки, а також зазорів 6 між ними у поздовжньому напрямку виробки, відповідно рівних половині сумарної величини відстані між сусідніми оболонками у поперечному і поздовжньому напрямках їх установа, яке потрапляє під дію опірної гірської тиску за термін експлуатації виробки.

Після розміщення забутівних оболонок на закріпленому контурі виробки встановлюють аркову раму 7 і міжрамні стяжки 8.

На момент закінчення проходки і завершення закріплення виробки фіксатори виймають із законтурного простору для повторного використання при кріпленні інших виробок.

За пневматичні фіксатори використовують двошарові циліндричні безрозвантажувальні оболонки, між шарами яких нагнітається під тиском повітря. Пневматичні фіксатори із безрозвантажувальних оболонок володіють згинальною жорсткістю, що дозволяє використовувати їх консолі, на яких укладають і закріплюють забутівні оболонки із наповнювачем. У той же час пневматичні фіксатори мають деяку піддатливість, що забезпечує можливість розміщення їх в зазорах між забутівними оболонками і щільне притискання до породи контура виробки рамного кріплення. Ця властивість пневматичних фіксаторів, на відміну від жорстких фіксаторів, спрощує процес установа кріплення, його пристосування під проектний переріз виробки у світлі просторі. Пневматичні фіксатори, на відміну від жорстких, висуваються консоллю шляхом вивертання внутрішнього шару оболонок на зовнішній без тертя ковзання по породі, рамі кріплення і суміжних забутівних оболонках і без розвантаження внутрішнього тиску в них. Це забезпечує попереднє притискання порід контура виробки при висуванні фіксаторів консольно із-за контурного (закріпного) простору і забезпечує підвищення безпечності робіт.

Використання пневматичних фіксаторів, що мають згінну жорсткість, пружність і піддатливість, забезпечує можливість виконання спочатку забутування по контуру виробки, а пізніше спорудження рамного кріплення і зтяжки міжрамного простору. Під дією гірської тиску зсувних порід масиву забутівні оболонки деформуються і розтягуються у поздовжньому і поперечному напрямках їх розміщення в закріпному просторі, і внаслідок цього відбувається заповнення зазорів між оболонками. До моменту затування зсувів вміщуючих порід і стабілізації навантаження на кріплення без небезпечних його деформацій зазори між оболонками повністю заповнюються і деформація оболонок припиняється (рис. 2.23, б).

Процес стискання оболонок в закріпному просторі супроводжується перерозподілом напружень в породах навколо виробок і переміщенням їх від

контура в глиб масиву, що забезпечує значне зниження навантажень на кріплення опорного тиску у приконтурній зоні, зменшення чи повне припинення здимання порід підосви виробки.

Загальна величина зсувів порід масиву U компенсується величиною стискання оболонок і величиною піддатливості кріплення $h_{кр}$, тобто

$$U = h_c + h_{кр}, \quad (2.22)$$

В момент спорудження забутівки в закріпному просторі зазор між сусідніми оболонками приймають рівним ℓ_x , початкова величина оболонок $2R$ (рис. 2.24). Початковий периметр оболонок, наприклад, у поздовжньому напрямку,

$$\Pi_n = 2(b + nR), \quad (2.23)$$

де R – початковий радіус кривизни оболонки;

b – початкова довжина прямолінійної частини оболонки.

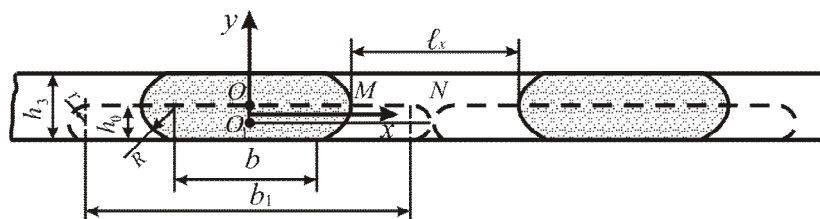


Рис.2.24. Схема до визначення параметрів еластичної оболонки та її розміщення в закріпному просторі:

M – найбільш віддалена точка сферичної частини оболонки у початковому її стані, тобто до розтягу її під дією гірського тиску в напрямку осі O_x ;

N – точка стиску сусідніх оболонок у повністю розтягнутому стані в напрямку осі O_x

Після завершення зсуву порід на величину U і змикання сусідніх оболонок зазор між ними $\ell_x = 0$. До цього часу оболонки по висоті зменшуються на величину h_c , а периметр оболонки збільшується і стає рівним

$$\Pi_k = 2(b_1 + nr), \quad (2.24)$$

де Π_k – периметр оболонки на момент завершення деформації та розтягу її під дією гірського тиску;

r – кінцевий радіус кривизни оболонки;

b_1 – кінцева довжина прямолінійної частини оболонки.

Значення Π_{κ} визначають із виразу

$$\Delta = \frac{\Pi_{\kappa} - \Pi_n}{\Pi_n}, \quad (2.25)$$

де Δ – відносне подовження матеріалу, з якого виготовлена оболонка (вибирається експериментально чи використовується з довідника) [44, 114, 118 та ін.].

Сумарна величина деформації і розтяг двох сусідніх оболонок у поздовжньому напрямку, тобто в напрямку O_x :

$$E_{Ox} = 4Q_1 \cdot N - 4 \cdot O \cdot M = 4(Q_1 \cdot N - O \cdot M), \quad (2.26)$$

а зазор між оболонками при розміщенні їх в закріпному просторі необхідно

$$\text{приймати рівним } \ell_x = 2(O_1 N - O M) = \frac{1}{2} E_{Ox}. \quad (2.27)$$

У поперечному напрямку O_y (рис. 2.24) забутивні оболонки необхідно розміщувати на відстані одна від одної

$$\ell_y = \frac{1}{2} E_{Oy}. \quad (2.28)$$

Досвід створення і використання нових конструкцій аروحного металевго піддатливого кріплення у підготовчих виробках дозволяє констатувати про можливість швидкого подолання відставання у використанні прогресивних технічних засобів закріплення гірничих виробок, що гарантує одержання значного економічного ефекту і при цьому зберегти підготовчу виробку для повторного використання, не відновлюючи її в процесі експлуатації.

2.6 Методика розрахунку зсувів порід у підготовчих виробках

Зсуви порід покрівлі і підшви визначаються за формулами:

$$\text{покрівлі } U'_{\text{покр}} = [0,5 \cdot V_0 T_0 + V_{\text{ст}} (365 - T_0)] q_s \cdot q_g \cdot q_{\text{пр}}; \quad (2.29)$$

$$\text{підшви } U'_{\text{під}} = [V_0 T_0 + V_{\text{ст}} (365 - T_0)] q_s \cdot q_g \cdot q_{\text{пр}}, \quad (2.30)$$

де $U'_{\text{покр}}$, $U'_{\text{під}}$ – відповідно зсуви порід покрівлі і підшви, мм;

V_0 – швидкість зсувів порід підшви при проведенні виробки в період T_0 , мм/добу (рис. 2.25);

T_0 – тривалість інтенсивних зсувів порід підосви при проходженні, діб (рис. 2.26);

V_{cm} – установлена (стабілізована) швидкість зсувів порід підосви мм/добу (рис. 2.27);

0,5 – коефіцієнт, який характеризує зменшення швидкості осідання порід покрівлі по відношенню до швидкості зсувів порід підосви при проходці; в зоні тимчасового і остаточного опорного тиску цей коефіцієнт дорівнює 1;

q_s – коефіцієнт впливу площі поперечного перерізу виробки на зсуви порід (табл. 2.5);

q_g – коефіцієнт впливу інших виробок, приймається для одиночних виробок рівним 1;

q_{np} – коефіцієнт впливу способу проведення виробки за допомогою БПР $q_{np} = 1,0$, при проведенні комбайном $q_{np} = 0,8$.

Таблиця 2.5

Залежність коефіцієнта q_s від площі поперечного перерізу виробки

$S_{св}, м^2$	6	8	10	12	14	16	18	20	22
q_s	0,8	0,9	1,0	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6

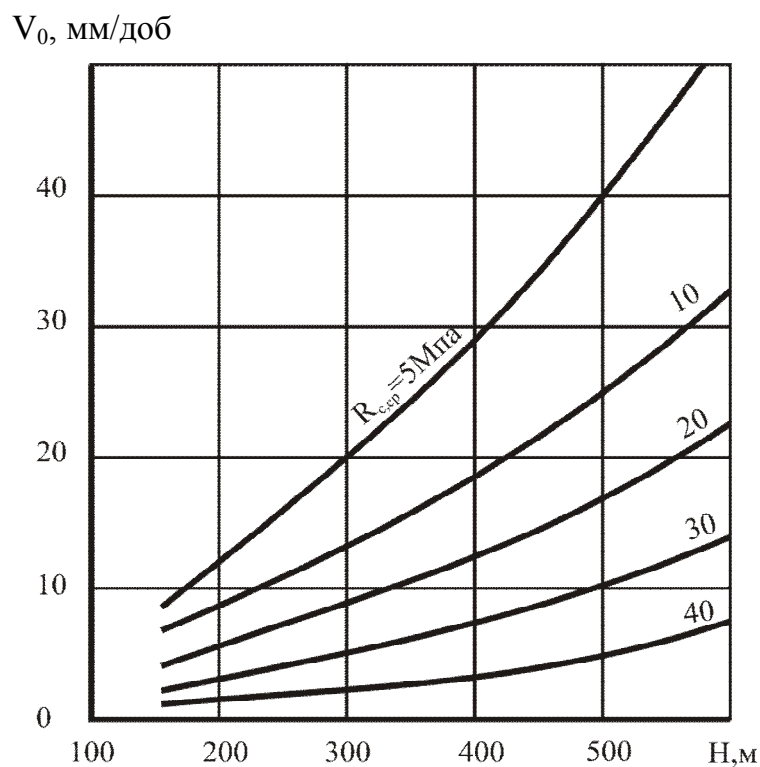


Рис. 2.25. Графіки швидкості зсувів порід підосви V_0 при проведенні підготовчої виробки

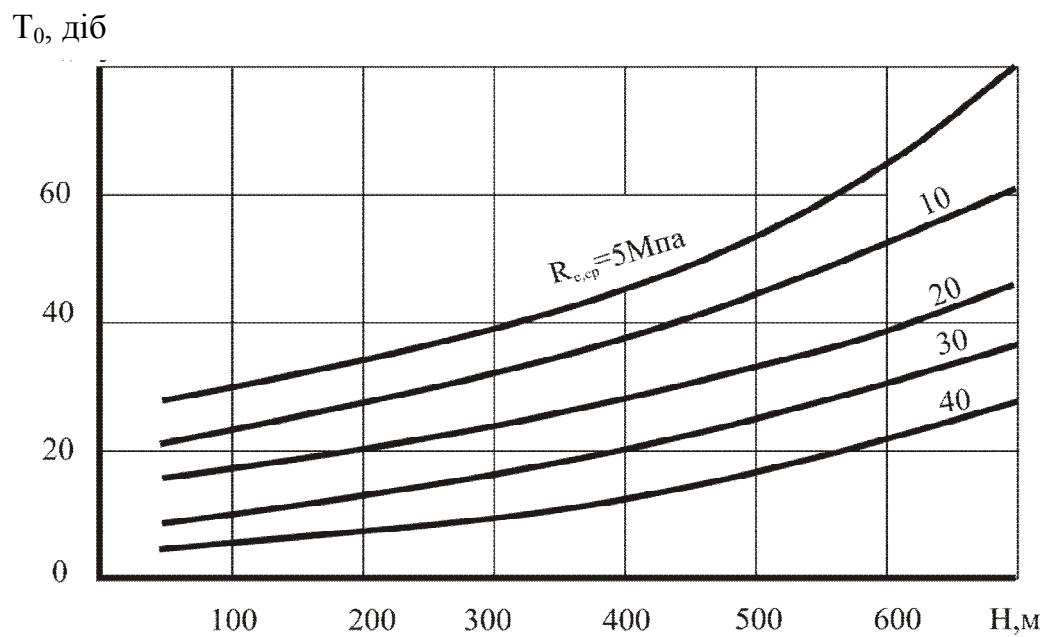


Рис. 2.26. Графіки тривалості інтенсивних зсувів гірських порід

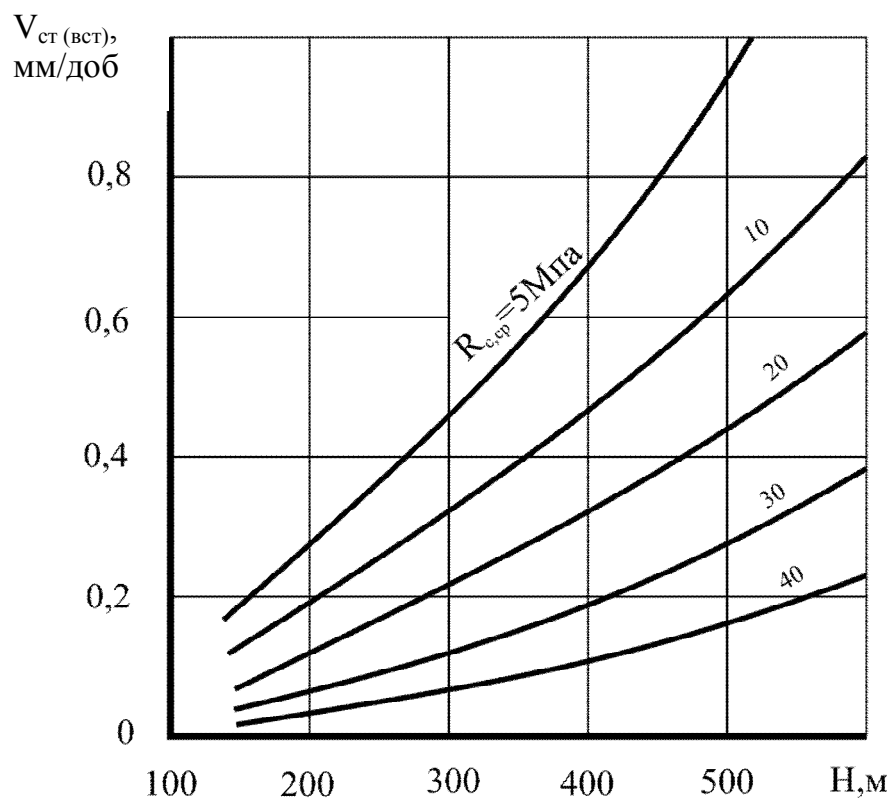


Рис. 2.27. Графіки стабілізованої (встановленої) швидкості зсувів порід підосви V_{cm}

Розрахункову опірність стиску шарів порід (рис. 2.25, 2.26 і 2.27) у масиві визначають за формулою

$$R_c = R \cdot \varphi_n \cdot \varphi_{об}, \quad (2.31)$$

де R_c – середнє значення опірності порід одновісному стиску в зразку, МПа;

φ_n – коефіцієнт, що враховує порушеність масиву порід. Для виробок, що знаходяться в слабких пластичних породах, $\varphi_n = 1$;

$\varphi_{об}$ – коефіцієнт, що враховує тривале обводнення в процесі гірничих робіт (наприклад, затоплення). Для порід, що підпадають тривалому намоканню $\varphi_{об} = 0,3$ – для монтморилонітових глин), $0,5$ – для мергелей і алевролітів, $0,6$ – для каолінових глин, алевролітів, глинистих пісковиків, $0,7$ – для вапняків і вапнякових пісковиків, $0,8$ – для сланців і кременевих пісковиків, при звичайних умовах $\varphi_{об} = 1$.

З урахуванням шарів порід, що вміщують підготовчу виробку, розрахункову опірність цих порід стиску визначають на відстані від контура виробки в покрівлі $1,5 \cdot b$, а в підшві $1,0 \cdot b$ (де b – ширина виробки в проходці, м), а в боках – по висоті виробки h (рис. 2.28). Це дає можливість охопити бокові породи для покрівлі виробки по лінії 1-2, для підшви – по лінії 3-4, для боків – по лінії 5-6 і 7-8.

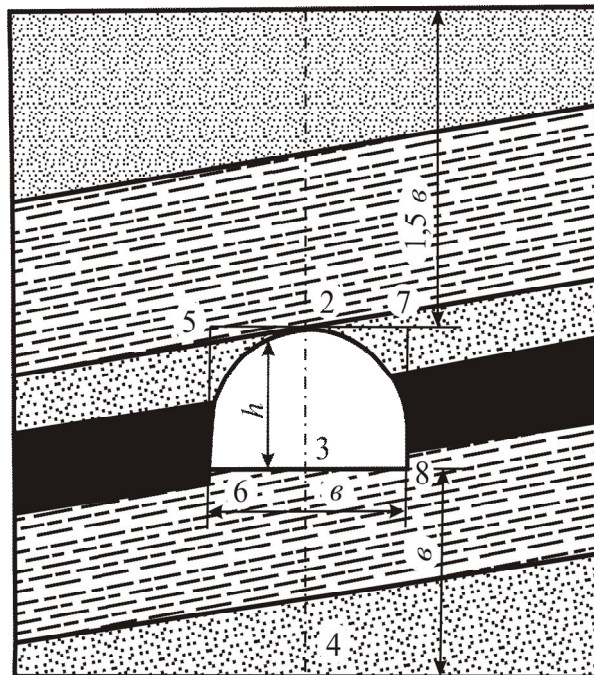


Рис. 2.28. Схема до визначення розрахункової опірності порід

Середньозважену розрахункову опірність шарів породи покрівлі чи підосви стисканню визначають за формулою по лінії 1-2-3-4:

$$R_{c, \text{покp}} (R_{c, \text{під}}) = \frac{R_{c1}m_1 + R_{c2}m_2 + \dots + R_{cn}m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \quad (2.32)$$

де $R_{c1}, R_{c2}, \dots, R_{cn}$ – розрахункова опірність відповідного шару порід, МПа;
 $m_1, m_2, \dots, m_n$ – потужність відповідних шарів породи, м.

Розрахункове навантаження на 1 м довжини виробки з боку покрівлі чи підосви визначають за формулою:

$$Q = Q_n \cdot b, \quad (2.33)$$

де Q_n – нормативне навантаження на кріплення на 1 м² площі виробки в плані (табл. 2.6)

Таблиця 2.6

Нормативні навантаження на кріплення підготовчих виробок

Розрахункові зсуви порід, U , мм	Q_n (кПа) при ширині виробки, м									
	3,0	3,2	3,6	4,0	4,3	4,5	4,8	4,9	5,2	5,8
<50	20	22	26	37	33	35	38	39	42	48
75	26	28	33	37	40	43	44	46	50	55
100	32	34	40	45	48	50	53	54	57	63
150	41	44	56	57	61	63	66	67	70	75
200	50	54	62	70	73	75	78	79	82	88
250	61	64	71	78	82	84	87	88	92	98
300	72	75	80	86	90	92	96	98	101	108
400	80	84	92	100	103	106	109	110	115	125
500	90	94	102	110	114	117	122	123	128	137
600	100	104	112	120	124	127	132	134	138	147
700	110	114	120	128	132	135	140	142	146	156
800	120	123	130	136	140	143	148	150	155	165
900	124	128	136	143	148	151	156	158	162	172
1000	128	132	141	150	156	159	164	166	170	178
1100	134	138	148	155	161	164	169	171	176	187
1200	140	144	152	160	166	170	176	178	184	196
1300	142	147	156	165	172	176	182	184	190	202
1400	145	150	160	170	177	181	187	189	197	209
1500	150	155	165	175	182	187	194	197	204	217
1600	156	161	171	180	187	193	200	203	210	225
1700	158	163	173	182	192	197	204	207	216	235
1800	160	165	176	186	196	202	211	214	222	242
1900	161	167	180	192	202	208	217	220	229	250
2000	162	170	186	198	208	214	223	226	236	257

Щільність P зведення рам металевого піддатливого кріплення на 1 м довжини виробки визначають із формули

$$P = \frac{Q}{r}, \quad (2.34)$$

де Q – розрахункове навантаження, кН/м;

r – опірність однієї рами кріплення, кН; приймається з урахуванням коефіцієнта роботоздатності кріплення, який дорівнює 1 – для кріплення КМП-А3; 1,1 – для КШПУ і КВТ-2; 1,2 – для кільцевого кріплення і КВТ.

Необхідну щільність спорудження кріплення приймають за найближчим значенням P в типовому ряді 1,0; 1,25; 1,33; 1,67; 2,0; 2,5; 3,0.

Граничною щільністю металевого піддатливого кріплення вважається 3 рами/м. Якщо щільність рам більше цієї величини, тоді необхідні додаткові заходи, які забезпечать зменшення зсувів порід. До них віднесені зміцнення порід, розвантаження гірського масиву й укріплення виробок від підвищеного гірського тиску, скорочення терміну експлуатації виробок, збільшення їх перерізу, проведення в більш стійких породах тощо.

Розрахункові зсуви порід в підготовчих виробках за весь термін експлуатації визначають за формулами:

$$U_{покp}^{розp} = U'_{покp} + 365V_{cm}(T-1)q_s \cdot q_g \cdot q_{np}; \quad (2.35)$$

$$U_{нід}^{розp} = U'_{нід} + 365V_{cm}(T-1)q_s \cdot q_g \cdot q_{np}, \quad (2.36)$$

де T – термін експлуатації виробки, роки.

$U'_{покp}, U'_{нід}, V_{cm}, q_s, q_g, q_{np}$ – дивись позначення до формул (2.29) і (2.30) на стор. 81;

У підготовчих виробках, які знаходяться під впливом очисних робіт, необхідно передбачити підсилення основного кріплення за допомогою металевих чи дерев'яних стояків або шляхом зведення проміжних рам кріплення.

Вибір засобів підсилення основної покрівлі й оцінку експлуатаційного стану виймальних виробок, які ліквідують (погашають) за першим очисним вибоєм, визначають на базі зсувів порід за формулами:

$$U_{покp} = U'_{покp} + 0,34 \cdot U_1 \cdot q_s; \quad (2.37)$$

$$U_{нід} = U'_{нід} + 0,66 \cdot U_1 \cdot q_s, \quad (2.38)$$

де U_1 – зсуви порід в зоні опорного тиску попереду очисного вибою, м (рис. 2.29); q_s – див. табл. 2.5.

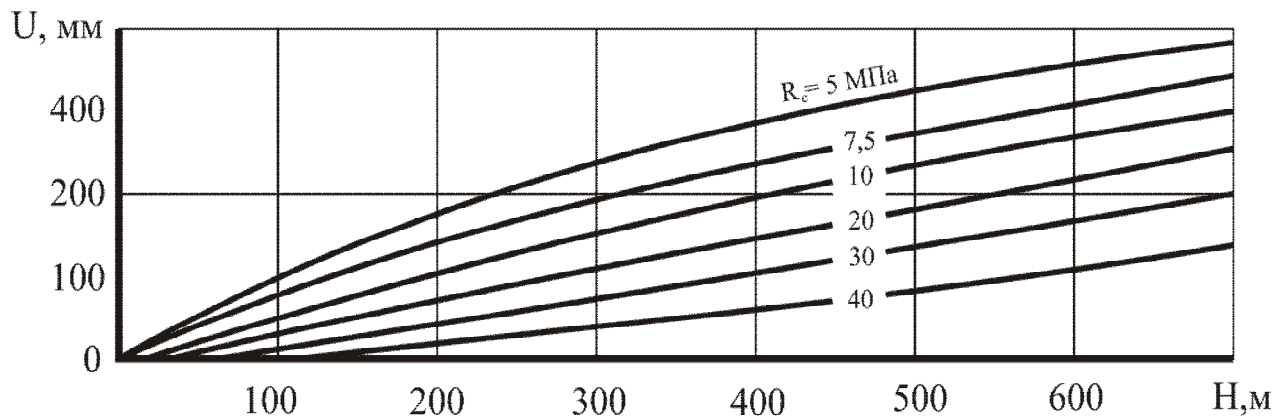


Рис. 2.29. Графіки зсувів порід в зоні опорного тиску попереду очисного вибою

Оцінку експлуатаційного стану підготовчої виробки за конкретний проміжок часу її підтримання проводять, використовуючи вираз:

$$h_{\phi} = h_{св.п} - (U_{покр} q_{ос} + U_{під}) \geq h_{св.п.доп} , \quad (2.39)$$

де h_{ϕ} — фактична висота виробки у світлі на конкретному етапі її підтримання, мм;

$h_{св.п}$ — проектна висота виробки у світлі, мм;

$U_{покр}$, $U_{під}$ — відповідно зсуви порід покрівлі і підшви в заданий період підтримання виробки, мм;

$h_{св.п.доп}$ — мінімально допустима за ПБ висота виробки у світлі (мм), що дорівнює, наприклад, 1800 мм — для виробок, що не мають рейкового транспорту;

$q_{ос}$ — коефіцієнт впливу основного кріплення на зменшення осідань покрівлі (табл. 2.7).

Таблиця 2.7

Коефіцієнт впливу основного кріплення на зменшення осідань покрівлі

$Q = P \cdot r$ кН/м	≤ 150	250	300	350	400	450	500	550	600	700	≥ 800
$q_{ос}$	1,00	0,92	0,89	0,85	0,82	0,77	0,72	0,67	0,63	0,55	0,50

Для виробок, що закріплених кріпленням КШПУ, оцінку експлуатаційного стану підготовчої виробки необхідно проводити за формулою

$$U_{гран} \geq (U_{покр} q_{ос} + U_{під}) , \quad (2.40)$$

де $U_{гран}$ – гранична величина зменшення висоти виробки, яку визначають з табл. 2.8.

Таблиця 2.8

Гранична величина зменшення висоти виробки

Виробка, обладнання	Допустима величина зменшення висоти виробки, $U_{гран}$, мм при типорозмірах кріплення					
	КШПУ –9.5	КШПУ– 10.5	КШПУ– 11.7	КШПУ– 12.1	КШПУ– 14,4	КШПУ – 17.7
Однопрохідна, рейковий транспорт	$\frac{550}{250}$	$\frac{750}{450}$	$\frac{950}{650}$	$\frac{950}{650}$	$\frac{1300}{1000}$	$\frac{1800}{1500}$
Однопрохідна, конвеєрний транспорт	$\frac{450}{150}$	$\frac{650}{350}$	$\frac{850}{550}$	$\frac{800}{550}$	$\frac{1200}{900}$	$\frac{1700}{1400}$
Однопрохідна, конвеєрний транспорт і напідосженна канатна дорога	$\frac{300}{-}$	$\frac{300}{-}$	$\frac{400}{100}$	$\frac{400}{100}$	$\frac{750}{450}$	$\frac{1200}{900}$
Двопрохідна, рейковий транспорт	–	–	–	$\frac{300}{-}$	$\frac{400}{100}$	$\frac{800}{500}$
Однопрохідна, конвеєрний і рейковий транспорт	$\frac{300}{-}$	$\frac{300}{-}$	$\frac{300}{-}$	$\frac{300}{-}$	$\frac{400}{100}$	$\frac{850}{550}$

Термін часу, при якому зсуви порід покрівлі і підосви досягають $(h_{ф} - h_{св.п.дон})$ мм, слід вважати міжремонтним періодом виробок.

Частку зсувів (здимання) порід підосви $\Delta U_{під}$ визначають з графіка на рис. 2.30 і підсумовують з очікуваними осіданням покрівлі $U_{покр}$.

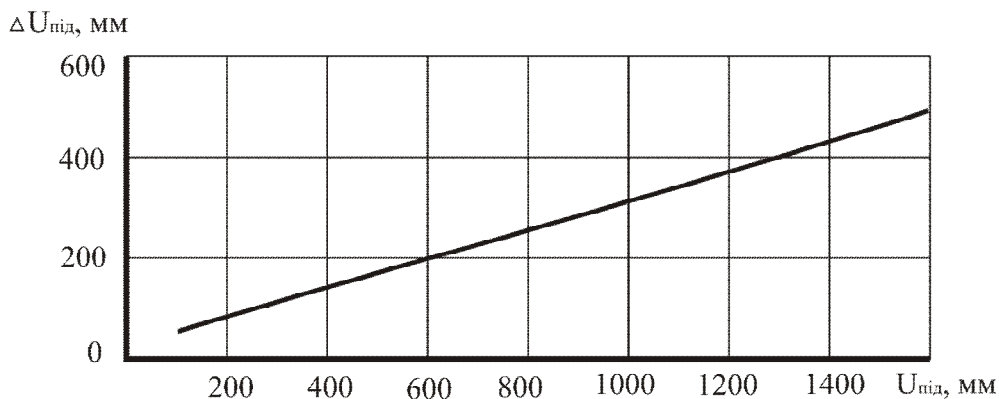


Рис. 2.30. Частка здимань (зсувів) порід підосви $\Delta U_{під}$, що враховується при незамкнених видах кріплення

За сумарною величиною $U_{покp} + \Delta U_{нид}$ згідно з формулою (2.33) визначають нормативне навантаження Q_n із табл. 2.6 і розраховують навантаження

$$Q_1 = Q_n \cdot b. \quad (2.41)$$

Визначають щільність зведення P_1 засобів підсилення за формулою

$$P_1 = \frac{Q_1 - P \cdot r}{r_1} \quad (2.42)$$

де $P \cdot r$ – опірність основного кріплення, а r_1 – опірність засобів підсилення (для металічних стояків тертя $r_1 = 250$ кН, для дерев’яних стояків – 200 кН, для проміжних рам кріплення $r_1 = r$).

Розрахункові зсуви порід у виробках, які проводять попереду очисного вибою і зберігаються за лавою для повторного використання, визначають за формулами:

$$U_{покp} = U'_{покp} + (0,34 \cdot U_1 + V_{ст} \cdot q_1 \cdot T) q_s; \quad (2.43)$$

$$U_{нид} = U'_{нид} + (0,66 \cdot U_1 + V_{ст} \cdot q_1 \cdot T) q_s, \quad (2.44)$$

де $U'_{покp}, U'_{нид}$ – зсуви порід поза зоною впливу очисних робіт за перший рік підтримання мм (див. формули (2.29), (2.30));

$U_{1пр}$, мм – дивись рис. 2.31;

$V_{ст}$ – установлена (стабілізаційна) швидкість зсувів порід, мм (дивись рис. 2.27);

T – термін підтримання виробки за першою лавою до початку впливу другого очисного вибою, діб;

q_1 – коефіцієнт збільшення $V_{ст}$ у зоні залишкового опорного тиску (табл. 2.9).

Таблиця 2.9

Значення коефіцієнта q_1 , залежно від глибини розміщення виробки і розрахункової опірності стиску шарів порід в масиві $R_{с.ср}$

Глибина гірничих робіт, м	Значення коефіцієнта q_1 при міцності порід $R_{с.ср}$, МПа			
	<10	11–20	21–30	31–40
100–400	5,5	6,5	7,5	8,5
401–700	4,5	5,5	6,5	7,5

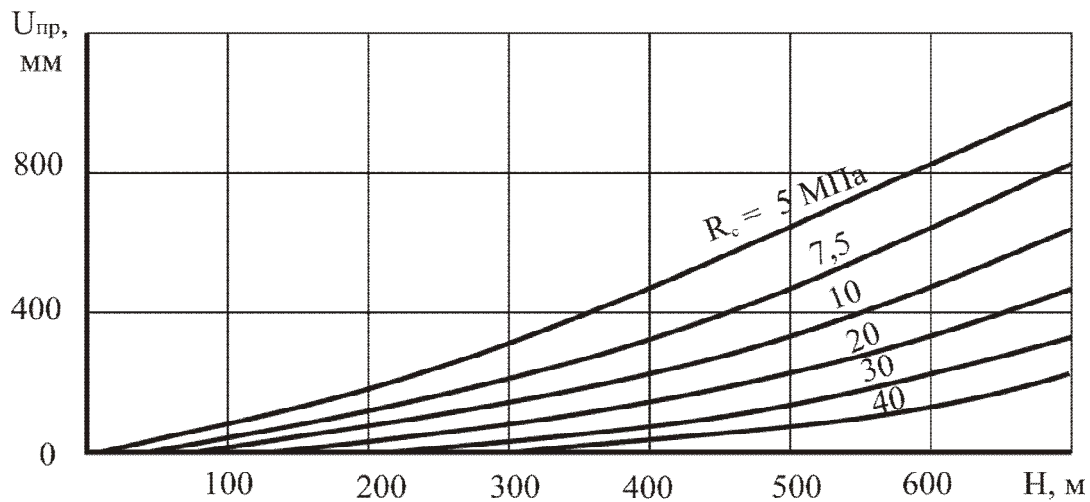


Рис. 2.31. Графіки зсувів порід у присічній виробці

Розрахункове зсуви порід у повторно використовуваних виробках визначають за формулами

$$U_{\text{покp}} = U'_{\text{покp}} + (0,68U_1 + V_{\text{cm}} \cdot T \cdot q_1)q_s; \quad (2.45)$$

$$U_{\text{нід}} = U'_{\text{нід}} + (1,32U_1 + V_{\text{cm}} \cdot T \cdot q_1)q_s, \quad (2.46)$$

Розрахункові зсуви порід у виробках, що проводяться з присіканням до виробленого простору, при впливові на них очисних робіт прилеглої лави, визначають за формулами:

$$U_{\text{покp}} = 0,5(U'_{\text{покp}} + 0,34U_{\text{пр}} q_s); \quad (2.47)$$

$$U_{\text{нід}} = 0,5(U'_{\text{нід}} + 0,66U_{\text{пр}} q_s), \quad (2.48)$$

де $U'_{\text{покp}}$, $U'_{\text{нід}}$ – див. формули (2.29) і (2.30);

$U_{\text{пр}}$ – зсуви порід у зоні опірної тиску лави, прилеглої до присічної виробки, мм (рис. 2.31).

Приклад 1. Штрек проведено комбайном на глибині 300 м за напластуванням порід. Ширина виробки у проходці 4,32 м (у світлі 3,80 м), висота у проходці 3,24 м (у світлі 2,90 м), переріз у проходці 11,2 м² (у світлі просторі 8,2 м²). Штрек є одиночною виробкою, з рейковим транспортом, із кріпленням КШПУ із спецпрофілю СВП-22. Опірність однієї рами арочного кріплення $r = 300$ кН. Термін служби виробки до початку дії очисних робіт 1,5 роки. Виймальна виробка ліквідується за першим очисним вибоєм. Розрахувати експлуатаційний стан виробки.

Рішення

1. Розраховуємо зсуви порід за формулами (2.29) і (2.30):

$$U' = [0,5V_0T_0 + V_{cm}(365 - T_0)]q_sq_gq_{np} = (0,5 \cdot 11 \cdot 30 + 0,3 \cdot 395)0,9 \cdot 1 \cdot 0,8 = 243 \text{ мм};$$

$$U' = [V_0T_0 + V_{cm}(365 - T_0)]q_sq_gq_{np} = (11 \cdot 30 + 0,3 \cdot 335)0,9 \cdot 1 \cdot 0,8 = 391 \text{ мм},$$

де $V_0 = 11$ мм/добу, $T_0 = 30$ діб, $V_{cm} = 0,3$ мм/добу, $q_s = 0,9$, $q_g = 1$, $q_{np} = 0,8$.

2. Вибір щільності основного кріплення визначають по величині

$$U'_{покр} = 243 \text{ мм. Маємо } Q_n = 81 \text{ кПа, тоді } Q = Q_n \cdot b = 81 \cdot 4,43 = 351 \text{ кН/м.}$$

$$\text{Щільність кріплення } P = \frac{Q}{r} = \frac{351}{300} = 1,1 \text{ рами/м.}$$

3. Вибір засобів підсилення основного кріплення відбувається на основі зсуви порід $U_{покр} + \Delta U_{нід}$. Для цього зсуви визначимо за формулами (2.45) і (2.46).

$$U_{покр} = U'_{покр} + 0,34U_1q_s = 243 + 0,34 \cdot 290 \cdot 0,9 = 331,5 \text{ мм};$$

$$U_{нід} = U'_{нід} + 0,66U_1q_s = 391 + 0,66 \cdot 290 \cdot 0,9 = 565 \text{ мм},$$

$$\text{де } U'_{покр} = 243 \text{ мм}; U'_{нід} = 391 \text{ мм}; U_1 = 290 \text{ мм.}$$

З графіка рис. 2.30 визначимо $\Delta U_{нід} = 190$ мм.

$$\text{За величиною } U_{покр} + \Delta U_{нід} = 331,5 + 190 = 521,5 \text{ мм}$$

$$\text{встановлюємо } Q_n = 116 \text{ кПа.}$$

$$Q_1 = Q_n \cdot b = 116 \cdot 4,33 = 502,2 \text{ кН/м.}$$

Величину щільності засобів підсилення основного кріплення попередньо очисного вибою (прийmemo дерев'яні стояки з $r_1 = 200$ кН) визначимо за формулою (2.42):

$$P_1 = \frac{Q_1 - pr}{r_1} = (502,2 - 1,1 \cdot 300) / 200 = 0,86 \text{ ст/м.}$$

Прийmemo $P_1 = 1,1$ ст/м, тобто один стояк під кожен раму. Оцінимо експлуатаційний стан виробки, що ліквідується:

$$U_{гран} \geq (U_{покр}q_{oc} + U_{нід}) = 550 < (331,5 \cdot 0,85 + 564), \\ 550 < 846,$$

$$\text{де } U_{покр} = 331,5 \text{ мм}, U_{нід} = 565 \text{ мм},$$

$$q_{oc} \text{ при } Q = 346,4 \text{ кН/м дорівнює } q_{oc} = 0,85.$$

Приклад 2. Виймальна присічна виробка проведена на умовах, аналогічних у прикладі 1.

Рішення

1. Знаючи, що у присічній виробці зсуви порід у 2 рази менші, ніж у тій, що ліквідується (див. приклад 1), тоді маємо

$$U_{\text{покр}} = 122,5 \text{ мм}, U'_{\text{під}} = 196 \text{ мм}.$$

2. Вибір основного кріплення проводять за величиною $U'_{\text{покр}}$

$$Q_n = 53 \text{ кПа, тоді } Q = Q_n b = 53 \cdot 4,33 = 424,2 \text{ кН/м}.$$

$$\text{Щільність кріплення } P_1 = \frac{Q_1 - pr}{r_1} = (424,2 - 1 \cdot 300) / 200 = 0,62 \text{ ст/м}.$$

Приймаємо $P_1 = 1 \text{ ст/м}$, тобто один стояк під раму.

3. Оцінимо експлуатаційний стан виробки:

$$U_{\text{гран}} \geq (U_{\text{покр}} q_{\text{ос}} + U_{\text{під}})$$

$$950 \geq (166 \cdot 0,94 + 282) = 438.$$

Експлуатаційний стан виробки забезпечується.

Приклад 3. Підготовчу виробку проведено перерізом у світлі $10,2 \text{ м}^2$. Ширина виробки у проходці $b_{\text{св}} = 4,25 \text{ м}$. Висота $h_{\text{нр}} = 3,65 \text{ м}$, $h_{\text{св}} = 3,34 \text{ м}$. Інші параметри такі ж самі, як і в прикладі 1.

Розглянемо два варіанта:

1. Коли виробка зберігається для повторного використання, але не підпадає під опірний тиск другої лави.

2. Коли виробка використовується повторно і ліквідується (погашається) за другим очисним вибоєм.

Рішення

1. Для вибору щільності кріплення розраховуємо зсуви порід за методикою, наведеною в прикладі 1, замінивши $q_s = 1,0$.

$$\text{Маємо } U'_{\text{покр}} = 263 \text{ мм}, U'_{\text{під}} = 435 \text{ мм}.$$

Вибір щільності основної покрівлі відбувається за величиною $U'_{\text{покр}} = 263 \text{ мм}$ для $b = 4,78 \text{ м}$.

$Q_n = 89 \text{ кПа}$. $Q = 89 \cdot 4,78 = 425,5 \text{ кН/м}$. Приймаючи КШПУ-11,7 із СВП-22 маємо $r = 270 \text{ кН}$.

$$P = \frac{Q}{r} = \frac{425,5}{270} = 1,57 \text{ рами/м}.$$

Приймаємо $P = 1,57 \text{ рами/м}$.

2. Для вибору щільності засобів підсилення основного кріплення попереду першої лави визначимо зсуви порід покрівлі і підосви за формулами (2.37) і (2.38)

$$U_{покp} = U'_{покp} + 0,34U_1 q_s ;$$

$$U_{нид} = U'_{нид} + 0,66U_1 q_s .$$

де $U'_{покp} = 263$ мм; $U'_{нид} = 435$ мм; $U_1 = 290$ мм, $q_s = 1,0$;

$$U_{покp} = 263 + 0,34 \cdot 290 \cdot 1 = 362 \text{ мм};$$

$$U_{нид} = 435 + 0,66 \cdot 290 \cdot 1 = 626 \text{ мм}.$$

Із графіка (рис. 2.30) визначимо $\Delta U_{нид} = 200$ мм.

За величиною $U_{покp} + \Delta U_{нид} = 362 + 200 = 562$ мм при $b = 4,78$ м маємо:

$$Q_n = 129 \text{ кПа}, Q = Q_n \cdot b = 129 \cdot 4,78 = 616,5 \text{ кН/м}.$$

$$P_1 = \frac{Q - pr}{r_1} = \frac{616,5 - 1,57 \cdot 270}{200} = 0,83 \text{ ст/м}.$$

Попереду першої лави при щільності основного кріплення 1,57 рами/м достатньо встановити дерев'яні стояки під прогін з розрахунку 0,83 ст/м.

3. Для вибору щільності засобів підсилення основного кріплення у виробці, що підтримується, розраховуємо зсуви порід за формулами (2.43) і (2.44)

$$\begin{aligned} U_{покp} &= U'_{покp} + (0,34U_1 + V_{cm} \cdot T \cdot q_1) q_s = \\ &= 263 + (0,34 \cdot 290 + 0,3 \cdot 6,5 \cdot 365) \cdot 1 = 1073,4 \text{ мм}; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} U_{нид} &= U'_{нид} + (0,66U_1 + V_{cm} \cdot T \cdot q_1) q_s = \\ &= 435 + (0,66 \cdot 290 + 0,3 \cdot 6,5 \cdot 365) \cdot 1 = 1338,3 \text{ мм}, \end{aligned}$$

де $U'_{покp} = 263$ мм; $U'_{нид} = 435$ мм; $U_1 = 290$ мм; $V_{cm} = 0,3$ мм/добу (рис 2.27); $q_1 = 6,5$ (табл. 2.9); $T = 365$ діб; $q_s = 1,0$.

Визначимо $\Delta U_{нид}$. При $U_{нид} = 1338$ мм $\Delta U_{нид} = 400$ мм (рис. 2.30).

Із табл. 2.6 по величині $U_{покp} + \Delta U_{нид} = 1073 + 400 = 1473$ мм.

Маємо $Q_{н2} = 192$ кПа; $Q_2 = Q_{н2} \cdot b = 192 \cdot 4,78 = 918$ кН/м;

$$P_2 = \frac{Q_2 - pr}{r_1} = \frac{918 - 1,67 \cdot 270}{200} = 2,33 \text{ ст/м}$$

Приймаємо 2,5 ст/м.

Перевіримо експлуатаційний стан (формула 2.40)

$$U_{гран} \geq (U_{покp} q_{oc} + U_{нид}),$$

q_{oc} при $Q = 425$ кН/м дорівнює 0,8.

Маємо $950 < (1073,4 \cdot 0,8 + 1338,2)$;

$950 < 2197$ мм.

Експлуатаційний стан підготовчої виробки, призначеної для повторного використання, не забезпечується. Потрібно провести ремонт кріплення і зробити підрипку підосви поблизу вибою першої лави і перед початком роботи другої лави до 500 мм. Після підривок, висота виробки у світлі просторі складає 2143 мм. За рахунок ремонту кріплення збільшуємо переріз виробки до $S_{cv} = 8,2$ м ($h_{cv} = 2,92$ м).

1. Для підготовчих виробок, що використовуються повторно, зсуви порід розраховують за формулами (2.45) і (2.46):

$$\begin{aligned} U_{покp} &= U'_{покp} + (0,34U_1 + V_{cm} \cdot T \cdot q_1)q_s = \\ &= 263 + (0,68 \cdot 290 + 0,3 \cdot 6,5 \cdot 365) \cdot 1 = 1171 \text{ мм}; \\ U_{нід} &= U'_{нід} + (1,32U_1 + V_{cm} \cdot T \cdot q_1)q_s = \\ &= 435 + (1,32 \cdot 290 + 0,3 \cdot 6,5 \cdot 365) \cdot 1 = 1536 \text{ мм}. \end{aligned}$$

Маємо $\Delta U_{нід} = 450$ мм; $U_{покp} + \Delta U_{нід} = 1624$ мм; $Q_u = 188$ кПа;

$$\begin{aligned} Q_1 &= 188 \cdot 4,33 = 814 \text{ кН/м}, \\ P_1 &= (814 - 2 \cdot 240) / 200 = 2 \text{ ст/м}. \end{aligned}$$

У виробках, що використовуються повторно, до розрахованих величин зсувів порід у виробках, які підтримуються, додаються зсуви порід в зоні опорного тиску другої лави. $U_{покp}$ зросло на $1171 - 1073 = 98$ мм;

$$U_{нід} = 1536 - 1338 = 198 \text{ мм}.$$

Експлуатаційний стан виробки після ремонту з підриванням порід підосви і зменшенням перерізу з $S_{cv} = 10,2$ м² до $S_{cv} = 8,2$ м² виглядає таким:

$$\begin{aligned} 550 &\geq (98 \cdot 0,8 + 198); \\ 550 &\geq 276. \end{aligned}$$

До ліквідації підготовчої виробки за другою лавою стан її є задовільним.

2.7 Вплив опірності кріплення на зсуви порід навколо підготовчих виробок в зоні очисних робіт

Опірність кріплення гірничих виробок по різному впливає на деформування шарів порід на різних ділянках попереду очисного вибою. Наближення лави і розвиток зони порушених порід при взаємодії з кріпленням призводить до впливу його на глибинні породи масиву. Залежно від величини опірності кріплення вплив його на зруйновані породи виражається в стисненні шарів. Деформаціям стиску підпадають в основному шари, що розташовані ближче до контура виробки. Вплив опірності кріплення на деформування більш віддалених шарів породи проявляється у поперемінному їх стисканні та

розширенні при загальній тенденції до розтягу поблизу спряження лави з підготовчою виробкою.

Таким чином, осідання порід покрівлі в зоні впливу очисних робіт можуть бути значно зменшені при збільшенні опірності кріплення.

Для цього рекомендується використовувати замкнене кріплення із спецпрофілю КЗС, яке має верхняк, два стояки і лежень, з'єднувальні кутики і замки піддатливості (рис. 2.32).

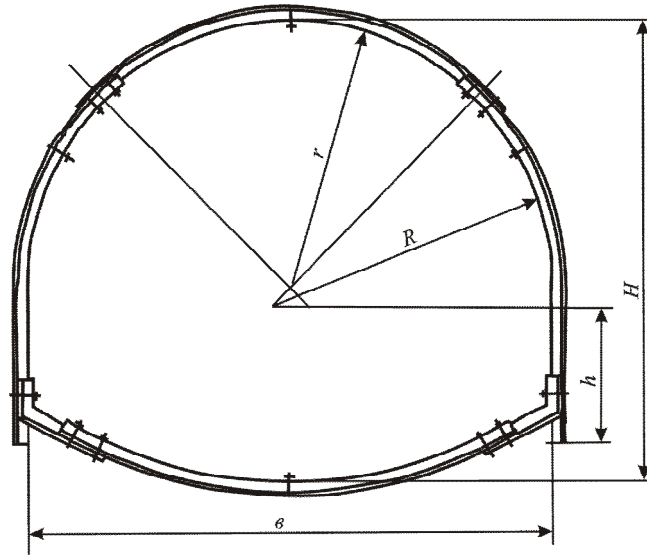


Рис. 2.32. Конструкція арочного кріплення КЗС

Для гірничих виробок, які проходять і підтримують в складних гірничо-геологічних умовах, рекомендується опорно-піддатливе бетонне кріплення типу КОП (рис. 2.33).

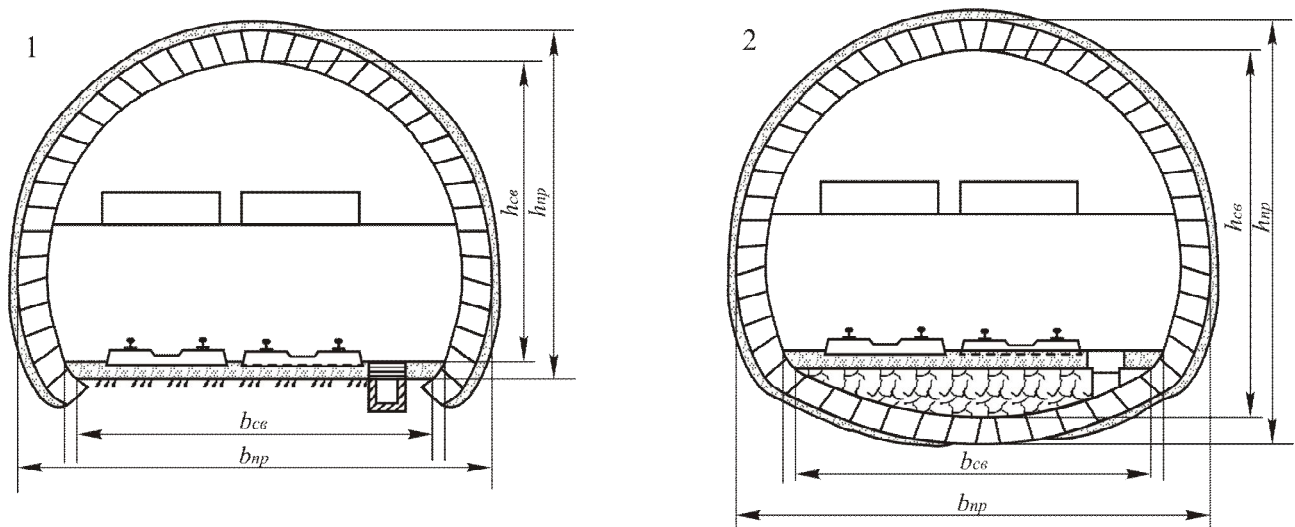


Рис. 2.33. Конструкція опорно-піддатливого кріплення КОП:
1 – незамкнена; 2 – замкнена

Це кріплення має незамкнену і замкнену форму. Кріплення складається із ромбовидних блоків, фундаментних блоків і клинових замків.

Технічна характеристика кріплення КОП

Несуча здатність кріплення, МПа	0,95
Конструктивна піддатливість, мм	60
Площа перерізу виробки у світлі, м²	8,4-19,5
Кількість блоків в одній рамі, шт.:	
без зворотного склепіння	36-40
із зворотним склепінням, штук	45-51
Розміри ромбовидного блока, мм:	
довжина	500
ширина	300
висота	260-380
Вага одного блоку, кг	85-125

Для відповідальних гірничих виробок (бремсбергів, ухилів, магістральних тощо) рекомендується кільцеве кріплення з двотаврових балок № 18, 20 із заповненням міжрамного простору блоками, що виготовляють із відходів виробництва (рис. 2.34). Кільця кріплення мають чотири елементи, які з'єднані між собою хомутами і міжрамними стяжками.

Взаємодія вище наведеного кріплення з покрівлею залежить від характеру деформування порід. В зоні впливу очисних робіт деформування відбувається в основному за рахунок повзучості і руйнування на значні відстані від контура виробки при наближенні лави. Якщо зсуви тільки за рахунок повзучості практично неможливо відвернути, то зсуви порід при руйнуванні можливо набагато зменшити збільшенням опірності кріплення. Використання кріплення більш високої реактивної опірності перешкоджає зростанню загальних зсувів (конвергенції) контура виробки. Це пов'язано з тим, що таке кріплення обмежує розвиток деформацій повзучості в глибині масиву через ущільнення нижніх зруйнованих шарів, що створюють у верхньому шарі напружений стан, який є близьким до об'ємного. Кріплення з великою опірністю сприяє виникненню зон стиску зруйнованих порід.

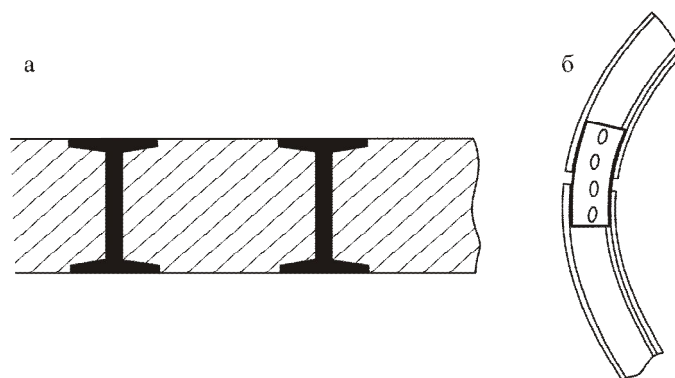


Рис. 2.34. Кріплення з двотаврових балок і заповнювачем з блоків:
а – розріз кріплення; б – фрагмент з двотавру

Шахтний експеримент з п'ятикратною ступінчатою зміною опірності кріплення дозволив встановити взаємозв'язок між величиною зсуву U_p порід на контурі виробки й опірністю P кріплення в зоні впливу очисних робіт. Такий зв'язок на ділянці сполучення виробки з лавою найкраще всього апроксимується гіперболічною функцією:

$$U_p = 90,4 + \frac{333}{P} \quad (2.49)$$

Ця функція має такі статистичні характеристики:

$$r = -0,83 \pm 0,14; \mu = 5,8 > 2,6; \sigma = \pm 10,2 \text{ мм.}$$

На рис. 2.35, а наведені встановлена й експериментальна залежності. Зростання опірності кріплення від 4,2-20 МПа/м² значно зменшує зсуви порід, а при збільшенні опірності кріплення від 20-30 МПа/м графік виположується, що свідчить про неможливість подальшого зниження зсувів шляхом збільшення опірності кріплення.

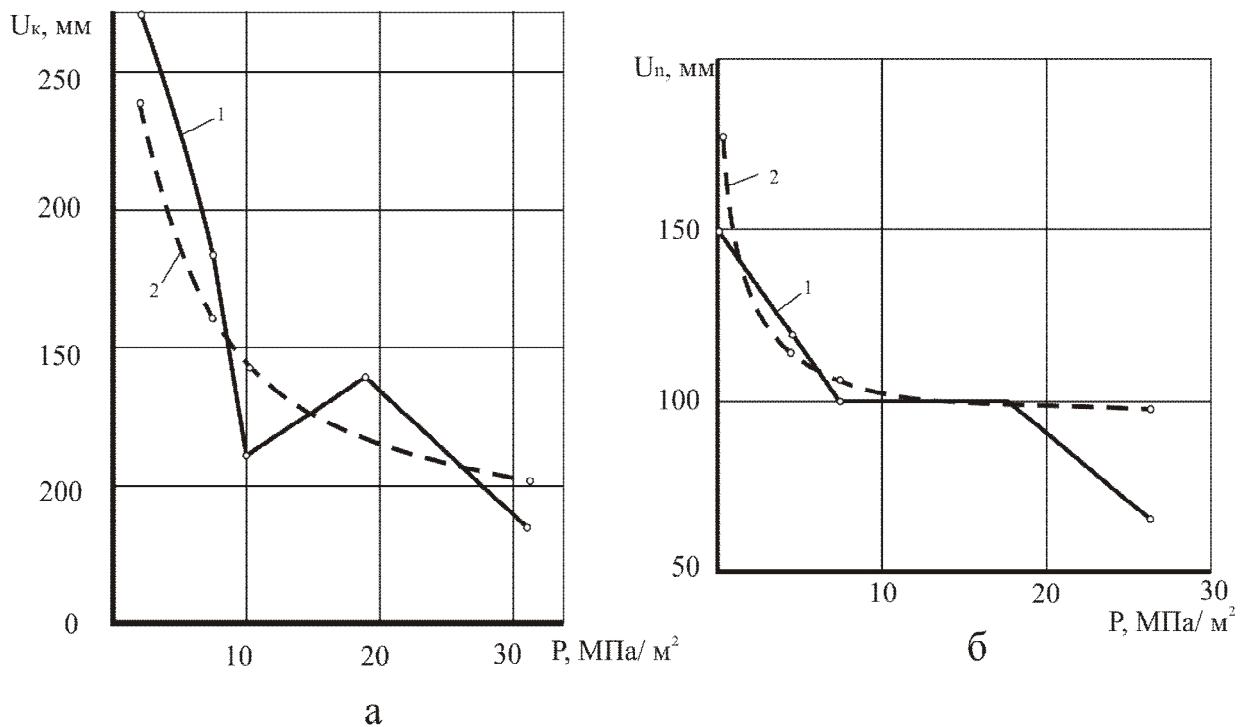


Рис. 2.35. Експериментальна (1) й аналітична (2) залежності між зсувами порід покрівлі (а) і підпошви (б) на контурі виробки й опірністю кріплення

Аналіз впливу опірності кріплення (рис. 2.36), а також (рис. 2.35, б) на здимання порід підпошви, проведений шляхом порівняння прирощення величин зсувів порід на ділянках виробки попереду і позаду лави, показав наступне. На відстані понад 20 м від лави зростання опірності кріплення до 7,2 МПа/м² зменшило приріст зсувів у порівнянні з приростом при незакріпленій підпошві

на контурі виробки на 42%. На ділянці 15-10 м попереду лави кріплення з опірністю $7,2 \text{ МПа/м}^2$ зменшило зсуви на 56%, а на ділянці 10-0 м – на 52%.

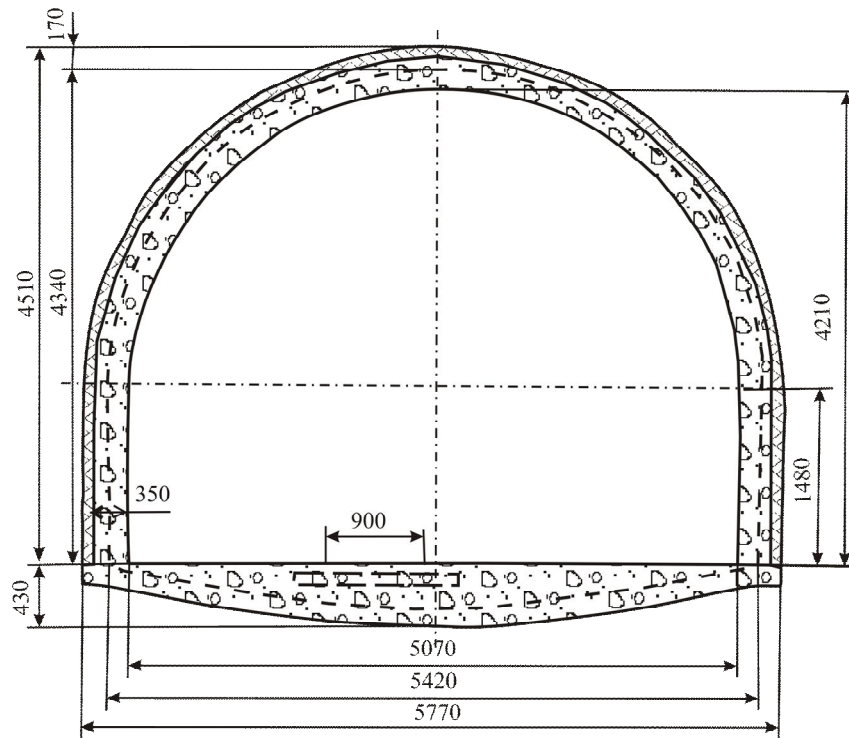


Рис. 2.36. Конструкція металевого арочного кріплення із зворотним склепінням, замоноліченим у бетоні

Збільшення опірності кріплення до 28 МПа/м^2 найбільш сильно зменшує зсуви порід підосви на ділянці понад 10 м від лави (майже в 5 разів у порівнянні з незакріпленою підосвою) і незначно на ділянці до 10 м попереду і позаду лави. На відстані понад 10 м від лави зростання опірності кріплення щабелями від 0 до 28 кН/м^2 зменшило зсуви порід підосви на контурі виробки відповідно на 16; 55; 132 і 520%. На ділянці, що знаходиться від лави більш ніж на 10 м, зростання опірності кріплення зменшує зсуви порід підосви на контурі і в глибині масиву. Вплив кріплення розповсюджується на глибину до 6 м. Наближення очисного вибою й утворення зон зруйнованих порід у підосві виробки призвело до зсуву шару порід на однакову величину при різній опірності кріплення.

Аналіз графіків (рис. 2.35) показує, що на ділянках виробки попереду лави є шари відповідної протяжності, зміщення яких відбуваються із стисканням чи з постійною деформацією.

При наближенні лави подальше переміщення шару відбувається зі змінним стиском або розширенням його при загальній тенденції до розширення. Емпірична залежність між зсувами порід підосви й опірністю кріплення на ділянці сполучення з очисним вибоєм має гіперболічний характер

$$U_n = 95,2 + \frac{85,2}{P}. \quad (2.50)$$

Одержана залежність характеризується чинниками:

$$r = -0,89 \pm 0,13; \mu = 8,6 > 2,5; \sigma = \pm 18,9 \text{ мм.}$$

Таким чином, із збільшенням опірності кріплення можна зменшити зсуви порід на контурі підготовчої виробки. Вплив кріплення на осідання порід покрівлі найбільш сильно виявляється на ділянці виробки, що віддалена понад 20 м від лави. Поза лавою збільшення опірності кріплення практично не позначається на зміщенні порід.

2.8 Вплив заповнення закріпного простору на стійкість гірничих виробок

При існуючій технології проведення підготовчих виробок між кріпленням і масивом гірських порід залишаються порожнини у закріпному просторі, внаслідок чого кріплення своєчасно не вступає в роботу, і навколо виробки у породах розвивається зона непружних деформацій.

На шахтах ВАТ «Павлоградвугілля» були проведені інструментальні дослідження з виявлення впливу закріпного простору на стійкість виробок.

Основна особливість вміщуючих порід на гірничих підприємствах Західного Донбасу – їх нестійкість, схильність до обвалень і видавлювання порід підшви. Характерно, що інтенсивні зсуви порід і елементів кріплення тут носять незатухаючий характер. При цьому деформації кріплення відбуваються навіть раніше, ніж вичерпується його піддатливість через заклинювання замків при нерівномірному навантаженні.

У теперішній час заповнення закріпного простору виконується, як правило, з відставанням від прохідницького вибою на 30-50 м і більше (на довжину системи машин «прохідницький комбайн – стрічковий перевантажувач»). Дуже часто це відставання внаслідок організаційно-технічних причин складає 100-150 м.

Аналіз результатів спостережень на шахті ім. Ленінського комсомолу України показав, що в умовах слабких вміщуючих порід у першу добу після проведення виробки безпосередньо біля вибою у покрівлі починає формуватись зона руйнування, і вже на відстані 2,5-7 м від вибою її величина досягає 2-4 м. Тут же спостерігаються значні величини зсувів порід; об'єм порожнин закріпного простору значно скорочується за рахунок вертикальної і бокової конвергенції і часткового заповнення обваленою породою.

На відстані 50-60 м від вибою у всіх підготовчих виробках, охоплених спостереженнями, у покрівлі сформувалась зона зруйнованих порід на глибині 4 м і більше і спостерігались значні величини зсувів контура виробки.

На рис. 2.37 наведені графіки залежності осідань порід покрівлі (U) від відстані до вибою (L) східного магістрального відкатного штреку, гор. 480 м шахти "Західно-Донбаська" ВАТ "Павлоградвугілля" з найбільшою зоною зруйнованих порід. Пунктирною лінією позначена відстань від вибою, на якому заповнювали закріпний простір піщано-цементним розчином (51,5 м).

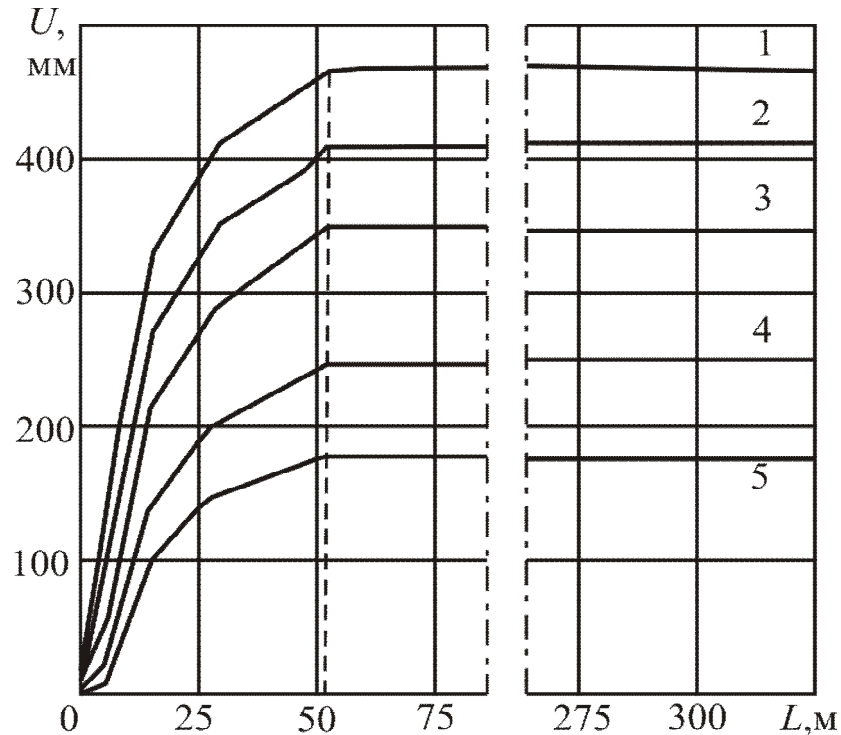


Рис. 2.37. Графіки залежності осідань (U) порід покрівлі від відстані (L) до прохідницького вибою у східному магістральному відкатному штреку гор. 480 м шахти "Західно-Донбаська" ВАТ "Павлоградвугілля":
 1, 2, 3, 4, 5 – на відстані від контура виробки відповідно 0; 1; 3; 4; 5 м.
 Пунктирною лінією зафіксовано заповнення остаточних порожнин закріпного простору

Як бачимо з рис. 2.37, до моменту заповнення зсуви контура покрівлі досягло 465 мм. Коефіцієнт розширення чотириметрової товщі порід зони руйнування склав 1,072. Після заповнення залишкових порожнин закріпного простору осідання контура покрівлі практично припинились, склавши в наступні 140 діб 3 мм. За цей же період репер на глибині 1 м змістився на 7 мм за рахунок деякого стискування приконтурного шару порід із зменшенням коефіцієнта його розширення на 0,004.

У магістральному конвеєрному штреку гор. 370 м шахти ім. Героїв космосу ВАТ «Павлоградвугілля» заповнення залишкових порожнин закріпного простору вели в 125 м від вибою через 23 доби після початку проходки. Після заповнення залишкових порожнин зміщення контура майже припинилось, склавши в наступні 8 місяців 7,2 мм. Величини зсувів реперів на

глибині від контура виробки перевищували зміщення самого контура на 20 %, внаслідок чого спостерігалось стискання приконтурних шарів порід потужністю до 1,5 м, особливо шару на відстані 0,3-0,6 м.

В західному магістральному відкатному штреці 370 м тієї ж шахти роботи по заповненню проводили з відставанням 55 і 75 м від вибою (через 14 і 18 діб відповідно). Аналіз одержаних даних показав, що вже в 2,5 м від вибою через 1 добу після початку проходки в покрівлі виробки сформувалась зона зруйнованих порід величиною 2 м. На відстані 63 м від вибою величина зони руйнування досягла 4 м. Найбільше розширення мали шари порід між реперами на глибині 0-2 м.

На рис. 2.38, *а* наведені графіки залежності осідань порід покрівлі (U) в глиб масиву (R) при відставанні заповнення на 75 м (18 діб).

Таким чином, з урахуванням незатухаючого протягом довгого часу характеру зсувів порід, що відповідає закону спадковості гірського тиску, проведення заповнення остаточних порожнин закріпного простору твердіючими сумішами з відставанням від вибою виробки на 50 м і більше має значний ефект. Він виражається в запобіганні подальших інтенсивних осідань порід покрівлі і деформування кріплення.

Однак така технологія заповнення має низку суттєвих недоліків. Так, роботи із заповнення ведуть в той час, коли в основному закінчилось формування зони зруйнованих порід навколо виробки, відбулися значні їх зсуви, мають місце деформації окремих рам кріплення. Окрім цього, при існуючому безнапірному заповненні не завжди вдається якісно заповнити остаточні порожнини твердіючими сумішами, особливо у покрівлі виробки. Збільшувати тиск нагнітання не має рації через небезпеку деформування кріплення і складності з гідроізоляцією. Тому з плином часу (реологічні властивості порід), а також внаслідок діяння на масив, яке порушує його у зрівноважений стан (підривання підосви, перекріплення окремих ділянок тощо), а тим більше у разі потрапляння виробки у зону впливу очисних робіт інтенсивні осідання порід покрівлі відновлюються, кріплення остаточно деформується і виробки потрапляють в аварійний стан.

У зв'язку з цим було запропоновано заповнення закріпного простору безпосередньо у вибої виробки. Цей експеримент був проведений в західному магістральному відкатному штреку гор. 370 м шахти ім. Героїв космосу під час тимчасової зупинки прохідницьких робіт, протягом якої матеріал став твердим і міцним.

З організаційно-технічних і технологічних причин не вдалося провести заповнення закріпного простору ближче 2,5 м від вибою і раніше одної доби після проходки. До цього часу величина осідання контура покрівлі склала уже 54 мм (рис. 2.38, *б*), а радіус зони зруйнованих порід досяг 2 м. Аналіз експериментальних даних показав, що через 150 діб після початку проходки, як бачимо із графіків (рис. 2.38), величина осідання контура покрівлі склала на ділянці з відставанням заповнення на 18 діб – 391 мм, а з відставанням на 1 добу – 199 мм, тобто в 1,96 разу менше.

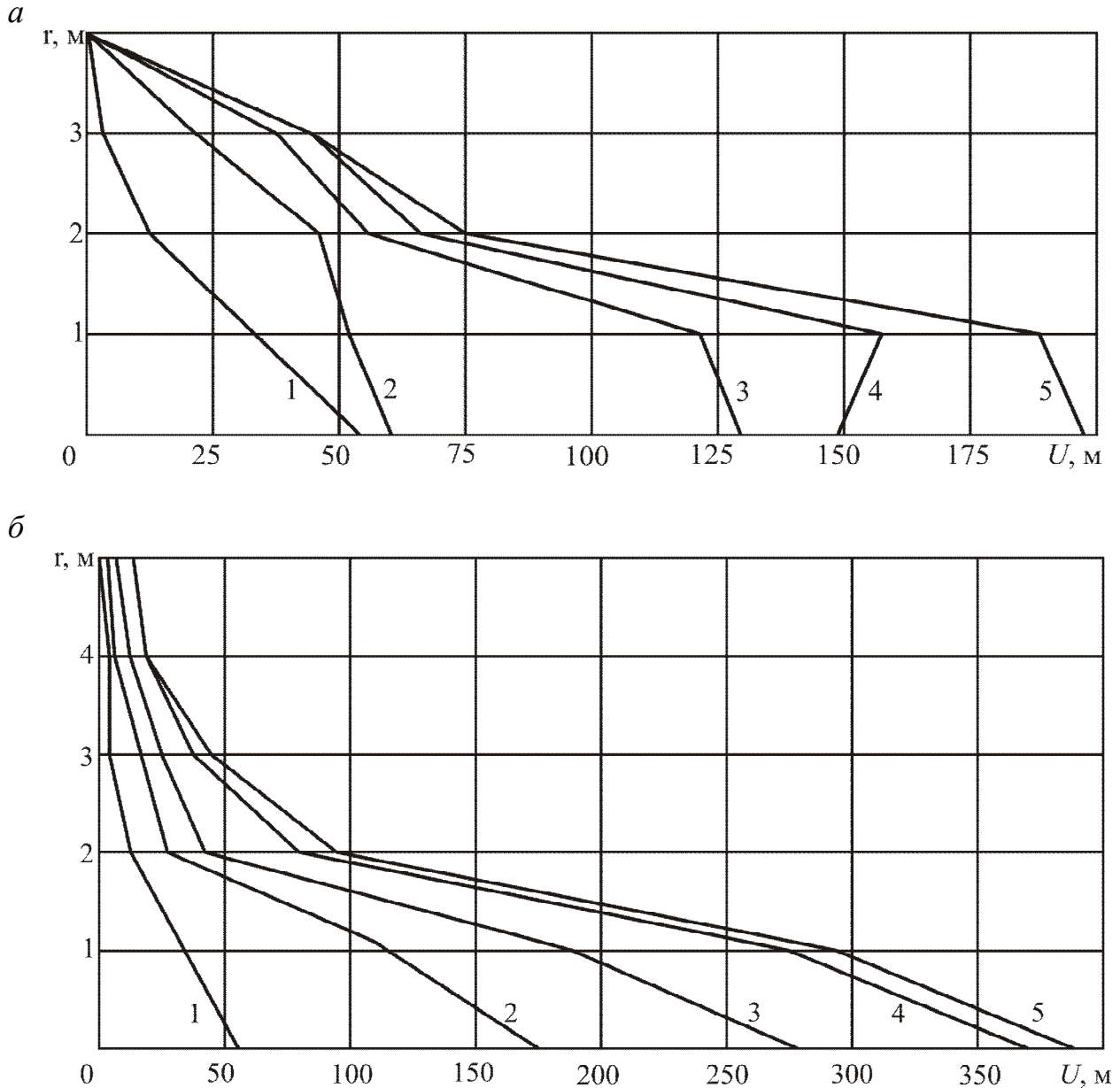


Рис.2.38. Графіки залежності осідань (U) порід покрівлі від відстані (r) від контура: *а* – в західному магістральному відкатному штреку гор. 370 м шахти імені Героїв космосу при відставанні заповнення на 18 діб:
 1,2,3,4,5 – через 1;5;9;16;160 діб після початку проходки;
б – також там, але при відставанні заповнення на 1 добу;
 1,2,3,4,5 – через 1;16;48;68;150 діб після початку проходки

Точки перегину кривих на відстані 1 м від контура (рис. 2.38, *б*) вказують на вплив відпору кріплення на приконтурні шари порід покрівлі, в той час як на кривих (рис. 2.38, *а*) точки перегину виражені дуже слабо, тобто вплив відпору кріплення майже незначний, кріплення не повністю виконують свої функції.

Необхідно відзначити, що через 150 діб після початку замірів коефіцієнт розширення порід всієї зони руйнування склав на дільниці з заповненням закріпного простору в 2,5 м від вибою 1,05, що на 0,043 менше, ніж на дільниці з відставанням на 75 м.

Таким чином, при заповненні закріпного простору в безпосередній близькості від вибою виробки у порівнянні з дільницею, де роботи вели з відставанням 75 м від вибою, вдалось досягти слідуючих результатів:

- + зменшити осідання контура покрівлі в 1,96 рази;
- + значно понизити розташування всієї товщі зруйнованих порід;
- + швидке введення кріплення в роботу за його опором дозволяє протистояти інтенсивному збільшенню об'єму порід при руйнуванні;
- + виключити деформації кріплення.

При веденні заповнення безпосередньо у вибої слід застосовувати швидкотвердіючі в'язучі матеріали з високими міцнісними характеристиками.

2.9 Вплив якості спорудження металевого арочного кріплення на умови його роботи

Для забезпечення якісного закріплення підготовчих виробок металевим арочним піддатливим кріпленням необхідно старанно виконувати забутування закріпного простору, що сприяє рівномірному розподілу навантаження на кріплення при зсувах породного контура і створює умови для найшвидшого введення його в роботу. Друга важлива вимога – старанне затягування вузлів піддатливості, що призводить до швидкого нарощування опірності кріплення (до спрацювання вузлів піддатливості). Необхідно також створити достатню площу опори для стояків кріплення шляхом закріплення на їх кінцях опорних башмаків, використання поздовжніх лежнів тощо.

При виконанні всіх цих вимог установлене у вибої кріплення достатньо жорстко взаємодіє з породним масивом і навіть при невеликих (до декількох сантиметрів) зсувах породного контура завдяки пружності системи «порода-кріплення» зростає значна опірність.

На практиці ці вимоги дуже часто не виконуються. Зазори між кріпленням і породним контуром часто залишаються незабутованими чи забутованими неякісно, гайки на хомутах затягують лише для того, щоб забезпечити непорушність верхняка відносно стояків на початковій стадії роботи кріплення. Дуже часто стояки кріплення встановлюють на підшву виробки без опорних пристроїв. Всі ці порушення в основному не виявляються при проведенні виробки, а утворюються згодом – при її експлуатації.

Процес формування тиску на кріплення можна відтворити наступним чином. При проведенні підготовчої виробки навколо неї через зміну початкового напруженого стану масиву утворюється деяка зона порід, які втратили пружний зв'язок із прилеглим масивом, – зона непружних деформацій (з.н.д.). Порода в цій зоні поступово розпушуються, збільшуючись

в об’ємі, внаслідок чого породний контур зміщується у виробку. При цьому, на основі закону перерозподілу гірського тиску виникають зони понижених напружень, зона опорного тиску і зона непорушеного масиву. Величина зсувів породи у виробку залежить від розмірів зони понижених напружень (зони непружних деформацій – з.н.д.). Породи в з.н.д. пов’язані з пружною частиною масиву тільки по граничній лінії, де дотримуються відповідні контактні умови. Рівновага порід в середині цієї зони забезпечується лише у тому випадку, коли які-небудь сили зрівноважують сили гравітації (тяжіння). Зокрема, це можуть бути сили тертя і зчеплення. Така рівновага нестійка, і можливість порушення її дуже велика. Порушення рівноваги призводить до осідання порід вниз – обвалення. Захистом від цього слугує кріплення, яке сприймає на себе масу обвалених порід. Так формується навантаження на кріплення від ваги зруйнованих порід і розмірів з.н.д.

Як приклад розглянемо виробку шириною по підосві $b = 5,8$ м, яка має типову арочну форму поперечного перерізу. Масив, в якому проведена підготовча виробка, складений породами із зчепленням у покрівлі: $c = 0,16 \gamma H$, у підосві і боках $c = 0,48 \gamma H$ (γ – середня щільність порід, H – глибина розташування виробки). Кут внутрішнього тертя $\varphi = 30^\circ$. Коефіцієнт бічного тиску $\lambda = 1$.

Використовуючи метод чисельного моделювання на ЕОМ побудуємо контури непружних деформацій. На рис. 2.39 контур 1 відповідає межі з.н.д. за умови якісного закріплення – кріплення включилося в роботу з необхідною опірністю.

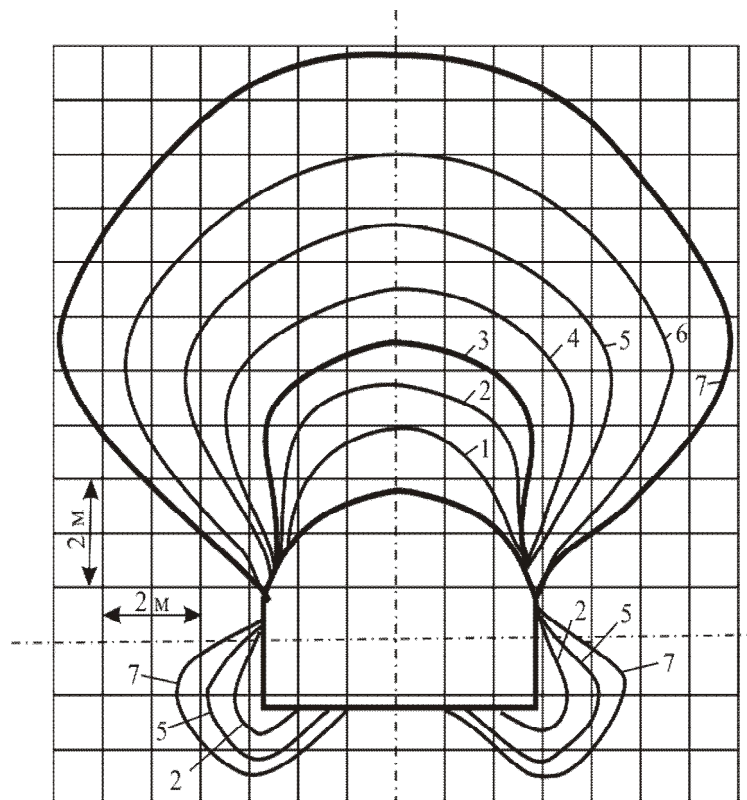


Рис.2.39. Зростання зони непружних деформацій (з.н.д.) при недостатній опірності кріплення

У даних умовах величина необхідної опірності складає 100 кН на 1 м виробки, а зсув породного контура – 7 см у найбільшій інтенсивно зміщуваній верхній точці в покрівлі виробки. Контури 2-7 відповідають межі з.н.д., що сформувалась при послідовному «знятті» напружень з ділянки межі в покрівлі.

З.н.д. має форму поступово розширюваного склепіння. Зі збільшенням склепіння у покрівлі з’являється і зростає з.н.д. в кутах виробки, залишаючись все ж трохи меншою, ніж у покрівлі.

На рис. 2.40 наведено, як зростає необхідна опірність кріплення P і вертикальне осідання U верхньої точки контура виробки зі збільшенням з.н.д. На графіку номерами відмічені точки, що відповідають положенню межі з.н.д.

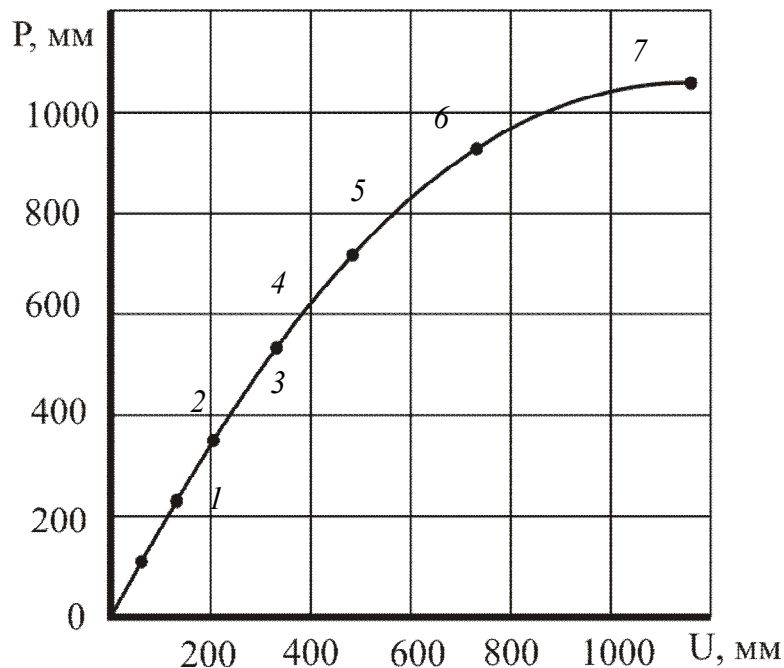


Рис.2.40. Графік зміни необхідної опірності кріплення і зсувів контура виробки при зростанні зони непружних деформацій (з.н.д.)

Розглянемо, як впливає неякісне установлення кріплення на його роботу (рис. 2.39 і 2.40). Нехай кріплення установлено так, щоб зазор у покрівлі дорівнював 100 мм. Зростання об’єму розпушених порід при формуванні з.н.д. дає зсуви 70 мм. Залишені 30 мм зазору породи ліквідуються, опускаючись без опору кріплення. Тому з.н.д. зростає до контура 2, а зсуви зростають до 120 мм. Тепер вже повинні вступити в роботу вузли піддатливості. Нехай опір рами в момент початку спрацювання вузлів дорівнює 150 кН, а рами встановлені через 1,0 м. З графіка (рис. 2.40) маємо, що для утримання у рівновазі породи в з.н.д., що має контур 2, величина опору кріплення повинна досягти 230 кН/м. Тому, фактичний опір кріплення є недостатнім. Через це вузли піддатливості будуть спрацьовувати до тих пір, поки не досягнута необхідна опірність. Якщо при цьому величина осідання рами перевищить зсуви масиву, породи знову почнуть вільно зміщуватись і з.н.д. зросте до

контура 3. Тепер вже зсуви складуть 210 мм, а необхідна опірність кріплення – 350 кН/м (рис. 2.40). Таким чином, залишений зазор у покрівлі призведе до того, що опірність кріплення замість необхідних спочатку 100 кН повинна бути збільшена до 350 кН, в зв’язку з чим замість легкого спецпрофілю СВП-17 необхідно застосовувати кріплення з СВП-27, що призведе до збільшення витрат металу на 60%.

Якщо припустити, окрім цього, що погано затягнуті гайки на хомутах, то опірність рами у піддатливому режимі може бути меншою ніж потрібно (350 кН). Тоді рама буде «відходити» від навантаження до повного втрачання піддатливості, а породи з з.н.д. – безперешкодно зсуватися вниз у виробку. Із графіка на рис. 2.40 виходить, що, якщо піддатливість кріплення складає 350 мм, то з.н.д. вийде на контур 5. При цьому зсуви складуть 500 мм, а необхідна опірність кріплення – 700 кН/м. У цьому випадку арокне кріплення або буде зруйноване, або вимагатиме підсилення ще однією рамою, а надлишок зсувів викличе його пластичні деформації.

Такі результати свідчать про те, що при перекріпленні розвантаження масиву від реакцій кріплення викличе зростання з.н.д. і погіршить умови роботи знов зведеного кріплення. Перекріплення необхідно робити, не допускаючи розвантаження.

Таким чином, найбільш економічне кріплення, яке вступає у жорстку взаємодію з породним масивом одразу ж після його установлення. При цьому величина реакції кріплення повинна бути не меншою маси породи, що знаходиться в межах з.н.д., причому робота у режимі піддатливості повинна проходити без зниження початкового опору.

2.10 Основні гірничотехнічні причини деформації металевих арок кріплення

Умови роботи кріплення, характер і час введення конструкції в експлуатацію – основний показник, що визначає її роботоздатність. На підтримання 1 м підготовчих виробок на шахтах щорічно витрачається в середньому 2000 грн. На роботи, пов’язані з підтриманням виробок, щорічно залучається 18-22 % підземних робітників (в тому числі понад 60 % на підтримання капітальних). У більшості випадків забезпечити експлуатаційний стан виробок тільки шляхом використання кріплення неможливо. Тому з точки зору підтримання виробок збільшення несучої здатності кріплення не завжди себе виправдовує. До того ж підвищення несучої здатності супроводжується зростанням вартості і трудомісткості кріплення, які зросли в останні роки відповідно у 2,2 і 2,6 разів.

Важливим чинником при оцінці кріплення є міжремонтний період його роботи, тобто відрізок часу від зведення кріплення до початку деформацій чи між ремонтними роботами. Ці дані по деяких видах кріплення наведені в табл. 2.10.

Таблиця 2.10

Залежність міжремонтного періоду кріплення від його несучого стану

Вид кріплення	Несуча здатність, МПа	Міжремонтний період в породах з міцністю на стиск, МПа		
		<40	41–70	>71
Металеве піддатливе	5–6	3,90	5,10	7,00
Металеве жорстке	7–13	2,60	3,20	4,10
Металобетонне	10–13	2,68	3,20	3,50
Бетонне	6–7	3,08	5,10	6,00

Із табл. 2.10 бачимо, що збільшення несучої здатності не супроводжується зростанням міжремонтного періоду.

Основними причинами деформації кріплення при експлуатації виробок є наступні:

1. Неякісне ведення прохідницьких робіт і, як наслідок, неякісне зведення кріплення (причина деформацій у 10% виробок). Ця причина виявляється при темпах прохідницьких робіт 120 м/міс. і більше.

2. Зведення постійного кріплення в зоні інтенсивних зсувах порід. Це в однаковій мірі виявляється як при жорсткому, так і при піддатливому кріпленні. При цьому негативну роль грає не тільки інтенсивність осідань, але і нерівномірність зсувів по периметру виробки, що є основною причиною невідповідності фактичної та паспортної несучої здатності.

3. Невідповідність параметрів постійного й особливо тимчасового кріплення умовам, в яких підтримується виробка (30 %). Це сприяє розвитку тріщиноутворення прилеглого гірського масиву і, відповідно, зростанню гірського тиску. При цьому 46% виробок деформується внаслідок здимання порід підосви, 32% – деформації покрівлі, 10% – зсуви бічних порід і 12% – внаслідок всебічного зсуву.

4. Вторинні зсуви порід чи безперервний розвиток гірського тиску (35%).

Таким чином, аналіз причин деформацій виробок показує, що приблизно 70-80% виробок на шахтах України для підтримання експлуатаційного стану вимагають, окрім зведення кріплення, проведення додаткових заходів. До них належать впровадження способів охорони, направлених на створення системи «кріплення-порода», в якій гірський масив біля виробки сприймає основну частину навантажень, що розвиваються тут. Велику роль у роботоздатності цієї системи грає час її утворення. І в цьому відношенні важлива роль належить системі заходів з розвантаження гірського масиву навколо виробки. Найбільш повно вимозі швидкого створення системи «кріплення-порода» відповідає розвантаження у боках виробки (наприклад, бурінням свердловин) і впровадження шатрового випукло-трикутного кріплення КВТ, що забезпечить зсув розтрісканих блоків породи не у виробку, а їх рух по зовнішньому контуру кріплення в розвантажену зону. Це забезпечить використання виробки повторно у роботоздатному стані.

2.11 Удосконалення технології кріплення гірничих виробок

Основною причиною, що стримує темпи посування прохідницьких вибоїв, є досить трудомісткий ручний процес їх кріплення. У прохідницькому циклі операції із зведення аروحного металевого кріплення займають до 75 % часу. В зв'язку з цим темпи проведення підготовчих виробок на шахтах України не перевищують 1,2-2 м у зміну, а використання прохідницьких комбайнів у часі складає 8-10 %.

При спорудженні аروحного кріплення із спецпрофілю значні витрати часу займають операції із з'єднання елементів кріплення, установлення розпірок і міжрамних зв'язків, рихтування рам за направленням виробки, розклинювання кріплення, затяжки і заповнення порожнин. Такі види робіт практично неможливо механізувати. Доставка і фіксування у покрівлі декількох верхняків попередньо з'єднаних між собою з викладеною затяжкою, суттєво ускладнюють умови виконання робіт із закріплення, знижують їх безпеку через великі відслонення покрівлі, обмеженості робочого простору. В зв'язку з цим питанням удосконалення конструкцій і технологій зведення кріплення необхідно приділяти серйозну увагу. Нижче наведені приклади нової технології кріплення виробок.

Технологічна схема зведення п'ятиланкового кріплення з гофрованим перекриттям

Для механізованого закріплення виробок застосовується п'ятиланкове піддатливе кріплення, яке складене із верхняка, виконаного у вигляді перекриття циліндричної форми, що перекриває склепіння покрівлі виробки на ширину (дорівнює приблизно $\frac{3}{4}$ прогину) і величину заходки до 1 м, із піддатливих стояків, виготовлених із спецпрофілю чи КГВ (рис. 2.41).

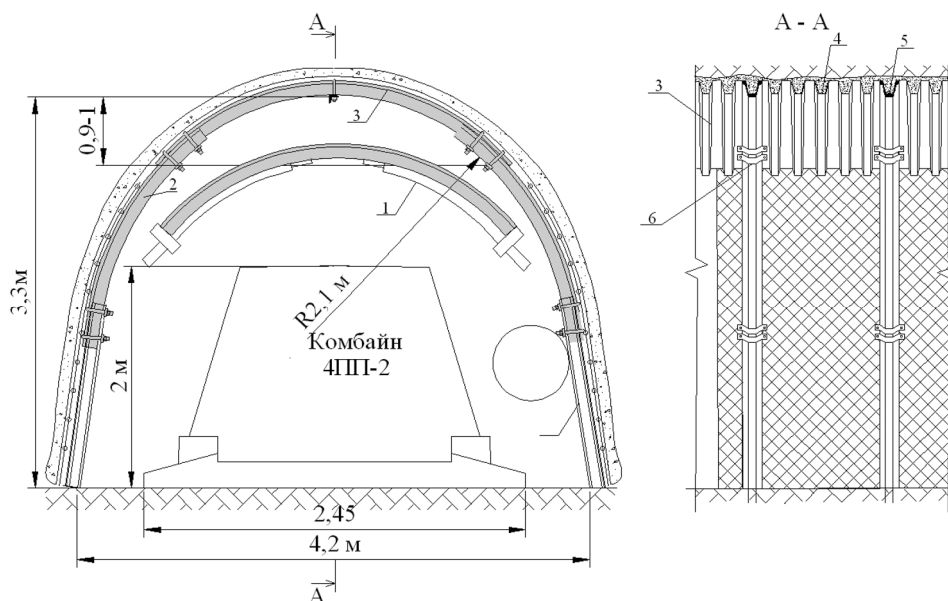


Рис. 2.41. Технологічна схема аروحного п'ятиланкового кріплення з гофрованим перекриттям: а – секція-комплект кріплення у транспортному стані

Перекриття – верхняк виконується із гофрованого листового металопрокату товщиною 3-4 мм, гофри якого мають трапецієвидну форму і розташовуються у поперечному напрямку відносно поздовжньої осі виробки 3 по склепінню перекриття. Форми, розміри і щільність розміщення гофр визначається необхідністю зберегти опірність склепіння 4 не нижче, ніж арочного кріплення при аналогічному встановленні секцій.

У процесі посування прохідницького вибою кожна послідовно зведена секція кріплення через криволінійні ділянки перекриття стикується з раніше встановленою секцією. Тому геометричні розміри гофр передньої і задньої ділянок склепіння виконуються так, щоб зчеплення секцій у вигляді з’єднання вперехрест трапецій було надійним. В середній частині перекриття (склепіння) передбачено збільшення за висотою і шириною гофра у формі внутрішнього перерізу спецпрофілю стояка 5, який одночасно підвищує момент опірності конструкції і дозволяє виконати надійне з’єднання з піддатливими стояками кріплення за допомогою жорсткого замкового пристрою 6. Замкове з’єднання на сполученні перекриття і стояків скріплюється болтовим хомутом, який пропускається через отвори у планках і склепінні, що розташовані симетрично відносно поздовжньої осі збільшеного перерізу гофри. Стояки кріплення комплектуються у рамі (секції) з відрізків спецпрофілю 1 і 2 однакової довжини, які вперехрест з’єднуються замками. Піддатливість кріплення по вертикалі складає 800 мм.

Параметри конструкції та розміри її елементів визначені із умов дотримання поточної технології при виготовленні, зведенні і компактності секції-комплекта кріплення у зібраному вигляді для транспортування у вибій до місця зведення над прохідницьким обладнанням. Для цього може бути використана одна із схем: кріплення доставляють за допомогою візка по монорейці і зводять гідропідйомником з маніпулятором, який змонтовано на корпусі прохідницького комбайна; транспортування і зведення кріплення у вибої здійснюється кріплеустановником, який переміщується по монорейці.

Складання кріплення в секцію-комплект (перекриття із зсунутими стояками і замками) відбувається на монтажній дільниці за межами зони роботи прохідницького комбайна. Далі кріплення над ним по монорейці доставляють у вибій, піднімають гідропідйомником і притискають до покрівлі, одночасно стикуючи з раніше змонтованою секцією. Після цих операцій на секції виконують ослаблення з’єднувальних замків, опускання і зведення стояків у робочий стан з подальшим затяганням замків на склепінні-перекритті і стояках. У кріпленні допускається розташування стояків із зміною перехрестя у замкових з’єднаннях у межах 250-400 мм, що дозволяє регулювати висоту кріплення й усувати можливі перебори і порожнини по контуру виробки, забезпечуючи контакт склепіння кріплення з породним контуром. При рівномірних зсувах порід покрівлі і боків виробки кріплення розраховане на піддатливість у замках стояків і на спряженні з перекриттям, а при осіданнях порід тільки покрівлі – на піддатливість у нижніх з’єднаннях стояків.

За рахунок того, що розмір гофрованого перекриття у поздовжньому напрямку перевищує крок зведення секцій (рам) кріплення, а у поперечному близький до проектної ширини виробки, досягається: надійний зв'язок між секціями кріплення внаслідок перехрестя і зчеплення гофр перекриття на всій криволінійній частині склепіння; суцільне перекриття зтяжкою покрівлі виробки; орієнтування секцій кріплення, що зводяться у вибої, за напрямком проходження виробки, внаслідок зчеплення (стикування) з раніше зведеною секцією, яка має вже заданий напрямок; збереження стійкого стану виробки на спряженні з лавою при знятті стояків кріплення у «вікні» лави (склепіння перекриття зберігає робочий простір від висипання й обвалення зруйнованих порід покрівлі); суміщення основних операцій із зведення кріплення.

Із технології кріплення у порівнянні з арочним кріпленням із спецпрофілю виключені такі види робіт, які виконуються вручну: зведення й усунення тимчасового висувного кріплення, обирання порід покрівлі, доставлення елементів кріплення у вибій, зведення міжрамних зв'язків, пробивання розпірок, укладання зтяжки по склепінню покрівлі з заповненням порожнин породою.

Приблизний розподіл поопераційних витрат часу і праці у циклі кріплення виробки наведено в табл. 2.11.

Таблиця 2.11

Порівняльні параметри витрат часу і праці нового і звичайного арочного кріплення

№ п.п	Перелік операцій по процесу «закріплення виробки»	Витрати, %			
		часу		праці	
		звичайне арочне кріплення	новий вид кріплення	звичайне арочне кріплення	новий вид кріплення
1	Обирання порід покрівлі та боках	1,5	—	1,5	—
2	Зведення тимчасового висувного кріплення	5,0	—	4,8	—
3	Підготовка лунок під стояки кріплення	8,0	8,0	7,4	7,4
4	Зведення стояків	5,4	3,3	5,8	2,5
5	Приєднання стяжок	6,0	—	5,0	—
6	Зведення верхняка	5,3	3,2	6,1	3,2
7	З'єднання елементів кріплення	24,6	18,0	28,0	17,0
8	Рихтування рам за напрямком виробки	8,2	—	8,0	—
9	Забивання клинів розпірок на рамах	5,0	—	4,5	—
10	Зтяжка рам і заповнення порожнин породою	30,9	—	29,0	—

Таким чином, вищенаведена конструкція арочного кріплення дозволяє вирішити питання удосконалення технології і механізації закріплення виробок при комбайновому способі проведення, забезпечити безпечність виконання робіт у вибої, знизити на 70 % трудомісткість і час на зведення кріплення, приблизно у 2 рази підвищити темпи проходження виробки.

Технологічна схема зведення арочного кріплення з монолітною міжрамною огорожею

Конструкція кріплення складена із рам металевого арочного кріплення, решіткової затяжки і монолітної міжрамної огорожі, що утворюється шляхом нагнітання у закріплений простір твердіючих цементно-пісчаних чи цементно-зольних розчинів. Для формування монолітної міжрамної огорожі використовується спеціальна інвентарна опалубка із секцій щитів, які з'єднані між собою і сусідніми щитами вперехрест і закріплюються до рам кріплення крюками. Для запобігання витіканню розчинів, що нагнітаються, за межі заходки на крайню раму кладуть матер'яний рукав з ніпельним затвором, в який нагнітають твердіючу суміш і таким чином створюють щільний контакт між породним контуром і рамою кріплення (рис. 2.42).

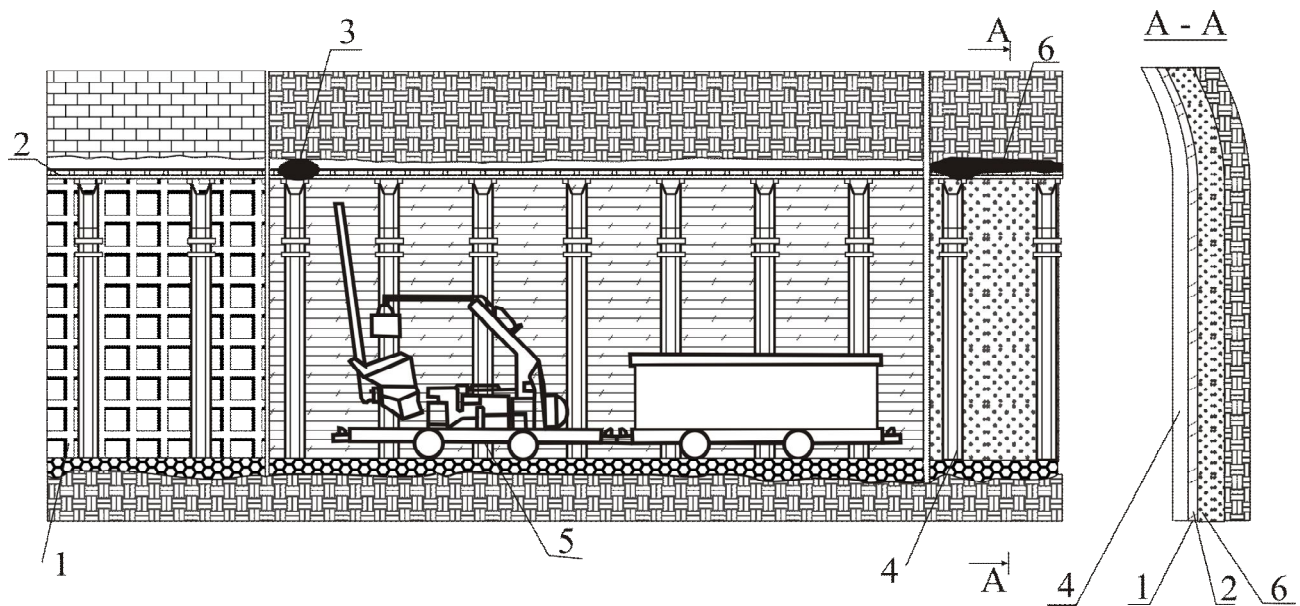


Рис. 2.42. Технологічна схема зведення кріплення: 1 – решіткова затяжка; 2 – рулонне матер'яне покриття; 3 – матер'яний рукав; 4 – рама металевого арочного кріплення; 5 – тампонажне обладнання; цементно-зольна твердіюча суміш.

У конструкцію, окрім рам металевого кріплення 4, входить решіткова затяжка 1, рулонне матер'яне покриття 2 і матер'яний рукав з ніпельним затвором 3.

Технологія зведення кріплення відбувається наступним чином. В процесі вивантаження гірської маси із вибою гірничої виробки до нього доставляють рами арочного кріплення, елементи решіткової затяжки і рулонне матер'яне покриття. На зведені рами кладуть решітчасту затяжку і скріплюють між собою в'язальним дротом. Потім кладуть рулонне матер'яне покриття, яке також прикріплюють в'язальним дротом до рам кріплення, що є граничною у заходці для нагнітання твердіючої суміші у закріпний простір, укладають по периметру матер'яний рукав з ніпельним затвором. Після цього продовжують прохідницькі роботи.

Для зведення монолітної міжрамної огорожі готують твердіючу суміш, заповнюють спочатку рукав з ніпельним затвором, що забезпечує контакт рами кріплення з породним контуром, а після заповнюють твердіючим розчином закріпний простір через отвір в рулонному покритті. Для забезпечення рівномірного розповсюдження розчину і відвернення його від видавлювання у виробку заповнення закріпного простору по висоті за один цикл не повинно перевищувати 1-1,5 м. З цією метою заповнення проводять почергово в лівий і правий борти і в останню чергу заповнюють закріпний простір у склепистій частині виробки.

Наведена технологія зведення арочного металевих кріплення виключає «точкове» навантаження на кріплення, забезпечує рівномірний розподіл гірського тиску. Встановлено, що тампонаж закріпного простору знижує на 30-40 % навантаження на кріплення. Це дозволяє збільшити крок установлення рам арочного кріплення. Використання наведеної конструкції кріплення дозволяє відмовитись від необхідності укладання залізобетонної затяжки і трудомісткої операції із забутування закріпного простору. Монолітна міжрамна огорожа має високі протифільтраційні властивості, що дуже важливо при проведенні виробки в самозаймистих вугільних пластах, а також, при цьому, виключає скупчення метану у закріпному просторі.

Таким чином, використання наведеної технології закріплення гірничих виробок арочним металевим кріпленням і тампонажем закріпного простору твердіючими сумішами дозволяє:

- знизити на 25-30% трудомісткість зведення кріплення;
- в 1,5-2 рази зменшити витрати металу на зведення кріплення;
- виключити доступ повітря у закріпний простір і, як наслідок, виключити самозаймистість вугільних пластів;
- виключити скупчення метану у закріпному просторі;
- виключити використання залізобетонної затяжки, що знижує трудомісткість зведення кріплення та його вартість;
- знизити витрати цементу на 20-30% при використанні золи-виносу і золошлакових сумішей за рахунок їх прикінцевої активності, а також виключити використання дефіцитного піску для приготування твердіючих сумішей.

Технологічна схема зведення арочного кріплення з заповненням закріпного простору

Сучасна технологія проведення і закріплення підготовчих виробок передбачає наявність закріпного простору різноманітної величини. Забутування його подрібненою породою через трудомісткість цього процесу практично не виконується, і вже зведене кріплення деякий час не має контакту з породним контуром, що різко знижує стійкість виробки. Збільшення закріпного простору від 100 до 450 мм призводить до зростання зсувів порід на контурі покрівлі в 5,5 разів.

Нейтралізувати цей недолік можливо за рахунок надійного контакту кріплення з масивом порід безпосередньо у вибої, використовуючи заздалегідь виготовлені забутивні елементи.

Суть нової технології заповнення закріпного простору підготовчих виробок полягає у використанні ефекту збільшення в об’ємі поліуретанових смол і їх змішування з сипучими матеріалами (деревна стружка, тирса, подрібнена порода тощо). Поліетиленові мішки розміром 0,5x0,5x0,8 м наповнюються на 1/10 деревною стружкою (породою), зв’язуються в тюки (по 10-12 штук) і доставляються у прохідницький вибій, туди ж надходить і поліуретанова смола (наприклад, «беведоль-беведан» виробництва Німеччина). Після зведення двох рам арочного кріплення виконувались роботи із затягування і заповнення закріпного простору. У поліетиленовому мішку робили невеликий отвір і через спеціальну мірну воронку вливали по 1,5 л смоли і твердіючої речовини. Потім мішок подавали на укладання в частково затягнутий закріпний простір. Через 5 хвилин розпочиналась хімічна реакція, в результаті чого поліуретанова смола спінювалась і збільшувалась в об’ємі майже в 30 разів, заповнюючи мішок і інтенсивно перемішуючись з деревною стружкою. Ще через 20 хвилин склад мішка набував твердого агрегатного стану, а мішок приймав форму закріпного простору, заповнюючи собою всі нерівності породного контура (рис. 2.43). Укладання мішків розпочинається з боків виробки і закінчується у склепінні покрівлі (рис. 2.44). Залежно від величини закріпного простору (200-400 мм) викладали один чи два мішки.



Рис. 2.43. Забутований закріпний простір

Внаслідок збільшення складу мішка в об’ємі і подальшого затвердіння на кріплення виробки впливало активне привантаження, що фіксувалось при проковзуванні сегментів у замках. Це свідчило про введення кріплення в роботу. Трудомісткість робіт із заповнення закріпного простору в 1,5-2 рази менша, ніж при звичайній технології.

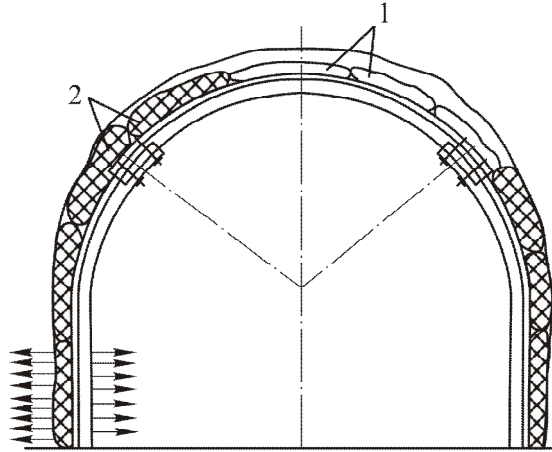


Рис. 2.44. Технологічна схема укладання елементів активної забутівки закріпного простору: 1, 2 – мішки до і після хімічної реакції

Для визначення геомеханічних особливостей стійкості підготовчих виробок, закріплених за новою технологією, проведені інструментальні спостереження за деформуванням породного масиву на контрольній і експериментальній дільницях. Були встановлені контурні і глибинні реперні станції.

Аналіз змін зсувів контура покрівлі на цих дільницях (криві 1 і 2 на рис. 2.45) показали, що через 40 діб зсуви практично затухають (їх швидкість 0,3 і 0,2 мм/добу відповідно). Аналогічно характеризуються зсуви контура боків виробки (криві 3 і 4).

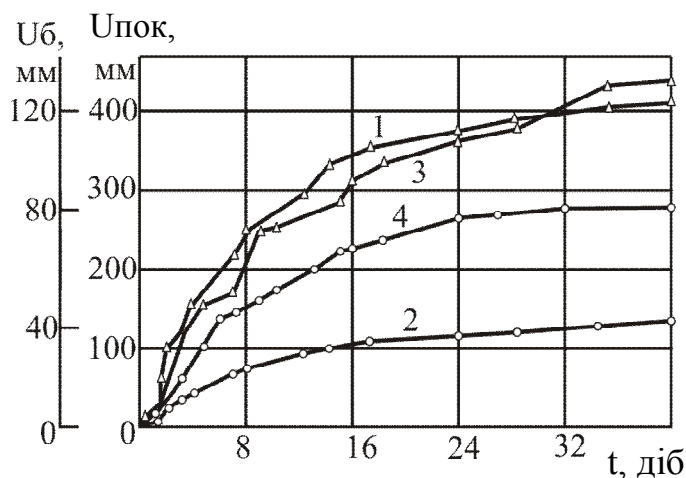


Рис. 2.45. Графіки зміни зміщень порід на контурі покрівлі $U_{пок}$ боків U_b підготовчої виробки у часі t :

1 і 3 – на контрольній; 2 і 4 – на експериментальній дільницях

Використання нової технології дозволяє зменшити осідання контура покрівлі виробки з 400 до 110 мм, а боків виробки – з 130 до 82 мм. На контрольній і експериментальній дільницях 90-96% зсувів контура покрівлі обумовлено розширенням шару порід безпосередньої покрівлі на глибину 1,2-1,6 м. Деформації, що виникають навколо виробки внаслідок тріщиноутворення у покрівлі на контрольній і експериментальній дільницях дорівнюють, 234 і 39 мм, у боках 46 і 16 мм. Ці дані показують, що реакція опіру кріплення в основному впливає на зсуви через тріщиноутворення, зменшуючи його на експериментальній дільниці у 6 разів для покрівлі і в 2,8 рази для боків підготовчої виробки. Для покрівлі цей вплив більший, оскільки суттєву частину його зсувів визначає осідання породних блоків, що сформувались тріщинами, вниз під дією власної ваги. Якісний контакт кріплення з масивом на експериментальній дільниці запобігає цьому процесу.

Нова технологія незалежно від можливості забезпечення надійного контакту кріплення з породним контуром у вибої виробки має такі переваги геомеханічного характеру: рівномірне навантаження аروحного кріплення, внаслідок чого підвищується його несуча здатність; зниження місцевих концентрацій напружень на нерівностях породного контура; можливість варіювання механічною жорсткістю забутивного матеріалу і його відсоткового утримання у мішку.

Технологічна схема заповнення порожнин закріпного простору фосфогіпсовим в'язучим матеріалом

У 1983 р. із відходів хімічної промисловості було освоєно масове виробництво швидкотвердіючого в'язучого матеріалу з фосфогіпсу. Його було використано у вугільних шахтах для заповнення закріпного простору гірничих виробок.

В'язуче із фосфогіпсу – це білий порошок із щільністю у насипному стані 1,18-1,2 т/м³. Для одержання стандартної густини фосфогіпсового розчину необхідно 35-37% води від маси в'язучого. При такій консистенції розчин твердіє протягом 20-22 хв.

Гранична міцність на стиск твердіючого фосфогіпсового розчину нормальної густини через 2 години складає 15-16, через добу – 17-19, через 28 діб – 25-35 МПа.

Для заповнення закріпного простору гірничих виробок необхідно використовувати розчини з більш довгими термінами схоплення. Для їх збільшення використовують триполіфосфат натрію – білий порошок, що широко застосовується в хімічній промисловості для виробництва синтетичних миючих засобів. Добавка триполіфосфату натрію складає 0,1-0,12% від маси фосфогіпсу. При цьому кінцеве схоплення відбувається через 75-90 хв.

Для економії фосфогіпсового в'язучого використовують розчин з інертним наповнювачем – піском. Оптимальна кількість розчину, що

нагнітається у закріпний простір за один цикл, складає 1 м^3 . На його виготовлення витрачається 450 кг фосфогіпсового в'язучого, 562 кг піску, 250 л води і 0,45 кг триполіфосфату натрію.

Технологія заповнення закріпного простору виробок твердіючими розчинами наступна. Спочатку проводять герметизацію (зарубку щілин між затяжками) виробки по всьому її периметру наблизком твердіючого розчину на щілини між затяжками. Для зменшення розтікання розчину по довжині виробки між затяжкою і контуром виробки по її периметру споруджують через кожні 25-45 м перемички. З цією метою у зазначених місцях при проведенні виробки установлюють кріплення без затяжки. Поступово викладаючи затяжку знизу вгору, закріпний простір заповнюють розчином на всьому периметру виробки. Між перемичками розчин у закріпний простір нагнітають через відрізки труб (кондуктори) діаметром 50 мм, установлені між затяжками через 3-5 м. Технологічна схема заповнення закріпного простору фосфогіпсовим розчином наведена на рис. 2.46

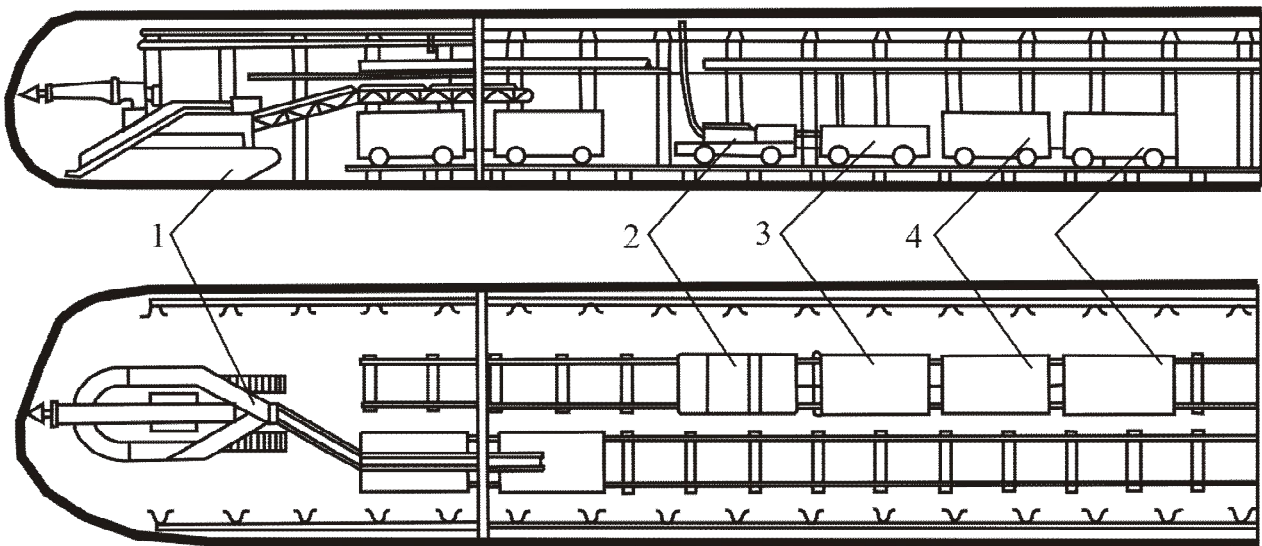


Рис. 2.46. Технологічна схема заповнення закріпного простору підготовчих виробок фосфогіпсовим розчином: 1 – прохідницький комбайн; 2 – розчинонасос; 3 – розчинозмішувач; 4 – вагонетка з піском; 5 – вагонетка з фосфогіпсовим в'язучим матеріалом

Для приготування розчину в розчинозмішувач із шахтного водопроводу подають необхідну кількість води з розчином в ній триполіфосфатом натрію. При працюючому розчинозмішувачі в нього засипають пісок і фосфогіпсовий в'язучий. Розчинозмішувач складається з вагонетки і розташованого в середині її горизонтального валу на шарикопідшипниках з ущільнювачами. На валу закріплені лопасті зі з'ємними щітками з сталюого дроту. Вал приводить в рух електродвигун потужністю 7,5 кВт і швидкістю обертання 3500 об/хв. Швидкість обертання валу з лопастями через редуктор

складає 34 об/хв. Тривалість приготування 1 м³ розчину і заповнення ним закріпного простору складає 16 хв. Цю операцію виконують два робітники. За зміну подається 3-4 м³ розчину.

До недоліків фосфогіпсових в'язучих можна віднести гігроскопічність і неводостійкість складу, суттєве зниження міцності у вологому середовищі і малу адгезію до зміцнюючих порід. Ці недоліки обмежують область їх застосування.

Технологічна схема заповнення порожнин закріпного простору і тампонажу на основі доломітового пилу

Кращими технологічними і фізико-механічними властивостями порівняно з фосфогіпсовими і цементно-піщаними складами посідають тампонажні розчини з доломітового пилу. Цей пил уловлюється у процесі газоочищення при обжиганні металургійного доломіту, який також є відходом виробництва. Пил являє собою тонкодисперсний порошок з розмірами частинок, що не перевищують 80 мкм. Розчини з доломітового пилу водостійкі, утворюють тампонажний камінь з високими міцнісними й адгезійними характеристиками.

Використовують доломітопіщані склади у співвідношенні: доломітовий пил (ДП) : пісок (П) : вода (В) від 1:1:0,8 до 1:2:1. Одержаний при цьому тампонажний камінь є однорідним, і його міцність складає 4-8 МПа. Мале водопилове відношення доломітових і доломітопіщаних розчинів дозволяє зменшити трудомісткість робіт із герметизації кріплення.

Для подачі розчину у закріпний простір використовують спеціальне сопло (рис. 2.47). Воно має корпус 1, піджимну гайку 2, що з'єднана різьбовим пристроєм з магістральним шлангом, двох еластичних гумових кілець 3, стовбура 4, сопла і насадки 5. У корпусі 1 сопла і рухомої гайки 2 зроблені кільцеві проточки, в які входять еластичні кільця 3. Між корпусом і еластичними кільцями утворена кільцева порожнина, в яку під тиском подається вода.

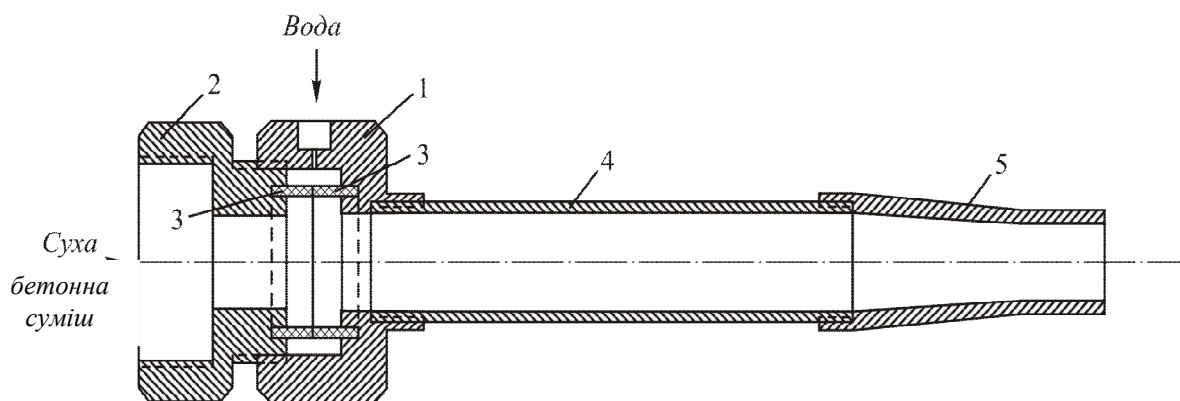


Рис. 2.47. Конструкція сопла для подачі в'язучих сумішей у закріпний простір

В процесі роботи сухий матеріал (доломітова чи бетонна суміш) проходить через нього, зустрічається зі струменем води, який під тиском витікає із щілини, переміщується у стовбурі 4 і далі утворений розчин нагнітається у закріпний простір.

На рис. 2.48 наведена технологічна схема заповнення закріпного простору в'язучим розчином. Технологія закладання виконується наступним чином. Після установлення у прохідницькому вибої необхідної кількості рам арочного кріплення 1 з міжрамною огорожею 2 розпочинають заповнення закріпного простору розчином 3 на основі доломітового пилу. Процес заповнення відбувається у прохідницькому вибої подачею закладної суміші трубопроводом 7. Пневмобетономашина 10 розташована у підготовчій виробці таким чином, щоб не заважати виконанню операцій прохідницького циклу. На кільцевій ділянці трубопроводу 7 виконують замішування закладної суміші рідиною у змішувальному пристрої 5. Закладний матеріал замішують водою з добавкою, яка забезпечує подовжений термін схоплювання розчину. Кількість води і добавки, що витрачається на 1 м³ закладного матеріалу, регулюється вентилем 6. Заповнення закріпного простору відбувається через сопло 4, яке переміщується по периметру арочного кріплення.

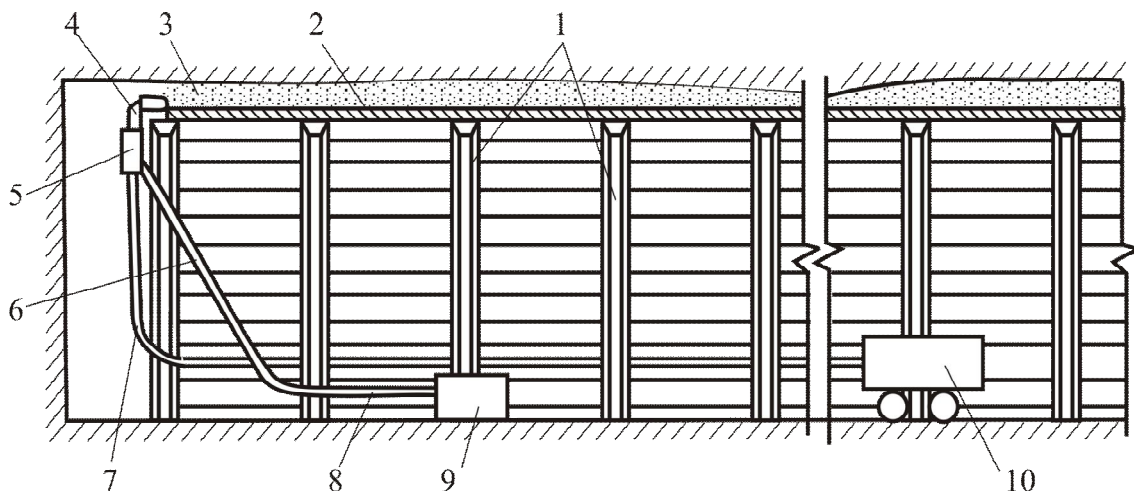


Рис. 2.48. Схема заповнення закріпного простору розчином на основі доломітового пилу: 1 – рамне арочне кріплення; 2 – міжрамна огорожа; 3 – твердіючий розчин; 4 – сопло подачі в'язучої суміші; 5 – змішувальний пристрій; 6 – вентиль подачі води з добавкою; 7 – трубопровід подачі сухої суміші; 8 – трубопровід подачі води; 9 – бак з насосом для води; 10 – пневмобетономашина для утворення і подачі сухої в'язучої суміші

Експериментальні дослідження показали, що при попередньому змішуванні сипучих компонентів доломітопіщаних розчинів природна вологість піску незначно впливає на міцність тампонажного каменя, що дозволяє готувати компоненти розчину на поверхні шахти.

Технологічна схема заповнення закріпного простору гірською породою і підвищення опорних властивостей рам арочного кріплення

У процесі проходки підготовча виробка закріплюється піддатливим рамним арочним кріпленням і містить установавлення рам і міжрамних огорож з наступним заповненням порожнин закріпного простору гірською породою.

Ця технологічна схема передбачає наступні операції.

Після виймання породи у підготовчому вибої установавлюють верхняк і стояк піддатливого арочного кріплення і скріплюють їх замками. Установавлюють міжрамну огорожу і заповнюють закріпний простір шахтною породою. При цьому між кріпленням і породним контуром виробки забутівна порода слабо ущільнюється, контакт кріплення з породним контуром виробки не забезпечується. При такій технології проходки виробки неефективно використовуються можливості реакції опіру рам арочного кріплення. Це призводить до негативних наслідків, коли прилеглі породи одержують можливість вільно (до виникнення пасивного опору кріплення) зсуватися у порожнину виробки внаслідок утворення тріщин, розшарування порід і втрати несучої здатності. Порода руйнується на блоки, які зсуваються в середину виробки, деформуючи арочне кріплення. Нейтралізувати таку ситуацію можливо за рахунок ефективного використання можливостей реакції опіру рамного арочного кріплення і міжрамних огорож.

Верхняк арочного кріплення і стояки рами установавлюють у виробці з напуском на величину повної піддатливості h_n (рис. 2.49, а) і контролюють, щоб розміри перерізу підготовчої виробки відповідали її розмірам при вичерпанні піддатливим кріпленням його повної піддатливості H_n . Після заповнення породою закріпного простору 1 установавлюють по черзі під кожне арочне кріплення розпірний пристрій 4 (стояки ГС) з фермою підсилення 3 і розпирають верхняк, попередньо ослабивши замки 2 кріплення. По манометру 5 на стояку контролюють навантаження, доводячи його до величини несучої здатності кріплення (наприклад 200 кН/м^2). Одночасно контролюють, щоб розміри перерізу виробки після досягнення цього розпору відповідали її початковим проектним розмірам H_m , а величина напуску складових елементів піддатливого кріплення в замках дорівнювала мінімально допустимій h_n . Після навантаження на арочне кріплення, що створюються фермою 3 і стояком ГС 4 фіксують його шляхом затягування замків 2, а стояк ГС з фермою підсилення знімають.

В результаті створення підсилювального навантаження на рами арочного кріплення і міжрамну огорожу, закладний породний масив 1 у закріпному просторі виробки ущільнюється, досягається рівномірний контакт кріплення з контуром виробки. Розпірне навантаження перешкоджає вільному зсуву порід у виробку, обмежується руйнування вміщуючих порід, зберігається несуча здатність прилеглого масиву, і внаслідок цього підвищується стійкість підготовчої виробки.

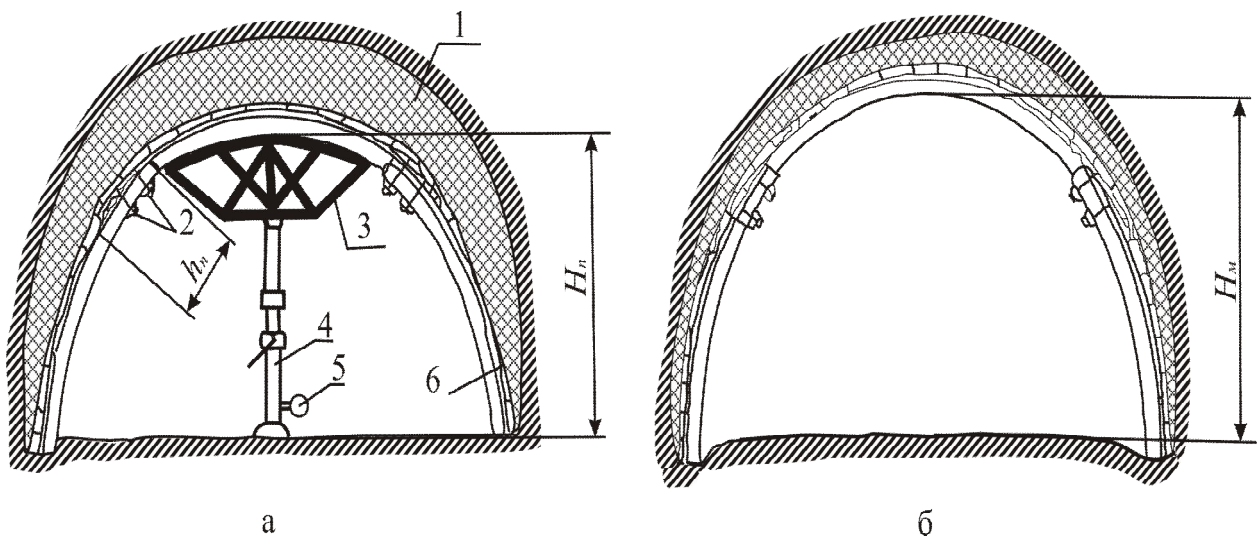


Рис. 2.49. Технологічна схема підвищення властивостей реакції опору рам арочного кріплення при заповненні закріпного простору підготовчої виробки гірською породою: а – розпірний пристрій для одержання навантаження рам кріплення на контурі виробки, яке дорівнює несучій здатності цього кріплення; б – переріз виробки після підвищення відпірних властивостей рам піддатливого кріплення: 1 – закріпний простір виробки, заповнений гірською породою; 2 – замки арочного кріплення; 3 – ферма підсилення; 4 – стояк ГС як розпірний пристрій; 5 – манометр для контролю навантаження на раму піддатливого кріплення; 6 – породний контур виробки

Витрати на заходи щодо підвищення надійності експлуатації виробки у 4-5 разів менші витрат на її ремонт, пов'язаний з деформуванням породного контура і кріплення виробки.

2.12 Основні проблеми і напрямки розвитку рамного кріплення для підготовчих виробок

За останні роки конструкції рамного металевих кріплення не зазнали значних змін ні у відношенні параметрів робочої характеристики (навантаження-піддатливість), ні номенклатури типів конструкцій. В той же час гірничо-геологічні і техніко-економічні умови суттєво змінились. Так, зсуви породного контура в одиночних виробках характеризується різко вираженою нерівномірністю на різних ділянках периметра і можуть досягати значень співставних з лінійними параметрами площі перерізу. В зонах впливу очисних робіт вищенаведені прояви наростають, нерідко обумовлюючи неможливість використання безнішового виймання вугілля в лавах і тим більше підтримання виробки для повторного використання. Внаслідок якісної зміни обставин кріплення традиційних типів стає неефективним через невідповідність робочих характеристик умовам використання, що призводить до невиправданих витрат на виробництві.

При зведенні та подальшій експлуатації одиночної виймальної виробки утворюються три періоди, які відрізняються деформаціями породного контура, що визначають схему навантаження на кріплення.

Період 1 – привибійна зона довжиною від 0 до 20 м. В її межах діють дотичні напруження по контуру виробки

$$\sigma = \frac{3}{2} \gamma H , \quad (2.51)$$

де γH – тиск верхньої товщі порід, МПа.

Вже у цьому випадку у виробках можуть розпочатись руйнування, які розповсюджуються в глиб масиву, притому і попереду вибою, і зростають у міру послаблення впливу третьої обмежувальної площини (вибою виробки).

Напруження на межі зони можуть досягати значення $2\gamma H$, визначаючи до того ж умови започаткування граничної рівноваги, яка залежить в свою чергу, від рівня опірності кріплення. Тому в цих умовах можна використати коефіцієнт стійкості

$$K_c = \frac{\gamma H}{R_c} , \quad (2.52)$$

де R_c – тимчасова опірність порід, МПа.

Особливістю цієї зони є те, що область зруйнованих порід на більшій частині протяжності виробки формується без участі кріплення, оскільки звичайно закріпний простір не забутовується, а рами не розклинюються. Вільне деформування (за рахунок тріщиноутворення) контура без участі кріплення, починаючи з моменту утворення породного відслонення при проходці, визначає подальшу схему його навантаження: відносно рівномірний розподіл навантаження з боків P_{II} і навантаження від зусиль P_I , близьких до зосереджених в напрямку, перпендикулярним до напластування от формувальної „складки” (рис. 2.50 і рис. 2.7).

Зсуви контура можуть досягати декількох сотень міліметрів, причому з достатнім ступенем впевненості значну їх частину можна вважати наслідком сукупності пружної і пластичної деформацій породи приконтурної зони, а також незатухаючої повзучості (що закінчуються руйнуванням). Іншими словами, ця частина деформацій контура реалізується переважно в режимі заданої деформації, який у міру віддалення вибою переходить у змішаний режим.

Період 2 – довжина виробки до початку випереджуючого впливу очисних робіт. Породний контур деформується за участю кріплення, яке розглядається як кінцева межа умови задачі граничної рівноваги, що утворюється частіше всього протягом 60-100 діб при зменшенні інтенсивності зсувів і подальшій трансформації змішаного режиму в бік перевищення режиму заданого навантаження. Схема прикладання зусиль до кріпильної рами формується остаточно, а зсуви досягають максимуму на весь період експлуатації, майже до

початку впливу очисного виймання вугілля. У випадках, коли неможливо обійтися без перекріплення із розширенням виробки (тобто при виборі недостатнього запасу площі перерізу й опірності кріплення) виникають нові обставини: на період від зняття старого кріплення і до моменту зведення нового кріплення і розвитку ним повної робочої опірності, дія кріплення як граничної умови тимчасово зникає, а зсуви значно активізуються із послідовним затуханням.

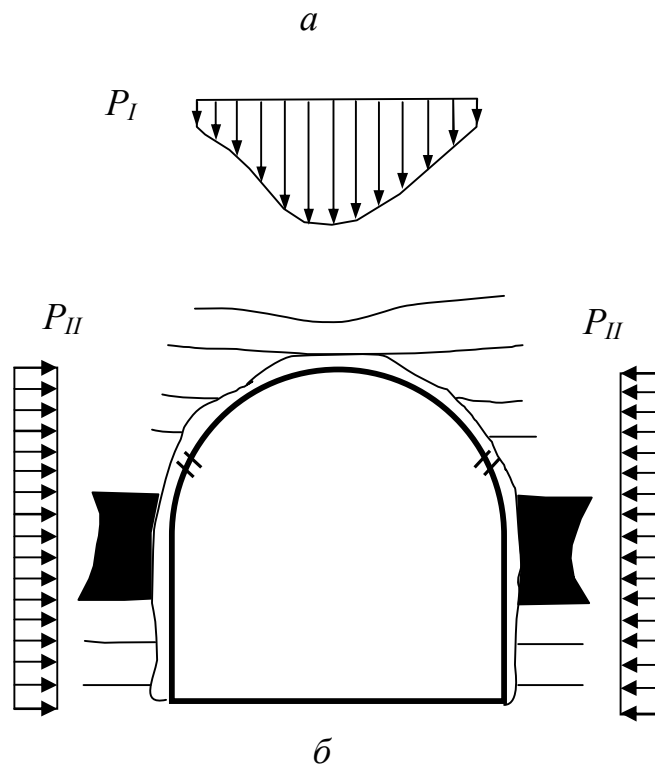


Рис. 2.50. Прояви діючої схеми навантаження у гірничій виробці (а) та її епюра інтерпретація (б) (див. рис. 2.7)

Схема прикладання зусиль не змінюється, і до початку нового стану рівноваги знову перевищує режим заданого навантаження.

Необхідно відзначити, що зростаючий вплив при перекріпленні обумовлено не тільки тимчасовим переходом граничної умови в нуль, але й видаленням деякої присічної частини приконтурної зони з загальним ослабленням вже сформованої зони граничного стану та її подальшим розвитком. Втрати нової площі перерізу можуть бути досить значними. Тому перекріплення варто розцінювати як дуже небажаний і неефективний захід.

Період 3 – зона випереджуючого впливу очисного виймання. Довжина зони за даними інструментальних досліджень коливається від 50 до 200 м, а візуально фіксується на відстані 20-100 м попереду лави. Активізація зсувів – наслідок зростання діючих в масиві напружень, причому коефіцієнт концентрації в безпосередній близькості від „вікна” лави досягає 2-4 за

рахунок ваги розрізаних блоків породи. Тому рівновага системи „кріплення-порода” суттєво змінюється, зона зруйнованих порід одержує подальший розвиток в глиб масиву, зсуви значно інтенсифікуються. Катастрофічних наслідків однак не спостерігається. По-перше, згідно закону спадковості гірського тиску, в зону впливу потрапляє виробка вже оточена зруйнованими породами, що перебувають у граничному стані, а опірність кріплення знаходиться на рівні максимальних значень. По-друге, вплив очисного виймання безперервно майже до „вікна” лави нарощується протягом відносно короткого проміжку часу, яке визначається швидкістю посування лави, а негативні наслідки згладжуються засобами тимчасового підсилювального кріплення. Схема прикладення зусиль до кріпильної рами не змінюється і втрачає симетрію тільки після проходження очисного вибою під дією якісної зміни ситуації. Переважальним режимом навантаження майже до вибою є подальші зсуви з поступовим нарощенням частки режиму заданої деформації.

Вищенаведене дозволяє сформулювати загальні вимоги до конструкції рамного кріплення нового техніко-економічного рівня, насамперед відносно типу і параметрів робочої характеристики. Найбільш доцільною є характеристика постійної опірності. Її використання гарантує захист конструкції від передчасного руйнування на всьому діапазоні піддатливості, а також створює можливість досягнення максимальної роботоздатності, що визначається залежністю

$$A_k(u) = \int_0^{U_k} R x, \quad (2.53)$$

де $A_k(u)$ – робота, яка виконується кріпленням у повному інтервалі конструктивної піддатливості, U_k – кінцеве значення конструктивної піддатливості; R – опірність кріплення; x – поточне значення піддатливості, $0 \leq x \leq U_k$.

Піддатливість конструкції повинна відповідати умові:

$$U_k \geq U_{gp}, \quad (2.54)$$

де U_{gp} – зсуви контура вміщуючих порід на момент початку граничної рівноваги.

Піддатливість повинна бути більшою від зсувів до початку появи граничної рівноваги, бо в противному разі кріплення перейде в жорсткий режим з нульовою роботоздатністю і буде зруйноване.

Згідно з основними вимогами робочу опірність рамного кріплення необхідно збільшити на 30-50 % у порівнянні з кріпленням традиційних типів, а їх конструктивна піддатливість повинна бути не менше 1000 мм. У зв'язку з цим найбільш ефективним кріпленням є його еліптична або шатрова форма.

Вона повинна мати подовжену (еліптичну) форму з орієнтуванням більшої піввісі в напрямку найбільших зсувів.

Кінцева мета створення рамного кріплення нового техніко-економічного рівня є забезпечення безремонтного підтримання виймальних виробок і можливості більш повної реалізації потенціалу кріплення, який визначається залежністю (2.53). Сутність заходів – найбільш швидке впровадження в робочий режим його підтримання упродовж всього терміну експлуатації. На стадії практичного використання необхідно мінімізувати перебори породного контура й обов’язкового заповнення порожнин закріпного простору.

Проблема створення рамного кріплення нового рівня має високий ступінь складності та досить актуальна в силу наявності прямої залежності загальної ефективності відпрацювання запасів від вирішення часткового питання безремонтного підтримання підготовчих виробок в умовах розробки родовищ на великих глибинах.

Контрольні запитання до розділу 2 “Методи підвищення стійкості підготовчих виробок”:

1. Якими заходами можна підвищити стійкість гірничих виробок?
2. Навіщо потрібне гірниче кріплення у підземних виробках?
3. Чому відбувається зменшення перерізу гірничої виробки, проведеної у гірському масиві?
4. Наведіть характеристику умов роботи кріплення гірничих виробок.
5. Чому кріплення у підготовчих виробках повинно бути піддатливим, а не жорстким?
6. Навіщо потрібно заповнювати простір за контуром рамного кріплення?

РОЗДІЛ 3 “КУМУЛЯТИВНИЙ МЕХАНІЗМ ДЕФОРМАЦІЙНИХ ПРОЦЕСІВ У ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБКАХ”

3.1 Особливості деформації гірських порід

Підготовчі виробки можуть знаходитись у стійкому і нестійкому станах.

Стійкий стан виробки досягається, коли відслонення масиву знаходиться довгий час у зрівноваженому стані і забезпечує безпечне ведення гірничих робіт. За наявності явищ деформування порід, утворення тріщин у приконтурній зоні виробки, вивалів і обвалень, що розвиваються під дією опорного тиску у боках виробки, відслонення стають нестійкими.

Зруйнована навколо виробок порода за рахунок ваги кусків, зниження зчеплення і тертя переміщується у виробку і стискає рамне кріплення. З боку покрівлі до тиску, що створюється розширенням породи, додається тиск від ваги відділених від масиву кусків породи. Якщо кріплення має достатню опірність, воно зупиняє процес руйнування порід, внаслідок чого виникає рівновага.

Величина і напрям тиску при утворенні рівновазі залежить від відповідних навантажень на кріплення від зміщення на контурі виробки. Тиск на кріплення значно спадає із збільшенням зони непружних деформацій. У цьому досить позитивна роль піддатливого кріплення, яке деформується поки тиск не зрівняється з реакцією кріплення. Це відбувається внаслідок того, що зруйновані породи навколо виробки утворюють рухливий масив і створюють опірність навантаженням з боку пружного масиву, причому дія його тим ефективніша, чим більший об'єм ослаблених чи зруйнованих порід.

Ступінь порушеності порід від контура виробки в глиб масиву до межі зони непружних деформацій має поступово зменшуватись, а тому величина зчеплення частинок порід змінюється від мінімуму на контурі виробки до початкового свого значення на межі з умовною пружною зоною.

Зростання зміщень на контурі виробки при сумісній роботі бокових порід і кріплення при зменшенні опірності кріплення теоретично необжене. Але практично при значній піддатливості кріплення зсуви порід можуть закінчитись відривом частини масиву, тобто утворенням склепіння обвалення, яке має вертикальні площини обмеження. При цьому на кріплення виробки буде давити лише вага кусків порід, що відділились від основної породи в межах склепіння обвалення, шириною, яка дорівнює ширині виробки і висотою від контуру виробки до межі зони зруйнованих порід.

Штучна порожнина у породному масиві (наприклад, підготовча виробка) обумовлює появу на її боках тиску Q , який перевищує приблизно у 2-4 рази початковий (природний) тиск Q_0 . Це додатковий так званий опорний тиск, який у міру віддалення від виробки в глиб масиву знижується до початкового Q_0 . При порівняно невеликій міцності на стиск вугленосних порід вони можуть підпадати під руйнівальні деформації, які розповсюджуються на більші чи менші відстані у глиб масиву.

Опорний тиск у боках виробки викликає зміни проектного положення в її підосшві. Здимання породи негативно впливає на режим роботи підземного транспорту, вентиляції та викликає інтенсивну деформацію кріплення. Протистояти цьому процесу практично неможливо, і в кінцевому випадку необхідно ремонтувати виробку.

Зсуви порід підосшви на спряженні з лавою досягають 800-1200 мм, причому, якщо породи покрівлі починають осідати на контурі у 15-50 м попереду лави, а підосшви – на відстані 150-250 м попереду очисного вибою із швидкістю 0,15-0,30 мм/добу.

Основними чинниками, що визначають стійкість порід покрівлі у виробках, є міцність, тріщинуватість, товщина шарів покрівлі та ширина виробки з урахуванням можливості збільшення прогину покрівлі у випадку руйнування пласта у боках виробки. Залежно від співвідношення вказаних чинників за умови підтримання покрівлі можуть бути виділені наступні її стани:

- стійкий, коли навіть при утворенні в боках виробки зон руйнування пласти породи у покрівлі виробки не обвалюються без кріплення;
- середньої стійкості, коли збереження стійкого стану порід у покрівлі виробки може бути забезпечено шляхом установлення в ній анкерів біля прохідницького вибою із щільністю близько одного анкера на 1 м² при довжині анкерів 1,8-2 м;
- нестійкий, коли навіть установлення анкерів біля вибою не перешкоджає утворенню у виробці склепистого обвалення.

Згідно аналізу запропонованих різними авторами методів розрахунку прогинів покрівлі і фактичних шахтних даних про їх розміри у різних басейнах, з достатньою для практики точністю і надійністю стосовно виробок шириною 4-5 м до стійкої покрівлі можна віднести у випадку $\sigma_c h K > 15 - 20$. Покрівля середньої стійкості буде при $15 - 20 > \sigma_c h K > 6 - 10$, а нестійка при $\sigma_c h K < 6 - 10$.

При встановленні категорії стійкості покрівлі за вказаними вище критеріями їх максимальні значення відносять для випадків утворення у боках виробки зон руйнування вугілля. Межа міцності на одновісний стиск «у куску» σ_c (в МПа) і товщина шарів порід безпосередньої покрівлі виробки h (в м) приймається згідно з вимірами їх значень, а коефіцієнт ослаблення порід тріщинуватістю K приймається для слаботріщинуватих порід рівним 0,8-0,9, для тріщинуватих порід – 0,5-0,6 і для сильнотріщинуватих порід (наприклад, у зонах тектонічних порушень) – 0,2-0,3.

У відповідності з розподілом порід покрівлі на категорії по стійкості для забезпечення їх підтримання також суттєво різні і вимоги до несучої здатності кріплення. При покрівлі стійкій і доведений до стійкого стану шляхом її анкерування виробка може взагалі не кріпитись або для безпечності кріпитись кріпленням, розрахованим лише на запобігання від локальних обвалень, тобто з опірністю 30-50 кН/м виробки. При покрівлях середньої стійкості і нестійкої

без зміцнення їх анкерами, особливо при утворенні в боках виробки зон зруйнованого вугілля, можливе утворення склепіння обвалення висотою до 1,2-1,5 ширини виробки, для підтримання якого необхідне кріплення з опірністю практично рівною 200-250 кН/м.

Відмінністю середньої стійкості від нестійкої, окрім відносно меншого (в 1,3-1,5 разів) навантаження на кріплення, головним чином є її поведінка при прохідницьких роботах: якщо для підтримання нестійкої покрівлі необхідно використання спеціальних заходів (анкерування покрівлі, установлення кріплення безпосередньо біля вибою і т.п.), то покрівля середньої стійкості, як правило, буде руйнуватись з відставанням від вибою і, отже, можливе проведення виробок без спеціальних заходів з її підтримання біля вибою. Вказані висоту склепіння обвалення і навантаження на кріплення можна приймати лише за умову зведення кріплення (відсутність куполів, розпір кріплення в породі покрівлі). При зведенні кріплення з пустотами між ним і покрівлею, по-перше, висота склепіння обвалення, що підтримується кріпленням, може бути суттєво більшою, а по-друге, можливе утворення ударних навантажень на кріплення при обваленні покрівлі.

Переходячи до розгляду стану, а отже й умов підтримання боків виробки (в першу чергу пласта), згідно виконаних численних досліджень можна констатувати, що вони визначаються переважно відношенням напруженого стану масиву після проведення виробки до міцності пласта. Приймаючи початковий напружений стан масиву рівним γH , збільшення його на контурі виробки при її проведенні рівним K_e , залежно від міцності пласта можуть бути виділені також як і для покрівлі, стійкий, середньої стійкості і нестійкий стани пласта, що визначається критерієм відносної його напруженості, а саме:

- стійкий, $K_e \gamma H$ менше межі забарної міцності пласта на одновісний стиск, при якому зона руйнування в крайовій частині пласта не утворюється, і для його підтримання не потрібно ніяких заходів;
- середньої стійкості, при $K_e \gamma H$ більше межі забарної міцності пласта, але менше межі міцності вугілля «у куску» на одновісний стиск, при якому поступово з віддаленням від прохідницького вибою в пласті (а при слабких породах безпосередньої покрівлі і підосви) на глибину до 1,5-2,0 м утворюється зона зруйнованого вугілля в основному на поверхнях його тріщинуватості;
- нестійкий, при $K_e \gamma H$ більше межі забарної міцності вугілля «у куску» на одновісний стиск, при якому вже безпосередньо у прохідницькому вибої відбувається руйнування крайової частини пласта з поступовим її збільшенням до кінця періода до 3-4 м.

Таким чином, при межі міцності вугілля «у куску» на одновісний стиск, як правило, 10-15 МПа з урахуванням його зменшення при забарному навантаженні на 20-30%, а також приймаючи зменшення міцності пласта у порівнянні з вугіллям, що його складає, за рахунок тріщинуватості на 30-40%; перехід від стійкого стану пласта до середньої стійкості відбувається на

глибинах 120-160 м, а від середньої стійкості до нестійкого – на глибинах 200-240 м. Однак, як показують шахтні спостереження за стійкістю відслонень пласта у підготовчих і очисних виробках, в умовах пологого падіння зруйнована крайова частина пласта затискається між породами покрівлі і підосви, що зсуваються і навіть на великих глибинах для відвернення його від обвалення (сповзання у виробку) достатнє кріплення з опірністю близько 42-50 кН/м або зміцнення крайової частини пласта анкерами довжиною 1,8-2 м з несучою здатністю анкерів 30-50 кН, що може бути досягнуто навіть при використанні дерев'яних анкерів.

Як показали аналітичні й експериментальні дослідження, стан і умови підтримання порід підосви і підготовчих виробок, так як і боків, визначаються переважно відношенням напружень у породах підосви після проведення виробки до їх витривалості залежно від якої можуть бути виділені наступні стани стійкості підосви: стійкий, середньої стійкості та нестійкий.

Втрата стійкості породами підосви при їх зсувах при здиманні, видавлюванні) у виробку відбувається під дією вертикальних напружень, що утворюються у боках виробки при її проведенні, в породах підосви у напрямку напластування виникають сили бокового розпору, що дорівнюють $\rho K \gamma H$ (де ρ – коефіцієнт розпору обвалених порід). При перевищенні цими силами витривалості порід підосви вони руйнуються і видавлюються у бік виробки, причому глибина зони видавлювання порід у підосві може досягати таких же розмірів, як і склепіння обвалення в покрівлі.

Виходячи із вищевказаних уявлень механізму втрати стійкості породами підосви і наслідків шахтних досліджень процесу випинання і величин зсуву порід підосви у виробку, критеріями різних станів стійкості порід підосви, відповідних різним ступеням інтенсивності її випинання у виробку, є наступні:

- стійке, при силах бокового розпору, що менше межі забарної витривалості порід підосви «у масиві» на одновісний стиск, при якому величини зсувів порід підосви при проведенні виробки невеликі (до 35-50 мм), затухають на відстані 30-40 м за прохідницьким вибоєм, тобто, при якому породи підосви є практично невипинними;
- середньої стійкості, при силах бічного розпору більших межі забарної витривалості порід підосви «в масиві», але менше межі витривалості цих порід на одновісний стиск «у куску», при якому у міру послідовного розвитку розшарування і руйнування шарів підосви поступово під виробкою утворюється зона видавлювання порід у виробку глибиною приблизно рівною її ширині зі збільшенням величин зсувів до 200-400 мм, однак з поступовим затуханням їх до невеликих швидкостей на відстані більше 30-40 м від прохідницького вибою;
- нестійкий, при силах бічного розпору більших межі витривалості порід підосви на одновісний стиск «у куску», при якому відбувається процес роздавлювання порід підосви під боками

виробки та їх видавлювання в бік виробки, що призводить до інтенсивного збільшення зони видавлювання і величин зміщення (випинання) порід підосви, які не затухають до кінця періоду.

При використанні наведених критеріїв оцінки стану підосви в підготовчих виробках поза зоною опорного тиску очисних робіт відмітимо, що вони справедливі лише для скальних осадочних порід (аргіліти, сланці, алевроліти, пісковики і т.п.), за умов відсутності впливу води на їх витривалість. При обводненні виробок, особливо при заляганні в підосві аргілітів і глинистих сланців, по-перше, необхідно враховувати суттєве (іноді в 2-3 рази) зменшення їх міцності, а також можливість суттєвого збільшення випинання внаслідок набухання і в'язкопластичної течії, характерних для глин, у яких межа забарної витривалості дуже невелика.

Не дивлячись на наведене суттєве спрощення механізму втрати стійкості породами підосви, наведені вище критерії з достатньою для практики точністю і надійністю дозволяють визначити ступінь випинання порід підосви у підготовчих виробках.

Суттєво найбільш складним є вирішення практичних завдань визначення величин випинання підосви, особливо в умовах її зміцнення в'язкими й анкерами та установленням кріплення. Розроблені на цей час аналітичні методи розрахунку зсувів і навантажень на кріплення, не дивлячись на значне зростання вимог до вихідних даних для розрахунків, кількісно у багатьох випадках відрізняються від вимірних в шахтних умовах. Тому при вирішенні завдань керування випинанням порід підосви слід опиратись на результати експериментальних досліджень, що полягають в наступному:

- повністю випинання порід підосви можна запобігти тільки при використанні способу розвантаження масиву та відповідної геометричної форми кріплення, яке створює консолідуючий металопопородний вантажонесучий елемент з кінематичними і деформаційно-силовими характеристиками;
- запобігти випинання порід підосви також можна застосуванням замкнених кріплень з несучою здатністю у відповідності з рекомендаціями «Будівельних норм і правил 3.02.03-84. Норми проектування. Підземні гірничі виробки», або доведенням міцності порід підосви ін'єктуванням в них в'язких матеріалів до необхідної категорії стійкого стану;
- при використанні піддатливого кріплення (кільцевих, із зворотним склепінням і т.п.) з опірністю близько 400-500 КН/м виробки або при установленні в підосві анкерного кріплення з довжиною анкерів 1,8-2 м із опірністю 250-300 КН/м зсуви при середній стійкості порід зменшуються в 1,5-2 рази, а в умовах нестійких порід – на 300-500 мм.

Окрім визначення категорії стану покрівлі, боків і підшви у виробці і визначення мінімальних величин необхідної опірності кріплення для їх підтримання і забезпечення безремонтного стану виробки необхідно вибирати кріплення відповідної форми (наприклад, випукло-трикутної, випукло-трикутної замкненої і т.п.), що забезпечить зсуви зруйнованих порід не у виробку, а обтікання по зовнішньому контуру кріплення у розвантажувальну зону, яку заздалегідь підготовляють в боках виробки спеціальними заходами. При цьому таке кріплення повинно бути такої конструктивної піддатливості, величина якої має бути не менше сподіваних зміщень порід.

Для охорони виробок на межі з виробленим простором використовують постійні штучні огорожі (органні ряди, куці із стояків, костри з кругляка або шпального бруса, які заповнюються породою, костри з органним рядом, костри, органні ряди з бутовою смугою, опори високої міцності й обмеженої піддатливості (залізобетонні блоки, литі жорсткі смуги і переносні підсилювальні захисні кріплення (дерев'яні стояки, металічні стояки тертя, гідравлічні стояки та ін.)).

Завдання керування гірським тиском у підготовчих виробках містять у собі:

- ✪ забезпечення необхідних вимог до форми, розмірів поперечного перерізу і збереження виробки у часі і просторі з точки зору технології видобування вугілля;
- ✪ забезпечення безпечних умов роботи людей і механізмів протягом усього терміну експлуатації виробки;
- ✪ вибір найбільш економічних заходів із підвищення стійкості виробок і їх підтримання.

3.2 Динаміка кумулятивності у підготовчих виробках на межі з виробленим простором

Кумулятивність (накопиченість) спадкових процесів руйнування масиву гірських порід навколо гірничих виробок розпочинається за прохідницьким вибоєм. У період експлуатації виробки деформаційний процес продовжує інтенсивно зростати, особливо у зоні впливу очисних робіт.

Це пов'язано з механічними процесами, які відбуваються у породах навколо виробок. Вони викликають деформації гірських порід, які можуть затухати чи зростати, призводять до зменшення площі поперечного перерізу виробки, руйнування гірських порід за їх периметром. Як заходи, що перешкоджають цим процесам, застосовують різні засоби: кріплення виробок, зміцнення приконтурної зони порід (цементация, бітумізація, склеювання, тощо), а також підсилення кріплення, розвантаження породного масиву та ін.

До підготовчих виробок відносяться конвеєрні і вентиляційні виймальні виробки (штреки), які проведені до початку впливу очисних робіт першої лави. Стосовно розробки пологих пластів системами довгих стовпів, які

відробляються послідовно, при охороні виробок штучними огорожами з повторним використанням підготовчих виробок в умовах їх підтримання на протязі усього терміну служби від проведення до ліквідації, як наведено на рис. 3.1, можуть бути поділені на п'ять принципово відмінних один від одного періодів: поза зоною впливу очисних робіт (*I*); у зоні впливу опорного тиску першої лави (*II*); у зоні активного зсуву й обвалення покрівлі (*III*); у зоні стабілізації гірського тиску (*IV*) і активного зрушення покрівлі другої лави (*V*).

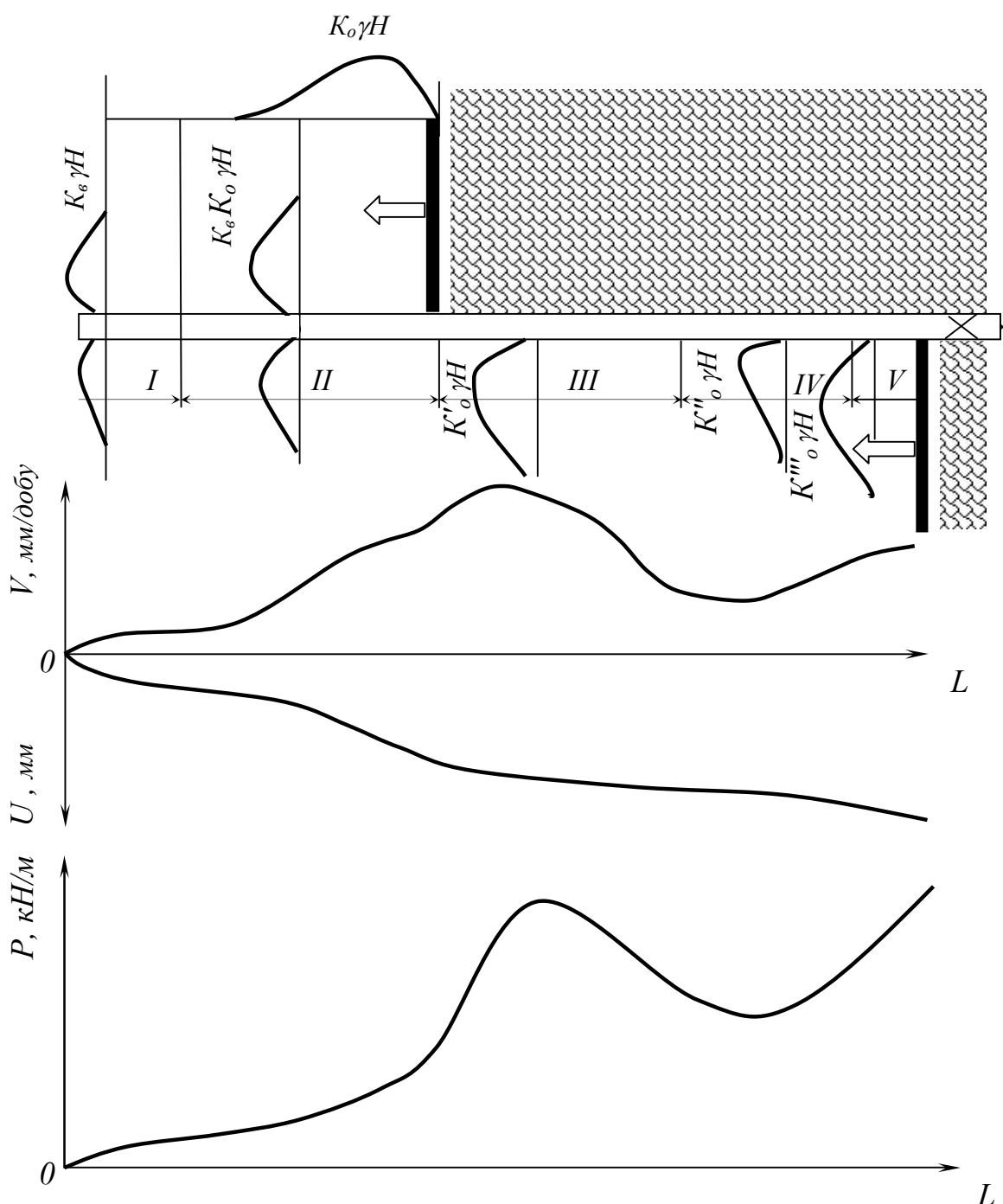


Рис. 3.1. Основні періоди підтримання у повторно використовуваних підготовчих виробках

Початковий період (I) підтримання виробки включає її ділянку від прохідницького вибою до місця, де попереду вибою першої лави утворюється зона опорного тиску від очисних робіт.

Відомо, що в процесі проведення виробок у прилеглих породах відбувається перерозподіл напружень, що призводить до розвитку зміщень порід в середину виробки. Характер і величини зміщень визначаються в основному фізико-механічними властивостями бокових порід і рівнем їх напруженого стану. Деформування порід починається одразу ж після початку проведення виробки, причому поблизу вибою виробки (від 0 до 5 м) відмічено найбільші зсуви. При відході вибою швидкість зсувів порід зменшується. Затухання частіше відбувається на відстані 60-80 м за прохідницьким вибоєм.

Залежно від властивостей порід відмічено їх пружне відновлення, повільне видавлювання, розшарування тощо. Деформації непластичних порід відбуваються у вигляді їх прогинання і крихкого руйнування. Видавлювання пластичних порід відбувається без порушення суцільності.

Умови підтримання покрівлі виробки, як відомо, визначаються утворенням в ній зони розвантаження, можливістю обвалення порід в цій зоні та висотою склепіння обвалу порід над виробкою.

Прояви гірського тиску у підготовчих виробках поза зоною впливу очисних робіт

Зсуви порід покрівлі та підшви $U_{\text{заг}}$ у підготовчих виробках, які підтримуються на межі з виробленим простором, визначають за формулою (див. рис. 3.1.)

$$U_{\text{заг}} = U_1 + U_2 + U_3 + U_4 + U_5. \quad (3.1)$$

Зміцнення порід ($U_1 + U_2$) включають зсуви порід покрівлі і підшви поза зоною впливу очисних робіт за період 12 місяців і у зоні впливу тимчасового опорного тиску при підході вибою лави. Зсуви порід U_1 різні залежно від штучних огорож, які застосовуються в даній лаві. Зсуви порід U_2 приблизно в 1,25-1,5 рази перевищують зсуви порід U_1 .

Основними причинами деформування виробок, що зберігаються на межі з виробленим простором, є:

- неповна посадка покрівлі в лаві;
- використання даного способу у важких геологічних умовах;
- невідповідність параметрів піддатливості обрізного і штрекового кріплення;
- невідповідність несучої спроможності обрізного кріплення виникаючим навантаженням, особливо під час посадки основної покрівлі в лаві;
- проведення виробок без запасу перерізу на величину зсуви порід;
- залишення у підшві виробки шарів порід, схильних до здимання;
- використання даного способу для охорони відкатних виробок при кутах падіння більше 30° ;

- невідповідність геометричної форми кріплення в процесі його роботи характеру осідання порід по периметру виробки;
- передчасний початок ремонту кріплення, особливо в зоні впливу очисних робіт;
- недостатня щільність кріплення.

До теперішнього часу надійні аналітичні методи визначення величин зсувів покрівлі, боків і підшви у підготовчих виробках відсутні. Тому в різних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах для прогнозу зсувів порід в останні роки був виконаний великий обсяг шахтних досліджень, які з достатньою для практики точністю дозволяють визначити сумарні зсуви (конвергенцію) покрівлі і підшви в період відсутності впливу опорного тиску очисних робіт за формулою

$$U_1 = (U_p + V_0 t) K_{\text{пр}} K_s K_m, \quad (3.2)$$

де U_p – зсуви порід, що визначаються з табл. 3.1, на відстані 30-40 м від прохідницького вибою під впливом проведення виробки й утворення тиску від ваги стовпа породи над виробкою, за які умовно прийняті:

переріз виробки у світлі просторі $S = 10 \text{ м}^2$;

потужність пласта $m = 2 \text{ м}$; кріплення арочним металевим кріпленням у відповідності з «Уніфікованими типовими перерізами гірничих виробок»;

t – час підтримання виробки у період відсутності впливу очисних робіт, міс;

$K_{\text{пр}}$ – коефіцієнт, який враховує спосіб проведення виробки; при буропідривному $K_{\text{пр}} = 1,0$ і при комбайновому $K_{\text{пр}} = 0,8$;

V_0 – середня швидкість зсувів порід у виробку поза впливом прохідницького вибою, що визначається з табл. 3.2.

Таблиця 3.1

Зсуви порід залежно від міцності порід на стиск

Глибина розташування виробки, м	Зсуви U_p (мм) при міцності порід на стиск, МПа						
	5	10	20	40	60	80	100
50	60	10	10	-	-	-	-
100	100	30	10	-	≥ 10	-	-
200	380	220	90	10	10	-	-
400	-	460	290	90	30	10	10
600	-	-	460	180	90	50	20
800	-	-	550	200	150	90	60
1000	-	-	640	380	220	130	90

Таблиця 3.2

Швидкість зміщень порід при витривалості порід на стик

Глибина розташування виробки, м	Середня швидкість зміщень порід V_0 (мм/міс) при витривалості порід на стик, МПа						
	5	10	20	40	60	80	100
50	4	1	1	-	-	-	-
100	8	2	1	1	≥ 1	-	-
200	22	12	5	3	1	-	-
400	-	22	10	5	2	1	1
600	-	-	20	7	3	2	2
800	-	-	25	12	5	3	2
1000	-	-	-	15	8	9	3

K_s і K_m – коефіцієнти, що враховують відмінність перерізу виробки і потужності пласта від прийнятих за типові, які визначаються за такими чинників:

$S, \text{ м}^2 \dots\dots 6$	8	10	12	14	16	18	20
$K_s \dots\dots\dots 0,8$	0,90	1,0	1,10	1,2	1,25	1,35	1,45
$m, \text{ м} \dots\dots 0,5$	0,75	1,0	1,25	1,75-2,0	2,50	3,00	3,50
$K_m \dots\dots\dots 0,5$	0,60	0,7	0,75	0,8-0,9	1,00	1,10	1,30

При визначенні U_p і V_0 розрахункова міцність порід прийнята середньою з величини витривалостей порід безпосередньої покрівлі і підосви. Враховуючи їх різницю, визначення окремо зсуви покрівлі та підосви слід проводити за формулами:

$$U_k = U_0 K_k; \quad (3.3)$$

$$U_{\Pi} = U_0 (1 - K_k), \quad (3.4)$$

де K_k – коефіцієнт, який враховує частку осідань покрівлі в конвергенції, що визначається за такими чинниками:

$\frac{(R_c)_k}{(R_c)_{\Pi}} \dots\dots\dots 0,2$	0,4	0,6	0,8	1,0	1,20	1,5	2,00	3,0	5,0
$K_k \dots\dots\dots 0,9$	0,8	0,7	0,6	0,5	0,45	0,4	0,35	0,3	0,2

Зсуви (конвергенція) боків виробки приблизно може бути рівною $0,4U_0$.

Наведений вище розрахунок зміщень порід справедливий стосовно закріплення виробки металевим аروحним кріпленням з параметрами відповідно до «Уніфікованих типових перерізів гірничих виробок», тобто з мінімальною опірністю кріплення для підтримки покрівлі і без заходів щодо зменшення випинання підосви.

При визначенні осідань покрівлі для підсиленого арочного кріплення (збільшення щільності кріплення, установлення допоміжних стояків) або із зміцненням порід покрівлі анкерами слід враховувати їх вплив і приймати при збільшенні опірності кріплення на 200 кН/м зміщення, що дорівнюють $0,7U_k$, а при збільшенні опірності кріплення на 400 кН/м і зміцненні покрівлі анкерами – $0,5U_k$.

Прояви гірського тиску у підготовчих виробках в зоні впливу тимчасового опорного тиску

У другому періоді у виробках, які потрапляють в зону впливу тимчасового опорного тиску першої лави прояви, гірничого тиску залежать від тих же чинників, що і в одиночній виробці, а також від типу покрівлі у діючій лаві. Тип покрівлі визначає ступінь зависання порід над кромкою масиву позаду вибою лави і тим самим визначає величину привантаження опорного тиску на виробки, що знаходяться попереду лави. Сутність відмінностей полягає лише в тому, що в зоні опорного тиску зростає напружений стан гірського масиву, тобто умовно виробка як би зміщується на більшу глибину від поверхні у відповідності з коефіцієнтом концентрації напружень опорного тиску $K_{од}$. Відповідно новому рівню напруженого стану масиву $K_{од}K_vH$ у прилеглих породах довкола виробки інтенсифікується процес їх деформування та руйнування, внаслідок чого інтенсивно зростають зсуви покрівлі, боків і підосви.

Як показали шахтні дослідження, розміри ділянки виробки, що знаходяться в зоні впливу опорного тиску, а також інтенсивність впливу опорного тиску, окрім відмічених вище чинників, суттєво залежать також від товщі залягаючих порід (основної покрівлі), що обвалюється, яка для вирішення практичних завдань може бути поділена на такі три класи:

- 1) легкообвалювана покрівля, складена із слабозв'язаних пісковикових порід, глин і тонкошаруватих аргілітів і алевролітів з товщиною шарів до 0,5 м і межами міцності на стиск до 50 МПа;
- 2) середньообвалювана покрівля, складена із аргілітів і алевролітів, а також має окремі шари пісковиків і вапняків товщиною до 2 м;
- 3) важкообвалювана покрівля, складена переважно із міцних (R_c понад 80 МПа) товстошаруватих масивних пісковиків і вапняків.

При вирішенні практичних задач можна приймати, що для легкообвалюваних покрівель розміри зони суттєвого впливу на виробку опорного тиску складають приблизно $0,08H$, а максимальна величина K_v дорівнює 1,5; при середньообвалюваній покрівлі вказані чинники складають відповідно $0,1H$ і 1,8, а при важкообвалюваній покрівлі – $0,12H$ і 2,0.

Сумарні зсуви покрівлі і підосви в період перебування виробки в зоні впливу опорного тиску першої лави при закріпленні її арочним металевим кріпленням можуть бути визначені за формулою

$$U_2 = U_T K_S K_m K_{\text{покp}} , \quad (3.5)$$

де U_T – зсуви порід в умовно прийнятих типових умовах, які визначаються з табл. 3.3;

K_S і K_m – коефіцієнти, які враховують відмінність від типових перерізів виробки і потужності пласта, величини яких такі ж, як і при визначенні зміщень в зоні відсутності впливу опорного тиску [за формулою (3.2)];

$K_{\text{покp}}$ – коефіцієнт, який враховує вплив обвалення основної покрівлі на чинники зони опорного тиску; приймається для легкообвалюваної покрівлі рівним 0,8, для середньообвалюваної – 1,0 і для важкообвалюваної покрівлі – 1,2.

Таблиця 3.3

Зсуви порід залежно від глибини розташування виробки

Глибина розташування підготовчої виробки, м	Зсуви U_T (мм) при міцності порід на стиск, МПа						
	5	10	20	40	60	80	100
50	70	30	10	10	≥ 10	-	-
100	130	70	40	20	10	10	10
200	600	400	260	140	100	80	70
400	-	930	580	360	200	140	120
600	-	-	830	550	360	150	170
800	-	-	910	680	490	360	270
1000	-	-	-	770	590	460	360

Зсуви окремо покрівлі і підшви виробки, також як і в зоні відсутності впливу опорного тиску, можуть бути визначені за формулами: $U_K = U_1 K_K$; $U_{\text{п}} = U_1 (1 - K_K)$.

Аналогічно можна визначити і зсуви боків виробки.

Наведені вище розрахунки зміщень порід, як вже відмічалось, використовують до кріплення виробок арочним металевим кріпленням відповідно до «Уніфікованих типових перерізів гірничих виробок».

Зменшення зміщень покрівлі і підшви приблизно з тією ж ефективністю, як і в зоні відсутності впливу опорного тиску, може бути досягнуто за допомогою розвантаження і використання спеціальної форми кріплення, а також підсилення самого кріплення виробки і зміцнення порід анкерами.

Прояви гірського тиску в підготовчих виробках в зоні залишкового опорного тиску

Можлива велика кількість варіантів охорони таких виробок за допомогою штучних огорож. Найбільше поширення мають органи ряди, костри, залізобетонні тумби, бутові смуги і такі комбінації: органне кріплення з бутовою смугою; костри з органічними рядами; костри з залізобетонними тумбами; чуракова перемичка з бутовою смугою.

У третьому періоді при підтриманні виробки за вибоєм першої лави на межі з виробленим простором в зоні активного зсування й обвалення покрівлі умови підтримання виробки принципово відмінні від описаних вище. Вплив залишкового опорного тиску виявляється у зміщенні порід у межах певної зони позаду вибою лави, суттєво залежної від способу розвантаження зруйнованих порід довкола виробки і способу охорони підготовчої виробки за лавою.

Зсуви порід в цих виробках ($U_{\text{лост}}$) залежать від терміну служби виробки. Є випадки, коли ці виробки підтримуються тривалий час, а їх протяжність складає понад 1000 м. Ця обставина негативно впливає на стан стійкості виробки.

Тому для оцінення способів охорони і розвантаження виробок, що знаходяться в зоні впливу очисних робіт, слід виходити із характеристик проявів гірського тиску на ділянці довжиною 100 м позаду лави.

Залежно від складу і будови порід покрівлі за умов її підтримання можуть бути виділені наступні типові умови.

При заляганні в безпосередній покрівлі нестійких і середньої стійкості порід, а в основній покрівлі легкообвалюваних порід, характерним є утворення над виробкою нахиленого в сторону виробленого простору блоку порід висотою до $(6-7)m$, що втратили власну несучу здатність і тиснуть своєю вагою на кріплення виробки.

Утворення такого блоку відбувається поступово у формі поширюваного розвитку обвалення шаруватих порід безпосередньо над виробкою і за штучною огорожею (кострами, залізобетонними тумбами та ін.).

В таких умовах, як показали шахтні дослідження в очисних вибоях, для підтримання покрівлі загальна опірність кріплення виробки та її штучної огорожі повинна бути не менше повної ваги блоку, який втратив власну несучу здатність порід, тобто від 1000-1100 кН/м при потужності пласта 0,6-0,9 м і до 1600-1800 кН/м при потужності пласта 1,0-1,5 м. При цьому в зв'язку з суттєвою порушеністю покрівлі безпосередньо над виробкою і повним її обваленням без зависання за штучною огорожею тут особливо необхідно максимально підсилити кріплення власне в межах виробки, і при цьому бажано перенести всю опірність кріплення й огорожі в межі виробки.

При виконанні вказаних вимог до загальної опірності та його розподілу в основному кріпленні, підсилювальному кріпленні і штучній огорожі максимальні величини зсуви покрівлі на межі з виробленим простором у третій період підтримання виробки можуть бути визначені за формулою

$$U_3 = K_y K_o (0,5 m) b , \quad (3.6)$$

де K_y – коефіцієнт впливу на осідання покрівлі опірності кріплення виробки; приймається без підсилення арочного кріплення рівним 1,0, а при його підсиленні опірністю в 200 кН/м – 0,7 і 400 кН/м – 0,5;

K_0 – коефіцієнт впливу на осідання покрівлі опірності та піддатливості штучної огорожі; приймається: для дерев’яного органного ряду, металевих піддатливих стояків і тумб рівним 1,0; для стрічок з литого бетону і залізобетонних тумб – 0,6 і для дерев’яних кострів і бутових смуг – 1,2.

При заляганні в безпосередній покрівлі нестійких і середньої стійкості порід, а в основній покрівлі середньообвалюваних порід за штучною огорожею обвалюються і повністю передають свою вагу на кріплення виробки тільки безпосередня покрівля та нижні шари основної покрівлі. Верхні шари основної покрівлі зсуваються упорядковано без втрати власної несучої здатності у формі похилу у бік виробленого простору розклинених між собою блоків. Тому для підтримання покрівлі тут достатній є загальна опірність покрівлі та розвантажувальні способи охорони виробки елементами змінної жорсткості з опірністю від 550-650 кН/м при $m = 0,6-0,9$ м і до 900-1200 кН/м при $m = 1,0-1,5$ м з переважальним підсиленням опірності кріплення виробки. Однак при вказаних величинах опірності в час періодичних посадок основної покрівлі суттєво зростають її осідання. Тому для зниження зміщень покрівлі до величин, як і під умовах легкообвалюваної основної покрівлі, загальну опірність кріплення й огорож тут слід приймати не менше 1000-1100 кН/м при $m = 0,6-0,9$ м і до 1600-1800 кН/м при $m = 1,0-1,5$ м.

При заляганні в безпосередній покрівлі стійких порід, або нестійких і середньої стійкості порід, але невеликої потужності, а в основній покрівлі важкообвалюваних порід за штучною огорожею не відбувається регулярного обвалення покрівлі, вона зависає на великих площах і обвалюється великими блоками з виниканням динамічних навантажень на кріплення. Як показали шахтні дослідження в очисних вибоях, для підтримання покрівлі опірність кріплення повинна бути в 2-2,4 рази більша, ніж в умовах легкообвалюваної покрівлі. В зв’язку з великими труднощами виконання цієї вимоги, необхідне використання тут різних заходів зі зниження гірського тиску. Одним із цих заходів може бути створення умов для переміщення зруйнованої породи над виробкою у бокові порожнини по зовнішньому контуру арочного кріплення. Другим заходом може бути використання штучних огорож, наприклад, смуг із бетону і залізобетонних тумб, або примусове обвалення покрівлі шляхом її випереджаючого очисний вибій руйнування уздовж виробки вибухами чи використання інших методів послаблення порід основної покрівлі (наприклад, фізико-хімічною обробкою пласта або порід розчинами різних речовин). При виконанні вказаних заходів осідання покрівлі може бути прийнято рівним $(0,03 m)b$.

Слід відмітити, що наведені вище величини загальної опірності кріплення і штучних огорож справедливе лише для кріплення з регульованою піддатливістю (наприклад, стояків дерев’яних і гідравлічних, тумб постійної опірності) або з жорсткістю, що забезпечує вихід на цю опірність при розрахунковому осіданні покрівлі. Кріплення й особливо штучні огорожі, жорсткість яких більше вказаної, будуть, окрім тиску порід покрівлі в зоні обвалення, сприймати і тиск верхньої, упорядковано зсувної товщі.

Тому при визначенні параметрів різних штучних огорожень їх потрібно розраховувати на навантаження, що відповідають їх жорсткості. При цьому рекомендовані розрахункові навантаження при визначенні щільності органного кріплення і залізобетонних тумб та ширини бетонної смуги наведені в табл. 3.4.

Таблиця 3.4

Розрахункові навантаження на штучні огорожі від тиску порід покрівлі

Потужність пласта, м	Розрахункові навантаження на огорожу, кН/м		
	смуга із бетону	залізобетонне кріплення	органне кріплення
До 1,0	10000	7000	1400
1-1,5	12000	10000	1800
>1,5	14000	12000	2200

У третьому періоді вихід виробки на межу пласта з виробленим простором веде до того, що коефіцієнт концентрації опорного тиску в пласті досягає максимальних значень (2 – при легкообвалюваній; 2,5 – при середньообвалюваній і 3 – при важкообвалюваній основній покрівлі). Це викликає подальше зростання крайової зруйнованої зони в пласті і здимання порід підосви. На основі шахтних досліджень при використанні арочного кріплення величини зсувів підосви $U_{\text{п}}$ можуть бути визначені з табл. 3.5.

Таблиця 3.3

Зсуви порід підосви на межі зруйнованої зони з виробленим простором

Глибина розташування виробки, м	Зсуви $U_{\text{п}}$ (мм) при міцності порід підосви на стиск, МПа						
	5	10	20	40	60	80	100
50	200	80	60	10	≥ 10	-	-
100	300	180	100	20	10	-	-
200	450	350	180	30	40	10	-
400	-	550	350	180	90	30	10
600	-	650	450	270	180	110	30
800	-	720	500	340	250	180	60
1000	-	780	550	370	290	220	120

Зменшення зсувів порід підосви може бути досягнуто як за допомогою способу охорони з розвантаженням і з кріпленням (зворотне склепіння, стояки підсилення), так і зміцнення порід анкерами з ефектом використання таким же, як і в першому і другому періодах підтримання виробки.

Прояви гірського тиску в підготовчих виробках в зоні розвантажених порід у стані їх рівноваги

У виробках, які підтримуються на межі з виробленим простором, вторинний тимчасовий опорний тиск збільшує зсуви порід в 1,3-1,5 рази більше, ніж первинне.

Викликано це тим, що первинний тимчасовий опорний тиск діяв на виробки, що знаходяться в непорушеному масиві, а вторинний – на виробки, які розташовані в зоні проявів залишкового опорного тиску.

Четвертий період підтримання виробки виявляється після завершення стадії активного осідання й обвалення товщі порід. Залежно від обвалення основної покрівлі ця ділянка знаходиться на різній відстані від вибою першої лави і складає приблизно: при легкообвалюваній покрівлі 40-50 м; при середньообвалюваній покрівлі 50-70 м і важкообвалюваній – 70-100 м. Закінчується ділянка на межі впливу опорного тиску й активного осідання порід другої лавою. Сутність умов підтримання виробки в цьому періоді полягає в тому, що внаслідок спадковості процесів деформування і руйнування гірського масиву, що відбувалися раніше, під дією підвищених напружень від опорного тиску й активного осідання й обвалення покрівлі довкола виробки утворюється зона розвантажених порід, які знаходяться в стані рівноваги в основному за рахунок розпору блоків, сил тертя і зчеплення в породах.

У четвертому періоді кріплення повинно забезпечити підтримання зруйнованих порід в покрівлі виробки, які втратили власну несучу здатність. При цьому на допомогу кріпленню необхідно застосувати спосіб охорони виробки смугами змінної жорсткості, що забезпечує зсування зруйнованих порід по зовнішньому контуру виробки у розвантажену зону за межами виробки. Тому навіть в умовах нестійкої покрівлі тут досить для її підтримання опірності покрівлі приблизно 300-400 кН/м, тобто достатньо одного основного кріплення виробки без підсилювального кріплення, які можуть бути зняті.

Характер цього впливу залежить від способу охорони виробки і терміну її використання до початку впливу суміжної лави. Найменші прояви будуть при таких схемах, де передбачається невеликий термін служби виробки. Так, наприклад, при відпрацюванні спарених лав при системі розробки довгими стовпами і стовпами за простяганням, підняттям чи падінням стан конвеєрного штреку (хідника), що охороняється кострами, органічними рядами чи тумбами буде тим краще, чим менше відстань між першою і другою лавами. Коли ця відстань між вибоями спарених лав у середніх і важких умовах досягає 350-400 м, це призводить до значних порушень виробок і значних витрат на їх підтримання.

Лише при значних швидкостях зсуви покрівлі і підшви для їх зменшення доцільно підвищити опірність кріплення за рахунок його підсилення в середині виробки стояками до 550-650 кН/м.

На основі шахтних досліджень величини зсувів покрівлі і підшви можуть бути визначені за формулою

$$U_4 = V_c t, \quad (3.7)$$

де V_c – середня швидкість сумарних зсувів покрівлі і підшви (конвергенція), що визначається з табл. 3.5;

t – час знаходження виробки в четвертому періоді.

Таблиця 3.5

Швидкості зміщень порід покрівлі залежно від глибини розміщення виробки

Глибина розташування виробки, м	Зсуви U_{Π} (мм) при міцності порід підшви на стиск, МПа						
	5	10	20	40	60	80	100
50	50	15	2	≥ 2	-	-	-
100	85	25	7	2	-	-	-
200	120	70	30	5	2	-	-
400	-	100	70	30	5	2	2
600	-	-	90	60	30	10	5
800	-	-	100	70	45	22	10
1000	-	-	110	80	60	40	30

Прояви гірського тиску в підготовчих виробках в зоні вторинного впливу тимчасового опорного тиску

У п'ятому періоді підтримання виробки при наближенні другої лави, поряд з залишковим опорним тиском при відпрацюванні першої лави, виникає опорний тиск від другої лави, тобто, коефіцієнт концентрації напружень в пласті зростає в 1,4-1,9 рази у порівнянні з наведеними вище від впливу першої лави.

Викликано це тим, що первинний тимчасовий опорний тиск діяв на виробки, що знаходились в непорушеному масиві, а вторинний – на виробки, розташовані в зоні проявів залишкового опорного тиску.

Величина зсувів порід покрівлі і підшви у виробку, згідно з шахтними дослідженнями, за час перебування виробки в п'ятому періоді приблизно дорівнює зсувам їх у другому періоді, тобто можна визначити за формулою (3.5).

$$U_5 = U_2 = U_T K_s K_m K_{\text{покp}}.$$

Підвищена (у порівнянні з попереднім періодом) опірність кріплення тут необхідна лише в безпосередній близькості і на спряженні з очисним вибоєм другої лави. Однак, враховуючи необхідність зменшення величин зміщень покрівлі і підшви, доцільно у п'ятому періоді попереду очисного вибою опірність кріплення приймати такою ж, як у другому періоді, а на спряженні з лавою – такою ж як в третьому періоді.

Таким чином, викладені міркування про геомеханічні умови підтримання виробок, які використовуються повторно, протязі всього терміну їх підтримання показують принципові відмінності різних періодів підтримання виробок при необхідних параметрах кріплення й інших засобів забезпечення їх робочого стану. Найбільш важким є третій і п'ятий періоди підтримання як в часі, так і за протяжністю.

Відмічене дозволяє зробити, по-перше, висновок про те, що в виробках, які використовуються повторно, паспорт їх кріплення не повинен прийматися однаковим упродовж всього терміну їх існування. По-друге, технічно й економічно доцільно для охорони і підтримання виробки у паспорті кріплення передбачати:

- ✓ основне кріплення, що підтримує виробку упродовж всього терміну від проведення до ліквідації;
- ✓ підсилювальне кріплення, що ставиться в межах виробки з метою її підтримання і пониження шкідливих проявів гірського тиску у важких умовах і періодах її підтримання;
- ✓ штучні огорожі зі смугами змінної жорсткості й елементами розвантаження зруйнованого породного масиву, що забезпечать захист виробки від обвалених порід у порожнину виробки і поліпшення умов підтримання її на межі з виробленим простором;
- ✓ допоміжні заходи із зниження проявів гірського тиску і підвищення безпеки при проведенні виробки, на спряженнях її з очисними вибоями та при погашенні виробки й вийманні кріплення.

Основні недоліки повторного використання широко прийнятих зараз виробок арочного перерізу зі встановленням в них триланкового арочного металевих кріплення із спецпрофілю типу АП із болтовим з'єднанням елементів:

- порушення при проведенні виробки суцільності порід безпосередньої покрівлі, що створюють небезпечні умови роботи на спряженні виробки з очисними вибоями, і особливо при вийманні кріплення;
- технічні ускладнення з'єднання арочного кріплення з підсилювальним кріпленням особливо на ділянках спряження виробки з очисними виробками;
- висока трудомісткість зведення й особливо виймання та повторного використання кріплення арочної форми.

Вищенаведені міркування з охорони і кріплення виробок, які використовують повторно, відносяться до технологічної схеми з підготовкою стовпів одинарними виробками, що проводять вузьким ходом, яка знайшла широке застосування при розробці пластів середньої потужності.

При розробці тонких пластів для залишення в шахті породи, отриманої під час проведення виробки, застосовується також технологічна схема з проведенням при підготовці стовпів парних виробок на відстані одна від одної

8-12 м із зведенням між ними з цієї породи бутової смуги. Як бачимо з наведеної на рис. 3.2 технологічної схеми, тут при випередженні виробками очисного вибою першої лави більше розмірів зони опорного тиску, виробка, що ліквідується за вибоєм лави 1, підтримується в періоди I і II (поза впливом і в зоні впливу опорного тиску), а виробка 2, що використовується повторно, підтримується у всіх п'яти періодах.

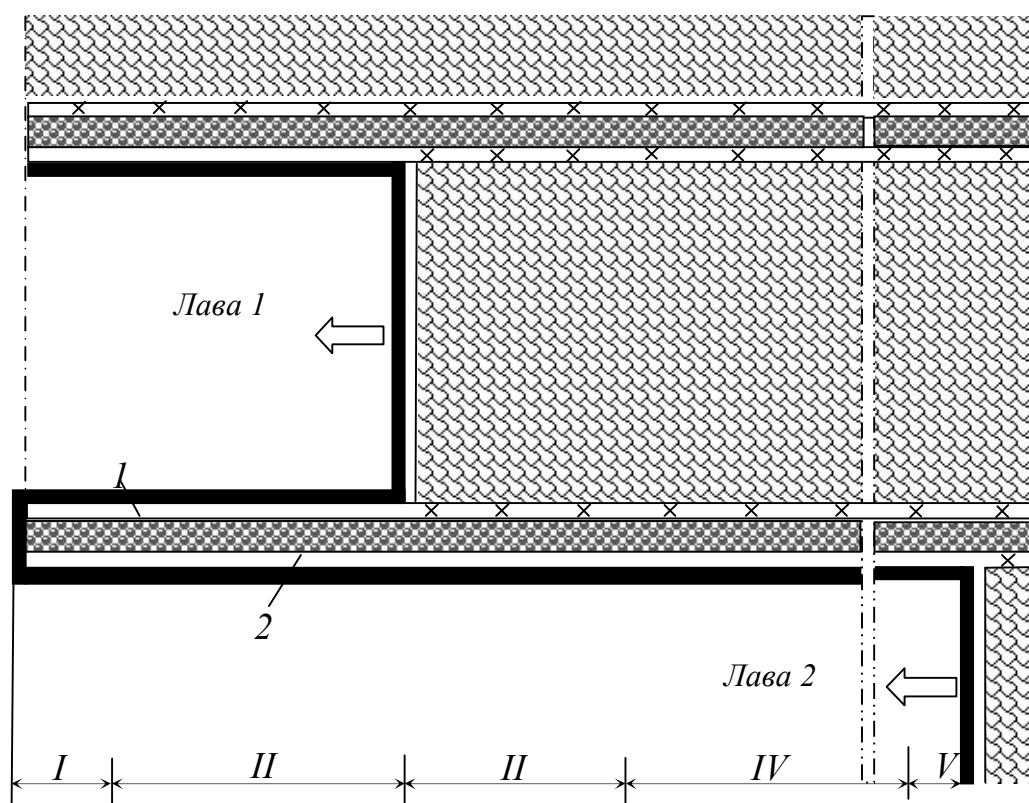


Рис. 3.2. Схема відпрацювання при підготовці стовпів парними виробками із зведенням бутових смуг

Головна відмінність умов підтримання парних виробок, проведених широким ходом, від проведених вузьким ходом одинарних виробок, які вже під час проведення виробок в деякій мірі знаходяться в умовах не тільки першого, але і третього періоду, тобто підтримання на межі з виробленим простором і з охороною виробок бутовою смугою. Ця відмінність веде до того, що інтенсивність процесів деформацій, руйнування і зсуви порід у виробку тут в I і II періодах значно вище, ніж в одинарних виробках.

Згідно з даними шахтних досліджень величини зсувів покрівлі і підшви для виробки 1 можуть бути прийняті в 1,5 рази більшими у порівнянні з величинами зсувів у вузьких одинарних виробках. У виробці 2 збільшення деформацій і зсувів порід в I і II періодах у подальшому веде до менш інтенсивних зсувів в III періоді.

Внаслідок цього в кінцевому підсумку за весь термін підтримання цієї виробки загальні зсуви порід покрівлі і підшви приблизно такі ж, як і для одинарних виробок при охороні їх бутовими смугами.

Таким чином, при відпрацюванні пластів довгими очисними вибоями в масиві порід створюється кумулятивний ефект спадкового накопичення деформаційних процесів, які утворюються при зрушенні великих масивів порід навколо очисних і підготовчих виробок. Порооди покрівлі, зависаючі над кромками масиву вугілля й охоронними огорожами на межі виробленого простору, створюють опорний тиск, який поділяється на зони тимчасового опорного тиску, що виникає навколо очисного вибою, який посувається, і остаточний опорний тиск, який створюється у нерухомих меж очисних робіт. Зсуви порід покрівлі, боків і підшви відбуваються у кожній із цих зон.

Для аналізу загальних зсувів, руйнувань і розшарувань шарів порід (після проходження другої лави) необхідно знати попередні деформації у п'яти зонах (періодах), додаючи величини зсувів у кожній з цих зон для чіткого виявлення кумулятивного накопичення деформаційних процесів навколо підготовчих виробок.

Вище було наведено, що взаємодія порід покрівлі з кріпленням підготовчих виробок у великій мірі залежить від передісторії деформування масиву порід. Це особливо важливо для виробок, що раніше були під впливом опорного тиску і залишені для повторного використання. Це пов'язано з тим, що масив порід покрівлі вже був зруйнований після проведення виробки, поза зоною впливу очисних робіт, тому збільшення опірності кріплення призведе лише до стиску, порушеного масиву порід, який у подальшому призведе до руйнування цього кріплення. Таким чином, подальша експлуатація виробки буде відбуватись у зростаючому полі напружень, яке пов'язане з впливом вибою другої лави і залежить від кумулятивних спадкових чинників, де вже розвинулись деформаційні процеси.

Контрольні запитання до розділу 3 “Кумулятивний механізм
деформаційних процесів у підготовчих виробках”:

1. Розкажіть, чому підготовча виробка може знаходитись у стійкому чи нестійкому станах?
2. Поясніть термін «кумулятивність у підготовчих виробках».
3. Охарактеризуйте основні періоди (зони) підтримання підготовчих виробок, які використовуються повторно.
4. У якій зоні відбувається найбільші деформації гірського масиву навколо підготовчої виробки, і від чого це залежить?

РОЗДІЛ 4 “ОСНОВИ ГЕОМЕХАНІЧНОГО СТАНУ ГІРСЬКОГО МАСИВУ І ЙОГО ВПЛИВ НА СТІЙКІСТЬ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК”

4.1 Визначення поняття терміну «стійкість»

Звичайно, що стійкість виробок в тісному розумінні визначається стійкістю порід в їх стінках і покрівлі. В термінологічному словнику «Гірнича справа і «Гірничій енциклопедії» [39] термін «стійкість гірських порід» трактується як здатність порід зберігати стійкий стан без утворення вивалів. Порівнюючи ці визначення, можна побачити, що стійкість виробок тут визначається фактичною відсутністю руйнувань порід на контурі виробки чи в безпосередній близькості від нього.

З практики гірничих робіт добре відомо, що досягти повної відсутності руйнувань порід приконтурного масиву у виробках зовсім не обов’язково, та і взагалі майже неможливо. Більш реально, щоб вказані процеси були обмежені у часі і просторі, тобто щоб деформації (точніше швидкості деформування) протягом заданого часу, визначеного терміном експлуатації виробки, не перевищували яких-небудь певних меж, а руйнування мали місце лише в зоні масиву, обмеженої деякими критичними розмірами.

Виходячи з цього, стійкість гірничих виробок можна визначити як здатність їх зберігати форму і розміри, що забезпечують ефективну експлуатацію протягом відповідного проміжку часу. Практично ж під стійким станом виробок розуміють такий їх стан, коли не потрібно виконувати додаткових заходів із забезпечення безпеки робітників і не порушується прийнятий технологічний процес без проявів небезпечних деформацій.

З фізичної точки зору стійкість виробок визначається величиною деформацій і умовами руйнування порід в приконтурній зоні масиву. В свою чергу, характер процесів деформування й руйнування порід обумовлюється співвідношенням, з одного боку діючими в масиві сил та їх зміною у часі та просторі в результаті, наприклад, проведення виробки, і з іншого – деформаційно-міцнісних характеристик масиву порід і їх зміною з плинністю часу під впливом тих чи інших чинників, зокрема, процесів вивітрювання порід.

Проведення виробки в масиві гірських порід фізично означає, насамперед, утворення деякої порожнини в середовищі, яке знаходиться в певному напруженому стані під впливом гравітаційних сил, і в доповнення до них, ще і деяких сил тектонічного походження. Внаслідок цього утворення порожнини (гірничої виробки) викликає практично миттєвий (зі швидкостями, які дорівнюють швидкостям розповсюдження пружних коливань, особливо це відноситься до проведення виробок буропідризним способом) перерозподіл напружень в масиві і формування нового напружено-деформованого стану порід в області масиву, що безпосередньо примикає до контуру виробки.

На стійкість породних відслонень впливають, головним чином, макродефекти будови порід (дзеркальні поверхні, борозни ковзання, тріщинуватість, шаруватість, кліваж), їх орієнтування і взаємне розташування у масиві, сила зчеплення на поверхнях ослаблення, тертя між макроструктурами, міцність і обводнення, форма поперечного перерізу, ширина, глибина розташування і орієнтування виробки відносно основних поверхонь ослаблення порід у масиві, спосіб проведення виробки і ступінь впливу на неї інших поблизу розташованих виробок, насамперед очисних.

За тривалістю підтримання стійкості відслонень породи у виробці можуть бути розділені на три групи: нестійкі, короточасні стійкі і стійкі незалежно від тривалості відслонень.

До першої групи відносяться слабкі і дуже зруйновані породи, породи несправжньої покрівлі пластів вугілля. Вони звичайно обвалюються одразу або протягом години після їх відслонення. Обвалення порід даної групи відбувається під дією власної ваги за умови

$$B > A \quad (4.1)$$

де B – вага порід, схильних до обвалення при відслоненні, $B = F \cdot \gamma \cdot m$;

A – сума сил опірності порід відриву на поверхні відриву, $A = r \cdot F$;

F , γ , m , r – відповідно площа поверхні відриву, щільність порід, потужність і питома сила опірності відриву порід, схильних до вивалоутворення.

Вивалоутворення в привибійній зоні виробок, що проходяться, є однією з найбільш небезпечних і важкопрогнозованих форм втрати стійкості відслонених порід. Воно відбувається звичайно в порушених, сильнотріщинуватих і тонкошаруватих породах з малим зчепленням на контактах ослаблення. Прогнозування цієї форми втрати стійкості породних обвалень, насамперед покрівлі виробок, вимагає знання структурно-текстурних елементів будови порід у приконтурній зоні потужністю не менше 1,3-1,6 м та сили зчеплення на поверхні ослаблення.

До другої групи відносяться породи, які втрачають стійкість і руйнуються під дією концентрації напружень в цих породах. Тривалість стійкості порід даної групи в основному менша терміну служби виробки.

Втрата стійкості та руйнування порід поблизу контура виробки від дії в них напружень не відбудеться за такої умови:

- в покрівлі та підшві

$$\gamma H b_1 b_3 b_4 < \sigma_p b_c b_g b_{зв} ; \quad (4.2)$$

- у боках

$$\gamma H b_2 b_4 < \sigma_{ст} b_c b_g b_{зв} , \quad (4.3)$$

де γ – щільність порід, т/м³;
 H – глибина розташування виробки, м;
 b_1 – коефіцієнт напружень в породах покрівлі і підшви, що залежить від форми поперечного перерізу виробки;
 b_2 – коефіцієнт концентрації напружень в бокових породах виробки;
 b_3 – коефіцієнт концентрації напружень в породах внаслідок впливу на виробку інших зближених підготовчих виробок;
 b_4 – коефіцієнт, який враховує вплив очисних робіт на виробку;
 σ_p і $\sigma_{ст}$ – межа міцності гірських порід в зразку відповідно на розтяг і стиск;
 b_c – коефіцієнт структурного (структурно-текстурного) ослаблення порід;
 b_g – коефіцієнт тривалої міцності порід;
 $b_{зв}$ – коефіцієнт зниження міцності порід при зволоженні.

До третьої групи за стійкістю відносяться міцні і дуже міцні, переважно однорідні породи, які зберігають стійкість незалежно від тривалості відслонення. На вугільних шахтах до них відносяться дуже міцні однорідні пісковики й алевроліти з переважанням кварцового цементу. Виробки з такими породами можуть експлуатуватись без кріплення чи з набризкбетонним кріпленням невеликої товщини (наприклад, 30-40 мм).

У табл. 4.1 наведена класифікація порід покрівлі підготовчих виробок за ступенем стійкості. В основу класифікації покладені величина площі породних відслонень і час, упродовж якого вони з моменту відслонення в процесі проходки зберігають стійкий стан, оскільки від значень цих чинників найбільше залежить вибір і обґрунтування технології проведення і способу підтримання виробки.

Таблиця 4.1

Класифікація порід покрівлі за ступенем стійкості

Клас порід покрівлі	Стійкість покрівлі	Коротка характеристика покрівлі	Площа стійкого відслонення порід покрівлі (одиначної виробки), м ²	Час зберігання стійкості відслонення поверхні порід без кріплення, годин
1	2	3	4	5
I	Надто не стійки	Надто слабкі, дуже тріщинуваті, тонкошарові і дуже порушені породи; залягають в основному: над вугільними пластами, загальна потужність їх звичайно не перевищує 0,5-0,7 м (переважно несправжня покрівля пластів); в зонах значних геологічних порушень і зминання пластів.	Обвалюються в момент відслонення чи через 5-15 хв після відслонення у міру посування вибою виробки. Не допускають відслонення покрівлі і боків виробки без кріплення	

**РОЗДІЛ 4 “ОСНОВИ ГЕОМЕХАНІЧНОГО СТАНУ ГІРСЬКОГО МАСИВУ І ЙОГО ВПЛИВ НА
СТІЙКІСТЬ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК”**

Продовження табл. 4.1

1	2	3	4	5
II	Не- стійкі	Породи слабкі, тонкошарові, дуже тріщинуваті і з іншими суттєвими структурно-текстурними дефектами; відстань між поверхнями послаблення 0,1-0,3 м; зустрічаються прошарки вугілля, глинисті фракції, борозни ковзання та інші порушення порід	Допускають невеликі по площі відслонення покрівлі і боків виробки, які вимагають міцного підтримання безпосередньо за вийманням	
			3 – 7	0,6 – 1,3
III	Нижче середньої стійкості	Породи масивні, шаруваті, тріщинуваті з переважальною межею міцності $\sigma_{ст}=30-40$ МПа; відстань між поверхнями послаблення 0,3-0,7 м	Допускають відносно більші площі відслонення покрівлі і підосви без підтримання зразу ж за вийманням	
			10 – 15	3 – 5
IV	Середньої стійкості	Масивні, шаруваті, тріщинуваті породи з межею міцності $\sigma_{ст} = 45-60$ МПа; переважаюча потужність шарів і відділених частин розміром 0,6-1 м	Допускають відслонення на великій площі без підтримання. Необхідність підтримання цих порід виникає трохи згодом з плином часу	
			45 – 60	6 – 16
V	Вище середньої стійкості	Масивні, шаруваті і слаботріщинуваті пісковики, алевроліти та їх розшарування вище середньої і середньої міцності ($\sigma_{ст} = 60-80$ МПа); потужність шарів і відділених частин 1-1,5 м і більше	Допускають значні відслонення і вимагають кріплення лише в окремих випадках	
			100 – 140	35 – 45
VI	Стійкі	Масивні, однорідні і слабосильні пісковики та алевроліти міцні і вище середньої міцності ($\sigma_{ст} = 80-120$ МПа); потужність понад 3 м	Допускають значні відслонення	
			200 – 240	350 – 450
VII	Надто стійкі	Надто міцні і міцні (межа міцності на стиск $\sigma_{ст} > 100$ МПа), однорідні пісковики й алевроліти масивної текстури потужністю понад 5 м.	Стійкі без кріплення на протязом всього часу експлуатації виробки. Допускають великі площі відслонення	
			200 – 240	350 – 450

Породи III-IV класів втрачають стійкість звичайно внаслідок перерозподілу і дії в них напружень, породи I-II класів – внаслідок відриву слабких і надто слабких шарів і відділених частин під дією власної ваги.

Для прогнозування стійкості породних відслонень горизонтальних і похилих гірничих виробок як критерій стійкості приймається величина зміщень на контурі незакріпленої виробки за весь період її служби.

Згідно з цим гірські породи по стійкості у відслоненні поділені на чотири категорії (табл. 4.2)

Таблиця 4.2

Зміщення порід незакріпленої виробки від ступеня їх стійкості

Категорія стійкості порід	Ступінь стійкості порід	Зсуви порід, U, мм		
		осадочні породи (пісковики, алевроліти, вапняки, вугілля)	вивержені породи (граніти, діоріти, порфірити та ін.)	соляні породи (кам'яна сіль, сильвініт, карналіт і ін.)
I	Стійкі	< 50	< 20	< 200
II	Середньо стійкі	50-200	20-100	200-300
III	Нестійкі	200-500	100-200	300-500
IV	Надто стійкі	> 500	> 200	> 500

Як критерій стійкості породного контура виробки використовується коефіцієнт стійкості K , що визначається за формулою

$$K = \sigma_{\text{ст}} b_c b_g b_{\text{зв}} / \gamma H b_1 b_2 b_3, \quad (4.4)$$

де $\sigma_{\text{ст}}$ – межа міцності порід на стиск в зразку, МПа;

b_c – коефіцієнт структурного ослаблення порід;

b_g – коефіцієнт тривкої міцності порід;

$b_{\text{зв}}$ – коефіцієнт, який враховує зниження міцності порід при зволоженні;

γ – щільність порід;

H – глибина розташування виробки, м;

b_1 – коефіцієнт концентрації напружень на контурі виробки;

b_2 – коефіцієнт впливу близькості розташування виробок;

b_3 – коефіцієнт впливу очисних робіт.

За величиною коефіцієнта K гірські породи по стійкості і умовах роботи кріплення горизонтальних і похилих виробок розподілені на шість класів (табл. 4.3).

Таблиця 4.3

Стійкість і умови роботи кріплення гірничих виробок
залежно від коефіцієнта K

Клас умов роботи кріплення	Коефіцієнт стійкості порід	Зміщення незакріпленого контура виробки, мм	Стан і форма втрати стійкості порід	Режим роботи кріплення
1	2	3	4	5
I	> 1	< 30	Стійкий	Навантаження відсутнє
II	1-0,7	30-70	Утворення склепіння природної рівноваги	Сумісна робота системи «кріплення - порода»

Продовження табл. 4.3.

1	2	3	4	5
III	0,7-0,2	70-1200	Утворення зони пластичних деформацій і руйнування (рівновага відновлюється при участі кріплення)	Те ж саме
IV	0,7-0,2	70-1200		
V	-	-	Сипуче середовище	—
VI	< 0,2	> 1200	В'язка течія	—

Стійкість відслоненої покрівлі – здатність гірських порід покрівлі зберігати рівновагу без утворення вивалів. Ця стійкість залежить від форми і площі відслонення, структури (шаруватість і тріщинуватість), фізико-механічних властивостей порід, часу відслонення, розташування і опірності кріплення.

4.2 Основні термінологічні чинники

З метою виключення розрізненого розуміння, оцінки і тлумачення одних і тих же явищ і процесів, необхідно викласти думки з низки термінологічних питань. В даній роботі використані поняття і визначення, якими останнім часом найбільш часто користуються в навчальній і гірничотехнічній літературі загального користування.

Гірські породи – природні мінеральні агрегати більш-менш постійного складу, що сформувалися внаслідок геологічних процесів, які залягають в земній корі у вигляді самостійних різновидів.

Масив гірських порід (породний масив) – зв'язана земна кора, що складена однією чи декількома літологічними різновидами, в межах якої локалізуються всі механічні процеси, обумовлені гірничими роботами.

Гірський тиск – сили, що діють на окремо розглядаєму ділянку породного масиву навколо виробки, виникають і розвиваються внаслідок перерозподілу напружень, викликаних веденням гірничих робіт.

При порівняно невеликій міцності на стиск вугленосних порід (від 10 до 100 МПа) на глибині понад 300 м породи можуть деформуватись і руйнуватись навколо виробки на більш меншу відстань в глиб масиву. При цьому зруйновані породи посуваються в порожнину виробки, оскільки відсутня опора, яка змогла б протистояти їх тиску. Об'єм порід збільшується, оскільки раніше вони знаходились в стані пружного стиску, відбувається часткове розкриття тріщин. Тому в таких випадках говорять про зсуви порід при розвантаженні.

При цьому слід чітко розуміти, що кріплення виробок не сприймає весь гірський тиск, а тільки ту його частину, що пов'язана із зсувами породного контура, який знаходиться в зоні понижених напружень під sklepinням природної рівноваги. Інша частина гірського тиску (в тому числі гравітаційні

сили від завислого стовпа порід над виробкою) повинна сприйматись самим породним масивом у боках виробки.

Опорний тиск – сукупний гірський тиск покриваючих порід і порід, що зависають поблизу контура виробки, на крайові частини масиву і цілики корисної копалини, на закладку й обвалені породи внаслідок проведення виробок і ведення очисних робіт. Опорний тиск виникає при проведенні будь-якої виробки, утворенні в масиві якої-небудь порожнини, що має прогин. Найбільш значні зависання порід і перерозподіл напружень в масиві відбуваються над гірничими виробками і при очисному вийманні вугільних пластів та інших корисних копалин. Тому стійкість підготовчих виробок, що підтримуються в зоні впливу очисних робіт, залежить насамперед від опорного тиску, зумовленого веденням очисних робіт.

Оскільки зруйновані породи навколо виробки не сприймають опорний тиск, він зміщується в глиб масиву, де породи знаходяться у стані тривісного стиску і володіють достатньо високою несучою здатністю. При цьому величина опорного тиску трохи зростає у відповідності зі збільшенням прогону між опорами.

Під проявами гірського тиску – розуміють механічні процеси й явища, що виникають внаслідок дії гірського тиску на гірські породи та контактуючі з ними конструкції і пристрої. Гірський тиск виявляється при проведенні й експлуатації виробок в різних формах і з різнобічною силою. Основними формами проявів гірського тиску є зміщення, розшарування й обвалення порід покрівлі, видавлювання порід з боків і випинання порід підосви виробок, раптові викиди порід і газів, гірські удари, руйнування кріплення, підняття і викривлення рейкових шляхів виробок.

Механічні процеси в гірських породах і породних масивах – механічні процеси деформування, розшарування, зсуви, перерозподіл напружень і руйнування порід. Іноді ці процеси називають геомеханічними, оскільки вони відбуваються в земній корі.

Під навантаженням на кріплення виробки розуміють силові дії з боку прилеглого породного масиву у вигляді навантаження, розподіленого на площі контакту кріплення з породним масивом. Навантаження на кріплення часто називають напруженнями, які діють на контакт кріплення з масивом порід.

Експлуатаційний стан виробки – робочий стан, що забезпечує виконання виробкою своїх функцій (призначення) протягом терміну існування, при суворому виконанні вимог Правил безпеки. Цей стан характеризує роботоздатність виробки практично на будь-якому етапі її використання, тобто в часі. Останнє є важливим, бо дозволяє об’єктивно оцінити фактичні витрати на забезпечення цього стану.

Закріплення гірничих виробок – сукупність робіт по зведенню кріплення у виробках. Ці роботи виконують за затвердженим паспортом, в якому надаються обґрунтування конструкції кріплення у відповідності з гірничо-геологічними і технічними умовами, спосіб закріплення, графік організації робіт, відставання постійного кріплення від вибою, час і послідовність його

зведення. В паспорті обов’язково наводять характеристику тимчасового (привибійного) кріплення, призначення якого поряд із захистом привибійного простору від можливого обвалення (вивалу) породи – укріплення породних відслонень виробки і підсилення постійного кріплення.

Спосіб охорони гірничої виробки – заходи чи сукупність заходів, направлених на підвищення стійкості виробки шляхом більш повного використання міцності, несучої здатності вміщуючих порід і на зниження концентрації напружень в гірському масиві і шкідливих проявів гірського тиску. Заходи з охорони можуть виконуватись до, в процесі, чи після спорудження виробки. Спосіб охорони звичайно приймають в проекті (паспорті) будівництва виробки.

Ремонт (відновлення) гірничих виробок – комплекс заходів із забезпечення експлуатаційного стану виробки, що провадиться упродовж всього часу її терміну служби (роботи із заміни поламаного кріплення й окремих його елементів без розширення і з розширенням виробки до проектних розмірів поперечного перерізу, із підсилення кріплення, піддирання порід підосви, тощо).

Під підтриманням гірничої виробки розуміють сукупність технічних і технологічних заходів з охорони, закріплення і ремонту виробки з метою забезпечення її нормального експлуатаційного стану упродовж всього терміну існування.

4.3 Особливості впливу гірничопрохідницьких робіт на стійкість виробок

Досвід роботи шахт свідчить, що спосіб проведення гірничої виробки впливає на її стійкість. Існуючі методи розрахунку параметрів кріплення не враховують цей чинник: як при комбайновому, так і при буропідривному способах проведення виробок використовується одне і те ж кріплення з однаковими параметрами. Однак, в одних гірничо-геологічних умовах виробки, проведені комбайновим способом, були більш стійкими, ніж виробки, проведені буропідривним способом (БПС). В інших умовах, навпаки: з переходом від БПС на комбайновий спосіб проходження стан виробки помітно погіршився (почастішали випадки завалів, збільшились обсяги перекріплення, посилилось випинання порід підосви тощо).

Тому специфіка комбайнового способу проведення у порівнянні з буропідривним полягає в тому, що, по-перше, при вийманні породної маси робочим органом комбайна отримується більш гладкий і правильний контур породного відслонення, а по-друге, приконтурний масив практично не порушується (відсутня технологічна тріщинуватість, яка властива буропідривному способу, де тріщини розповсюджуються в глиб масиву на 0,5-1,5 м). Нерівності поверхні породного відслонення обумовлені концентрацією напружень біля контура виробки і відмінні від концентрацій при гладкій

поверхні. Основна небезпека поганого оконтурення виробок полягає у передачі зосереджених навантажень на підпірне кріплення у місцях виступів.

Порожнини, що виникають з тієї ж причини, можуть зумовлювати навантаження на кріплення, що виникають внаслідок утворення вивалів порід покрівлі. Таким чином, з точки зору впливу першого чинника проведення виробок комбайновим способом поліпшує умови роботи кріплення і підвищує стійкість виробок.

Другий чинник (технологічна тріщинуватість) знижує стійкість порід внаслідок руйнування вибухом породи. Відділені тріщинами блоки породи втрачають між собою зчеплення та тертя, і в процесі деформації масиву на контурі мають більші зсуви у порожнину виробки, ніж монолітні (при комбайновому способі проведення).

Шахтні інструментальні спостереження свідчать про те, що в одних умовах комбайнове проведення покращує стан виробок у порівнянні з БПС, у других – зсуви контура за обома способами є однаковими, у третіх – комбайнове проведення погіршує стан виробки, починаючи з відстані 20-50 м від прохідницького вибою, де вже розпочалось тріщиноутворення під склепінням природної рівноваги.

Оцінка впливу способу проведення на стійкість виробки з позицій геомеханіки показала, що існуючі різні точки зору на роль тріщинуватості в процесі взаємодії кріплення з масивом не протирічають одна одній.

Залежно від гірничо-геологічних умов, що визначають стійкість порід параметром $\gamma H/R$ (де γ – щільність порід, МН/м^3 ; H – глибина розташування виробки, м; R – міцнісна характеристика порід, МПа), можна виділити три геомеханічні особливості, в яких один із розглядаємих способів проведення виробки буде мати переваги з точки зору її стійкості, яка оцінюється зміщеннями породного контура.

Перша особливість відповідає умовам, коли діючі напруження на контурі виробки в процесі її проведення менше тривалої міцності вміщуючих порід. У цьому випадку при обох способах проведення зміщення контура породного відслонення визначаються пружно-повзучими деформаціями масиву, і виробка знаходиться в стійкому стані.

Технологічні тріщини, що утворюються навколо виробки при буропідливних роботах, в умовах малих діючих напружень не одержують подальшого розвитку і можуть ініціювати невеликі локальні вивали породи. Крім того, технологічна тріщинуватість знижує модуль деформованості порід приконтурної зони, внаслідок чого пружно-повзучі деформації контура при буропідливному способі проведення в 1,5-2 рази більші, ніж при комбайновому.

Друга особливість матиме місце в умовах, де діючі напруження прирівняні до міцності порід. В цьому випадку, якщо напруження не перевищують тривалу міцність порід масиву, то виробка при будь-якому способі проведення буде знаходитись в стійкому стані, однак комбайновий спосіб, як і в попередній ситуації, матиме деякі переваги у порівнянні з буропідливним. Крім того, оскільки технологічна тріщинуватість знижує

міцність приконтурної зони масиву, то діапазон гірничо-геологічних умов, в яких виробка буде стійкою, при буропідривному способі проведення звужується у порівнянні з комбайновим.

У випадку, коли діючі напруження незначно перевищують тривалу міцність породного масиву, то при цьому навколо виробки з плином часу розширюється зона непружних деформацій. При цьому технологічні тріщини, викликані буропідривними роботами, з плином часу розкриваються, навколо виробки формується зона інтенсивного тріщиноутворення, породи в цій зоні збільшуються в об'ємі, що викликає додаткові зсуви контура. В цих же умовах при комбайновому способі проведення початкові тріщини недалеко від прохідницького вибою відсутні, і тому процес утворення зони непружних деформацій не супроводжується таким інтенсивним розпушенням порід навколо виробки. Тому зсуви контура в цих умовах при комбайновому способі проведення будуть меншими, ніж при підривному.

Найбільший інтерес становить третя особливість, коли діючі напруження у приконтурному масиві суттєво перевищують міцність порід, і останні будуть руйнуватись незалежно від способу проведення виробки.

Характерним для цього випадку є утворення навколо виробки, що проведена буропідривним способом, зони інтенсивної тріщинуватості, породи в якій практично втратили зчеплення і працюють разом із кріпленням за рахунок сил тертя по площинах ковзання. Зсуви контура виробки в цьому випадку визначаються пружно-повзучими деформаціями масиву і розпушенням порід у зоні інтенсивного тріщиноутворення.

У цих же умовах при комбайновій проходці процес руйнування і тріщиноутворення навколо виробки відбувається поступово; зона непружних деформацій, а також зміщення контура формуються більш тривалий час, ніж при буропідривному способі. Тому в даній ситуації БПС, з позицій проявів гірського тиску, може бути сприятливим, ніж комбайновий, оскільки зсуви, що сприймаються кріпленням, в цьому випадку будуть невеликими.

Урахування особливостей впливу комбайнової проходки на стійкість виробок дозволяють, з одного боку, розширити область використання більш дешевих і менш трудомістких полегшених конструкцій кріплення (анкерного, набризкбетонного тощо), а з другого боку, в складних гірничо-геологічних умовах шляхом використання методу розвантаження гірського масиву і сповзання розтрісканих блоків породи по зовнішньому контуру виробки під зоною склепіння природної рівноваги у розвантажену зону дозволяє уникнути зайвих витрат на перекріплення виробок.

Слід також відзначити інший технологічний фактор, що впливає на стійкість виробки – це якість ведення гірничопрхідницьких робіт. Порожнини закріпного простору, що пов'язані з неякісним веденням робіт, зумовлюють роботу кріплення не у заданому режимі. Породи на контурі виробки, що не контактують з кріпленням, починають інтенсивно розтріскуватись і окремо утворені тріщинами блоки сповзають у порожнину виробки, руйнуючи своєю вагою аорчне кріплення.

Важливу роль у формуванні рівномірного навантаження на кріплення грає забутування таких порожнин у закріпному просторі. Вона вирівнює епюру тиску і збільшує піддатливість системи «кріплення-масив». При неякісному виконанні забутування виникають вивали порід, які зумовлюють динамічні навантаження на кріплення, а шарнірні конструкції можуть втратити стійкість (рис. 4.1).

Як бачимо з рис. 4.1, інструментальні спостереження підтверджують висновок про те, що в одних гірничо-геологічних умовах комбайновий спосіб проведення зменшує зміщення контура виробки у порівнянні з БПС, а в інших – збільшує.

Так, в умовах, де $\gamma H/R < 0,5$, реалізується перша і друга особливості геомеханічних процесів довкола виробки, а при $\gamma H/R > 0,5$ має місце третя особливість.

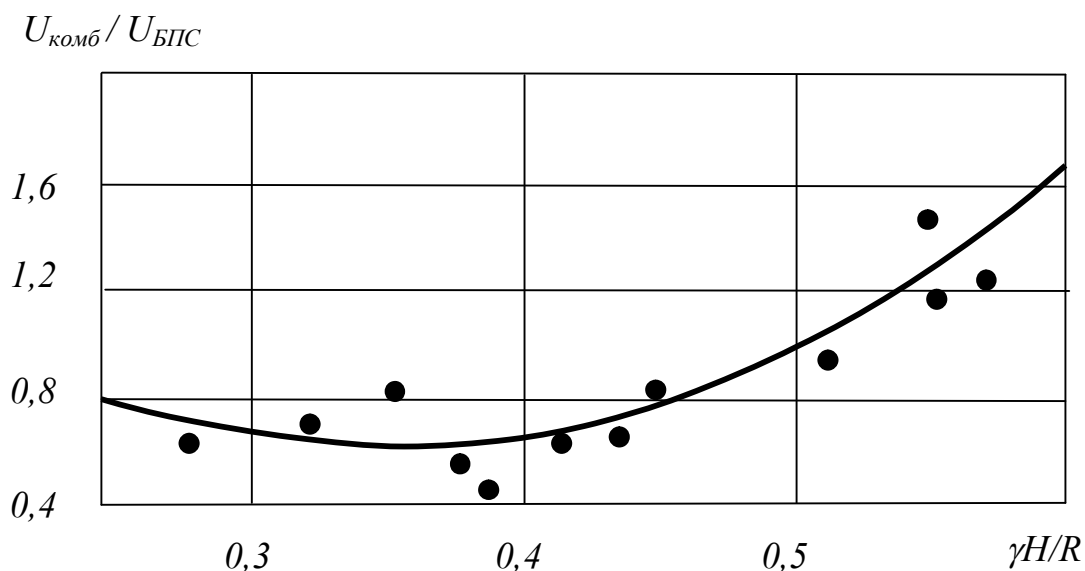


Рис. 4.1. Залежність відношень зміщення покрівлі виробки при комбайновому способі проведення виробки від зміщень покрівлі при буропідливному способі проведення

Судячи з графіка, межа переходу виробки, проведеної комбайном, із зони стійкого стану в нестійкий визначається величиною параметра $\gamma H/R = 0,35 - 0,4$, у той час як для виробки, проведеної БПС, ця межа визначається значенням параметра $\gamma H/R = 0,3$. Тому комбайновий спосіб проведення розширює діапазон гірничо-геологічних умов, в яких виробка може знаходитись в стійкому стані.

На базі вищенаведених принципів впливу способу проведення виробки на її стійкість можна зробити такі висновки.

1. Спосіб проведення гірничої виробки суттєво впливає на її стійкість, тому при обох способах необхідно застосовувати метод розвантаження

гірського масиву довкола виробки із штучним зміщенням опорного тиску від виробки в глиб масиву і застосуванням кріплення спеціальної форми, яке забезпечує зміщення деформованих порід в зоні склепіння природної рівноваги не у порожнину виробки, а їх зсуви по зовнішньому контуру виробки у розвантажену зону.

2. У діапазоні гірничо-геологічних умов, що характеризується параметром $\gamma H/R < 0,5$, виробки, проведені комбайном, більш стійкі у порівнянні з виробками, проведеними за допомогою буропідричних робіт, що розширює область використання методу розвантаження, анкерного і набризкбетонного кріплення, а також кріплення, яке має обмежену піддатливість (бетонне і металобетонне).

3. В умовах $\gamma H/R > 0,5$, у виробках, проведених комбайном, необхідно використовувати кріплення підвищеної піддатливості (у порівнянні з кріпленням, що використовується у виробках, проведених буропідричним способом) і передбачати метод розвантаження, а також відповідний запас перерізу виробки на більше посадки.

4. В окремих випадках забутування порожнин у закріпленому просторі слід розглядати не як примусовий технологічний захід, який збільшує трудомісткість і вартість кріплення, а як ефективний засіб підвищення роботоздатності кріплення за рахунок зниження на нього тиску і забезпечення піддатливості системи «кріплення - гірський масив».

4.4 Геомеханічні процеси в породному контурі гірничої виробки

Стан гірничих виробок залежить від геомеханічних процесів, які відбуваються в гірському масиві. Якщо розглядати масив як механічну систему, то його стан визначається діючими в ньому напруженнями і фізико-механічними властивостями порід. Масив гірських порід характеризується наявністю в ньому внутрішніх сил, зумовлених в першу чергу гравітацією, а іноді ще і тектонічними процесами.

До проведення виробки в масиві існує природне поле напружень, вертикальна компонента якої дорівнює вазі верхньої товщі порід γH (де γ – середньозважена щільність товщі порід; H – глибина точки масиву, яка розглядається), а горизонтальна – $k\gamma H$ (де k – коефіцієнт бічного розпору, дорівнює $k = 1$ при гідростатичному полі напружень). За наявності тектонічних процесів поле напружень може відхилятися від γH .

При проведенні гірничої виробки в прилеглому масиві відбувається перерозподіл напружень у відповідності з законами геомеханіки. Це веде до аномалій у полі напружень, наприклад, у боках виникає концентрація стискальних напружень, а в покрівлі і підшві стискальні напруження можуть переходити у розтягувальні. Залежно від співвідношення величин виникаючих напружень і фізико-механічних властивостей порід гірський масив деформується:

- в межах пружності в ньому виникають деформації повзучості, що не призводять до руйнування порід (напруження не перевищують тривалої міцності порід);
- з руйнуванням порід навколо виробки у зоні понижених напружень (утворюється зона непружних деформацій, в якій діючі напруження перевищують тривалу міцність порід).

У своїх працях [6] проф. О.П. Максимов розглядає умови взаємозв'язку напружень, що виникають у відслонених гірських породах, з міцнісними (тривкими) властивостями порід:

- у випадку для горизонтальних виробок:
у бокових частинах

$$k_1 \gamma H < R_{\text{ст}} ; \quad (4.5)$$

$$k_1 \gamma H > R_{\text{ст}} , \quad (4.6)$$

у покрівлі та підшві виробки

$$k_2 \gamma H < R_p ; \quad (4.7)$$

$$k_2 \gamma H > R_p , \quad (4.8)$$

де k_1 – коефіцієнт концентрації стискальних напружень;

k_2 – коефіцієнт концентрації розтягувальних напружень;

γ – щільність порід;

H – глибина розташування виробки;

$R_{\text{ст}}$ – гранична міцність стиску порід у масиві;

R_p – гранична міцність розтягу порід у масиві.

За наявності умови (4.5) стінки, покрівля і підшва виробки будуть знаходитись у стані стійкої рівноваги, тобто відслонення буде стійким (рис. 4.2, а).

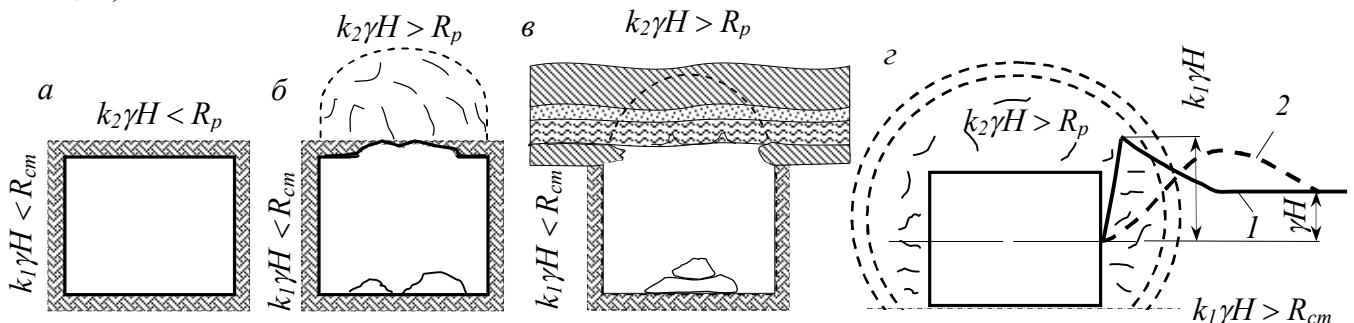


Рис. 4.2. Форми стану відслонень гірських порід: а – стійкий стан; б – утворення склепіння природної рівноваги; в – утворення склепіння у пластичних шаруватих породах; г – утворення зони зруйнованих порід у покрівлі і боках

З плином часу внаслідок тріщиноутворення і технологічних процесів можливе зменшення міцності порід. Це ослаблення розширюється з часом від стінок виробки в глиб масиву, і тому нерівність (4.5) може перейти в нерівність (4.6), тобто стійке відслонення може перейти в нестійке. З огляду того, що міцність гірських порід на розтяг у багато разів менше міцності на стиск, часто спостерігаються випадки, коли в стінках $R_{ст1} > k_1\gamma H$, а в покрівлі та підшві $R_p < k_2\gamma H$.

При цій умові в покрівлі виробки починається тріщиноутворення, що супроводжується відділенням і відривом кусків і глиб породи. Покрівля обвалюється з подальшим утворенням нового стійкого стану. Це явище характеризується утворенням склепіння природної рівноваги (рис. 4.2, б).

Поверхня склепіння нерівна, на ньому є виступи і тріщини, що не отримали подальшого розвитку. Така ситуація пов'язана з випадковим характером розподілу геомеханічних властивостей у породному масиві. Характер склепистого утворення, що показано на рис 4.2, б, спостерігається у крихких породах. Якщо породі шаруваті і пластичні, процес деформування і руйнування їх покрівлі буде трохи іншим. Внаслідок пластичного розтягу шари згинаються, ці згини будуть залежати від прогину і поступово змінюватися у напрямки дороги (рис. 4.2, в). Так, прогини супроводжуються тріщинами й обваленнями, які нерідко ведуть до утворення склепіння природної рівноваги.

За наявності умови, коли напруження в боках виробки перевищують граничну міцність порід стиску $k_1\gamma H < R_{ст}$, починається процес тріщиноутворення, руйнування і обвалення порід у порожнину виробки. Цей процес незрівноваженого стану масиву поступово переходить у зрівноважений стан. Зона підвищених напружень, що виникає в момент проходки, характеризується кривою 1 (рис. 4.2, з), внаслідок пластичного деформування порід і їх часткового руйнування, зміщується в глиб (крива 2 на рис 4.2, з). При цьому збільшується величина третьої компоненти об'ємного напруженого стану, що направлена до виробки, в зв'язку з чим несуча здатність елементів масиву зростає.

У підшві виробки відбувається також утворення тріщини, однак цей процес на відміну від покрівлі, де важливу роль грає вага порід, не супроводжується вивалами й обваленнями; наявність нестійкого стану у підшві може відобразитись у формі деякого підняття порід, яке називають «випинання». Пластичне деформування порід в боках виробки супроводжується частковим руйнуванням їх, призводить до втрати опори під склепінням природної рівноваги: прогин його збільшується, висота також зростає. Під час деформування порід в покрівлі і в боках і обвалення їх у виробку важливу роль грає вага цих частин (блоків) масиву. Деформації у підшві виробки не супроводжуються обваленнями, однак процес тріщиноутворення має місце, хоча в меншій мірі.

Вага завислого стовпа породи над гірничою виробкою створює навколо неї зони підвищених і понижених напружень (рис. 4.3.)

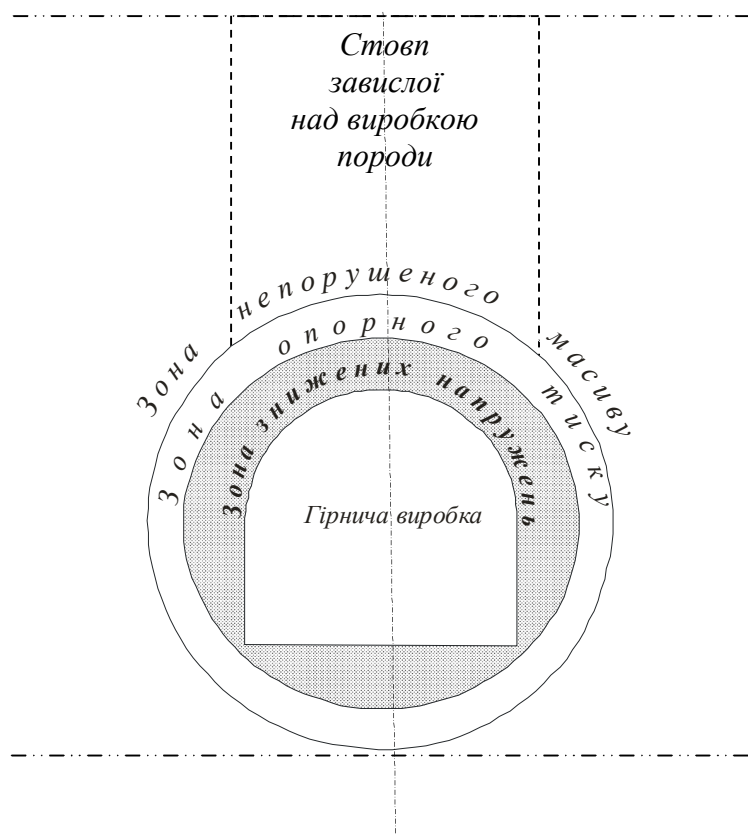


Рис. 4.3. Схема утворення зон напруженого стану від ваги завислого над виробкою стовпа породи

При нестійкому стані порід у відслоненні навколо виробки утворюється зона зруйнованих і напівзруйнованих порід, в якій внаслідок створених в ній змін напруження упадуть до деякої мінімальної величини, тобто утворюється зона понижених напружень.

Навколо підготовчої виробки утворюється зона зруйнованих порід, що являє собою дискретне розпірне середовище. Тиск гірського масиву на кріплення виробки передається через зону зруйнованих порід, і тому, величини зміщень кріплення будуть визначатись властивостями розпирного середовища, а також розмірами зони зруйнованих порід у зони понижених напружень. За цією зоною виникає зона підвищених напружень, або зона опорного тиску. Підвищення гірського тиску сприяє розпушенню вміщуючих порід і зниженню тертя і зчеплення між породними блоками, що зменшує здатність породного контура протистояти видавлюючим зусиллям. Це новий зрівноважений стан може утворитись при частковому заповненні виробки обваленими породами із зони понижених напружень, що обумовлене міцнісними характеристиками, їх текстурою й інтенсивністю тріщиноутворення в цій зоні. Для підвищення несучої здатності розглянутої частини гірського масиву може бути достатнім створенням невеликої локальної протидії обваленням окремих породних блоків у порожнину виробки через застосування шатрового арочного кріплення спеціальної форми

і розвантаження гірського масиву та створення умов для замозаклинювання порід на окремих ділянках контура виробок.

Такі умови забезпечать обвалення породних блоків в зоні понижених напружень не в порожнину виробки, а по зовнішньому контуру цього кріплення у розвантажену зону (наприклад, бурінням свердловин у боках виробки). Вага стовпа завислого над виробкою і зоною понижених напружень розподіляється на дві частини і передається на міцні (не зруйновані) бокові породи гірничої виробки, утворюючи додатковий тиск в зоні опорного тиску.

4.5 Деформації порід покрівлі у підготовчих виробках пологого падіння пластів

4.5.1 Вивалоутворення порід у виробках, закріплених рамним кріпленням

За наявності явищ деформування порід навколо виробки, утворення тріщин, вивалів і обвалень, що виникають одразу після її проведення або через деякий проміжок часу, виробка вважається нестійкою. Зсуви порід можуть перевищувати технічні можливості кріплення, порушується експлуатаційний стан виробки, що призводить до необхідності проведення ремонту (рис. 4.4 і 4.5).



Рис. 4.4. Стан вентиляційних штреків у зоні впливу очисних робіт



Рис. 4.5. Стан конвеєрного і відкатного штреків в зоні впливу очисних робіт

Вивалоутворення порід виникає в наслідок розвитку тріщиноутворення під час проведення гірничих робіт (підготовчих і очисних), впливові зовнішніх чинників (викиди порід, гірські удари, проведення масових вибухових робіт тощо), а також неякісного закріплення виробок.

Вивал – місцеве випадання в гірничу виробку відділеного тріщинами від масиву блока породи, який створює динамічний вплив на підтримувальну конструкцію (кріплення). Внаслідок короткочасної дії блока породи кріплення інтенсивно деформується, і ця деформація інколи супроводжується самовільним погашенням виробки (завалами).

Математичною обробкою результатів шахтних інструментальних спостережень і випробувань міцності порід одержана формула для визначення величини зони небезпечних деформацій і руйнувань порід покрівлі підготовчих виробок поза зоною впливу очисних робіт, закріплених металевими арочними кріпленнями:

$$h_p = 1,073 + 0,109F + 2 \cdot 10^{-3}H - 0,47\sigma_p - 5 \cdot 10^{-5}H^2 - 10^{-6}F^2 + 0,023\sigma_p^2, \quad (4.9)$$

де F – площа перерізу виробки у проходці, м^2 ;

H – глибина розташування виробки, м ;

σ_p – межа міцності порід при розтягу, МПа ;

Формула справедлива при $F = 6-20 \text{ м}^2$; $H = 100-700 \text{ м}$; $\sigma_p = 0,9-12 \text{ МПа}$.
Множинне кореляційне співвідношення $R_0 = 0,82$.

Професор К.В. Кошелєв [20, 28, 30] вважає, що форма вивалу характеризується його конфігурацією і висотою в напрямку осі вивалу. Вісь вивалу АВ (рис. 4.6) – лінія, що проходить через центр вивалоутворення. Залежно від кута нахилу β вивали бувають косонаправлені ($\beta = 30-60^\circ$) (рис. 4.6, а) і прямі (рис. 4.6, б) ($\beta = 61-90^\circ$).

Вивали з $\beta < 30^\circ$ практично не зустрічаються. Окремі випадки таких вивалів пов'язані з неякісним веденням гірничих робіт, але суттєвого впливу на стан виробок вони не чинять. Однак в процесі розвитку повного вивалу можлива його негативна дія на бокові стояки кріплення (за рахунок розпушення порід).

Параметри вивалоутворення – висота h_l , ширина v_l і довжина по осі виробки – залежать від гірничо-геологічної характеристики порід навколо контура виробки, впливу на породний масив гірничих робіт. Тому направленість вивалоутворення характеризується напрямком тріщиноутворення, що, в свою чергу, характеризується зонами підвищених напружень. Так, у зближених виробках спостерігаються косонаправлені вивали з напрямком осі, близьким до нормалі, і тільки до 25-30% вивалів мають вісь, направлену за напластуванням.

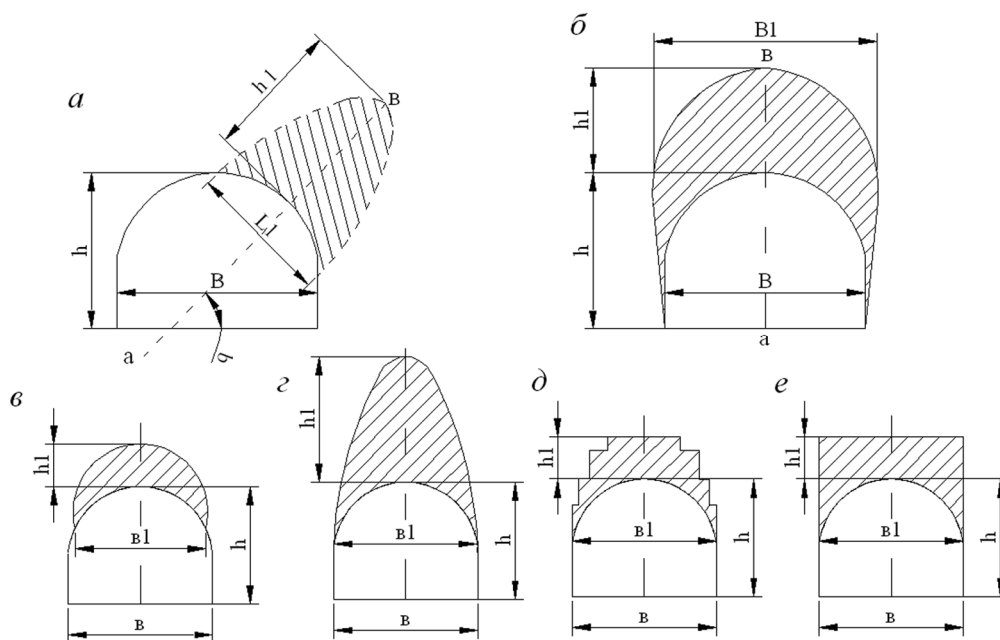


Рис. 4.6. Форми вивалоутворення: а – при косонаправленому вивалюванні; б – при прямому вивалюванні; в, г, д, е – при прямому вивалюванні для різних гірничо-геологічних умов

Проведений аналіз К.В. Кошелевим і А.Г. Томасовим [30 та ін.] паспортів ліквідації завалів дозволив зробити висновки, що основними формами вивалів (по перерізу виробки) є:

- **склеписта** (рис. 4.6, в) – характерна для однорідних сухих порід. Висота вивалоутворення h_1 звичайно не перевищує 1,5 м, у більшості випадків до 1 м. Ширина $B_1 = (0,3-1,2)B$. Найбільш рівномірно розподілене навантаження на кріплення при даній формі вивалу не перевищує 30 кН/м^2 , а загальна маса склепистого вивалу 5-7 т на 1 м довжини виробки. Перевищення ширини вивалу розміру B переважно спостерігається в пластових виробках при заляганні в бокових породах слабких і середньої міцності порід та утворенні навколо гірничої виробки зони понижених напружень (див. рис. 4.3).
- **конусна** (рис. 4.6, г) – найбільш розповсюджена, особливо характерна для обводнених порід. Висота конусного вивалу досягає 2 м і більше. Ширина конусного вивалу звичайно не перевищує розмір B . Найбільш рівномірно розподілене навантаження на кріплення складає 120 кН/м^2 , а загальна маса вивалу, що припадає на 1 м довжини виробки – 45-55 т;
- **ступінчат** (рис. 4.6, д) – характерна для шаруватих порід при товщині шарів до 0,6 м і слабких зв'язках між ними. З несуттєвими припущеннями ця форма може бути віднесена до конусної, однак вона має характерну особливість: нестабільність, значне розповсюдження по довжині виробки. Ширина ступінчатого вивалу звичайно не перевищує розмір B , а висота 3 м. Найбільш рівномірно розподілене

навантаження на кріплення при цій формі вивалу досягає $45-50 \text{ кН/м}^2$, а загальна маса вивалу, що припадає на 1 м довжини – 13 т;

- *п р и з м а т и ч н а* (рис. 4.6, *е*) – характерна для тріщинуватих порід, в тому числі, в зонах геологічних порушень і відносно ослаблених порід, розташованих під шаром міцних порід. Ширина вивалоутворення складає $v_l = (0,5-1,2)B$, а висота до 5-7 м. Найбільш рівномірно розподілене навантаження на кріплення при цій формі вивалу склало 145 кН/м^2 , а загальна маса вивалу, що припадає на 1 м довжини виробки – 65 т.

За характером поведінки утворених внаслідок вивалу породних відслонень вивали можуть бути розподілені на два види:

стаціонарні – заново утворені породні відслонення, відносно стійкі, форма і розміри вивалоутворення стабільні;

розгортальні – породні відслонення нестійкі, спостерігаються розгортання їх деформацій, можливі повторні вивалоутворення, особливо при виконанні ремонтних робіт. По довжині виробки розмір вивалоутворення змінюється від 3 до 26 м. Особливе значення при розгортальних вивалоутвореннях і необхідності ремонту має бути підсилення кріплення на суміжних з ремонтом ділянках виробки чи укріплення масиву.

Рівномірно розподілене навантаження на кріплення (Н/м^2) від можливого вивалоутворення в період експлуатації виробки визначається за формулою

$$N_{\text{вив}} = \rho \gamma_1 B \left(\frac{d\gamma H}{q \sigma_{\text{ст}}} - c \right), \quad (4.10)$$

де ρ – коефіцієнт форми покрівлі (при плоскому відслоненні – 1, при криволінійному – 0,7);

γ_1 – щільність деформованих порід в зоні понижених напружень (див. рис. 4.3), приймається $0,017 \text{ МН/м}^3$;

B – ширина виробки у проходці (начорно), м;

d – коефіцієнт текстури порід: однорідні породи – 1; шаруваті – 4,5; тріщинуваті – 5;

γ – щільність порід, кг/м^3 ;

H – глибина розташування виробки, м;

q – коефіцієнт стійкості порід, приймається із табл. 4.4;

$\sigma_{\text{ст}}$ – межа міцності порід на одновісний стиск, МПа;

c – коефіцієнт, який характеризує спрямування виробки відносно напластування: вхрест простягання – 1,1, під кутом до простягання – 1,05, за простяганням – 1.

При цьому для уніфікації можливого розташування виробки в породному масиві рекомендується приймати: по простяганням – кут, утворений поздовжньою віссю виробки і лінією простягання породної товщі $0-30^\circ$; під кутом до простягання – $31-60^\circ$, вхрест простягання – $61-90^\circ$.

Наведений у формулі (4.10) коефіцієнт стійкості порід q характеризує можливу зміну міцнісної характеристики порід залежно від гірничо-

геологічної характеристики і терміну експлуатації даної виробки. За чинником терміну служби всі гірничі виробки поділяються на три групи:

- понад 10 років – капітальні (основні) виробки;
- 6-10 років – підготовчі виробки;
- до 5 років – допоміжні (тимчасові) виробки.

Значення коефіцієнта стійкості порід q наведені в табл. 4.4.

Таблиця 4.4

Коефіцієнт стійкості порід

Термін експлуатації виробки, років	Значення q при породах	
	сухих	обводнених
< 5	1,00	0,94
6-10	0,91	0,82
> 10	0,83	0,71

При визначенні навантаження від вивалоутворення на кріплення похилої виробки значення глибини H необхідно приймати більшим.

В період проведення гірничої виробки навантаження на тимчасове кріплення біля прохідницького вибою можна визначити за формулою

$$N_v = \rho \gamma_1 B \left(\frac{\gamma H}{\sigma_{ст}} - f \right), \quad (4.11)$$

де f – коефіцієнт, який характеризує спосіб проведення виробки: для буропідричних робіт – 0,28; з використанням комбайнового – 0,32.

Утворення зони непружних деформацій (зони понижених напружень, див. рис. 4.3) навколо виробки активізує зсув порід у виробку. Піддатливе кріплення сприяє утворенню цієї зони, бо воно «відходить» від зсування порід. Разом з тим, піддатливе кріплення повинно створювати достатній опір породам, які зсуваються, інакше утворення зони понижених напружень може призвести до вивалоутворення навколишніх порід.

Величина осідання порід з боку покрівлі виробки при куті залягання порід до 30° може бути визначена залежністю:

$$U_{покp} = 0,1 B \left[e^{\frac{\gamma H - 10 \left(\frac{\sigma_{ст}}{\sigma_y} \right)^2 Q_{кр}}{q \sigma_{ст}}} - 1 \right], \quad (4.12)$$

а при куті залягання більше 30° :

$$U_{покp} = 0,13 B \left[\frac{\gamma H}{q \sigma_{ст}} - 0,27 \right], \quad (4.13)$$

де $U_{покp}$ – осідання порід покрівлі, см;

σ_y – межа міцності умов породи, дорівнює 30 МПа;

$Q_{кр}$ – несуча здатність (опір) кріплення, МН/м².

Величина зсувів порід з боків виробки

$$U_6 = 0,08h \left[e^{\frac{0,84\gamma H - 16 \left(\frac{\sigma_{ст}}{\sigma_y} \right)^2 Q_6}{q\sigma_{ст}}} - 1 \right], \quad (4.14)$$

де Q_6 – несуча здатність (опір) бокових елементів кріплення, кН/м².

Для більшості гірничо-геологічних умов підтримання горизонтальних і похилих виробок

$$U_6 = (0,55 - 0,85)U_{\text{покр}}. \quad (4.15)$$

4.5.2 Деформації підготовчих виробок на пластах крутого падіння

Інструментальними спостереженнями на шахтах Центрального району Донбасу встановлено, що найбільш важкий стан виробок є в зонах активного впливу очисних робіт на відкатних горизонтах, і практично на всій довжині вентиляційних штреків, де рівень виробок не відповідає паспорту по зазорах і перерізу, складає відповідно 40 і 60%. Залежно від глибини робіт міцності вміщуючих порід і потужності пласта деформації горизонтальних виробок мають таку картину (табл. 4.5).

Таблиця 4.5

Величини зміщень порід в гірничих виробках, мм

Глибина розробки, м	Характеристика породи	Потужність пласта, м			
		0,6	1,0	1,5	2,0
Поза зоною впливу очисних робіт					
600	Слабка	220	264	308	352
	Середньої міцності	110	132	154	176
	Міцна	25	30	35	40
800	Слабка	270	324	378	432
	Середньої міцності	140	168	196	224
	Міцна	30	36	42	48
1000	Слабка	310	372	434	496
	Середньої міцності	160	192	224	256
	Міцна	35	42	49	56
В зоні впливу очисних робіт					
600	Слабка	730	830	1020	1180
	Середньої міцності	380	470	540	620
	Міцна	240	290	340	380
800	Слабка	910	1100	1270	1470
	Середньої міцності	480	590	680	780
	Міцна	300	360	420	480
1000	Слабка	1050	1240	1440	1670
	Середньої міцності	550	660	770	890
	Міцна	340	410	480	550

Найбільш характерні деформації виробок у конкретних гірничо-геологічних умовах наведені на рис. 4.7, а в зоні активного впливу очисних робіт їх можна звести в три групи, які графічно наведені на рис. 4.8.

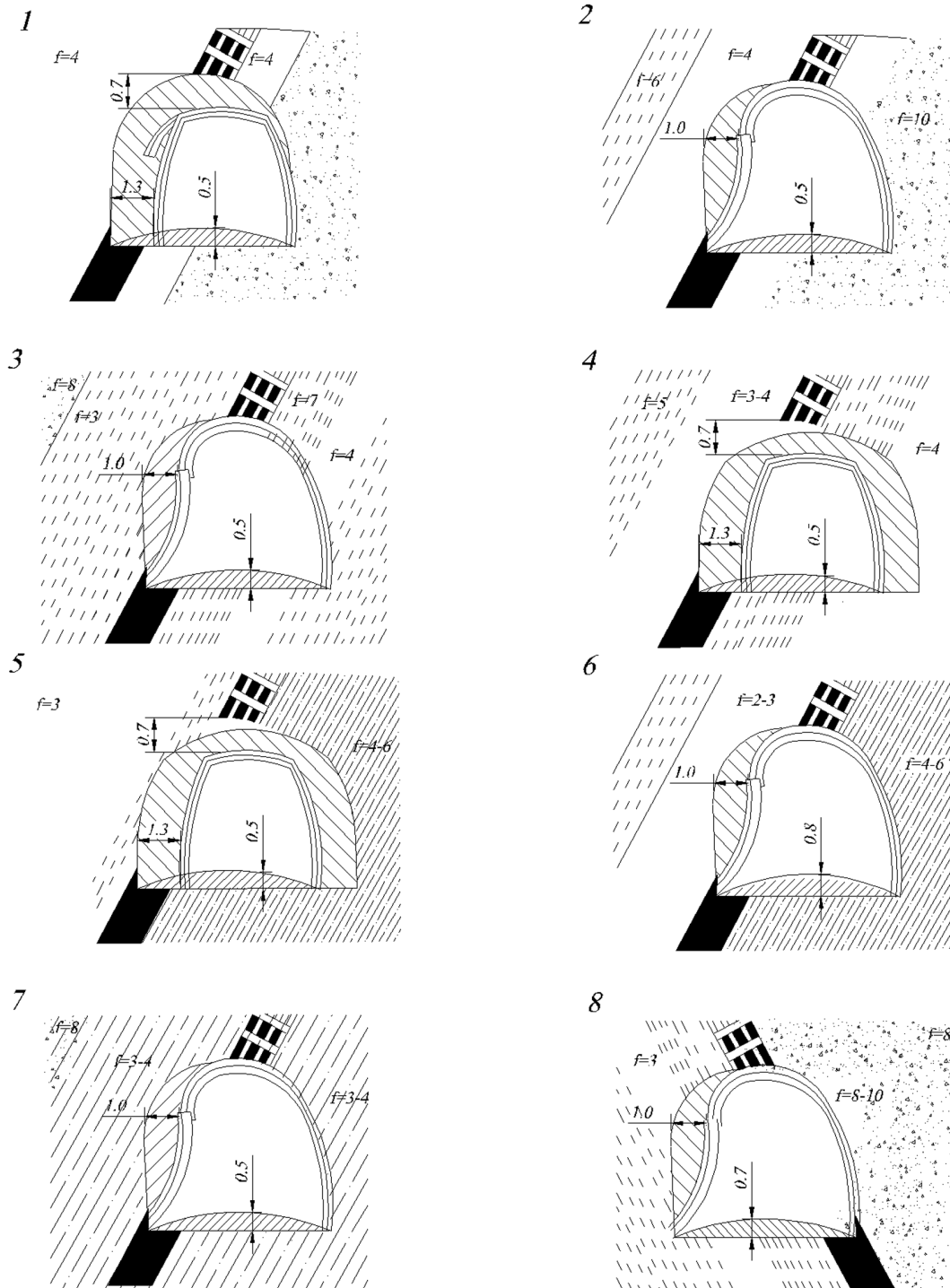


Рис. 4.7. Схеми деформації відкатних штреків у конкретних гірничо-геологічних умовах крутих пластів: 1 – шахта ім. Калініна: пласт m_5^1 - схід горизонту 850 м; шахта ім. Гагаріна: 2 – m_4^4 - схід горизонту 740 м; 3 – m_5^1 - захід горизонту 850 м; 4 – шахтоуправління «Олександр-захід»: m_4^4 - схід горизонту 740 м; шахта «Комсомолец»: 5 – m_5^1 - захід горизонту 850 м; 6 – l_8^1 - захід горизонту 850 м; 7 – m_2 - захід горизонту 740 м; 8 – шахта ім. Леніна: l_2^1 - схід горизонту 860 м

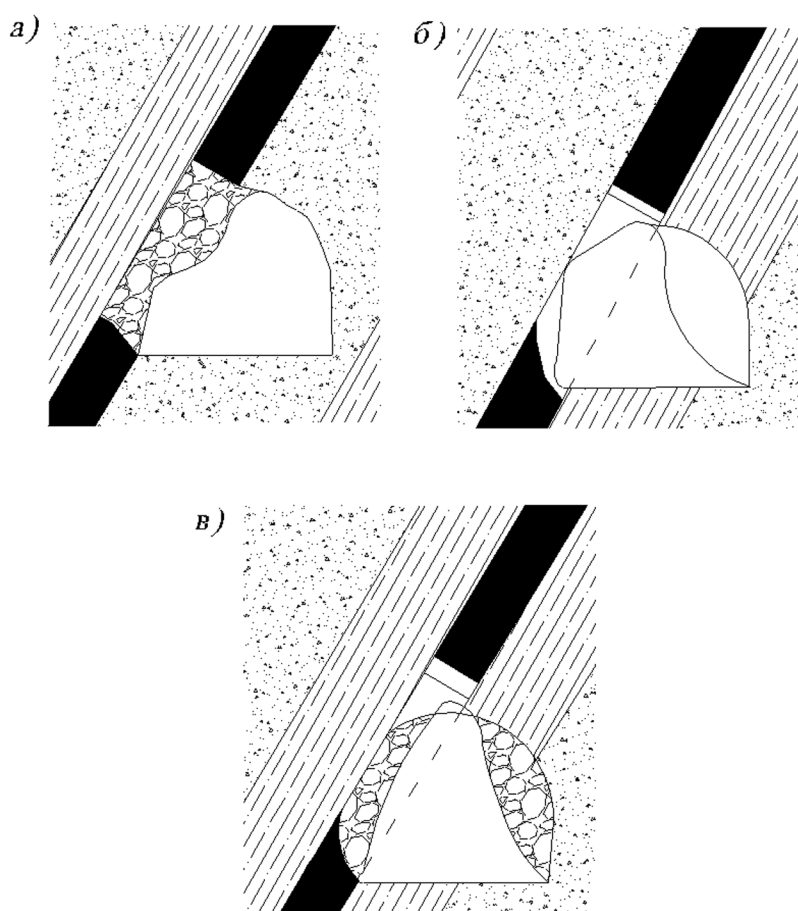


Рис. 4.8. Деформації кріплення пластових штреків в зоні активного впливу очисних робіт: а – розрив в очисному просторі суцільної покрівлі й утворення балки, яка внаслідок прогину опирається на кріплення і деформує його; б – шари підпошви сповзають у виробку і своєю масою деформують кріплення; в – прогин плити покрівлі і сповзання шару підпошви

Найбільш інтенсивні зсуви вміщуючих порід відбуваються при суцільній системі розробки, що призводить до деформованій кріплення та зміні перерізу виробки майже до неробочого стану, відбувається в зоні навантажувального пункту очисного вибою з межами 30-40 м попереду лінії вибою першого уступу і 60-70 м – у бік завалу.

Для підтримання виробки в цій зоні відбуваються трудомісткі і небезпечні ремонтні роботи майже в 60% діючих відкатних штреків. При цьому в 17-20% вони перекріплюються неодноразово. Вийняте в цих випадках арочне металеве кріплення в 40% непридатне для повторного використання. Заходи охорони, що тут застосовуються, шляхом збільшення щільності арочного кріплення, викладання над кріпленням накатних кострів, зведення органного кріплення не завжди дають позитивні наслідки.

Трудомісткість підтримання 1 м пластового штреку в таких зонах складає від 0,8 до 2,5 чол. змін / місяць, в окремих випадках – ще більше.

Керування напружено-деформованим станом гірського масиву шляхом цілеспрямованого розвантаження є найбільш ефективним методом зберігання робочого перерізу і кріплення виробок.

4.5.3 Деформування порід покрівлі у виробках, закріплених анкерним кріпленням

Останніми роками об’єми застосування анкерного кріплення на шахтах України суттєво збільшились, що в значною мірою пояснюється дешевизною і швидкими темпами зведення цього виду кріплення та явно підвищеною увагою до нього інженерно-технічних працівників низки шахт.

Анкерне кріплення застосовується у виймальних штреках, розрізних печах, монтажних камерах, бремсбергах, похилах, просіках, збійках та інших виробок площею поперечного перерізу до 20 м², що охороняються за способами «масив-масив», «масив-цілик», «масив-вироблений простір». Використовується воно у виймальних штреках лав, що підтримуються на межі з виробленим простором. Максимальна ширина виробок з анкерним кріпленням 5,5 м (монтажні камери механізованих комплексів лав), переважаюча ширина 3,6 - 4,5 м. Основні конструкції анкерів – металеві клинорозпірні ШК-1М і АК-8У діаметром 20 мм і довжиною 1,6-1,8 м, частково використовують клинорозпірні АКМ діаметром 16 мм і сталеполімерні анкери довжиною 1,6 і 1,8 м. У з’єднанні з анкерами використовують підхвати металеві із швелера, стрічкової сталі, спецпрофілю СВП і дерев’яні, зтяжки дерев’яні, металеві решітки і сітки.

Аналіз практичного досвіду показує, що деформації заанкерованих порід покрівлі виробок залежать, головним чином, від їх будови і міцності, потужності скріпленої товщі порід, щільності розміщення і початкового натягу анкерів під час установлення і величини гірського тиску.

Основними подібностями деформацій і руйнування заанкерованих порід покрівлі у підготовчих виробках є:

①. Порода деформується і руйнується на контактах напластування і поверхнях ослаблення від контура виробки в глибину масиву на величину, яка є менше, рівна чи більше фактичної довжини анкерів (рис. 4.9, а).

У тих випадках, коли довжина анкерів більше глибини, на яку розповсюджуються небезпечні деформації у покрівлю, і міцність закріплення замків анкерів більше ваги небезпечно деформованих порід, останні зависають на анкерах, підхватах і зтяжках в основному повністю. Цей вид деформацій покрівлі, у разі розвитку їх в глибину, що менше від довжини анкерів, характерний для шаруватих порід з переважаючою потужністю шарів більше 0,17 м і міцністю $\sigma_{ст} > 55$ МПа при спорудженні анкерів на відстані, що є більший гранично допустимої (звичайно більше 1,3-1,4 м), і з низьким початковим натягом (менше 30 кН). Розвиток деформацій в глиб покрівлі на величину, що перевищує довжину анкерів, вказує і на недостатню довжину анкерів.

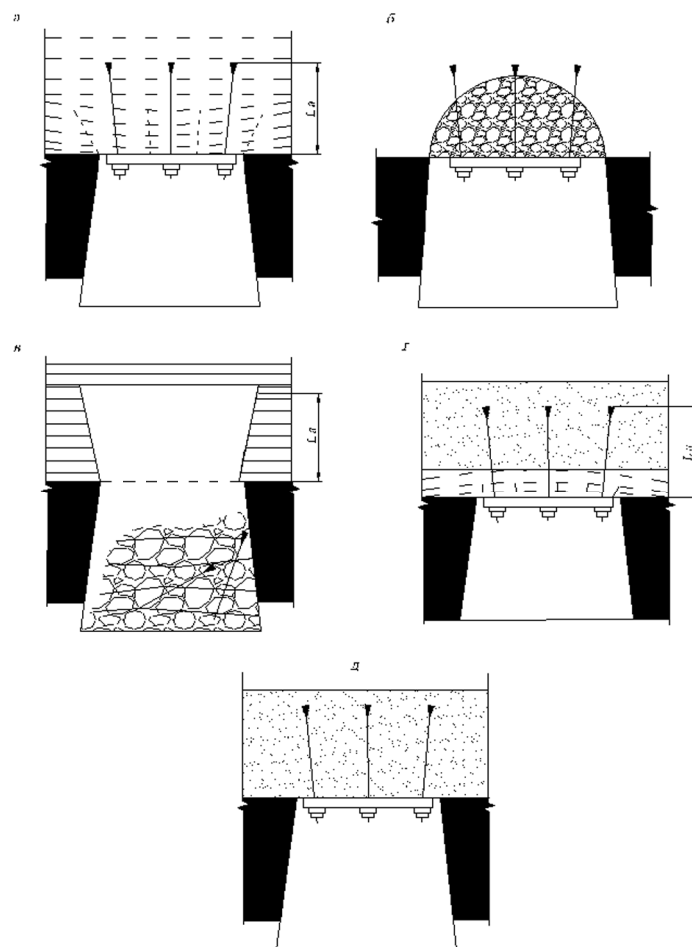


Рис. 4.9. Основні види деформації і руйнування заанкерованих порід покрівлі підготовчих виробок

Збільшення натягу анкерів при спорудженні в значній мірі сприяє збереженню природного зв'язку між шарами, блоками і сумісній їх роботі. У виробках з малим впливом очисних робіт початковий натяг анкерів (30-35 кН) практично забезпечує збереження зв'язку між шарами безпосередньої покрівлі, а при натягу 18-20 кН закріплені анкерами породи опускаються із значним розшаруванням. Натяг анкерів понад 35 кН не сприяє зниженню деформацій порід покрівлі. З практики відомо, що величина необхідного натягу анкерів складає 0,65-0,85 від ваги порід, яка припадає на один анкер, тобто

$$N = (0,65 - 0,85) l \gamma F, \quad (4.16)$$

де l – активна довжина анкера (дорівнює потужності закріплюваної товщі порід, яка схильна до небезпечних деформацій і руйнування), м;

γ – щільність закріплюваних порід, Н/м³;

F – площа, яка припадає на один анкер, м².

У виробках, які попадають під великий гірський тиск, особливо під опорний тиск в зоні впливу очисних робіт, активна сумісна робота шарів покрівлі забезпечується звичайно при натягу анкерів 40-50 кН. Збільшення натягу понад 50 кН не супроводжується помітним зниженням опускання і розшарування заанкерованої покрівлі.

②. Породи однорідні і тонкошаруваті низької міцності ($\sigma_{ст} < 40$ МПа) під дією гірського тиску руйнуються хаотично від контуру виробки в глибину покрівлі з утворенням невеликих вивалів у проміжках між анкерами (незалежно від відстані між ними) у вигляді склепінь природної рівноваги, які поступово з'єднуються між собою в єдиний розвинутий вивал за формою склепіння природної рівноваги (рис. 4.9, б). У тих випадках, коли анкери міцно закріплені за межами склепіння природної рівноваги порід і є досить міцна перетяжка, зруйновані породи підтримуються повністю у підвищеному стані на анкерах. При довжині анкерів, менших від висоти склепіння природної рівноваги, можливі (у разі несвоечасного підсилення анкерного кріплення) вивали порід разом з анкерами. Слід відзначити, що при хорошому затягуванні покрівлі процес руйнування закріплених порід і формування склепіння протікає майже непомітно і можливі миттєві обвалення порід разом з анкерами.

③. Породи шаруваті середньої міцності і міцні. За допомогою анкерів сформована складна балка достатньої несучої здатності, але вище місця закріплення замків анкерів (звичайно до 0,3-0,5 м) залягає слабкий прошарок вугілля, слабкий чи дуже слабкий прошарок породи з низькою контактною силою зчеплення (рис. 4.9, в). Під дією нарощуваного гірського тиску при попаданні в зону впливу очисних робіт відбувається обвалення всієї заанкерованої товщі порід разом з анкерами без суттєвих деформацій і розшарувань майже до місця залягання прошарку вугілля чи слабких, надто слабких порід трохи вище зони закріплення замків. В цих випадках вага закріплених порід і привантаження на них гірського тиску більше сили зчеплення порід масиву в місці їх розшарування й обвалення.

Такі подібні обвалення порід є найбільш небезпечними. Тому при закріпленні виробок анкерним кріпленням особливо важливо мати надійну інформацію про будову і стан порід покрівлі в межах не менше 3-5 м, тому що в ній у процесі експлуатації виробок виникають найбільш суттєві пере розподіл напружень і механічні процеси.

④. Безпосередньо залягаючі в покрівлі виробки породи шаруваті, тріщинуваті, тріщинуваті низької та середньої міцності потужністю менше довжини анкерів. Над ними залягають міцні однорідні породи. В умовах підвищеного гірського тиску безпосередньо залягаючі в покрівлі слабкі макродефектні породи небезпечно деформуються, руйнуються майже до міцних порід, і при використанні анкерів у з'єднанні з затяжками вони обвалюються на них (рис. 4.9, г). В даних умовах анкерне кріплення працює за принципом підвішування шарів і блоків невеликої потужності та міцності до верхніх порід. При невеликій потужності цих порід доцільно проходити виробки з їх присіканням.

⑤. Міцні і надто міцні однорідні заанкеровані породи (в основному пісковики) великої потужності (більше ширини виробки) в процесі експлуатації виробок поза зоною і в зоні впливу очисних робіт виявляють дуже слабкі ознаки деформації (рис. 4.9, д). Вони працюють як єдина плита, і в них роль анкерів і величина їх натягу відносно мала.

Таким чином, експлуатація анкерного кріплення дозволила встановити основні закономірності проявів гірського тиску, роботоздатність і область ефективного використання цього кріплення.

Анкерне кріплення у порівнянні з металевим рамним зменшує й обмежує розвиток деформацій закріплених порід. Суттєво обмежує воно розвиток деформації порід покрівлі і в зоні великого впливу очисних робіт. Однак обмеження розвитку деформацій і розшарувань закріплених порід анкерне кріплення забезпечує лише до того часу, поки зберігається контакт анкерів з породами на контурі виробки і надійна міцність закріплення їх в шпурах. При порушенні цих умов анкерне кріплення втрачає здатність приймати навантаження.

Однією із важливих умов забезпечення щільного контакту анкерів з породами і формування за їх допомогою породної конструкції є проведення пластових виробок без присікання покрівлі. Значні нерівності присіченої покрівлі, утруднюють укладання підхватів, інших захисних елементів і натяг анкерів, внаслідок чого не вдається створити рівномірний розпір кріплення. В період експлуатації виробок в місцях нерівностей (звичайно западин) розпочинаються і розвиваються розшарування, розщеплення і руйнування порід, що іноді призводить до послаблення і розвантаження анкерів.

Деформація і стан заанкерованих порід в значній мірі залежать і від подібностей зтяжки і підхватів. Дерев'яні зтяжки і підхвати швидко загнивають, відбувається розшарування й обвалення нижніх шарів покрівлі. При цьому верхні шари породи зберігають стійкість, а замки анкерів – високу міцність закріплення. З цієї причини виробки з анкерами необхідно ремонтувати. При нахилу порід покрівлі до розшарування незадовільно працює і зтяжка із металевої сітки. Під дією ваги відшарованих порід між анкерами звичайно утворюється провисання сітки, що погіршує стан виробки.

Одним із важливих чинників анкерного кріплення, що характеризує його як несучу конструкцію, є гранична величина безпечного осідання заанкерованих порід покрівлі виробки, тобто максимальна величина, на яку вони можуть осідати під дією гірського тиску, зберігаючи несучу здатність і безпечний стан. Гранична величина безпечного осідання заанкерованої покрівлі залежить від низки чинників, основними з яких є жорсткість боків виробки, ширина виробки (на покрівлі) потужність скріпленої товщі, текстура і міцність порід. Особливо суттєво впливає піддатливість боків виробки. Збільшення піддатливості боків виробки супроводжується зростанням безпечних зсувів заанкерованих порід.

Довжина анкерів, що є поряд з міцністю їх закріплення основним параметром, який визначає можливість і доцільність використання анкерного кріплення, приймається виходячи із передбачених розмірів зон небезпечних

деформацій скріплених порід покрівлі виробки за термін її експлуатації. У всіх випадках довжина анкерів повинна бути більшою від висоти зони розвитку небезпечних деформацій порід покрівлі на величину заглиблення їх за межами цієї зони (звичайно на 0,4-0,5 м).

На шахтах використовують анкерне кріплення сумісно з металевим і дерев'яним рамним кріпленнями. При проведенні виробок поза зоною очисних робіт їх звичайно закріплюють анкерним кріпленням, а при потраплянні їх в зону підвищеної дії очисних робіт анкерне кріплення підсилюють рамним шляхом зведення рам в проміжках між рядами анкерів.

Використання анкерного кріплення у з'єднанні із звичайним рамним забезпечує зменшення осідання порід в 1,4-2 рази, навантаження на рамне кріплення – в 1,3-1,5 разів. Важливо також відзначити, що за допомогою анкерів може бути забезпечено рівномірний розподіл навантаження по периметру рамного кріплення.

4.5.4 Причини втрати стійкості гірничих виробок

Основними причинами втрати стійкості підготовчих виробок є великий гірський тиск в зоні впливу очисних робіт, низька міцність породи, порушеність породних і вугільних масивів, неправильний вибір типу, конструкції та несучої здатності кріплення і порушення паспорта кріплення виробок. На основі аналізу стану підготовчих виробок визначена частка виробок за протяжністю, що небезпечно деформовані під впливом очисних робіт в зонах порушених гірських порід за глибиною їх розташування (табл. 4.5)

Таблиця 4.5

Причини втрати стійкості підготовчих виробок шахт України

Основні причини небезпечних деформацій виробок і поломки кріплення	Частка виробок за протяжністю, % на глибині розташування, м		
	< 200	200-400	400-700
1. Надто слабкі вміщуючі гірські породи (поза зоною впливу очисних робіт)	0,81	1,00	1,10
2. Геологічна порушеність породних і вугільних масивів	0,20	0,30	0,30
3. Випинання порід підосви:			
- поза зоною впливу очисних робіт	0,20	0,40	0,75
- в зоні впливу очисних робіт	0,40	2,75	4,50
4. Вплив очисних робіт власне на пласті	4,20	10,10	13,30
5. Вплив надробки пласта	1,65	4,60	6,20
РАЗОМ	7,46	19,50	26,15

Як бачимо з табл. 4.5, із перерахованих причин небезпечних деформацій виробок і кріплення 92% відбуваються під впливом очисних робіт, з них 16,8 % припадає на здимання порід підпошви, 24% – на надробку пласта. З глибиною розташування виробок, особливо понад 400 м, різко зростає шкідливий вплив на них очисних робіт. Поглиблення гірничих робіт супроводжується значним зростанням зниження стійкості виробок, небезпечних деформацій і поламання кріплення. Так, на глибині від 400 до 700 м – 25%. Найбільші деформації і поламання кріплень відбуваються у виробках, що підпадають під вплив очисних робіт і охороняються вугільними ціликами.

Неправильний вибір типу, конструкції та несучої здатності кріплення обумовлений в основному слабким прогнозом очікуваних осідань бокових порід і навантажень на кріплення. З цієї причини часто застосовують кріплення недостатньої піддатливості, неправильно приймають крок його установки, не використовують геомеханічні принципи розвантаження гірських порід штучними методами і перенесенням опорного тиску в глиб масиву від виробки. Цим же пояснюється в значній мірі закріплення виробок з різними гірничо-геологічними умовами за практично однаковими паспортами.

Основними порушеннями паспортів закріплення виробок є незабутування або часткове забутування закріпного простору, улаштування лунок під стояки рамного кріплення недостатньої глибини, насамперед в похилих виробках, слабе затягування гайок замків металевих арочного кріплення із спецпрофілю СВП, та недодержання кроку установлення рам, слабе затягування гайок анкерного кріплення.

Значне погіршення стану виробок і додаткові витрати на підтримання зумовлені несвоєчасним їх ремонтом і підсиленням кріплення, особливо при потраплянні в зону дії очисних робіт. Багатократні обстеження стану виробок показали, що з цієї причини відбуваються до 20% всіх випадків обвалень порід, руйнування кріплення і завалів окремих їх ділянок.

У зв'язку зі значним зростанням гірського тиску з глибиною гірничих робіт і збільшенням протяжності підтримуваних виробок питання систематичного контролю за їх станом, своєчасного ремонту і підсилення кріплення та методів розвантаження гірського масиву набувають значної важливості.

4.6 Деформації порід підпошви підготовчих виробок

Здимання підпошви в гірничій виробці за рахунок збільшення об'єму порід спостерігається досить рідко, бо воно відбувається за наявності глинистих порід, які зустрічаються рідко, при їх набуханні під дією води. В більшості випадків випинання підпошви необхідно розглядати як результат зім'яття і утворення складок у породних шарах підпошви. Перше підняття шарів підпошви викликається паралельним напластуванню тиском. Після цього зім'яті в складку і розвантажені від горизонтальних напружень породні шари починають видавлюватись у виробку під дією вертикального тиску.

Таким чином, основною причиною, яка викликає випинання підосви виробок, є гірський тиск, тобто сили, що діють в масиві порід навколо виробок. Випинання порід підосви відбувається у тих випадках, коли діючі в них напруження перевищують їх міцність. Це може виникнути внаслідок зміни напруженого стану порід навколо виробки і зниження їх міцності під дією різних гірничо-геологічних і гірничотехнічних чинників.

Процес випинання порід підосви відбувається за двома схемами. За першою схемою – в шаруватих, тріщинуватих та інших макродефектних породах за поверхнями ослаблення, за другою схемою – в слабких і надто слабких практично однорідних глинистих породах, схильних до пластичної течії. Процес полягає у поступовому розшаруванні порід в глиб підосви за площинами напластування й ослаблення, поздовжньо-поперечному вигині, розломі і руйнуванню окремих шарів і товщ під дією опорного тиску, сконцентрованого в боках виробки від ваги завислого стовпа порід над виробкою. У міру зростання опорного тиску в боках виробки видавлюванням і руйнуванням в глиб підосви в описуваному порядку охоплюються нижні шари і товщі до тих пір, поки тривала міцність їх не стане більше діючих в них напружень. Поздовжньо-поперечний вигин шарів, структурно-текстурних частин і розлом їх по ширині виробки спостерігаються при горизонтальному і похилому заляганні порід. При потужності шарів породи 0,2-0,3 м і більше розлом їх повністю чи частково відбувається іноді і під крайовою частиною масиву і цілика на відстані до 1 м від боків виробки. При крутопохилому і крутому заляганні порід шари й ослаблені товщі звичайно видавлюються у виробку по контактах напластування й ослаблення.

Процес прогину і похилозалягаючих шарів в середину виробки, розщеплення і відрив їх по площинах ослаблення від нижніх шарів, а також розшарування, зсув і видавлювання крутопохилих і крутозалягаючих шарів відбувається звичайно поступово у міру зростання напружень у вміщуючих породах. Випинання шаруватих і інших порід середньої міцності з поверхнями ослаблення по суті можливо розглядати як процес деформування і руйнування складеної балки чи плити на пружній основі, що затиснена під боками виробки.

Залежно від ступеня однорідності, потужності та міцності шарів порід підосви виробки існують три типи здимання порід.

Перший – при заляганні безпосередньо у підосві тонкошарових, сильнотріщинуватих і інших суттєво ослаблених порід і руйнуванні їх на дрібні куски. Першочергово звичайно видавлюються породи поблизу боків виробки і у міру зростання опорного тиску в боках виробки випинання розповсюджується по ширині виробки. При такому випинанні в більшості випадків спостерігається суттєве вдавлювання кріплення, особливо металевого рамного, в породи підосви. Таким чином відбувається видавлювання слабких тонкошарових і тріщинуватих аргілітів і алевролітів.

Другий тип – при заляганні безпосередньо в підосві шарів (товщ), потужність і міцність яких поступово – зростає від контура виробки в глиб масиву, випинання виявляється у вигляді прогину, послідовного розшарування

шарів на поверхнях напластування, видавлювання їх в порожнину виробки, розламування і руйнування. Особливо чітко таке видавлювання виявляється при потужності шарів більше 0,10-0,20 м і заляганні їх під кутом до 22-26°. Під видавленнями і розломними шарами і товщами утворюється значні пустоти, які зменшуються від верхніх шарів до нижніх.

Третій тип – при заляганні безпосередньо в підшві виробки порід середньої міцності та міцних невеликої потужності (звичайно не більше 0,6-1,2 м), а нижче них – слабких і надто слабких шаруватих порід (шари аргілітів, алевролітів, прошарки вугілля і вуглистих порід), а також при підшві з шарів різноманітної міцності та різною контактною силою зчеплення осередком руйнування є підстилаючі слабкі шари і прошарки. В місцях їх залягання починається розшарування і поступове видавлювання порід у порожнину виробки.

При ширині виробки 3-4 м рівномірному тиску по її контуру максимальне осідання і видавлювання порід відбувається в основному в центрі виробки. У виробках великої ширини, в особливості на боки яких впливає різноманітний тиск, найбільш інтенсивно випинають породи поблизу боків, причому найбільш навантажених. Особливо чітко це виявляється у виймальних штреках лав, що охороняються без ціликів і використовуються повторно.

За другою схемою відбувається випинання глинистих порід у вигляді пластичних деформацій. Особливо великий вплив на випинання цих порід має волога при (більше 6-8%). Дослідження проф. І.Л. Черняка [14] підтверджують: видавлювання глинистої підшви виникає, коли породи підшви менш міцні, ніж породи в боках і покрівлі виробки. Деформація підшви зумовлена тим, що більш міцні породи, що знаходяться на основі з менш міцних порід, грають роль штампів і деформуються значно менше у порівнянні зі слабкими породами основи.

В умовах підвищеного (опорного) тиску і значній потужності глинистих порід видавлювання їх відбувається найчастіше і з-під боків виробки, що грають роль штампів.

Видавлювання глинистих порід, особливо підвищеної вологості, розпочинається звичайно біля боків виробки, і у міру зростання опорного тиску від ваги завислого стовпа порід розповсюджується до середини виробки.

На рис. 4.10, *a-i* наведені характерні види видавлювання порід різноманітної потужності, міцності, з різним кутом залягання шарів; на рис. 4.10, *л* – слабких глинистих порід; на рис. 4.8, *к, м* – вугілля і породи крутих і пологих пластів.

За ступенем проявлення випинання порід підшви в підготовчих виробках може бути розподілено на три блоки. Перший блок характеризується невеликим видавлюванням надто слабких порід і несправжньої підшви потужністю породи, не схильних до видавлювання. Залежно від напруженого стану масиву навколо виробки випинання й руйнування слабких порід безпосередньої підшви відбувається поза зоною або в зоні впливу очисних робіт. Виробки цього блоку випинання найчастіше експлуатуються без

підривання підосви чи з невеликою піддиркою, головним чином, при рельсовій відкатці.

До другого блоку слід віднести випинання середнього ступеня. Небезпечні деформації та руйнування порід підосви розповсюджуються в глиб масиву до 1 м, видавлювання порід в середину виробки за термін експлуатації досягає 1,2-1,4 м. Випинання порід даного блоку відбувається звичайно в зоні очисних робіт на глибині розробки понад 250 м. Воно обумовлено формуванням напружень в масиві навколо виробки, що перевищують тривалу міцність випнутих порід. Процес видавлювання має затухаючий характер, і після однієї піддирки підосви не вимагає ремонту виробки.

До третього блоку відносяться сильно і надто сильновипнуті породи. Суттєвим деформаціям і видавлюванням в середину виробки підпадають породи до глибини 2-3 м і більше від контура підосви. Випинання цього блоку виявляється у виробках, що охороняються вугільними ціликами невеликих розмірів і під дією підвищеного гірського тиску в зоні очисних робіт. У них потрібно вести піддирку порід підосви безперервно з моменту попадання в зону діяння очисних робіт впритул до ліквідації.

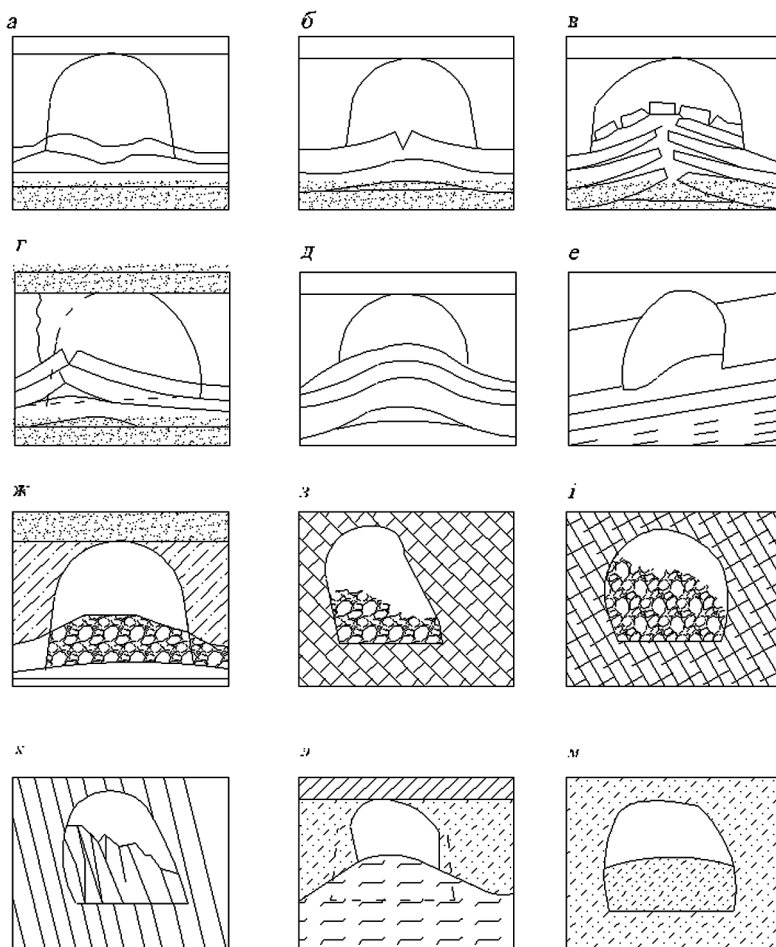


Рис. 4.10. Характерні види здимання гірських порід підосви підготовчих виробок

Частота піддирки підосви за термін служби виробки складає в середньому два рази, на окремих ділянках – три рази.

У гірничих виробках шахт випинання порід підосви відбувається найчастіше по другому блоку. Випинання порід підосви по першому блоку, має звичайно затухаючий характер як поза зоною, так і в зоні впливу очисних робіт. Видавлювання глинистих порід підосви залежно від їх речовинного складу, особливо від вологості і гірського тиску може відбутись безперервно упродовж всього терміну експлуатації виробки і згасати з часом.

Таким чином, із вищенаведеного можна чітко пояснити причини здимання порід підосви виробок:

- 1) набуханням порід під дією води;
- 2) збільшенням об'єму внаслідок розпушення порід в зоні непружних деформацій;
- 3) як результат випинання порід під дією опорного тиску в боках виробки за аналогією з випинанням ґрунту з-під штампа;
- 4) як наслідок пластичної течії порід в результаті нерівнозваженого стану масиву в підосві виробки.

4.7 Геомеханіка утворення склепіння рівноваги над підготовчими виробками

Аналіз форм вивалоутворення порід покрівлі підготовчих виробок (див. рис. 4.6) дозволяє зробити висновок про те, що конфігурація цієї форми наближається до кривої, яка має назву «склепіння природної рівноваги». В межах склепіння гірські породи повністю руйнуються, утворюючи сипуче середовище, а їх вага створює навантаження на кріплення (рис. 4.11).

Явище куполоутворення, тобто вивалювання блоків породи із безпосередньої покрівлі, обумовлене петрографічним складом порід і їх макроструктурою.

Текстура таких порід може бути кускуватою, шаруватою чи неясношаруватою. Важливим для цих порід є те, що вони мають внутрішні скриті поверхні ковзання, звичайно подібні за своїми властивостями з дзеркалами. Якщо такі тріщинуваті поверхні похилені і, стискаючись одна з одною з різних боків, відділяють блок порід у вигляді правильного чи неправильного купола, то такий купол, фактично не маючи зчеплення з вміщуючою масою, буде вивалюватись під дією власної ваги. Таке явище в практиці гірників називається «куполоутворенням», або утворенням «склепіння природної рівноваги».

Такі «купола» звичайно мають форму неправильного зрізаного конуса висотою до 0,5-0,8 м, іноді 1,5-2,0 м, а нижня основа 1-2,0 м у поперечнику. Рідше зустрічаються купола у формі зрізаної піраміди з тими ж розмірами висоти й основи.

Порожнини у покрівлі після обвалення мають ту ж саму форму, що і купол, який випав.

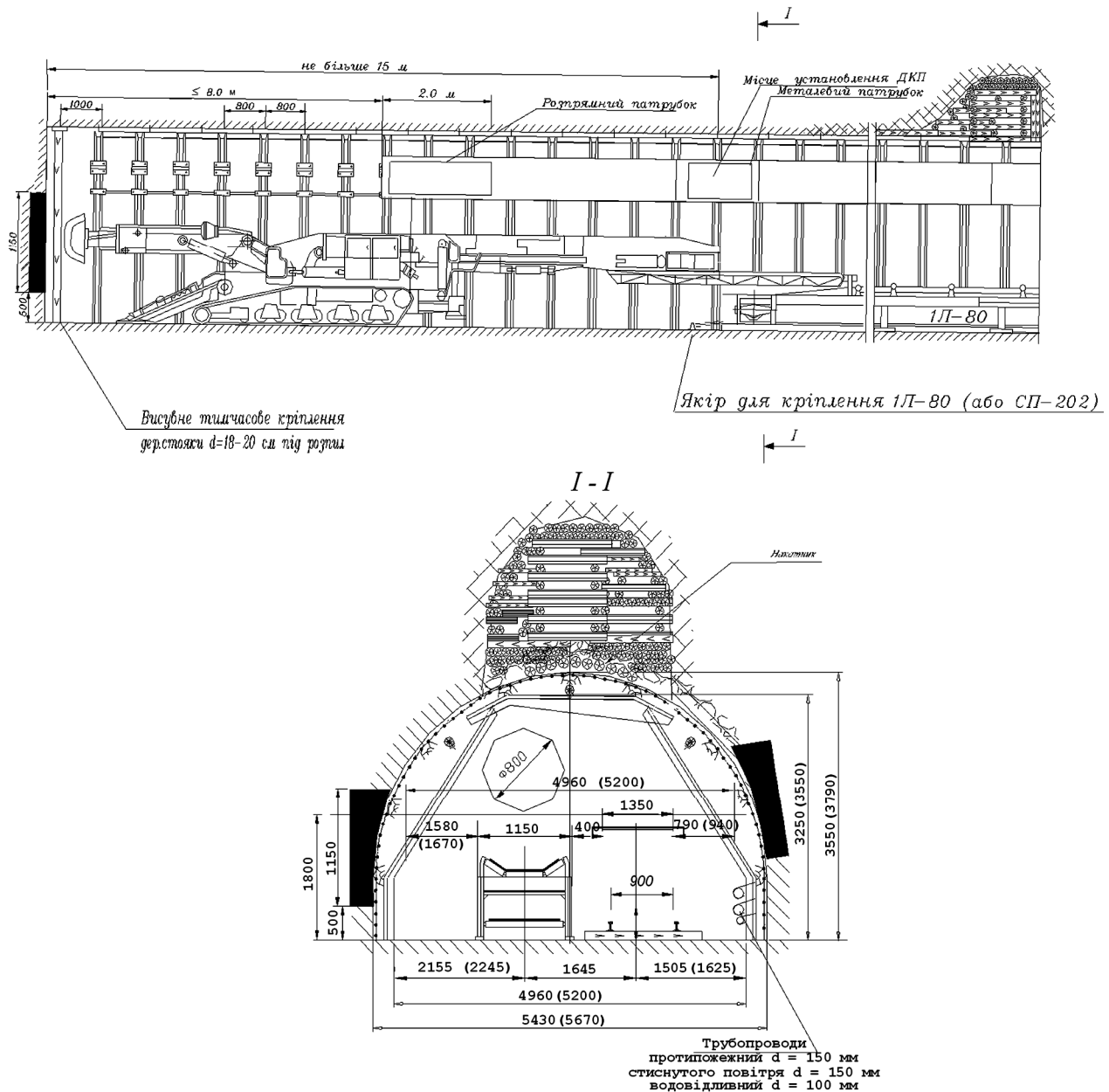


Рис. 4.11. Явище куполоутворення у безпосередній покрівлі виймального штреку приблизно в 20-ти метрах від прохідницького вибою на шахті №1/3 «Новгородовська»

У плані склепіння розповсюджуються безладно, відстань між ними різноманітна, часто 12-16 м. У породах, схильних до склепінняутворення, як правило, тріщинуватість слабо виражена. Самовільне випадіння куполів з покрівлі відбувається внаслідок відсутності зчеплення з верхнім масивом порід. Походження площин ковзання, за якими відділяються куполоподібні брили, можливо пов'язані з умовами осадкотворення, а у деяких випадках вони можуть утворюватись під впливом тріщиноутворення. Породи, що утворюють склепіння, не володіють високими міцнісними властивостями, що обумовлено їх петрографічним складом. В окремих випадках поверхні

ковзання в середині пластової частини породи можуть утворюватися в зоні руслових розмивань.

Розглянемо дві типові ситуації нестійкого стану шарувато-блочної покрівлі, наведених на рис. 4.12, які схильні до куполоутворення:

- 1) обвалення або зависання внаслідок розриву покрівлі від концентрації тангенціальних розтягуючи напружень;
- 2) псевдопластичного видавлювання внаслідок розшарування покрівлі від концентрації тангенціальних розтягальних напружень.

Вихідні положення авторів гіпотези утворення склепіння природної рівноваги (Протод'яконова, Ріттера, Динника) [84, 165] про невзаємодію породи склепистого обвалення з рештою масиву реалізується тільки в першому випадку, бо лише при розриві покрівлі зникає тангенціальний розпір у межах висоти розриву. При визначенні умов переходу покрівлі в куполонебезпечний стан використовується рішення О.Є. Кликова про розподілення напружень по контуру поперечного перерізу виробки будь-якої форми [86].

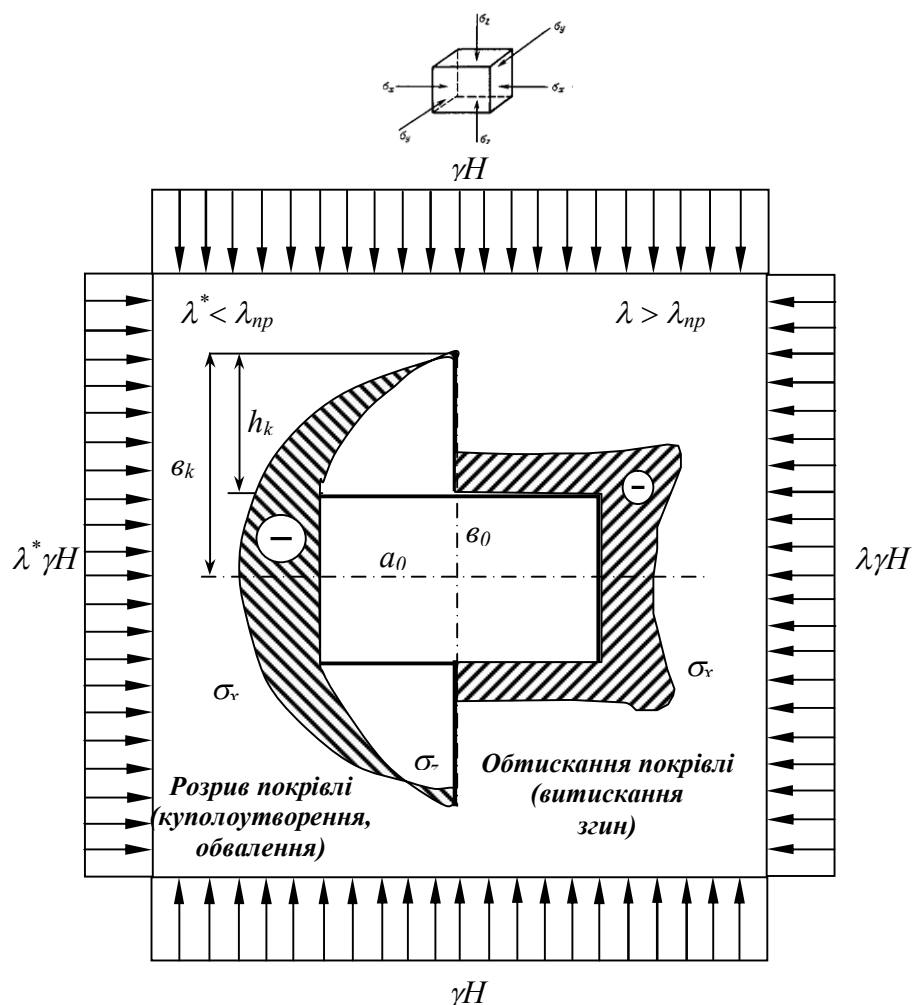


Рис. 4.12. Розрахункова схема визначення параметрів куполонебезпечної зони покрівлі

На основі цього одержаний вираз граничного значення коефіцієнта бокового тиску λ_{np} , який характеризує граничну стійкість вихідної форми виробки, розриву покрівлі і також куполоутворення:

$$\lambda_{np} = \frac{(1+m)^2 - nm(m-4) + n(5+9n+9n^2) - \frac{\sigma_{oc}}{\gamma H}[(1+m)^2 + 6nm + n(6+9n)](1+n)}{4 - (1-m)^2 + nm(m-4) + n(7-9n-9n^2)}, \quad (4.17)$$

де σ_{oc} – опірність покрівлі відриву в горизонтальному напрямку;

γH – вертикальний тиск порід на горизонті виробки;

m, n – коефіцієнти, що визначають форму виробки:

для кола $m = 0, n = 0$; квадрата – $m = 0, n = 1/6$;

еліпса – $n = 0, m = \frac{a_o - e_o}{a_o + e_o}$;

a_o – горизонтальна піввісь, e_o – вертикальна прямокутника $n = \frac{1-m^2}{6}$,

$$m = \frac{3(c+1) - 2\sqrt{(1+c)^2 + 5c}}{c-1}; \quad c = \frac{a_o}{e_o} \quad (4.18)$$

В масиві при $\lambda > \lambda_{np}$ у покрівлі концентруються тангенціальні стискальні напруження, які можуть викликати видавлювання слабких порід без суттєвого їх обвалення при відслоненнях.

При $\lambda^* < \lambda_{np}$ у покрівлі і насамперед у точці симетрії виникають тангенціальні розтягальні напруження, що перевищують опірність покрівлі відриву σ_{oc} . Ці напруження в процесі віддалення вибою зі зменшенням його стримуючого чинника розривають покрівлю і підшву виробки приблизно вздовж вертикальної осі (див. рис. 4.12). При цьому змінюється форма виробки до стійкої та до розриву згідно з умовою (4.17). Якщо врахувати, що при розриві в точках вздовж тріщини і вздовж контура виробки зникають тангенціальні напруження, новий контур їх перерозподілу можна вважати еліптичним.

Внаслідок перерозподілу напружень в боках виробки вздовж її горизонтальної осі залишаються тангенціальні стискальні напруження, які спроможні в деяких випадках викликати видавлювання боків. У покрівлі в межах еліпса розриву ніяких тангенціальних напружень немає, тобто є зона безрозпорного стану (в поперечному перерізі виробки). За межами цієї зони вздовж вертикальної осі утворюються тангенціальні стискальні напруження, що зростають (при $\sigma_{oc} = 0$) від нуля на контурі зони до нескінченності в недоторканому масиві.

На породу утвореної зони, яку можна назвати куполонебезпечною у вертикальному напрямі, впливає дія тільки власної ваги, що викликає напруження відриву σ_0 . Якщо боковий розпір в масиві має пасивний характер, тобто викликаний дією ваги товщі γH , то в межах розриву покрівлі вздовжня дія σ_{II} зникає, оскільки тут відсутній вплив γH .

З вищенаведеного маємо те, що для склепистого утворення першочергове значення має перевищення λ_{np} , яке залежить по (4.17) від форми виробки й опірності покрівлі розриву, над фактичним коефіцієнтом бокового тиску в масиві. Чим більше це перевищення, тим вища зона куполоутворення. Таке перевищення для різних форм виробок може спостерігатись на різноманітних глибинах.

Отже, утворення склепіння природної рівноваги є особливим типом проявів гірського тиску, що виникає внаслідок розриву порід покрівлі від концентрації тангенціальних розтягальних напружень і перерозподілу їх на еліптичний контур, стійкий до подальшого розриву, під яким у межах ширини виробки утворюється куполонебезпечна зона безрозпорного стану, схильна обвалитися під власною вагою.

Розрахунок параметрів гірського тиску на кріплення в зоні склепіння природної рівноваги - Горизонтальні виробки.

Методика розрахунку параметрів гірського тиску полягає в утворенні над виробкою склепіння природної рівноваги, розробленою проф. М.М. Протод'яконовим [84, 165]. За межами цього склепіння в породах не відбувається змін, і вплив виробки на них не діє. В середині ж склепіння відбувається поступове руйнування, внаслідок чого породи залежно від їх властивостей і структурних особливостей або випадають у виробку, або прогинаються, або навіть залишаються підвішеними до основної частини масиву. При цьому максимальні навантаження на кріплення виробок визначаються вагою порід в середині склепіння, параметри якого пов'язані з розмірами поперечного перерізу виробки і практично не залежать від відстані виробки до земної поверхні. Такий підхід став досить продуктивним, дозволив обґрунтовано вирішувати питання розрахунку параметрів кріплення, однак з переходом гірничих робіт на великі глибини і більші перерізи виробок виявив його недосконалість.

Підсумовуючи всі сили, що діють в межах гілки AO (рис. 4.13, a), для частинки, яка лежить в основі склепіння (точка A), одержано рівняння форми склепіння у виді параболи

$$\frac{Pa^2}{2} = (fPa - \tau b)b, \quad (4.19)$$

де P – вертикальний тиск, що діє на одиницю площі;

τ – горизонтально діючі зсувні зусилля, які припадають на одиницю площі;

$f = tg \varphi$ – коефіцієнт тертя;

a і b – параметри склепіння рівноваги.

У рівнянні (4.19) P і τ суть не що інше, як напруження, які діють на яку-небудь частинку в масиві сипучого середовища, що має тертя.

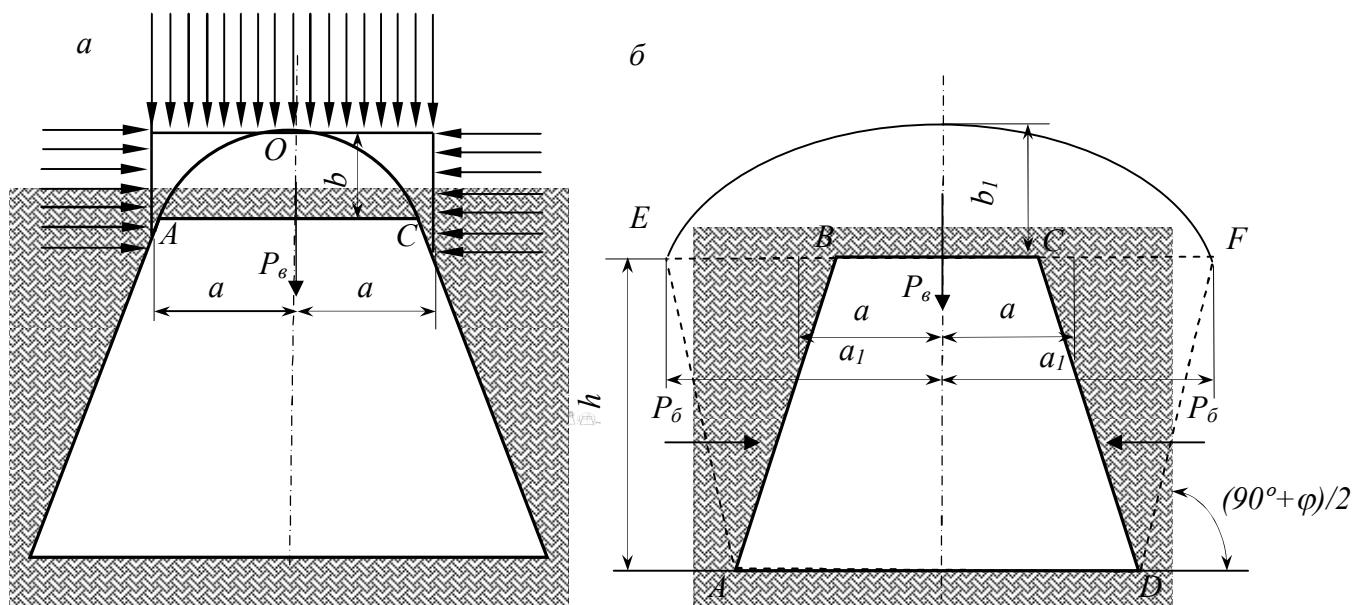


Рис.4.13. Схеми до визначення гірського тиску в горизонтальній виробці

Параметр склепіння (висота b) визначається з формули:

$$b = \frac{a}{f}, \quad (4.20)$$

де a – половина ширини виробки у проходці, м.

Для виробок із терміном експлуатації виробок більше одного року висота склепіння визначається за формулою

$$b = \frac{2a}{f}. \quad (4.21)$$

Величина вертикального гірського тиску прямо пропорційна вазі породи, що знаходиться у склепінні обвалення, яку визначають за формулами:

- при терміні експлуатації виробки до одного року тиск на 1 м довжини виробки

$$P_B = \frac{4}{3} \frac{a^2 \gamma_K}{f}, \quad (4.22)$$

- на одну кріпильну раму

$$P_p = P_B l, \quad (4.23)$$

де γ_K – щільність породи покрівлі, Н/м²;

l – відстань між кріпильними рамами, м.

При терміні служби виробки більше року тиск на 1 м довжини виробки

$$P_B = \frac{8}{3} \frac{a^2 \gamma_K}{f}, \quad (4.24)$$

на одну кріпильну раму

$$P_p = P_B l.$$

Якщо в стінках виробки породи нестійкі ($f \leq 4$), то на кріплення буде впливати гірський тиск P_6 зі сторони боків.

За гіпотезою проф. П.М. Цимбаревича [50] боковий гірський тиск визначають як тиск сповзаючих призм ABE і DCF (рис. 4.13, б), навантажених зверху породою. При цьому збільшуються як розміри склепіння (прогін і висота) обвалення, так і тиск з боку покрівлі і боків виробки.

Півпрогін склепіння обвалення

$$a_1 = a + h \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2},$$

тоді висота склепіння обвалення

$$b_1 = \frac{a + h \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2}}{\operatorname{tg} \varphi_K} \quad (4.25)$$

де h – висота виробки в проходці, м;

φ_δ – кут внутрішнього тертя порід в боках виробки, град;

φ_K – кут внутрішнього тертя порід покрівлі, град.

Величина вертикального гірського тиску на 1 м виробки

$$P_B = 2ab_1\gamma_K.$$

Величина бокового гірського тиску на 1 м виробки

$$P_6 = \frac{h\gamma_\delta}{2} (2b_1 + h) \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2},$$

де γ_δ – щільність порід в боках виробки, Н/м³

- П о х и л і в и р о б к и

Вважається, що над похилою виробкою, як і над горизонтальною, утворюється склепіння природної рівноваги. На кріплення впливають породи, розташовані в склепінні обвалення, але з урахуванням кута нахилу виробки.

Величину вертикального гірського тиску P визначають аналогічно горизонтальній виробці та розкладають її на дві складові: нормальну N , що перпендикулярна до осі виробки, і тангенціальну T , яка паралельна осі виробки (див. рис. 4.14):

$$N = P \cos \alpha; T = P \sin \alpha,$$

де α – кут нахилу виробки до горизонту, град.

Кріпильні рами в похилих виробках монтують в площині, перпендикулярній до осі виробки. Тому при розрахунку кріплення основною величиною є нормальна складова N . Тангенціальна складова T намагається зсунути кріплення вниз, тому вона використовується для розрахунку елементів міжрамних зв'язків (розпорок, стяжок). При кутах нахилу виробок $\alpha \leq 45^\circ$ в розрахунках приймають дійсний кут, а при кутах нахилу $\alpha = 45-75^\circ$ – кут 45° , при кутах нахилу $\alpha \geq 75^\circ$ тиск визначають, як для вертикальних виробок.

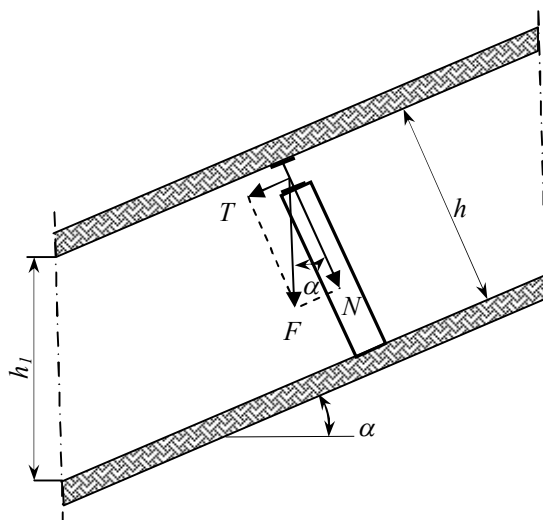


Рис. 4.14. Схема до визначення гірського тиску в похилій виробці

Боковий тиск у похилих виробках

$$P_6 = \frac{h_1 \gamma \delta}{2} (2b_1 + h_1) \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi \delta}{2} \quad (4.26)$$

де $h_1 = h / \cos \alpha$ – вертикальна висота виробки, м.

4.8 Вплив порожнин поза рамним кріпленням на осідання гірських порід покрівлі штреків

Традиційна технологія зведення рамного аروحного кріплення складається з установлення рам і між рамної огорожі (залізобетонних затяжок

у склепінні і решіткових чи дерев'яних у боках виробки) і забутування закріпних пустот. Однак якісно заповнити породою порожнини над верхняками вручну практично неможливо. Це зумовлює розвиток тріщиноутворення і осідання породних блоків покрівлі без відпору кріплення, що призводить до зростання розмірів зони зруйнованих порід і збільшенню коефіцієнта розширення шарів порід в ній.

У виймальних штреках були проведені дослідження, що включали заміри пустот за арочним кріпленням і осідання покрівлі. Заміри закріпних порожнин провадили від породного контура до верхньої кромки спецпрофілю рами, яка була зведена на відстані до 3 м від прохідницького вибою в точках, наведених на рис. 4.15.

Закріпні порожнини у склепінні виробки, як звичайно, більші, ніж у боках. Заміри виконували в зонах дії першої і другої лав (тобто при першому і повторному використанні кожного виймального штреку) у тих же виймальних штреках, де визначалися розміри закріпних пустот при проведенні.

Встановлено, що залежно від розмірів порожнин над верхняком вільне осідання покрівлі відбувається на ділянках від 10 м попереду до 20 м за першою лавою.

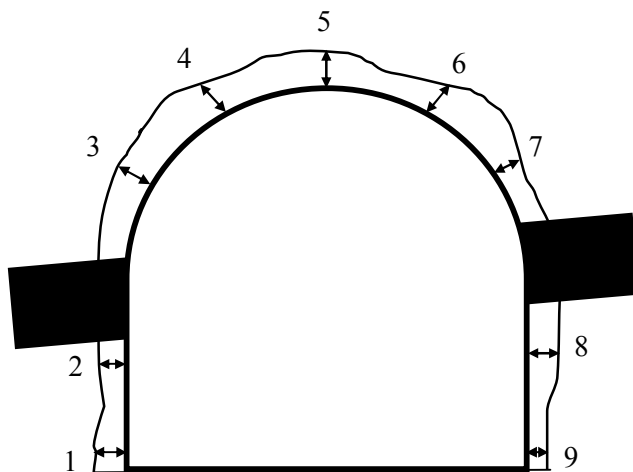


Рис. 4.15. Схема замірювань порожнин за арковим кріпленням

Розвиток осідань приконтурного шару покрівлі без відпору кріплення упродовж тривалого часу під впливом зовнішніх чинників (вологість, вивітрювання) й утворення тріщин у процесі ведення гірничих робіт (в тому числі й очисних) часто призводить до вивалоутворення (див. рис. 4.11). Приблизно в 40-45% випадках навантаження на кріплення від вивалів перевищує його несучу здатність, якщо розміри порожнин значні (0,4-0,5 м і більше), що часто супроводжується самовільною ліквідацією ділянок виробок (обваленнями).

До початку впливу опорного тиску першої лави порожнини у склепінні виробки зменшуються на 200-250 мм при стійкості порід безпосередньої

покрівлі нижче середньої, на 100-180 мм – при стійкій покрівлі. При нестійких породах спостерігаються обвалення нижніх шарів безпосередньої покрівлі та часткове самозабутування закріпного простору у склепінні виробки.

На основі експериментальних досліджень математичною обробкою даних спостережень методом найменших квадратів були одержані наступні рівняння, які виражають функціональну залежність між осіданнями ΔU і розмірами порожнин δ :

- осідання від впливу першої лави

$$\Delta U_1 = -1,30 \cdot 10^{-3} \delta^2 + 2,22\delta - 337 ; \quad (4.27)$$

$(\delta = 230-530);$

- осідання від впливу другої лави

$$\Delta U_2 = -1,18 \cdot 10^{-3} \delta^2 + 1,18\delta - 201 \quad (4.28)$$

$(\delta = 230-530)$

Одержані дані з достатнім ступенем точності описують експериментальні дані. Графічна інтерпретація залежності наведена на рис. 4.16.

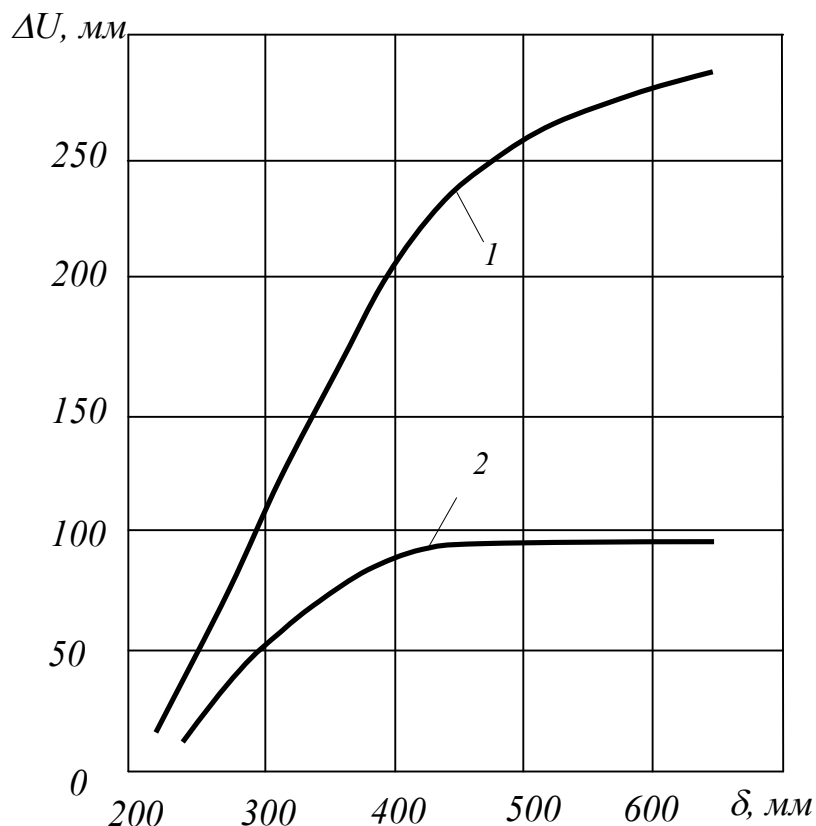


Рис. 4.16. Графіки зростання осідань ΔU при збільшенні розмірів закріпних порожнин δ від впливу першої (1) і другої (2) лав

Наведені залежності (4.27)-(4.28) дозволяють прогнозувати зменшення осідань покрівлі виймальних штреків від впливу очисних робіт в результаті більш точного їх оконтурювання при проведенні чи заповненні порожнин за рамами арочного кріплення.

Контрольні запитання до розділу 4 “Основи геомеханічного стану гірського масиву і його вплив на стійкість гірничих виробок”:

1. Охарактеризуйте поняття терміну «стійкість» виробки.
2. Які прояви гірського тиску Ви знаєте?
3. Чому буровибуховий спосіб проведення гірничої виробки негативно впливає на стійкість виробки більше ніж комбайновий спосіб?
4. Які причини вивалоутворення порід покрівлі у підготовчих виробках?
5. Чому відбувається деформації порід підосви гірничих виробок?

РОЗДІЛ 5 “ЗНИЖЕННЯ НАПРУЖЕНЬ ПОРОДНОГО МАСИВУ НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ШТУЧНИМИ МЕТОДАМИ І ГІРНИЧИМИ РОБОТАМИ”

5.1 Загальні поняття

Перехід гірничих робіт на більш глибокі горизонти веде до погіршення стійкості підготовчих виробок. Досвід роботи показує на існування деяких зв'язків стійкості виробок з низкою важливих чинників, основним з яких є рівень напруженості бічних порід. Тому розробка нових технологічних рішень з охорони і підтримання підготовчих виробок, які використовуються повторно, повинна бути направлена в першу чергу по шляху нейтралізації цього основного чинника, тобто в напрямку пониження концентрації напружень в оточуючих виробку породах на базі використання методів розвантаження породного масиву. В основу цих методів покладені спорудження спеціальних охоронних елементів змінної жорсткості, призначення яких має на меті в штучному зміщенні зони максимального опорного тиску, що є в боках біля виробки, в глибину породного масиву чи у вироблений простір. Розвантаження порід досягається у тому випадку, коли виробка охороняється подвійними бутовими смугами, але із щільністю, яка збільшується внаслідок віддалення від контура штреку. Піддатливі ж елементи (бутова або розпушена смуга) розташовуються безпосередньо біля виробки, допускаючи плавний прогин порід покрівлі і розвантаження порід підосви.

5.2 Методи розвантаження гірського масиву навколо виробок попереду очисного вибою

Величини зсувів породного контура виробок і навантажень на кріплення в першу чергу залежать від розмірів зон вміщуючих порід, які перейшли в стан непружного деформування. Розміри зон непружних деформацій і ступень порушеності порід в цій області є основними чинниками, які визначають стійкість гірничих виробок.

Величини найбільших зсувів порід внаслідок розкриття тріщин досягають через 2-2,5 місяці 25-30 мм. На відстані 5-10 м від прохідницького вибою зсуви порід носять періодичний характер і викликані вони дією ударної хвилі при веденні буропідбивних робіт. В період переходу від тимчасового кріплення до постійного процес зростання зсувів активізується, а після установлення постійного кріплення через 1-1,5 місяці затухають.

У міру наближення лави навколо очисного вибою як за простяганням, так і падінням утворюються зони підвищених концентрацій напружень. Стан кріплення виробок визначається зсувами порід в цих зонах. Найбільш значні деформації виробок, які супроводжуються руйнуванням кріплення і сильним здиманням підосви, мають місце в зоні активного зсуву порід на ділянках виробки попереду і позаду очисного вибою.

Існує низка методів зниження напружень в масивах порід штучними засобами з попереднім розвантаженням.

Сутність попереднього розвантаження породного масиву полягає в штучному зниженні напруженого стану порід навколо виробки.

Така група методів визначає не тільки загальне зниження величини діючих напружень, а й позитивний вплив на інші чинники: зменшення ступеня порушеності породних відслонень; зниження величини залишкових зсувів порід і забезпеченість їх рівномірності по периметру виробки та ін.

Метод розвантаження вміщуючого породного масиву шляхом ослаблення вугільного пласта свердловинами

Опорний тиск σ , який утворюється в боках виробки 1 від ваги породного стовпа 8, завислого над нею, призводить до деформації бокових порід виробки (див. рис.5.1). Зниження напруженого стану порід навколо виробки може відбуватись методом буріння розвантажувальних свердловин 2 у вугільний пласт 4 в боках виробки 1.

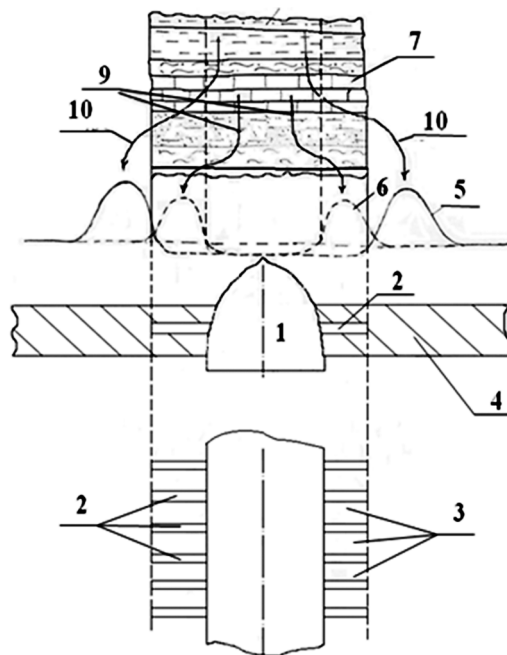


Рис. 5.1. Схема охорони підготовчих виробок у розвантаженій від гірського тиску зоні: 1 – конвеєрний штрек; 2 – розвантажувальні свердловини; 3 – вугільні перемички; 4 – вугільний пласт; 5 – епюра опорного тиску в нерозвантаженій зоні після буріння розвантажувальних свердловин; 6 – епюра опорного тиску до буріння розвантажувальних свердловин; 7 – завислий стовп порід над виробкою після буріння свердловин; 8 – завислий стовп порід до буріння свердловин; 9 – показники розподілу ваги завислого стовпа порід над виробкою до буріння розвантажувальних свердловин; 10 – показники розподілу напружень завислого розширеного стовпа порід після буріння розвантажувальних свердловин

Використання методу розвантаження породного масиву призводить до ослаблення приштрекової ділянки пласта. Довжина розвантажувальних свердловин 1-1,5 м, діаметр 150-220 мм. Між свердловинами утворюються перемички 3 шириною 0,5-0,8 м. Під дією опорного тиску 6 вугільні перемички руйнуються і зона цього тиску зміщується в глибину масиву (епюра 5) на довжину свердловин.

Таким чином, на ослабленій свердловинами вугільній ділянці пласт уподоблюється бутовій смуззі, яка ще має відносно невелику усадку і попередній розпір. Це забезпечує плавний прогин породних шарів у зоні розвантаження (понижених напружень). Окрім цього, породні шари на розвантаженій ділянці протидіють зміщенню порід за напластуванням із зони опорного тиску 5 тому на породи підшви виробки впливає менший поздовжній тиск і вони не видавлюються у виробку.

Після буріння розвантажувальних свердловин довкола виробки утворюється зона понижених напружень 5 (рис. 5.2).

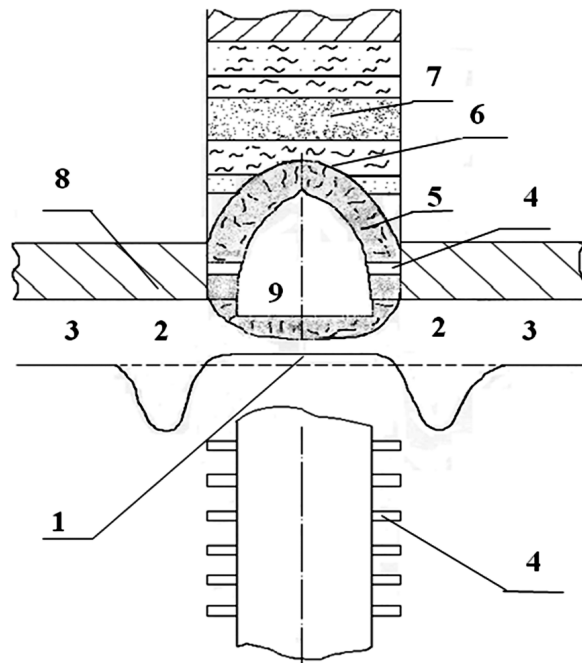


Рис. 5.2. Схема розподілу напружень та зони різного напруженого стану порід навколо гірничої виробки: 1 – зона понижених напружень; 2 – зона зростання напруг (опорного тиску); 3 – зона природного стану гірського масиву; 4 – розвантажувальні свердловини; 5 – зони розвантажених та зруйнованих гірських порід; 6 – контур склепіння природної рівноваги; 7 – завислий над виробкою стовп гірського масиву; 8 – вугільний пласт; 9 – гірнична виробка

Тут відбувається пластичне деформування порід у боках виробки, що супроводжується частковим руйнуванням їх, призводить до втрати опори під

склепінням природної рівноваги; прогин його збільшується, висота також збільшується. В процесі деформування порід в покрівлі і в боках, а також зміщення їх по зовнішньому контуру кріплення в ослаблену свердловинами зону розвантаження важливу роль грає вага цих частин масиву. Деформації у підшві виробки не супроводжуються обваленням, однак процес тріщиноутворення має місце хоча і в меншій мірі. За цією зоною йде зона підвищених напружень, або зона опорного тиску 2. Величина цього тиску дещо вища початкового опорного тиску (епюра 6, рис. 5.1), що виник від ваги завислого вузького стовпа порід 8 над виробкою 1. Після буріння свердловин 2 завислий породний стовп 7 розширюється на подвійну довжину свердловин у боках виробки, і вага цього розширеного стовпа збільшиться, і тому опорний тиск 5 також дещо підвищиться.

ДонВУГІ на шахті «Кіровська» проведені великі експериментальні роботи, які показали ефективність методу розвантаження від гірського тиску свердловинами. Експериментальна ділянка була розташована у 2-му західному ухилі пласта h_{10} перерізом $12,5 \text{ м}^2$ і закріпленому металевим арочним триланковим кріпленням. Довжина розвантажувальних свердловин 8-10 м, діаметр свердловин 300 мм, ширина перемичок 250-400 мм. Поза зоною впливу очисних робіт зсуви (конвергенція) покрівлі та підшви на розвантажувальній ділянці не відрізнялись від зсувів на контрольних, не розвантажених (рис. 5.3). В зоні впливу очисного вибою зсуви досягли 450-820 мм, в зоні розвантаження – 78-188 мм.

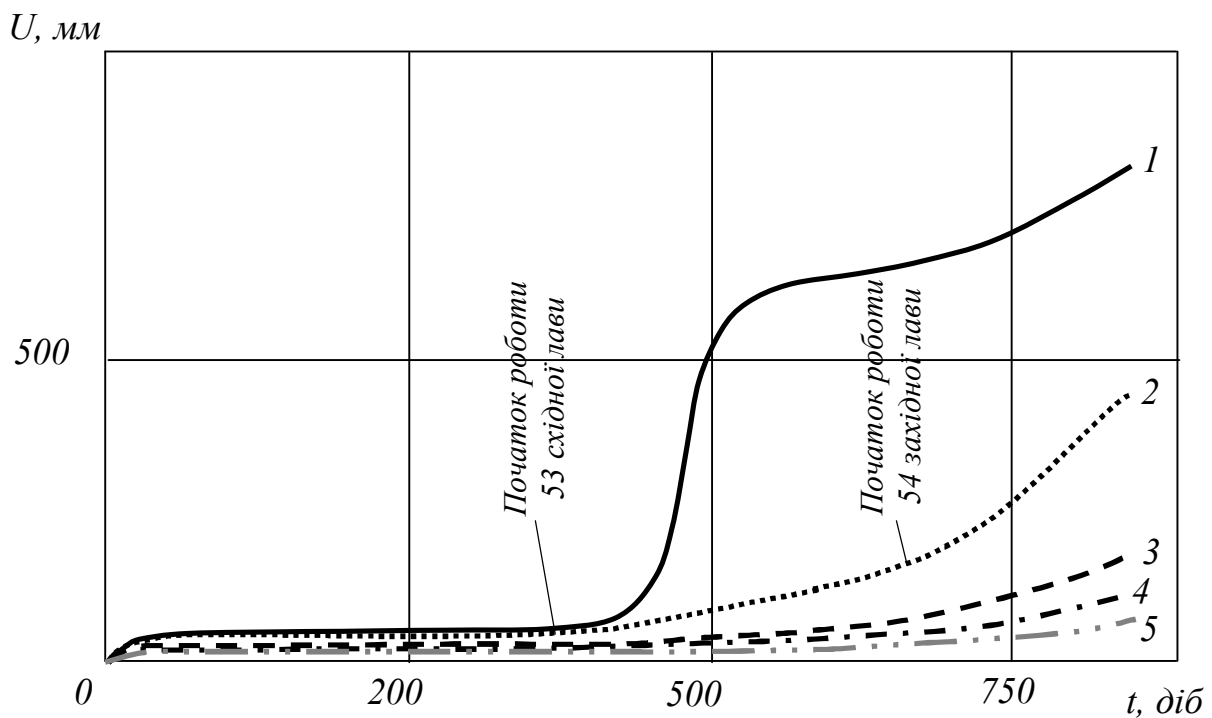


Рис. 5.3. Графіки величин зближення покрівлі і підшви у 2-му західному ухилі пласта h_{10} : 1, 2 – на нерозвантажувальній ділянці; 3 – на ділянці, розвантажувальній свердловинами глибиною 8 м; 4, 5 – те ж, глибиною 10 м

Опірність стиску розвантаженого вугільного пласта, зміна його робочих характеристик знаходяться у функціональній залежності в основному від діаметра свердловин, розмірів перемичок і пружності вугілля. Боковому зсуву порід підосви за напластуванням від зони опорного тиску протидіють породні шари на розвантаженій ділянці, внаслідок чого породи підосви і покрівлі безпосередньо навколо виробки відчують менший боковий стиск. Тому випинання порід підосви не відбувається, якщо свердловини забурюються довжиною більше 1 м.

Таким чином, метод охорони пластових виробок розвантаженням породного масиву свердловинами по вугіллю є ефективним заходом із запобігання випинанню порід.

Осідання покрівлі в пластових виробках, що охороняються розвантаженням від гірського тиску свердловинами по вугіллю, відбувається на меншу величину, ніж при охороні бутовими смугами. Це пояснюється тим, що вугільні перемички між свердловинами мають більшу несучу здатність, ніж бутова смуга в початковий період.

Ступінь ефективності методу охорони підготовчої виробки розвантаженням залежить від того, на якій відстані від вибою лави відбувається буріння. Досвід із розвантаження порід свердловинами показує, що бурові роботи слід розпочинати на відстані більшій від довжини зони дії опорного тиску першої лави (див. рис. 3.1 і 3.2, період II), тобто у 30-100 м перед лавою. Така відстань забезпечить розвантаження та відносну стійкість підготовчої виробки попереду і позаду лави.

Слід відзначити, що в період промислових випробувань ефективність методу охорони виробок знижувалась при накопиченні води у свердловині. Це пояснюється тим, що під дією води знижуються сили зчеплення порід, що рівноцінно зсуву їх по площинах напластування під дією опорного тиску та викликає здимання підосви. Тому виникає необхідність про безперервне відведення води із виробки.

Зниження напруженого стану гірського масиву вибуховим методом

1. Створення розпушеної зони у підосві виробки

Для боротьби з випинанням порід підосви поблизу контура виробки в її підосві створюються зони розпушеної породи з пониженими напруженнями. Такі локальні зони створюються з обох боків камуфлетними вибухами зарядів вибухових речовин у шпурах, які розташовують у підосві під деяким кутом нахилу до горизонту. При розпушуванні порід поблизу контура виробки максимальні напруження переносяться в глибину вугільного масиву і забезпечують утворення в підосві розвантаженої від напружень зони з мінімальним їх розшаруванням. Окрім цього, зруйновані породи виконують роль амортизаційної подушки, яка приймає на себе боковий тиск порід підосви, і тому на породні шари у розвантаженій зоні не впливає поздовжній стиск і вони не зміщуються у виробку.

При визначенні розмірів розпушеної зони необхідно приймати до уваги властивості порід підосви пласта і їх потужність, довжину розвантажувальних шпурів, відстань між ними, кут нахилу їх до горизонту, масу заряду вибухових речовин у розвантажувальних шпурах, можливість виконання робіт із розпушення без особливих технічних перевантажень. При цьому слід враховувати досвід експлуатації підготовчих виробок, коли максимальні горизонтальні переміщення породи, яка видавлюється з-під вугільних ціликів, не перевищує 1-1,5 м від контура виробки.

Для створення розпушеної зони з гірничої виробки *1* під різними кутами до горизонту пробурюють серію шпурів *4*. В законтурному масиві утворюються піддатливі зони *2* внаслідок вибухів у розвантажувальних шпурах *4* (рис. 5.4). Такий спосіб охорони виробки знижує діючі на їх контурі напруження, прискорює процес утворення зони непружних деформацій, забезпечуючи практичну можливість керування гірським тиском і захист виробки від випинання порід підосви.

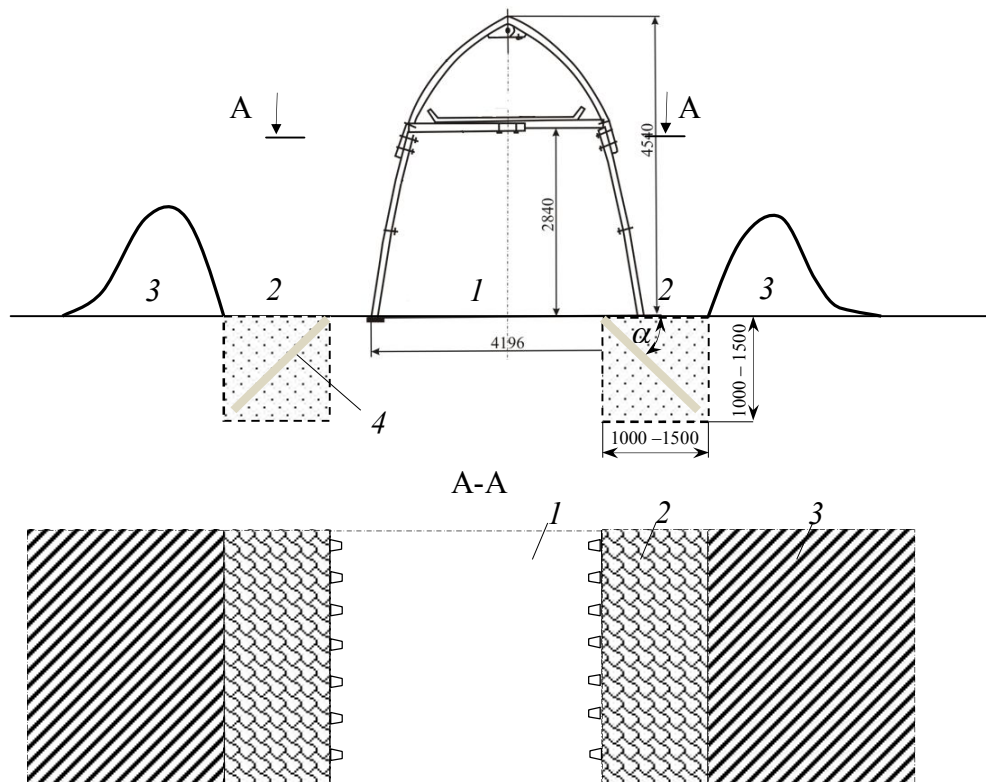


Рис. 5.4. Схема розташування зон розпушеної породи: *1* – підготовча виробка; *2* – розпушена зона; *3* – зона опорного тиску; *4* – розвантажувальні шпури

Довжину розвантажувальних шпурів, кут нахилу їх до горизонту, масу зарядів вибухових речовин (ВР) в розвантажувальних шпурах і відстань між ними розраховують в ізотропному середовищі з гідростатичним полем напружень (рис. 5.5).

Радіус розвантаженої зони із умови, що зсуви контура підосви не перевищують 0,2 м, визначається за формулою

$$R_3 = R_B \exp \left\{ \frac{\left[\frac{2U_{\text{доп}}}{R_B(k_p-1)} \right]^c - 1}{2c} \right\}, \quad (5.1)$$

де $U_{\text{доп}}$ – допустимі зміщення підосви виробки, дорівнюють 0,2 м;

k_p – коефіцієнт розпушення порід, ($k_p = 1,08-1,1$);

$c = \sin \varphi (1 - \sin \varphi)$ – умовна характеристика середовища;

φ – кут внутрішнього тертя порід, ($\varphi = 25-35^\circ$);

R_3 – радіус зони непружних деформацій, м;

R_B – радіус виробки, м;

γH – характеристика напруженого стану гірського масиву, Па.

Довжина розвантажувальних шпурів:

$$l_{\text{шп}} = \left(0,15 + \frac{\gamma H}{a \sigma_{\text{тр}}} \right)^{2c} \cdot L, \quad (5.2)$$

де a – коефіцієнт стійкості порід, приймається з табл. 5.1

Таблиця 5.1

Значення коефіцієнта стійкості порід

Термін існування виробки, років	Значення a пород	
	сухих	обводнених
До 5	1,0	0,95
5 – 10	0,9	0,8
> 10	0,8	0,7

$\sigma_{\text{тр}}$ – межа міцності порід на одновісний стиск, приймається за фактичними даними шахтних порід.

L – ширина виробки начорно.

Значення кута нахилу розвантажувальних шпурів до горизонту може бути визначене по чинниках, наведених нижче.

Потужність порід $b_{\text{п}}$, що безпосередньо прилягають до підосви виробки
 $b_{\text{п}} < 0,5L$; $10L \geq b \geq 0,5L$; $b_{\text{п}} > 1,0L$.

Кут нахилу шпурів α , град 25-40; 15-25; 10-15.

З урахуванням нахилу довжина розвантажувальних шпурів:

$$l_{\text{шп}} = \frac{\left(0,15 + \frac{\gamma H}{a \sigma_{\text{тр}}} \right)^{2c} \cdot L}{\cos \alpha} \quad (5.3)$$

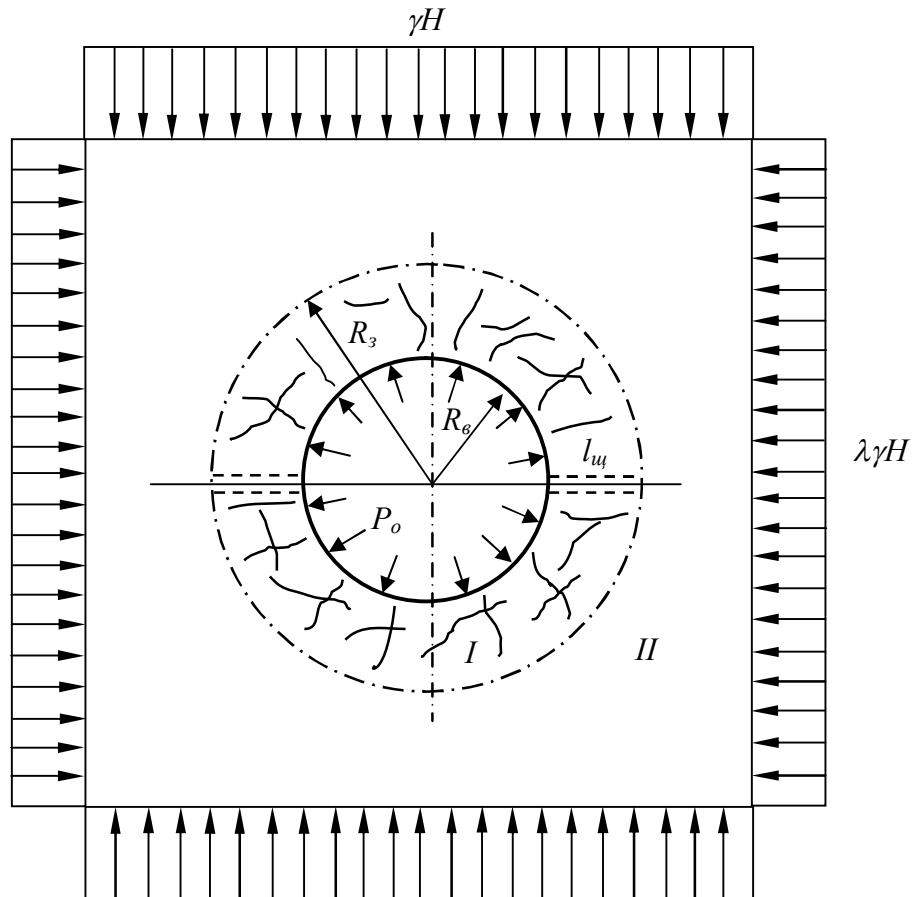


Рис. 5.5. Розрахункова схема до визначення геомеханічних параметрів методу вибухоцілинного розвантаження: I – зона розвантажених порід; II – незайманий масив; R_6 – радіус виробки начорно; R_3 – радіус зони розвантажених порід; P_0 – реакція опіру кріплення; $l_{ц}$ – довжина розвантажувальних шпурів

Розмір зони подрібнення порід при камуфлетному висадженні залежить від мвцності порід на одновісний стиск і енергії вибуху:

$$R_3 = (0,66 - 9,2 \cdot 10^{-3} \cdot \sigma_{ст} + 0,33 \cdot 10^{-4} E_B) \sqrt{Q} \quad (5.4)$$

де R_3 – радіус зони подрібнення, м;

$\sigma_{ст}$ – міцність порід на одновісний стиск, МПа;

E_B – енергія вибуху, кДж;

Q – маса заряду ВР, кг.

Відстань між розвантажувальними шпурами при вибуху одиночних зарядів визначається з умови стиску зон подрібнення по залежності:

$$l_1 = 2(0,66 - 9,2 \cdot 10^{-3} \sigma_{ст} + 0,33 \cdot 10^{-4} E_B)^3 \sqrt{Q} \quad (5.5)$$

де l_1 – відстань між розвантажувальними шпурами, м.

При підриванні серії зарядів ВР (двох, трьох і більше поряд розташованих зарядів) відносні розміри зони подрібнення збільшуються в 1,3-1,4 рази.

Тому відстань між шпурами:

$$l_2 = 2a(0,66 - 9,2 \cdot 10^{-3}\sigma_{\text{ст}} + 0,33 \cdot 10^{-4}E_{\text{в}})^3\sqrt{Q}, \quad (5.6)$$

де a – безрозмірний коефіцієнт. При підриванні двох зарядів $a = 1,3$, а трьох і більше зарядів – $a = 1,4$.

Маса заряду ВР

$$Q = l_{\text{шп}} \cdot \rho \cdot q\pi d^2 / q4, \quad (5.7)$$

де $l_{\text{шп}}$ – довжина розвантажувальних шпурів, м;

q – щільність патронування, кг/м³;

ρ – коефіцієнт заповнення шпуру (приймати з табл. 5.2);

d – діаметр патрона ВР, м.

Таблиця 5.2

Значення коефіцієнта заповнення шпуру

Межа міцності порід на одновісний стиск $\sigma_{\text{ст}}$, МПа	Значення коефіцієнта заповнення шпуру при його довжині $l_{\text{шп}}$, м		
	1,5	2,5	3,0
≤ 40	0,15	0,2	0,3
40 – 60	0,20	0,3	0,4
> 60	0,25	0,4	0,5

Застосування способу вибухового розвантаження гірського масиву показало, що його використання зменшує напруження в підшві виробки в середньому в 2,5-3,5 рази, сприяє перенесенню максимальних напружень в глибину масиву та знижує величину випинання підшви виробки в 2-3 рази.

Метод вибухового розвантаження не рекомендується до застосування в обводнених з великим вмістом домішок глини породах. У цьому випадку можливість утворення розвантаженої зони різко знижується, а термін ефективної дії методу складає 3-4 місяці.

II. Запобігання випинання підшви виробок вибухами камуфлетних зарядів

Основним чинником, що впливає на величину й інтенсивність випинання підшви гірничих виробок, є механічна міцність глинистих порід, які підстиляють вугільний пласт. Чим вища міцність порід підшви, тим вище їх опірність зсуву, стиску та розтягу, і тим менше вони піддаються здиманню.

Міцність глинистих порід залежить від сумарного впливу початкового зчеплення і зчеплення зміцнення. Внутрішнє ж тертя, що виявляється в опірності порід зсуву, є приріст початкового зчеплення, викликаний відстанню

між окремими частинками та їх агрегатним станом при ущільненні. Ущільнення виникає під дією навантаження на підшву пласта, що викликане перерозподілом напружень при проведенні виробки і зависання стовпа порід над цією виробкою. Якщо напруження в структурних елементах більше зчеплення між частинками, то між ними виникають переміщення. Зникнення зчеплення перетворює глинисту породу в пластичну масу, яка видавлюється опорним тиском у порожнину виробки.

Для боротьби з випинанням глинистих порід використовують метод камуфлетного висаджування у шпурах вибухових речовин.

III. Розвантаження підшви виробки поза зоною опорного тиску

Проведені дослідження у 5-му східному вентиляційному штреку шахти №9 «Нововолинська» попереду лави. Підшва штреку складена шаром глини потужністю 2-3 м з вологістю 26%. Штрек закріплено рамами арочного кріплення через 0,75 м. Для проведення вибухів камуфлетних зарядів між рамами кріплення бурили шпури довжиною 1,0 м під кутом 45-75° до горизонту (рис. 5.6). Величина заряду амоніту ПЖВ-20 складала 0,075 кг (при вибухах зарядів більшої маси мало місце підняття підшви). Для забійки шпурів використовували глину на довжині 0,5-0,8 м.

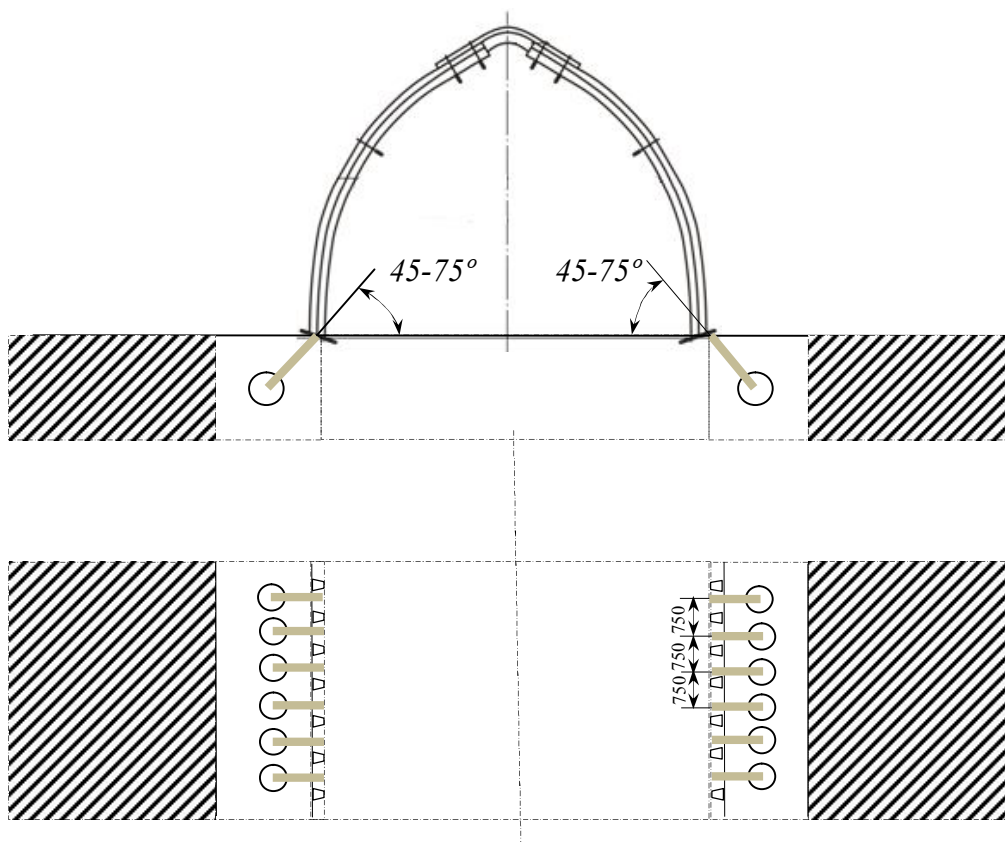


Рис. 5.6. Схема розташування зарядів ВР у підшві 5-го східного вентиляційного штреку шахти №9 «Нововолинська»

Камуфлетний вибух заряду ВР в підосві виробки порушує суцільність порід на деякій глибині, в результаті чого зникає контакт їх з породами, які відчують опорний тиск. Внаслідок цього опорний тиск, що зосереджений на боках виробки, зміщується в глиб масиву, і його сприймають породи, розташовані далі від розвантажених. На рис. 5.7 наведені графіки зсувів підосви на дослідній (репер №2) і контрольній (репер №5) ділянках. На графіках бачимо, що величина випинання на дослідній ділянці стан кріплення виробки був задовільним; проводити її ремонт не було потреби.

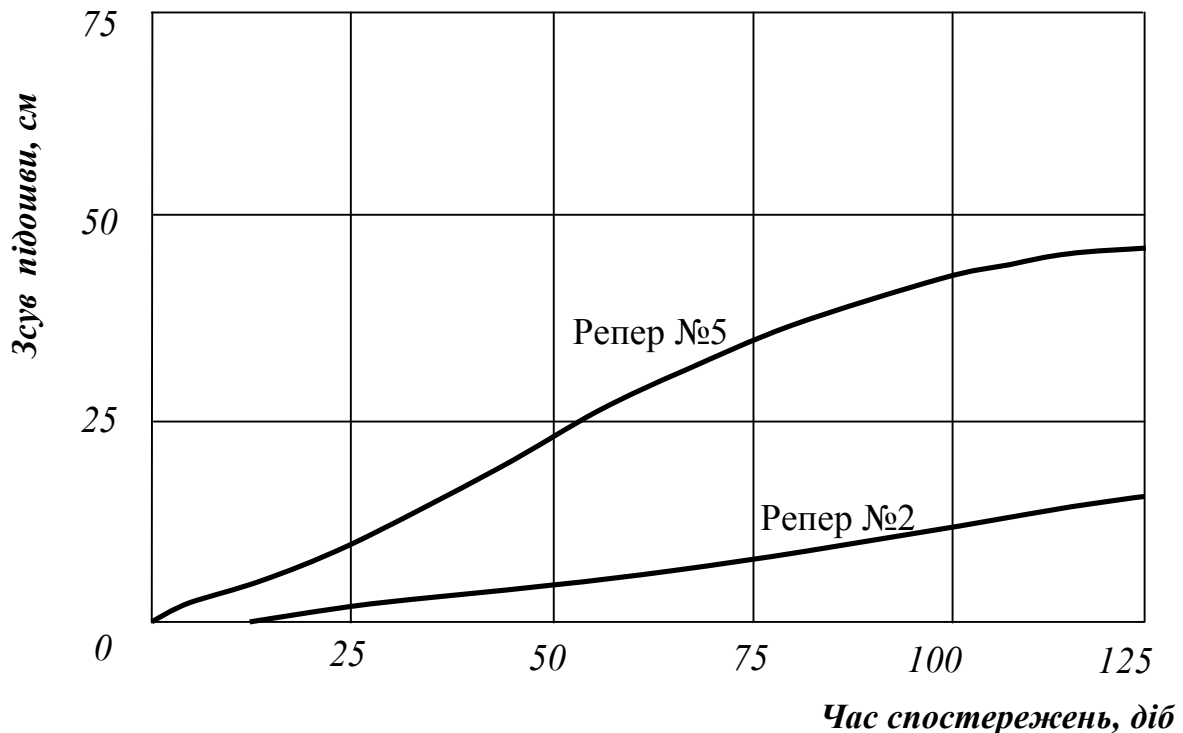


Рис. 5.7. Графіки зсуву підосви на дослідній і контрольній ділянках 5-го східного вентиляційного штреку шахти №9 «Нововолинська»

На шахті №3 «Нововолинська» дослідні роботи із запобігання випинанню підосви проведені створенням камуфлетних порожнин (рис. 5.8) у виробках, підосва яких була складена щільними аргілітами потужністю близько 3 м.

У породах підосви відбувалось утворення порожнин, яке змінювало їх напружений стан. Глибина закладання зарядів складала 0,8 м, маса заряду аммоніту ПЖВ-20 – 0,075 кг. При відслоненні порід підосви після вибухів було виявлено, що в аргілітах утворюється камуфлет на порожнині діаметром 0,3-0,4 м. Породи, що оточують цю порожнину, знаходились у порушеному стані. На дослідній ділянці після камуфлетних вибухів величина зсувів підосви не перевищувала 120 мм; на контрольних ділянках вона складала 340-450 мм (спостереження відбувались протягом 4 місяців).

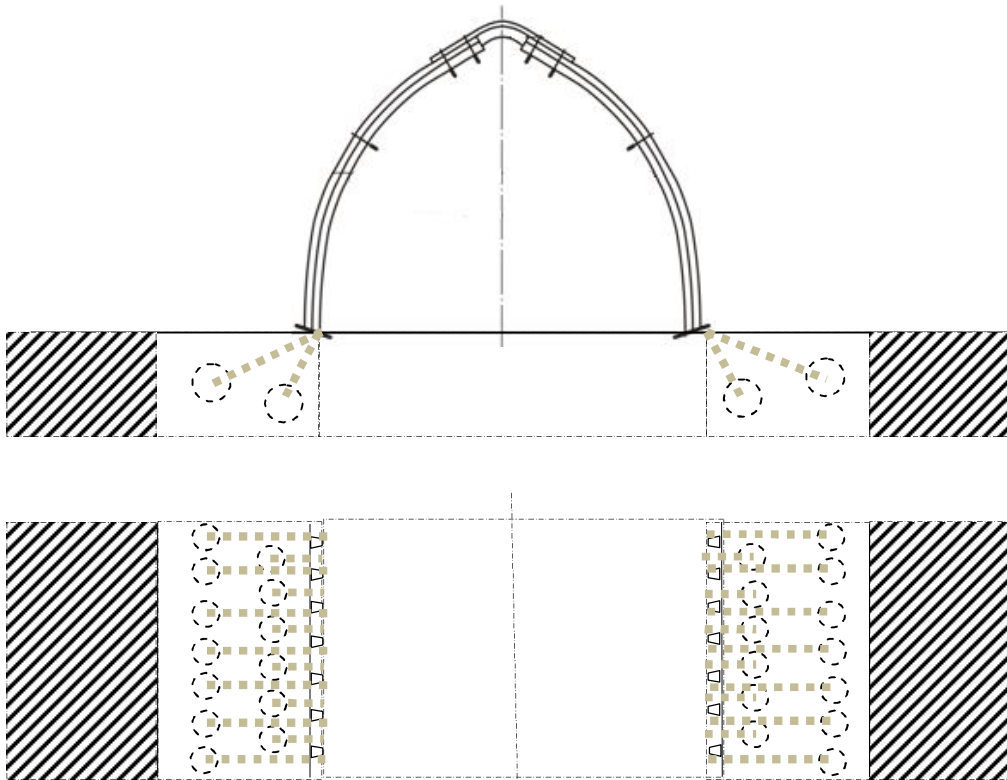


Рис. 5.8. Схема розташування зарядів ВР для утворення порожнин у підшві виробки камуфлетними вибухами на шахті №3 «Нововолинська»

На шахті №6 «Нововолинська» був випробуваний паспорт буропідричних робіт (рис. 5.9) Маса зарядів ВР марки Е-6 (вугленіт) складала 200 г і марки М-1 (міпорит) – 125 г. Здимання підшви було знижено в 3,5-4,5 рази.

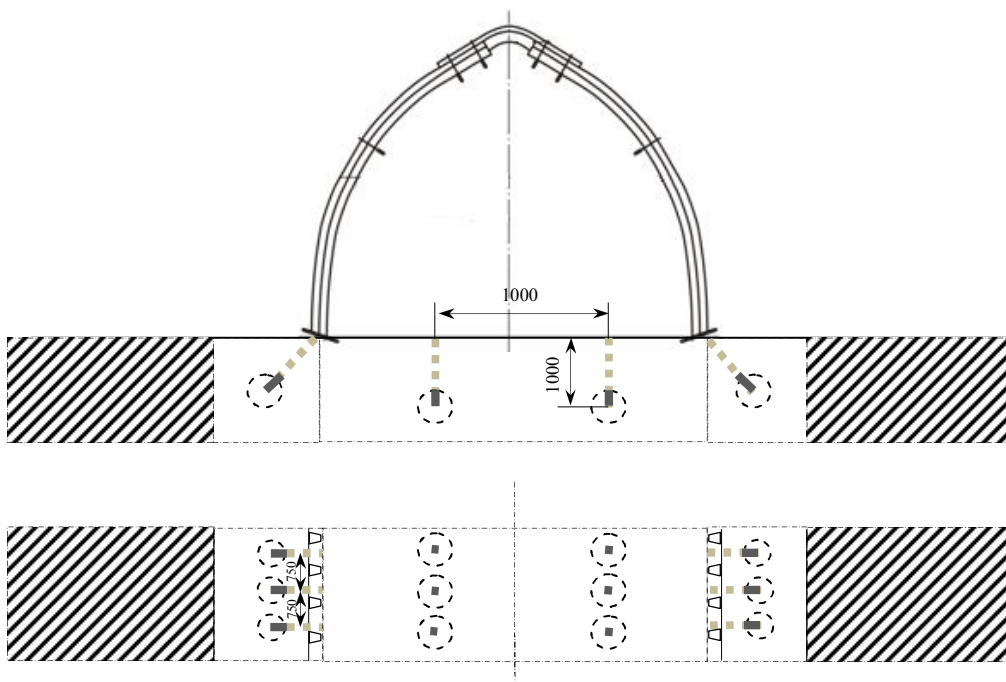


Рис. 5.9. Схема варіанта паспорта розташування і підривання зарядів в 10-му західному вентиляційному штреку пласта п₇ шахти №6 «Великомостівська»

Аналізу досвіду підривання камуфлетних зарядів для зниження напружень в масиві порід підосви виробок дозволив зробити такі висновки:

- ✚ Під час вибуху камуфлетних зарядів відбувається зміна фізико-механічних властивостей глинистих випнутих порід навколо утвореної камуфлетної порожнини. В межах відповідної зони породи ущільнюються, пористість їх зменшується, а кут внутрішнього тертя і зчеплення збільшуються.
- ✚ Камуфлетні порожнини здатні поглинати до 20-30% випнутої глинистої породи, сприяючи таким чином зменшенню загального об'єму видавлюваної в гірничу виробку породи.
- ✚ Зміна фізико-механічних властивостей глинистих порід внаслідок вибухів камуфлетних зарядів призводить до різкого зменшення інтенсивності здимування.
- ✚ Час, упродовж якого утворені камуфлетним вибухом порожнини у породі підосви ущільнюються і випинання відновлюється, складає 6-11 місяців.
- ✚ У виробках, в яких випинання очікується поза зоною впливу очисних робіт, розвантаження порід підосви і підривання камуфлетних зарядів доцільно проводити одразу за їх проведенням; у виробках в яких відбувається випинання підосви в зоні впливу очисних робіт – перед потраплянням їх в цю зону. Це дозволить ефективно керувати процесом розвантаження масиву й ущільненням розпушених вибухом порід залежно від часу проявів випинання підосви при експлуатації виробки.
- ✚ Метод зниження напружень у породі камуфлетними вибухами не потребує спеціального обладнання, і при його використанні знижуються витрати на підривання підосви штреків; ефект від використання цього методу досягає тисячі гривень на 1,0 м виробки.

IV. Розвантаження порід компенсаційними щілинами

Суттєве зниження напружень і розвантаження примикаючого до виробки масиву можуть бути забезпечені утворенням щілин у підосві виробки.

Вплив щілин на перерозподіл напружень навколо виробки досліджувався оптично-поляризаційним методом на моделях із полістиролу при коефіцієнті бічного тиску $\lambda = 0,5$. Щілини були нарізані в кутах підосви під кутом 45° .

На рис. 5.10 наведено розподіл напружень (ізохром) навколо моделі арочної форми без розвантажувальних [56] і розвантажувальними щілинами довжиною, рівною половині ширини моделі. На рисунку бачимо, що наявність щілин забезпечує зниження напружень на контурі виробки і зміщення їх до кінців щілини. Коефіцієнт концентрації напружень в кутах у підосві виробки без розвантажувальних щілин. Збільшення довжини щілин супроводжується віддаленням підвищених напружень від контура виробки в глибину масиву і зниженням тиску на неї.

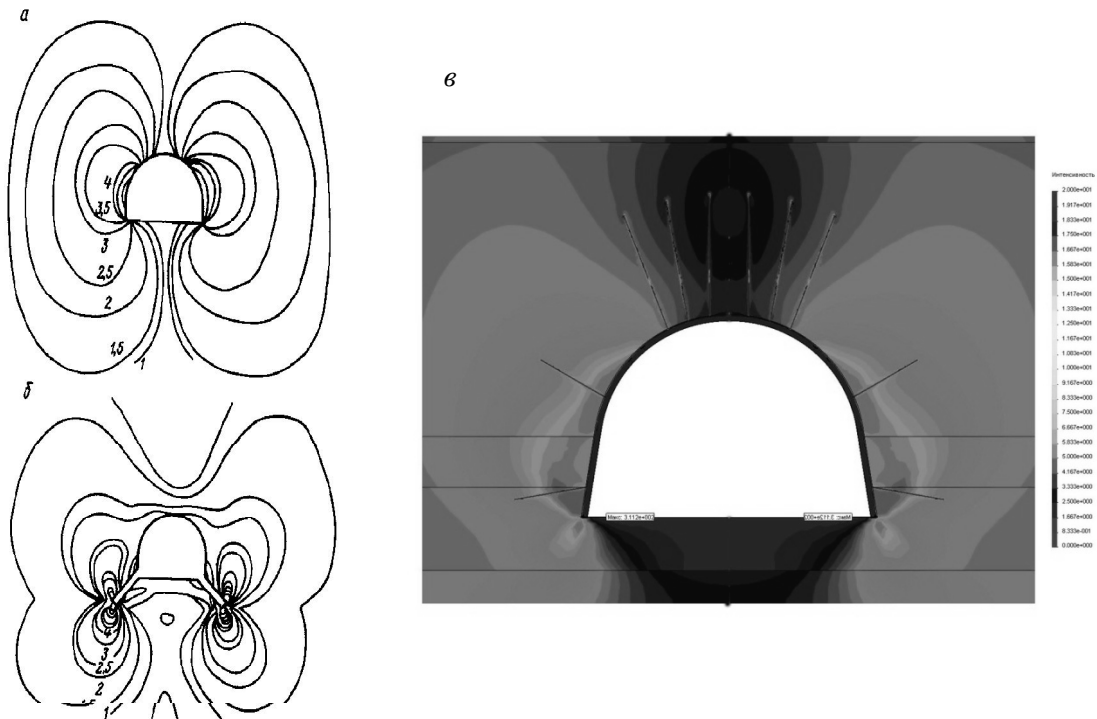


Рис. 5.10. Схема порівняння розташування щілини у підшві виробки і розподіл напружень (ізохром) навколо виробки арочної форми без розвантажувальних (а) і з розвантажувальними щілинами (б): 1; 1,5; 2,5; 3 – порядок ізохром та (в) підкріплення анкерним кріпленням

Щілинне розвантаження породного масиву випробувалось на шахтах Донбасу (рис. 5.10). Дослідження підтвердили, що використання щілин дозволяє повністю виключити випинання порід підшви або зменшити його величину в 2,5-3 рази.

За даними експериментів і шахтних спостережень за випинанням, доцільна довжина розвантажувальних щілин, створюваних нарізанням, знаходиться в межах $= (0,45-0,55)B$ – для виробок, в яких випинання за термін експлуатації поширюється не по всій ширині (B) виробки, і $= (0,6-0,7)B$ – для виробок, в яких випинання підшви відбувається на всій ширині.

У Кузнецькому кам'яновугільному басейні (Росія) також проведені шахтні випробування розвантаження масиву щілинами. Розроблено метод створення щілин висотою 0,1-0,3 м шляхом нарізання їх механічним способом і заповнення піддатливим матеріалом, наприклад поліуретаном.

Метод випробувано на шахті «Капітальна» у проміжних штреках на пластах і потужністю 1,3-1,6 м. Штреки закріплені анкерним кріпленням. Сітка розміщення анкерів 1×1,2 м. Покрівлю перетягували суцільно, анкери в ряду з'єднували між собою дерев'яними підхватами (рис. 5.11).

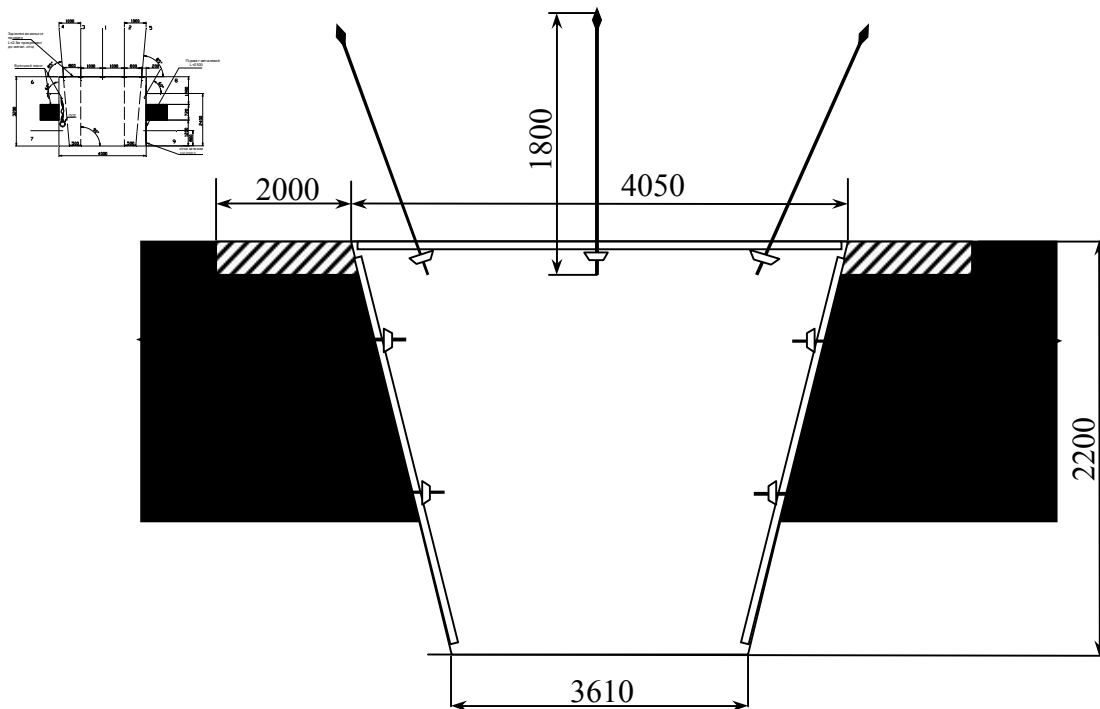


Рис. 5.11. Закріплення анкерним кріпленням пластової виробки з розвантажувальними щілинами у боках на контакті потужного пласта з покрівлею

Інструментальні дані показали, що заанкеровані породи покрівлі опускалися рівномірно і повільно без небезпечних деформацій, що було обумовлено наявністю піддатливого матеріалу в щілинах. Осідання порід покрівлі на експериментальній ділянці за термін служби виробки склало в середньому 206 мм, зсуви порід підосви – 52 мм.

Таким чином, наявність розвантажувальних щілин у покрівлі пласта, заповнених поліуретаном, забезпечує безпечне зміщення заанкерованих порід покрівлі і зниження випинання порід підосви в 2,5-3,2 рази.

У зв'язку з порівняно високою трудомісткістю і вартістю улаштування розвантажувальних щілин із заповненням їх піддатливим матеріалом більш доцільно використати метод із залишенням зруйнованого вугілля в щілинах замість поліуретану.

VI. Запобігання випинанню порід підосви при проведенні виробок із вийманням несправжньої підосви пластів

Залишення у підосві виробок порід несправжньої підосви пластів (звичайно потужністю до 0,6 м) на глибині розробки понад 200-250 м веде до майже суцільного видавлювання їх, і виробки потрібно ремонтувати з підбиванням підосви. В зв'язку з тим, що проведення виробок змішаним вибоєм із підбиванням породи покрівлі трохи зручніше і менш трудомістке

(головним чином, буріння шпурів), ніж з підриванням порід підосви, на шахтах ці виробки частіше всього проводять із залишенням несправжньої підосви, що в подальшому призводить до її випинання. Найчастіше це відноситься до виймальних штреків лав.

Виходячи з цього, виробки на пластах з несправжньою підосвою слід проводити з вийманням порід несправжньої підосви, причому і в тих випадках, де це призводить до збільшення їх площі поперечного перерізу. Виявлено, зокрема, що витрати на збільшення площі перерізу виймальних штреків лав при проведенні за рахунок видалення порід несправжньої підосви (звичайно не більше 1,8-2,4 м²) в 1,5-2 рази нижче, ніж на усування їх в процесі експлуатації штреків. Найбільш суттєвий ефект досягається при експлуатації конвеєрних і вентиляційних штреків лав, оснащених механізованими комплексами.

VII. Зниження напруженого стану гірського масиву фізико-хімічним руйнуванням вугілля

Всі реальні тверді тіла, в тому числі і гірські породи, пронизані на межі окремих кристалів, частинок, зерен і в середині них макро- і мікротріщинами різної величини. Ці тріщини є свого роду понижувачами міцності. Вплив тріщин і інших властивостей твердого тіла на міцність відображаються формулою

$$N = \sqrt{\frac{2aE}{l}}, \quad (5.8)$$

де N – розтягальні напруження, що призводять до спонтанного розвитку мікротріщин;

a – поверхневий натяг або вільна поверхнева енергія;

E – модуль пружності;

l – довжина тріщин у матеріалі.

Із цієї формули бачимо, що міцність матеріалу можна зменшити, якщо знизити вільну поверхневу енергію тіла, понизити модуль пружності матеріалу, збільшити довжину чи кількість тріщин. Таким чином, знижуючи поверхневу енергію твердого тіла під дією фізико-хімічного впливу середовища, можна знизити витрати на підтримання виробки в стійкому стані.

Змикання мікротріщин під дією гірського тиску, отже, і відповідні втрати можуть бути суттєво зменшені, якщо при руйнуванні породи на поверхнях заново утворених мікротріщин будуть адсорбуватись молекули рідини – розчини електролітів і поверхнево-активних речовин.

Урахування характеру, розмірів і питомого об'єму різних пор в загальному балансі пористого вугілля досить визначено. Встановлено, що газ метан у вугіллі знаходиться у трьох станах: абсорбованому (метан

поглинається всією масою вугілля), адсорбованому (метан поглинається поверхневим шаром вугілля) і вільному (метан знаходиться у крупних порах).

Блокова структура вугілля дозволяє зруйнувати його, використовуючи хімічні явища без суттєвих змін його речовинного складу в серединні блоків. Так, хімічного руйнування вугілля можна досягти шляхом нагнітання в пласт киснево-вмісних окислювачів, а потім водяних розчинів із лужною реакцією. Наприклад, нагнітають через шпури у вугільний пласт киснево-вмісні окислювачі, такі, як азотна кислота, розчини марганцевокислого калію, хромово та сірчана кислоти, озон, перекис водню, повітря та ін., або нагнітають киснево-вмісні окислювачі з ініціаторами процесу окислення (піридин, пероксид бензолу, гідроперит комола й ін.). При їх нагнітанні у вугільний пласт відбувається окислення його органічної частини на межі макро- і мікротріщин, макропор, що поділяють вугілля на блоки.

Після цього у вугільний пласт нагнітають водяні розчини із лужною реакцією, наприклад розчини гідрату оксиду калію, рідкого скла і ін. Лужні розчини розчиняють гумові й інші кислоти.

Розчинення на контактах і на межі блоків кислих продуктів окислення вугілля призводить до втрати ним своєї суцільності, переходу до незв'язного характеру, тобто до хімічного руйнування. Таке чисто хімічне руйнування слабо залежить від гірського тиску і відбувається по всьому об'єму обробленої ділянки масиву. Утворена таким чином розпушена зона у боках підготовчої виробки забезпечує зміщення у цю зону по зовнішньому контуру кріплення виробки незв'язних блоків породи з-під склепіння природної рівноваги. Реалізація цього методу практично не погіршує якості видобуваного вугілля внаслідок його окислення.

Наведемо приклад реалізації такого методу. На глибинах, при яких ведуть гірничі роботи, в кожній тонні вугілля міститься в середньому близько 17-20 м³ метану, причому близько 90% його знаходиться в сорбованому стані. Цей метан не може створювати безпосередньої протидії рухові рідини у вугіллі, оскільки процес фільтрації відбувається в крупних порах, а метан в адсорбованому стані знаходиться в мікропорах. Що стосується метану у вільному стані, то він, дійсно, протидіє рухові рідини. Ця протидія відбувається під тиском, що дорівнює пластовому газовому тиску.

Швидкість фільтрації рідини води в малому об'ємі вугілля на межі розподілу «рідина-газ» можна виразити як

$$V_p = (K_p/\varphi_p) i_p, \quad (5.9)$$

а швидкість фільтрації газу попереду фронту рідини буде

$$V_\Gamma = (K_\Gamma/\varphi_\Gamma) i_\Gamma, \quad (5.10)$$

де K_p , K_Γ – коефіцієнти рідинопроникності і газопроникності вугілля;

φ_p , φ_Γ – в'язкість рідини і газу;

i_p , i_Γ – градієнти тиску рідини і газу.

Оскільки на межі середовищ рідини – газ $V_r = V_p$, можна записати

$$V_r / V_p = K_r / K_p \cdot \varphi_p / \varphi_r \cdot i_r / i_p = 1 . \quad (5.11)$$

Експериментами встановлено, що $K_r / K_p \approx 10^2$, $\varphi_p / \varphi_r \approx 10^2$.

Підставляючи значення цих відношень у рівність (5.11), одержуємо $i_r / i_p \approx 10^{-4}$.

Із наведеного розрахунку виходить, що градієнт тиску газу попереду рідини, що рухається, в 10 тисяч разів менше градієнта тиску рідини. Тому можна прийняти, що тиск газу на межі з рідиною дорівнює пластовому тиску. Таким чином, при дослідженні руху рідини (фільтрації) необхідно враховувати протидію газу у вільному стані, що призводить до умови

$$P = P_i - P_r, \quad (5.12)$$

де P – активний тиск рідини в пласті, що визначає її рух;

P_i – істинний тиск рідини в пласті;

P_r – пластовий тиск газу.

Величина P змінюється від значення $P = P_i$ – активного тиску нагнітання, що досягається в свердловині, до значення $P = 0$ в точках дотику води і газу, що видісняється. При цьому величина P_i змінюється відповідно величині істинного тиску нагнітання P'_i (замірюється манометром у свердловині) до величини пластового тиску газу P_r .

Із вищевказаного випливає умова, яка повинна виконуватись при нагнітанні води в пласт (рис. 5.11)

$$P_H = P'_i - P_r > 0 . \quad (5.13)$$

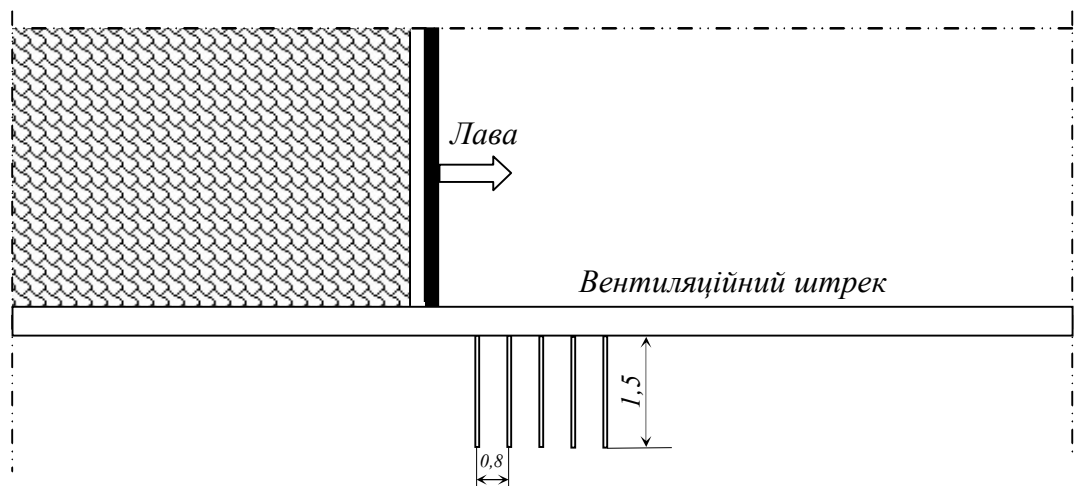


Рис. 5.11. Схема розташування свердловин для нагнітання води в пласт

Цю умову можна записати також у виді $P'_i > P_r$, тобто для нагнітання рідини в газонасичений пласт тиск, що замірюється манометром у свердловині, повинен бути вище заміреного у пласті газового тиску.

При нагнітанні рідини в пласт повинна витримуватись умова

$$P'_i < 0,075\gamma H, \quad (5.14)$$

де P'_i – істинний тиск нагнітання рідини, що замірюється манометром у свердловинах, Н/см²;

γ – середня щільність шарів верхніх порід, т/м³;

H – глибина гірничих робіт з нагнітання рідини в пласт, м.

Одночасне урахування (5.13) і (5.14) призводить до загальної умови, що визначає інтервал оптимальних значень величини істинного тиску нагнітання

$$P_r < P'_i < 0,075\gamma H. \quad (5.15)$$

Умова (5.15) справедлива для горизонтальних свердловин. Якщо останні мають кут нахилу до горизонту, слід враховувати гідростатичний тиск рідини у свердловині за умови

$$P_r < P'_i < 0,075\gamma H \pm \frac{l_{\text{сверд}} \cdot \sin \alpha}{20}, \quad (5.16)$$

де $l_{\text{сверд}}$ – довжина свердловини, м.

α – кут нахилу свердловини до горизонту, град.

Якщо свердловина пробурена за падінням пласта, другий член правої частини нерівності (5.16) віднімається, а для свердловин, що пробурені за підняттям, додається.

Буряться шпури у вугільний пласт у боках підготовчої виробки (див. рис. 5.11) і нагнітається через них в пласт киснево-окислювачі, наприклад, розчин хромової кислоти. Фільтруючись у мікротріщинах і мікропорах кислота викликає окислення на контактах вугільних блоків і утворює окислені продукти (гумінові кислоти).

Розрахуємо час окислення шару вугілля, товщиною 1 мм за формулою

$$T_o = h\sqrt{t/K_d}, \quad (5.17)$$

де h – товщина окисленого шару, 10⁻³ м;

t – період релаксації, для процесів масопереносу він має 10⁻² с;

K_d – коефіцієнт дифузії окислювача у твердому тілі, має величину 10⁻¹² м²/с.

З розрахунку $T_o = 10^4$ с, або приблизно 3 години.

Після цього у вугільний пласт нагнітають розчин з лужною реакцією, наприклад, розчин їдкою калію, який розчиняє утворені гумінові та інші кислоти. При цьому вугілля втрачає свою суцільність, зв'язність, хімічно руйнуючись на окремі куски (блоки).

Розрахуємо час розчинення шару товщиною 1 мм. На один квадратний сантиметр вугілля маса окисленого шару товщиною 1 мм, якщо вважати щільність вугілля та його окислених продуктів, приблизно однакова і дорівнює $1,5 \text{ г/см}^3$, складає $m = 0,15 \text{ г/см}^2$. Час розчинення шару T_2 визначиться як

$$T_2 = m/\lambda, \quad (5.18)$$

де m – маса окисленого шару, $0,15 \text{ г/см}^2$;
 λ – потік розчинення, $\text{г/}(\text{см}^2 \cdot \text{с})$.

Оскільки фільтрація лужних розчинів у тріщинах вугілля відбувається в ламінарному режимі, для визначення потоку розчинення використаємо формулу

$$\lambda = 0,66 \cdot C \cdot K_d \left(\frac{V}{K_d \cdot r \cdot l} \right)^{1/3}, \quad (5.19)$$

де C – концентрація насиченого розчину гумінових кислот у лужному середовищі, приблизно $0,2 \text{ г/см}^3$;

K_d – коефіцієнт дифузії гумінових кислот в лужному середовищі, приблизно має величину $10^{-4} \text{ см}^2/\text{с}$.

V – швидкість руху лужного розчину в тріщині, прийmemo $0,1 \text{ см/с}$;

r – еквівалентний радіус тріщини, дорівнює 10^{-2} см ;

l – середня відстань від шпура, прийmemo рівною половині радіуса обробленої зони, $l = 10^3 \text{ см}$.

Розрахунок дає $\lambda = 6 \cdot 10^{-5} \text{ г/}(\text{см}^2 \cdot \text{с})$ і відповідно час розчинення близько однієї години. Таким чином, сумарний час хімічного руйнування вугілля на оброблюваній ділянці буде складати приблизно 4-5 годин.

Другим методом зменшення міцності чи руйнування вугілля може бути розчинення їх мінеральної складової. Наприклад, соляно-кислотне розчинення карбонатних включень позитивно зарекомендувало себе на донецьких і карагандинських вугіллях.

Обробка пласта 5-10%-ми розчинами нітролотриметилфосфоною кислотою (НТФ) і маточним розчином її виробництва – сумішшю ІСБ-М – призведе до розчинення карбонатів і зниження зольності вугілля на 40-50% і зменшення їх міцності на 25-30% при одночасному збільшенні проникності пласта до двох разів.

Обробка водним розчином НТФ викликає набухання вугілля з тиском набухання до 2,8-3,2 МПа і, як наслідок, додаткове знеміцнювання чи руйнування вугілля.

При фізико-хімічному методі руйнування вугілля активні речовини впливають не тільки на вугільний пласт, але і на вміщуючі породи.

Відомі газоподібні речовини, що викликають фізико-хімічне руйнування вугілля, наприклад, деякі антрацити і кам'яне вугілля руйнуються при набуханні в середовищі вуглекислого газу (CO_2). Найбільш ефективно діють на вугілля водні розчини. Скелет вугілля не є жорстким. Вода, що рухається під напором у вугільному масиві, деформує (стискає) елементи вугілля. Розчини води з добавками поверхнево-активних речовин (ДБ), рідкого скла та інших впливають на процес окислення вугілля і змінюють його якість, знижують міцність вугілля. Водні розчини руйнують також гірські породи, які розмокають. При цьому до розмокання найбільш схильні глинисті породи й інші, які мають низький ступінь метаморфізму.

Таким чином, принцип побудови технологічних схем з фізико-хімічним впливом на гірські породи і використання, в подальшому, сил гірського тиску для остаточного руйнування порід у боках підготовчої виробки забезпечують зниження напруженості навколо виробки і перенесення опорного тиску в глибокий масив.

Даний метод дозволяє підвищити стійкість підготовчих виробок для їх повторного використання.

VIII. Метод розвантаження гірського масиву поверхнево-активними речовинами

На шахті «Торецька» були проведені експериментальні роботи на пластах l_3 «Мазурка» і l_5 «Солоний» (горизонт 810 м) з розвантаження гірського масиву. В штреках обладнали замірні станції поза зоною впливу очисних робіт попереду лави в 50-70 м.

Дослідження процесу деформування штреку здійснювалось методом контурних реперів. Заміри конвергенції бокових порід проводили по реперах, встановлених у покрівлю, підшву і боки виробки. Заміри деформації штреку (зближення реперів) здійснювали у двох площинах: нормальній до напластування (1) і за напластуванням (2) (рис. 5.13).

Дослідження деформування масиву покрівлі показали, що розшарування порід розпочинається попереду очисного вибою на відстані до 50 м і має неоднорідний характер. Деформації контура штреку в зоні впливу очисних робіт спочатку відбуваються симетрично, з незначним перевищенням величин зсуву порід виробки у напрямку, що співпадає з площиною напластування. Характер деформування штреку починає змінюватись на рівні лави. Більш інтенсивно контур штреку деформується в перерізі, нормальному до напластування, причому деформація його в цьому напрямку різко зростає позаду лави у підробленій частині. У кількісному виразі деформація штреку попереду лави в масиві і позаду – в підробленій частині може бути охарактеризована наступними значеннями середньозваженої величини швидкості зсувів порід (V , мм/добу): у масиві відносного зсувів бокових порід як у перерізі, нормальному до напластування, так і в перерізі, що збігається з напластуванням, вона складає 2,3 мм/добу, позаду лави у підробленій частині

штреку за нормаллю до напластування – 5,8, а за напластуванням – 2,6 мм/добу. При цьому варто відмітити стійку тенденцію зростання деформування контура штреку позаду лави. В 30-50 м деформація штреку досягає таких величин, які практично виключають можливість його експлуатації. Площа перерізу виробки скоротилася з 8,5 до 3-4 м².

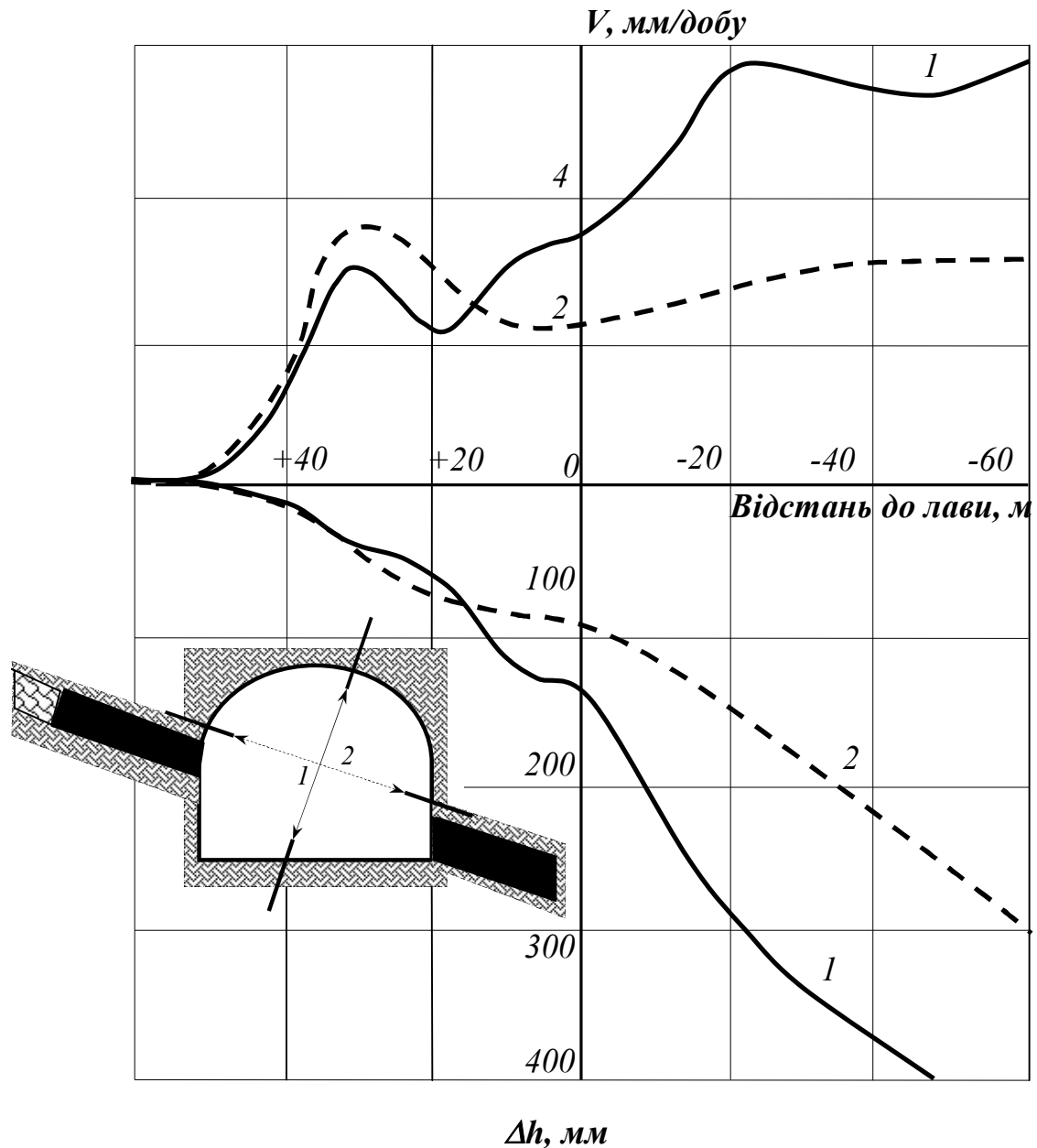


Рис. 5.13. Замірна станція, графіки величин і швидкостей зсувів бокових порід на контурі виробки пласта І₃ «Мазурка» до розвантаження гірського масиву: 1 – лінія замірів зближення покрівлі і підосви у площині нормальної до напластування і графіки зміщення порід (Δh і V); 2 – лінія замірів зближення боків виробки за напластуванням і графіки зсувів (Δh і V – пунктирна лінія)

В період експериментальних досліджень на ділянці штреку довжиною 40 м були проведені заходи з розвантаження гірського масиву.

Розвантаження відбувалось шляхом гідрообробки крайових частин вугільного пласта – його насичували 0,5%-м водним розчином сульфанола, який надалі будемо називати поверхнево-активною речовиною (ПАР). Технологія гідрообробки пласта ПАР наведена на рис. 5.14.

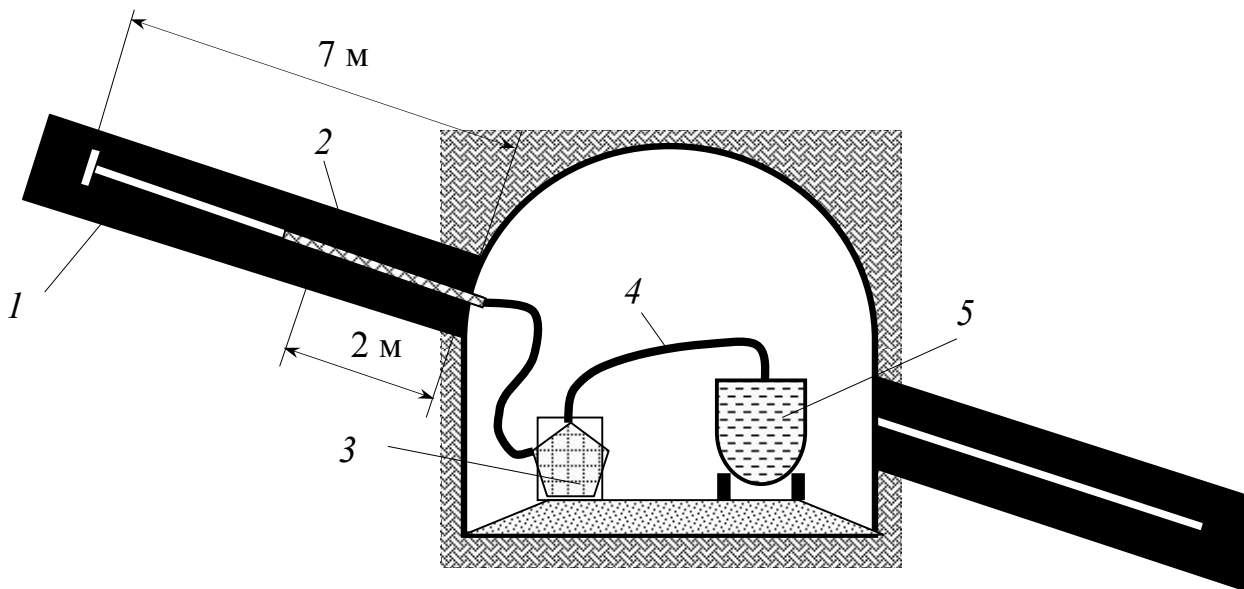


Рис. 5.14. Технологічна схема для гідрообробки крайових частин пласта: 1 – свердловина; 2 – шланговий гідрозатвор; 3 – насосна установка; 4 – рукав високого тиску; 5 – бак для поверхнево-активної речовини (ПАР)

Для більш якісної гідрообробки насичення вугільного пласта ПАР відбувається поза зоною впливу очисних робіт на відстані 40-60 м попереду очисного вибою лави. На цій ділянці штреку за підняттям і падінням пласта по вугіллю вибурювались свердловини діаметром 56 мм і довжиною 4-6 м. В усті свердловин розміщується шланговий гідрозатвор, через який насосною установкою по рукавах високого тиску нагнітають ПАР. Тиск при нагнітанні ПАР складає 20-25 МПа, а витрата – 300 л на одну свердловину.

Відстань між свердловинами за простяганням пласта приймалась рівною 4-5 м. Контрольне буріння свердловин в обробленій частині вугільного пласта з відбором керна показало, що вказані параметри технології гідрообробки забезпечували насичення вугільного пласта ПАР. Радіус проникнення ПАР у вугілля відносно свердловини нагнітання склав 3-5 м.

Для оцінки характеру деформування штреку застосовувався метод контурних реперів. Вони закладались у покрівлі і підшві штреку в площині,

яка є нормальною (перпендикулярною) до напластування бічних порід. Перша спостережна станція закладена на ділянці штреку, на яку ще не впливали очисні роботи і розвантаження гірського масиву, наступні через 40 м і на ділянках штреку між станціями провадили заходи з розвантаження гірського масиву.

Спостереження за величиною конвергенції порід покрівлі і підшови показали, що на ділянці штреку, де провадились заходи з розвантаження гірського масиву (рис. 5.13, крива 1), величина деформації штреку на рівні лави склала 114 мм, швидкість деформування в непідробленій частині змінювалась від 2,89 до 3,5 мм/добу. У підробленій частині штреку характер деформування його контура практично не змінився.

При гідрообробці крайових частин вугільного пласта ПАР на відстані 2 м від стінок штреку (крива 2) величина деформації контура штреку на рівні лави склала 93 мм, а швидкість деформування в масиві змінювалась від 0,25 до 1,69 мм/добу.

У підробленій частині штреку величина швидкості деформації штреку змінювалась від 1,69 до 2,1 мм/добу.

Розширення зони обробки вугілля даного пласта значно знизило параметри деформації штреку. При гідрообробці масиву вугілля ПАР на відстані від стінок штреку 3-4 м деформація штреку на рівні лави склала 65 мм, а на відстані 5-6 м – 47 мм (криві 1 і 2). Швидкості деформування виробки у масиві відповідно змінювались від 0,15 до 1,04 і від 0,04 до 0,54 мм/добу.

Таким чином, розміри гідрообробки вугілля крайових частин пласта впливають на параметри деформації підготовчої виробки: на рівні лави зсуви зменшились у порівнянні з штреком без гідрообробки більше ніж в 2,6 рази, а середня швидкість деформування на період його експлуатації знижена з 2,6 до 0,41 мм/добу.

ІХ. Проведення і підтримка виробок у надроблених масивах порід

Один із методів зниження напружень в масивах порід може бути в упередженому надробленні виробок. При цьому методі гірничі виробки проводять і охороняють в розвантаженому від напружень масиві. Проведення пластових і польових виробок у раніше відпрацьованому масиві, звичайно через 2-4 міс. після відпрацювання його на верхніх горизонтах ($H < 300$ м) і через 3-5 міс. на нижніх горизонтах ($H = 300-700$ м), забезпечує зниження зсувів порід підшови і покрівлі в 4-7 разів у порівнянні з надробленням їх після проведення. Більшість пластів вугілля залягає на відстані 10-40 м один від одного, і відпрацювання їх відбувається у низхідному порядку. Тому проведення виробок у надробленому масиві після затухання зсуву порід у виробленому просторі відпрацьованого очисного вибою є одним із основних заходів відвертання випинання підшови в них.

На рис. 5.15 наведено розподіл напружень (ізохром) навколо підготовчої виробки аочної форми, яка розміщена над крайовою частиною масиву і

межує з виробленим простором безпосередньо під виробленим простором надроблюючої очисної виробки. Із рисунка бачимо, що, при інших рівних умовах, концентрація напружень довкола виробки під виробленим простором надроблюючої лави в 3,5-4,5 разів менше, ніж навколо виробки під крайовою частиною надроблюючої виробки.

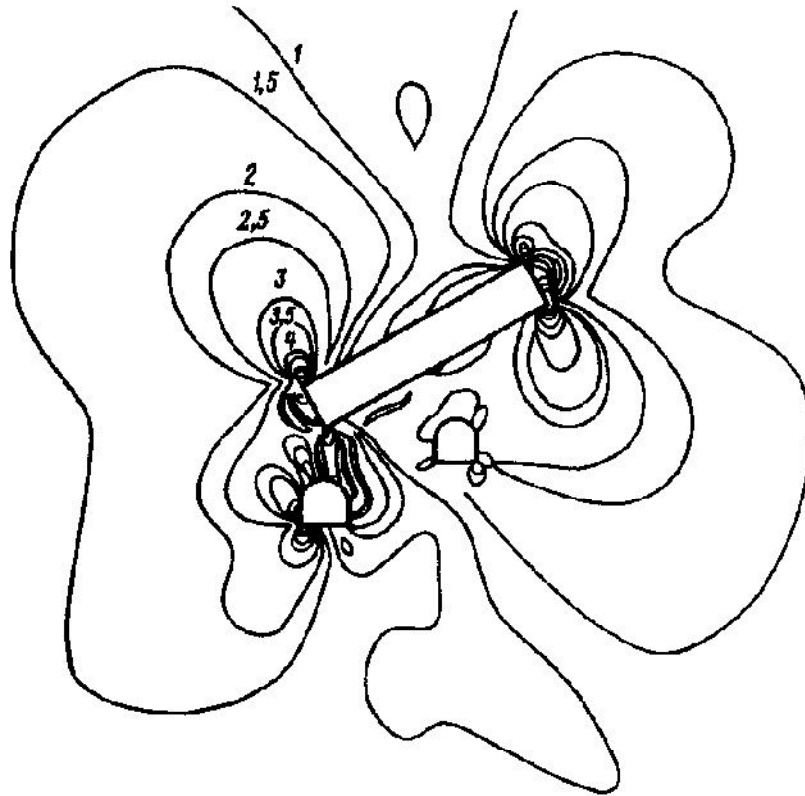


Рис. 5.15. Схема розподілу напружень (ізохром) навколо підготовчої виробки, розташованої під крайовою частиною масиву і під виробленим простором, що надроблюється очисною виробкою: 1; 1,5; 2; 2,5; 3.....— порядок ізохром

У тих випадках, коли відсутня можливість випереджувальної надробки масиву до проведення надроблюючої виробки, слід приймати такий порядок взаємного розташування надроблюючої і надробленої виробок, при якому надроблювана підготовча виробка після надробки опинилась би повністю під виробленим простором надроблюючої очисної виробки (на відстані не менше 35-45 м від кромки надроблюючого пласта). Це відноситься в основному до польових виробок.

Польові штреки, що проведені під виробленим простором, упродовж двох років знаходились у доброму стані і не вимагали ремонту. Величина зближення покрівлі і підшви зменшилась в 6-7 разів у порівнянні з такою при підтриманні штреків у нерозвантаженому масиві поза зоною впливу очисних робіт.

Х. Проведення виробок вприсічку до виробленого простору

Одним із найбільш прогресивних методів охорони підготовчих виробок, як відомо, є проведення їх вприсічку до виробленого простору. Технологія гірничих робіт з використанням присічних виробок характеризується тим, що у кожному виймальному стовпі одна із виробок, як правило, конвеєрна (відкаточна) проводиться заздалегідь у вугільному масиві, а друга виробка проводиться безпосередньо перед початком очисних робіт на контакті з обваленими породами, поряд із ліквідованою виробкою чи працюючим виймальним стовпом. Між погашеною (ліквідованою) виробкою і виробкою, що проводиться, залишають стрічковий цілик вугілля шириною 2-4 м.

Інструментальні спостереження і досвід використання даного методу охорони виробок показує, що при проведенні їх після стабілізації опорного тиску в крайовій частині масиву зміщення порід покрівлі і підшви в них в 3-5 разів менше, ніж при охороні ціликами вугілля шириною 10-15 м. Здійснення такого заходу, який зводиться до використання закономірностей механічних процесів і перерозподілу напружень в масивах порід довкола очисних виробок при визначенні місця розташування і часу проведення виробок, не потребує додаткових матеріальних витрат.

При заляганні в покрівлі пласта глин потужністю від одного до трьох метрів і розмірах ціликів 2-4 м деформації кріплення і здимання підшви відбувається в основному в період очисних робіт попереду лави.

Досвід показує, що при заляганні в покрівлі легкообвалюваних порід час між закінченням очисних робіт і проведенням виробки вприсічку повинен складати не менше 2,5-3,5 місяців. При важкообвалюваних породах цей час перевищує 4,5 міс.

ХІ. Проведення і підтримання виробок у виробленому просторі

Виробки, що проводять і підтримують у виробленому просторі на відстані від вугільного пласта, характерні для суцільної системи розробки як з послідовною, так і з почерговою (шахматною) розробкою виймальних стовпів. При цьому, як показано на рис. 5.16, при проведенні і підтриманні виробок у виробленому просторі можливі випадки як з їх повторним використанням для відпрацювання суміжної лави (а), так із підтриманням виробок тільки упродовж відпрацювання однієї лави (б) і проведенням нових виробок для суміжної лави.

Сутність охорони виробок в обвалених і ущільнених породах покрівлі пласта полягає у тому, що виробка проводиться в розвантажених від гірського тиску зонах. У цих зонах відсутні опори, під дією яких відбувається видавлювання породи підшви пласта. Можна припустити, що тиск на кріплення в цьому випадку не залежить від глибини розробки, а визначається вагою товщі порід покрівлі, що замикається в об'ємі склепіння природної рівноваги.

За умовами підтримання виробки, що проводяться і підтримуються у виробленому просторі, можна розділити на категорії:

- розташовані від межі з пластом у суміжному ярусі на невеликій відстані ($l < 8-10$ м);
- розташовані у виробленому просторі на великій відстані від границі з пластом у суміжному ярусі.

Проведення виробок у виробленому просторі зменшує випучення підосви, відпадає необхідність в залишенні охоронних ціликів і знижуються втрати підготовлених до виймання запасів вугілля; відсутні трудомісткі роботи з викладання бутових смуг, кострів тощо; зменшуються в 3-6 разів зсуви обвалених порід у порівнянні з охороною виробок бутовими смугами.

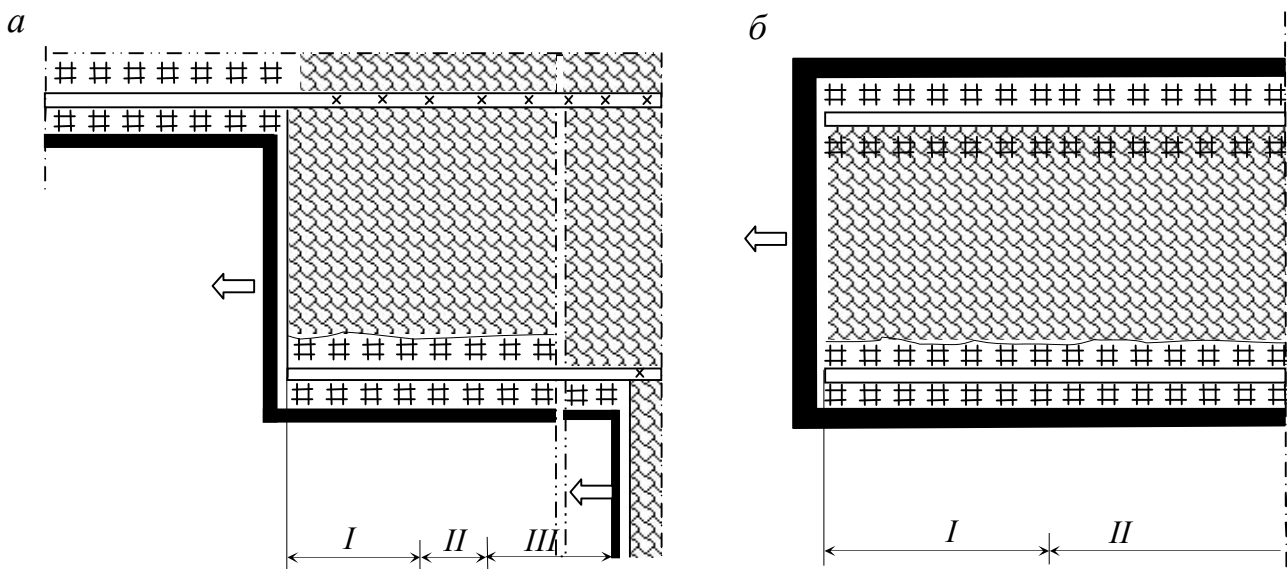


Рис. 5.16. Принципова схема підтримання підготовчих виробок у виробленому просторі

XII. Проведення виробок позаду очисного вибою

Досвід роботи глибоких шахт показує, що пологіші пласти потужністю 0,8-1,2 м залягають у більшості випадків у слабких вміщуючих породах. В цих умовах охорона підготовчих виробок ціликами вугілля і штучними охоронними спорудами (кострами, бутовими смугами тощо) не забезпечує їх достатньої стійкості, веде до великих витрат на підтримання і втрат підготовлених до виймання запасів вугілля.

Серед низки напрямків захисту виробок від гірського тиску на глибоких горизонтах значне місце належить методу охорони виробок із відставанням вибоїв відкатного і вентиляційного штреків від лави. При цьому методі охорони підготовча виробка розташовується в розвантаженому від гірського тиску масиві порід і практично не відчуває шкідливого впливу очисних робіт.

Таким чином, проведений аналіз методів зниження напружень породного масиву довкола виробки дозволяє відзначити наступне:

- Наведені принципово нові й якісні технічні рішення з використання гірського тиску і механічних процесів у вуглепородному масиві, що забезпечують зниження напруженого стану довкола підготовчих виробок.
- Виявлені закономірності геомеханічних процесів, що відбуваються в гірському масиві, а саме: утворення зони розпушеної породи під склепінням і створення умов для зсування цієї породи по зовнішньому контуру арочного кріплення у розвантажену зону, утворену штучними методами. На цій основі відбувається зміщення опорного тиску від боків виробки в глиб масиву на довжину розвантаженої зони і забезпечується підвищення стійкості підготовчої виробки для її повторного використання.
- Наведена нова форма арочного металевого кріплення виробок, яка є найбільш перспективним і ефективним видом закріплення підготовчих виробок в гірничо-геологічних умовах з нестійкими породами покрівлі і підшви. Така форма (шатрова) забезпечує зсув відшарованих у покрівлі блоків породи не у порожнину гірничої виробки, а по зовнішньому контуру в розвантажену штучними методами зону.
- Проведення розвантажувальних від гірського тиску робіт у боках підготовчої виробки знижує в 5-7 разів зсуви бокових порід і підвищує стійкість виробки при мінімальних додаткових витратах на їх охорону і підтримання у робочому стані.
- Зниження напружень в гірських масивах порід гірничими роботами свідчать про те, що підготовчі виробки в цих умовах знаходяться у хорошому стані і фактично їм забезпечено безремонтне підтримання. Деформації порід на контурі таких виробок знаходяться в межах піддатливості арочного триланкового кріплення.

Контрольні запитання до розділу 5 “Зниження напружень породного масиву навколо підготовчих виробок штучними методами і гірничими роботами”:

1. Яким чином впливає розвантаження порід навколо виробки на її стійкість?
2. Вкажіть особливості методу розвантаження порід свердловинами.
3. Як впливає буровибуховий метод на стійкість порід підшви виробки?
4. Яким чином впливає рідина, що нагнітається
5. Розкажіть, як гірничі роботи можуть знижувати напруження гірського масиву порід.

РОЗДІЛ 6 “МЕТОДИ РОЗВАНТАЖЕННЯ ГІРСЬКОГО МАСИВУ ЗА ОЧИСНИМ ВИБОЄМ”

6.1 Загальні відомості

Характерною особливістю підготовчих виробок при їх повторному використанні є те, що деформації прилеглих порід мають місце в попередні періоди експлуатації виробки, тобто їм притаманна спадковість. Тому такі виробки мають великі зміщення приконтурних порід, що призводять до деформації кріплення.

Практика повторного використання підготовчих виробок показує, що воно може відбуватись або з перекріпленням виробки, або без нього. Природно, що перекріплення виробки вносить корінні зміни в напружено-деформований стан прилеглих порід. Тому формування зон зруйнованих порід у зоні опорного тиску буде різним у разі збереження виробки без перекріплення і з перекріпленням. Спостереження показують, що великі осідання порід покрівлі характерні для тонкошаруватих глинистих і піщаних сланців. Повторне використання виробок без перекріплення характерне для крупношаруватих глинистих і піщаних сланців.

Проведені дослідження у 2-й південній вентиляційній виробці блоку №4 шахти ім. Стаханова показали, що розмір зони зруйнованих порід за лавою перевищив 10 м на спряженні з першою лавою. Через два роки на спряженні з другою лавою розмір зони зруйнованих порід перевищив 12-14 м, при зміщенні репера, встановленого у покрівлі на глибині 7 м – на 260 мм. На відстані 100 м позаду другої лави зсуви шарів склали 430 мм при віддаленні від контура виробки на 7 м.

Порівняння змін зсування з віддаленням у глиб масиву в різних зонах опорного тиску наведено на рис. 6.1.

Як бачимо на графіках, в зоні опорного тиску попереду першої лави основна доля прирощування зсувів відбувається на 4-метровому шарі порід біля контуру виробки (крива 1). На 100-метровій ділянці за першою лавою основна частка зміщень відбувається на 6-метровому шарі порід (крива 4), а за другою лавою весь 7-метровий шар порід зміщується на значну величину (крива 5).

Частка зсувів порід внаслідок розширення 7-метрового шару порід склала: в зоні опорного тиску попереду першої лави – 82%; у 100- метровій зоні за першою лавою – 65%; в 100- метровій зоні за другою лавою – 27% і за весь термін служби – 63%. Таким чином, чим більша «спадковість», тим більша частка зміщень контура внаслідок розширення порід, віддалених від нього на значну відстань. Тому чим більша зона зруйнованих порід і чим вище частка зсувів порід, віддалених від контура, тим важче керувати масивом порід. Залежно від місця перекріплення виробки в зоні опорного тиску першої лави змінюється характер зсувів масиву порід. На шахті ім. Бажанова зсуви порід попереду другої лави розпочались в 60 м від лави на відстані – 7-9 м від контура. А зміщення порід на контурі почались в 30 м від лави.

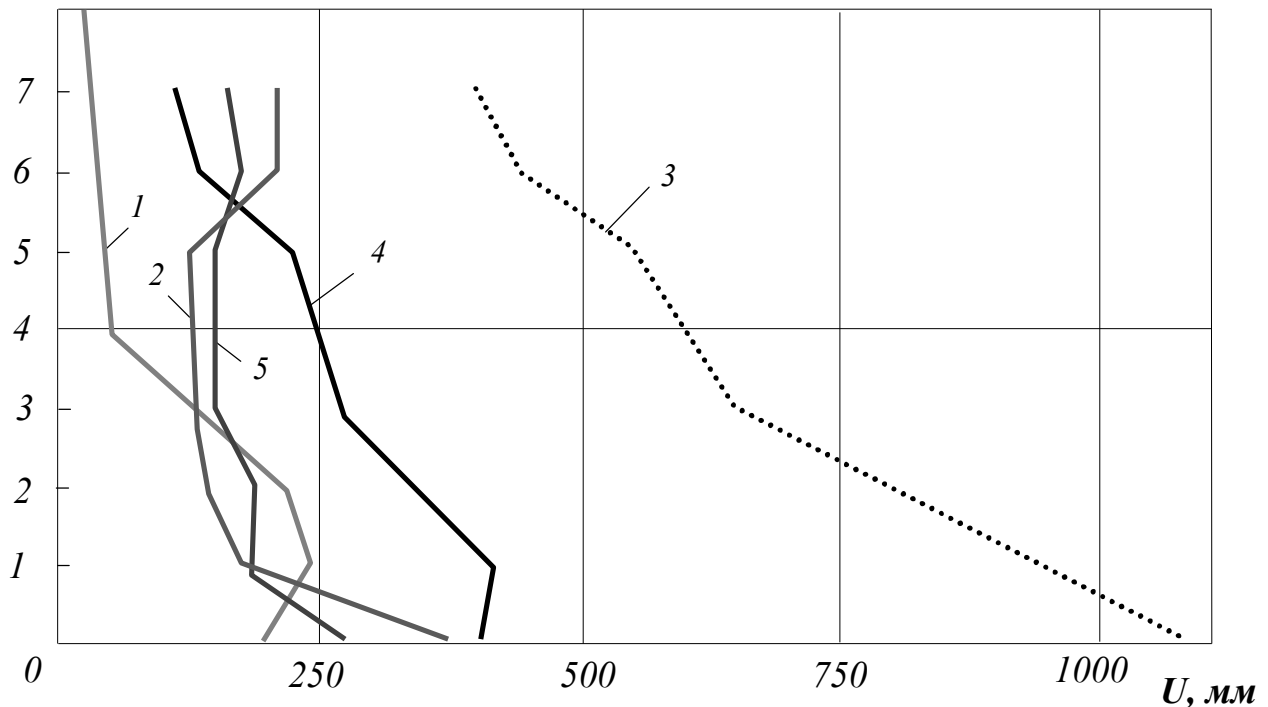
$r, \text{м}$ 

Рис. 6.1. Графіки зміни зсунення порід покрівлі в глиб гірського масиву на шахті ім. Стаханова: 1 і 2 – в зоні опорного тиску попереду першої і другої лав відповідно; 3 – за весь період спостережень; 4 і 5 – в зоні опорного тиску за першою і другою лавами

Аналогічний характер зміщень спостерігався у виробках на шахті №9 «Нововолинська», №6 «Великомостівська», ім. Стаханова, «Прогрес», ім. Засядько. Таким чином, при повторному використанні виробок руйнування порід покрівлі розпочинається в глибині масиву.

Великий вплив на деформації порід при повторному використанні виробок вимагає їх перекріплення. Розвантаження і випуск породи при перекріпленні значно збільшує зону розшарування і тріщиноутворення в шарах породи, віддалених від контура більш ніж на 4-6 м. В зоні опорного тиску раніше зруйновані шари порід стискаються, й основна частина зміщень компенсується стискуванням раніше зруйнованого масиву порід.

6.2 Методи охорони підготовчих виробок

Повторне використання виймальних виробок при їх охороні штучними спорудами можливе при різних системах розробки. Більше половини лав з повторним використанням виробок припадає на системи розробки довгими стовпами за простяганням і підняттям (падінням). Повторне використання виробок при відпрацюванні лав за підняттям (падінням) є більш ефективним, ніж при відпрацюванні за простяганням, бо при цьому не потрібно проходити і підтримувати додаткові флангові виробки.

Основними видами штучних споруд для охорони підготовчих виробок є органне кріплення, костри, тумби із залізобетонних блоків, литі смуги із твердіючого матеріалу. Кожен із цих видів має різну конструкцію, споруджується із різних будівельних матеріалів.

Охорона виробок конструкціями, що мають різну піддатливість, виконується наступним чином: біля виробки споруджується піддатлива конструкція (бутова смуга, костри, відкрита берма) на відстані 0,3-0,5 м від піддатливої смуги – жорстка опора із кущекострів, бутокострів, накатних кострів, залізобетонних блоків, литих смуг, між піддатливою і жорсткою опорами залишається вільний простір, де реалізується в першу чергу видавлювання (випинання) порід підосви. В експериментальному порядку використовується охорона виробок за допомогою підсилювального переносного кріплення.

6.3 Охорона підготовчих виробок жорсткими відлитими смугами

Відлиті смуги із твердіючих матеріалів призначені для створення ефективної лінії обвалення порід покрівлі пласта, що зависають вздовж межі виробленого простору, підвищення стійкості виймального штреку за рахунок зменшення зсувів порід і навантажень на кріплення, а також запобігання надмірного витоку повітря у вироблений простір. Сутність цього методу охорони полягає в тому, що вздовж штреку у виробленому просторі у міру посування очисного вибою на всю висоту пласта споруджують суцільну смугу шириною 0,7-0,9 його потужності (рис.6.2). Смуга складена із твердіючого матеріалу і споруджується пневматичним або гідравлічним способами.

Особливістю методу охорони виробок твердіючими матеріалами є те, що міцність смуги повинна бути близькою до міцності вміщуючих порід. В противному разі має місце вдавлювання смуги в покрівлю і підосву або її руйнування. Основною перевагою цього методу охорони виробок у порівнянні з бутовими (породними) смугами і дерев'яними кострами є швидкий розвиток опірності литої смуги при мінімальній піддатливості, забезпечення рівномірно-розподіленого навантаження від зсувних порід на штрекове кріплення, що сприятливо відіб'ється на умовах його роботи. При цьому основним призначенням приштрекової смуги є забезпечення опору породам покрівлі пласта.

Смуги із швидкотвердіючих матеріалів набувають опірності, що дорівнює опору одного дерев'яного костра в 4-6 м за лавою, в той час як дерев'яний костер досягає своєї повної несучої здатності в 25-30 м за лавою. Однак не у всіх випадках відбувається зниження конвергенції порід. Так, твердіюча смуга була ефективною у тих випадках, коли основні зсуви порід відбуваються за лавою, тобто в момент спорудження смуги, коли покрівля пласта ще не порушена.

Слід відзначити, що приштрекові відлиті смуги менше повітря проникні, ніж інші засоби охорони. Повітропроникність таких смуг може викликати

деякі труднощі під час переміщення повітря у вентиляційному штреку, в якому рухається вихідний струмінь. Можливі скупчення метану в обваленому просторі перед приштрековою смугою і його вихід на штрек. Це явище можна попередити, якщо змонтувати в приштрековій смузі на деякій відстані один від одного патрубки для відведення метану.

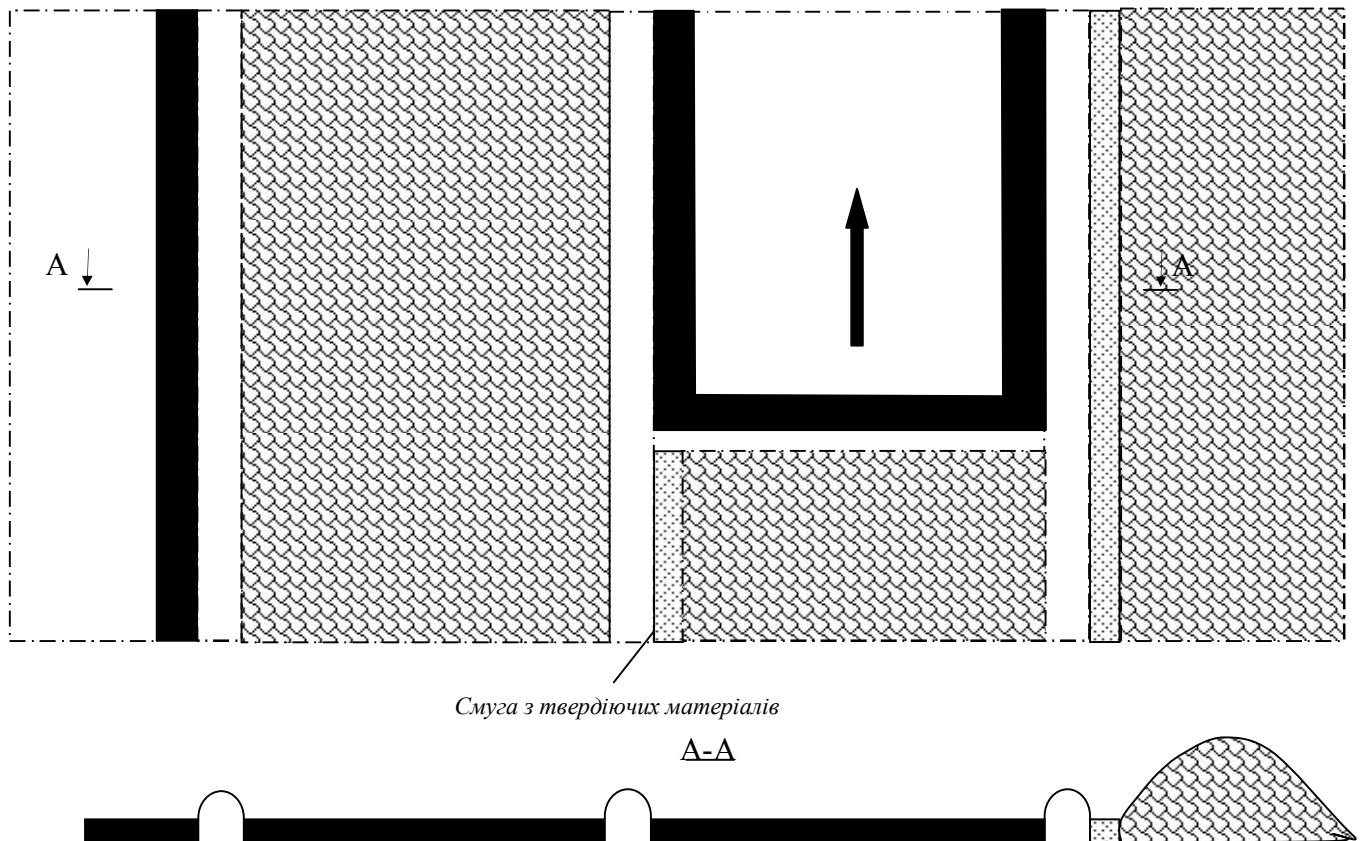


Рис. 6.2. Схема охорони виймальної виробки відлітою смугою із твердіючих матеріалів

Область використання твердіючих смуг

Відліті смуги можуть бути використані за таких умов (табл. 6.1). Смуги не рекомендується при випираючих породах підосви. Міцність порід при нижній і змішаній підривіці повинна бути не менше 40 МПа.

Жорстка смуга здатна зменшити конвергенцію тільки тоді, коли породи безпосередньої покрівлі виробки залишаються незруйнованими. Тому, в більшості випадків, необхідні додаткові заходи для підсилення кріплення виробки, що запобігають розшаруванню порід покрівлі до вступу литої приштрекової смуги в роботу.

Твердіючі смуги можна використовувати у випадках, коли безпосередня покрівля складена породами середньої стійкості та стійкими за наявності підривання і породами нестійкими і середньої стійкості – за наявності верхнього підривання пласта. При цьому в основній покрівлі можуть залягати породи з різним обваленням.

Таблиця 6.1

Область використання литих смуг

Потужність шару покрівлі, м	Міцність порід покрівлі на стиск, МПа	Потужність шару підшви, м	Міцність порід підшви на стиск, МПа	Глибина гірничих робіт, м
< 2,5	> 30	< 2,5	> 30	≤ 600
< 2,5	> 45	< 2,5	> 45	≤ 900
> 2,5	> 30	> 2,5	> 30	≤ 700
> 2,5	> 45	> 2,5	> 45	≤ 1000
> 2,5	> 70	> 2,5	> 70	≤ 1400

Однак експериментальні дослідження підтвердили, що за наявності слабких, нестійких вміщуючих порід литі смуги виявились малоефективними.

Твердіючі смуги можна застосовувати в таких умовах:

Безпосередня покрівля	Порода підшви
1. Легкообвалювані шаруваті глинисті і піскуваті сланці потужністю (6-8)m	Пісковик
2. Легкообвалювані шаруваті породи типу глинистих і піскуватих сланців потужністю менше (6-8)m	Пісковик, піщанистий сланець
3. Глинистий або піщанистий сланець потужністю меншою від потужності пласта, або вона відсутня, і над пластом залягають міцні пісковики, вапняки чи монолітні піщанисті сланці	Пісковик, піщанистий сланець, глинистий сланець
4. Глинисті або піщанисті сланці потужністю меншою від потужності пласта, або вона відсутня і над пластом залягають потужні міцні породи типу піщанистих сланців, вапняків і пісковиків	Пісковик, піщанистий сланець
5. Легкообвалювані глинисті та піщанисті сланці потужністю до 4m. Основна покрівля – потужні шари піщанистих сланців, пісковиків і вапняків	Пісковик, піщанистий сланець

6.3.1 Параметри твердіючих смуг

При визначенні ширини твердіючої смуги можна використати дані, наведені в табл. 6.2.

У всіх випадках ширина смуги повинна бути не менше 0,6 м. Якщо необхідна широка смуга, а в підшві залягають м'які породи, то можна зводити твердіючу смугу у вигляді двох паралельних смуг, розділених вільним простором.

Таблиця 6.2

Рекомендації щодо визначення ширини приштрекової смуги

Стадія відпрацювання ділянки і міцність бокових порід	Рекомендована ширина твердіючої смуги відносно потужності пласта при зворотному (чисельник) і прямому (знаменник) порядку відпрацювання пластів з кутом падіння, град		
	0 – 23	24 – 36	37 – 50
При відходженні лави від розрізної печі	$\frac{1}{1}$	$\frac{1,5}{1,5}$	$\frac{2}{2}$
Після першої посадки покрівлі при бокових породах:			
- міцних	$\frac{0,7}{1}$	$\frac{1,0}{1,5}$	$\frac{1}{2}$
- середньої міцності	$\frac{0,5}{0,7}$	$\frac{1}{1}$	$\frac{1,0}{1,5}$
- слабких	$\frac{0,35}{0,35}$	$\frac{0,5}{1,0}$	$\frac{0,7}{1,0}$

Ширина першої смуги, що безпосередньо примикає до штрекового кріплення, має бути рівною 0,6 м, відстань між смугами – 0,5-0,7 м. Ширина другої смуги повинна відповідати необхідній загальній ширині за відрахуванням ширини смуги з боку штреку.

Ширину твердіючої смуги також можна визначити за формулою

$$b = \frac{N}{Q}, \quad (6.1)$$

де N – розрахункове навантаження на литу смугу; приймається для різних покрівель з табл.3;

Q – нормативна міцність (тривкість) швидкотвердіючих матеріалів через добу після зведення відлитої смуги ($Q = 14000$ кН/м).

Таблиця 6.3

Навантаження на твердіючу смугу вагою породних блоків

Потужність вугільного пласта, що розробляється, м	Навантаження при покрівлі, кН/м	
	середньо- чи важкообвалюваної із знеміцнюванням	важкообвалюваної
1,0	10000	15000
1–2	12000	17000
2–2,5	14000	20000

Досвід використання смуг із твердіючого матеріалу показує, що величина конвергенції у виймальних виробках залежить від відстані між лавою і смугою. Чим більша ця відстань, тим більше опускання і ступінь

розшарування покрівлі пласта і тим більша можливість локалізованого обвалення безпосередньої покрівлі. Тому максимальне відставання смуги від кріплення лави не повинно перевищувати добового посування очисного вибою.

Відстань від контура виробки в проходці до смуги (ширина берми) повинна бути не меншою від висоти нижнього підривання підосви при міцності на стиск не більше 40 МПа і не менше 60% висоти нижнього підривання при більшій міцності порід. При цьому ширину берми визначають спадним законом успадкування, за яким попереду лави утворюється зона розпушених порід навколо виймальної виробки. Тому ширина берми приймається в межах 1-1,5 м, і є продовженням тих же механічних процесів у вуглепородному масиві, пов'язаних із штучним переміщенням опорного тиску від контура виробки в глиб масиву на довжину розвантажувальної зони.

Берма створює умови для переміщення по зовнішньому контуру кріплення розпушених довкола виробки блоків порід покрівлі та їх розміщення у порожнині берми. Ця концепція забезпечує нейтралізацію дії гравітаційних сил і підвищує стійкість підготовчої виробки з метою її повторного використання.

Розглядаючи окремі випадки, припускається, що сколювання уступу підосви виробки може відбуватись на площині, що проходить через його основу і точки у смугі, найбільш віддаленій від кромки уступу. Між іншим, часто, сколювання може відбуватись і по інших площинах.

Коефіцієнт зчеплення порід

$$K = \frac{1 - \sin\varphi}{\cos\varphi} \sigma_{\text{ст}}, \quad (6.2)$$

де φ – кут прикладання навантаження;

$\sigma_{\text{ст}}$ – межа міцності порід при одновісному стиску, МПа.

При цьому значення K будуть завищені, оскільки величина, визначена за формулою (6.2), відповідає зчепленню порід «у куску». А у сформованій довкола виробки зоні зруйнованих порід, з якими взаємодіє смуга, значення коефіцієнта зчеплення будуть змінними і значно менше розрахункового. Дуже важливо в цій ситуації визначити граничні навантаження на уступ при взаємодії штампа з на півплощиною без урахування можливих площин ковзання, що утруднює вибір технічних заходів із запобігання руйнуванню породного уступу.

У деяких наукових роботах [10, 56, та ін.] зроблена спроба оцінки можливості укріплення породного уступу за допомогою анкерного кріплення. При цьому розглядається окремий випадок, що відповідає ситуації, коли сколювання уступу відбувається на площині, що проходить через його основу і в бік смуги, оберненої до виробленого простору лави, без урахування впливу сил зчеплення породи, а також опору кріплення виробки, що призводить до завищених значень параметрів анкерування породного уступу для забезпечення його стійкості.

Вартість зведення відлитої твердіючої смуги визначається за формулою

$$B = m \cdot b \cdot L \cdot c, \quad (6.3)$$

де m – потужність вугільного пласта, м;

b – ширина відлитої смуги, м;

L – довжина виймального стовпа відлитої смуги, м;

c – вартість зведення 1 м³ відлитої смуги ($c = 80-400$ грн/м³).

6.3.2 Матеріали для спорудження твердіючих смуг

Широке розповсюдження на шахтах одержали цементні та цементно-піщані розчини, які готують на сульфатостійкому портландцементі або шлакопортландцементі з додаванням вапняку чи глини для підвищення рухливості суміші, однак висока вартість цементу не дозволяє використовувати його у великих кількостях, тому на шахтах застосовують спосіб зведення твердіючих смуг з природного ангідриду. Матеріал поставляється крупністю 0,6 мм при мінімальному вмісті тонких частинок (менше 2 мм), що дорівнює 30%.

Як активатора найчастіше використовують суміші, складені з однієї частин K_2SO_4 , 1,8 частини $FeSO_4 \cdot 7H_2O$ і технічних домішок; в невеликій кількості іноді додають поверхнево-активні речовини (ПАР), які здатні зменшити поверхневий натяг води. Активатори вносять у кількості 1% маси ангідриду. Водоангідридове відношення складає $B : A = 0,1 : 0,13$.

Міцність ангідриду з активаторами (каталізаторами) складає через одну добу 7-12 МПа, через 28 діб – 25-30 МПа.

Для спорудження твердіючих смуг використовується також штучний ангідрид. Він є побічним продуктом виробництва плавикової кислоти із флюориту. Для одержання із штучного ангідрида в'язучого компонента додаються відповідні каталізатори.

Витрати штучного ангідриду на 1 м³ смуги значно менші, ніж природного, що пояснюється підвищеною його активністю у порівнянні з природним, при водоцементному співвідношенні, рівним 0,36, необхідно 1300 кг штучного ангідриду на 1 м³ готового розчину. Затвердіння ангідриду розпочиналось через 0,5 години після замішування водою, а міцність на стиск через 28 діб складає 28-30 МПа.

Останнім часом розроблено новий метод спорудження твердіючих смуг із високоміцного гіпсу, що виготовляється з відходів хімічної промисловості – фосфогіпсу. У складі фосфогіпсу переважає CaO (28-32%) і SO_3 (36-43%). В невеликих кількостях отримується $P_2O_5 \cdot MgO$, SiO_2 , лужні речовини і фтор.

Терміни тужавіння розчинів з різними водофосфогіпсовими співвідношеннями наступні:

Водофосфогіпсове

співвідношення (В/Ф).....0,35 0,40 0,45 0,50 1,00 1,5

Початок тужавіння, год.....0,20 0,22 0,22 0,22 0,65 1,1

Кінець тужавіння, год.....0,25 0,30 0,32 0,33 0,90 3,7

Для зменшення швидкості тужавіння використовують триполіфосфат натрію Na_3PO_4 , процентний склад якого наведено в табл. 6.4.

Таблиця 6.4

Процентний склад Na_3PO_4

Співвідношення В/Ф	Час тужавіння, хв	
	48	60
0,4	0,10	0,12
0,5	0,08	0,09
1,0	0,02	0,03

Процес тужавіння матеріалу супроводжується підвищенням температури на 12°C протягом однієї години, після чого температура спадає.

Для ефективного використання фосфогіпсових твердіючих смуг розроблена раціональна рецептура складу розчинів при різних водофосфогіпсових співвідношеннях (табл.6.5).

Таблиця 6.5

Раціональна рецептура складу фосфогіпсу

В : Ф	Об'єм розчину, м^3	Компоненти розчину		
		фосфогіпс, кг	вода, м^3	триполіфосфат натрію, кг
0,4	0,6	530	0,16	0,83
	0,8	720	0,20	1,10
	1,0	900	0,25	1,40
	1,2	1080	0,30	1,60
	1,6	1440	0,40	2,20
0,5	0,6	480	0,20	0,61
	0,8	640	0,27	0,82
	1,0	800	0,34	1,00
	1,2	960	0,40	1,20
	1,6	1270	0,54	1,62

Досвід спорудження твердіючих смуг на шахтах дає можливість сформулювати основні вимоги до в'язучих матеріалів:

- ☀️ матеріал має забезпечити швидкий набір міцнісних показників при їх високих значеннях з моменту його внесення у смугу;
- ☀️ міцність матеріалу, при запобіганні концентрації напружень, повинна бути близькою до міцності масиву вугілля з другого боку штреку;
- ☀️ відносна деформація матеріала смуги не повинна перевищувати 5%.

6.3.3 Технологія спорудження жорстких смуг із твердіючих матеріалів

Відлиті смуги призначені для створення лінії обвалення завислих порід покрівлі пласта вздовж межі виробленого простору, для підвищення стійкості спряження лави зі штреком і запобігання витоку повітря.

Технологія спорудження відлитих смуг полягає у механізованій подачі готового розчину чи сухої суміші на базі твердіючого матеріалу, який замішується на виході з сопла, за збірну чи пересувну опалубку, встановлену на бермі.

Існують два методи зведення жорстких смуг: пневматичний і гідромеханічний.

Пневматичний метод забезпечує подачу сухого матеріалу по трубопроводу у потоці стисненого повітря і на розвантажувальному кінці трубопроводу замішують водою. При гідромеханічному методі мокрий матеріал у вигляді пасти чи суспензії транспортують по трубопроводу у потоці води.

Пневматичний метод має такі переваги: швидке тужавіння при низькому водотвердому співвідношенні, не потрібна старання ізоляція ділянки споруджувальної смуги, можливість транспортування суміші на значні відстані. Недоліки цього методу: неможливість паралельного виконання інших робіт через пилоутворення, знос трубопроводу під час транспортування сухої суміші.

Переваги гідромеханічного методу: можливість паралельного виконання інших робіт в місці зведення смуги, малий знос трубопроводу. Недоліки цього методу: необхідність якісного спорудження опалубки, тривалі терміни тужавіння матеріалу.

Для спорудження твердіючих смуг застосовується спеціальне обладнання.

Технічна характеристика набризкмашии СБ-67, ПБМ, розчинонасосів СО-10А, агрегата «Моноліт-2» наведена нижче:

Тип машини.....	СБ-67	ПБМ	СО-10А	“Моноліт-2”
Технічна				
продуктивність, м ³ /год.....	4	6	6	8
Технологічна				
продуктивність, м ³ /зміну.....	10	16	12	30
Місткість по				
завантаженню, м ³	0,35	2	Безперервна подача	
Максимальний тиск				
нагнітання, МПа.....	0,5	0,23	1	1,5
Дальність подачі, м:				
по горизонталі.....	200	200	200	200
по вертикалі.....	35	—	40	—
Основні розміри, мм				
довжина.....	2000	3400	1040	2100
ширина.....	850	1270	570	660
висота.....	1600	1680	1025	980
Маса без привода, кг.....	1000	3100	400	444

Технологія спорудження жорсткої смуги бетонуванням наступна. Суха суміш від бетонуальної машини (ПБМ) до смуги транспортується за допомогою стисненого повітря і перед укладанням у смугу замішується водою. Матеріал, складений із в'язучого (цементу) і наповнювачів (пісок, шлак), завантажується у контейнери на поверхні землі. Для запобігання передчасного тужавіння матеріалу контейнери мають два відділення, які дозволяють транспортувати матеріал в дозованому, але не у змішаному вигляді.

Контейнери доставляють в шахту і подають в нішу, яка розташована у виймальному штреку. За очисним вибоєм на відстані 1,5 м від підготовчої виробки споруджується дерев'яна опалубка для жорсткої смуги (рис. 6.3).

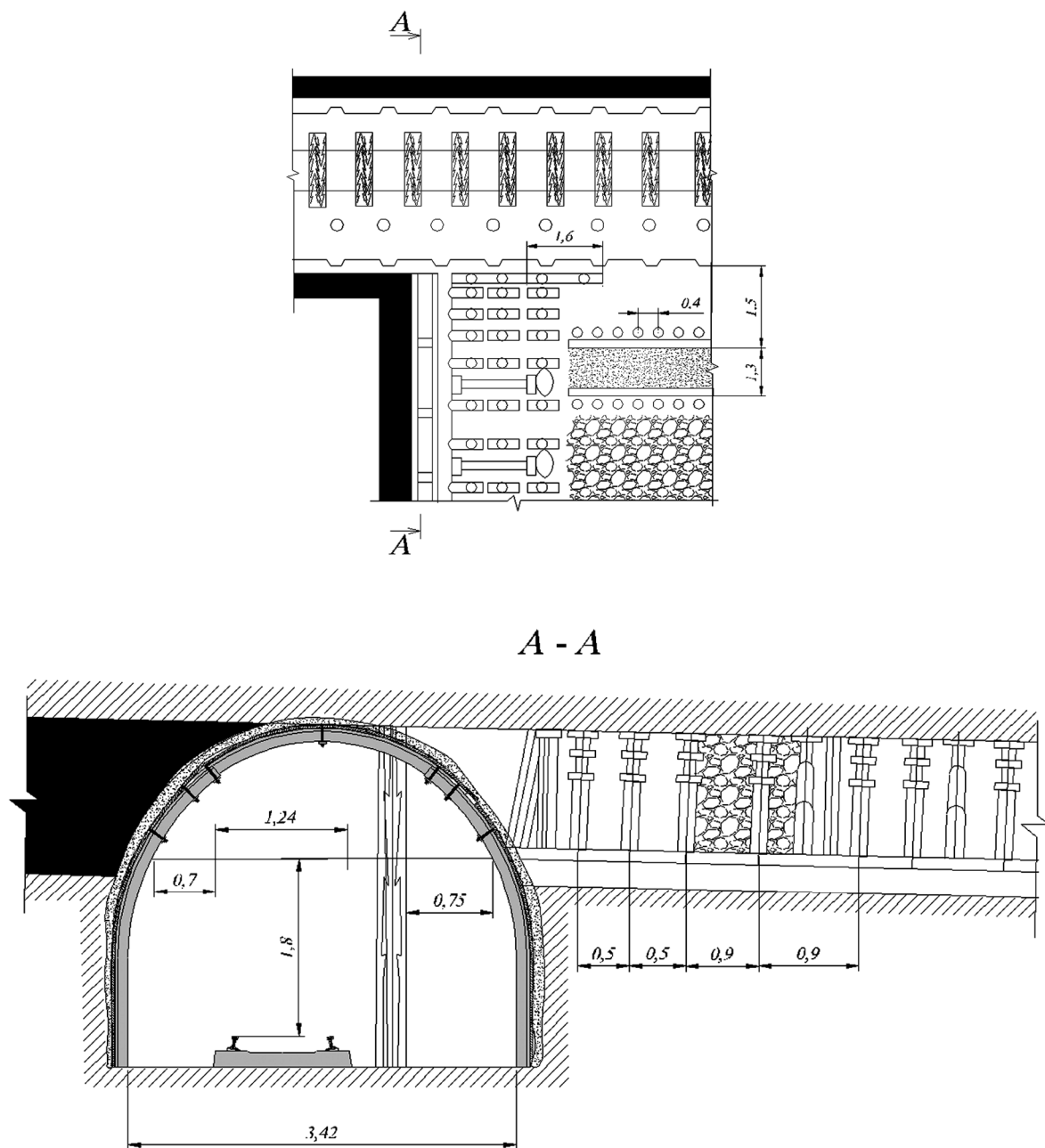


Рис. 6.3. Схема розташування відлітої смуги з твердіючих матеріалів

Ширина смуги 1,3 м. Контейнери розвантажуються в бункер, а потім у бетономішалку. Із бетономішалки перемішаний матеріал надходить на стрічковий перевантажувач, яким подається у бетонувальну машину. Із бетонувальної машини матеріал по трубопроводу і гнучкому шлангу за допомогою стисненого повітря подається до сопла, де змішується з водою і у вигляді суміші викидається у міжопалубний простір.

Схема розташування обладнання наведена на рис. 6.4. Для спорудження жорсткої смуги використовується суміш такого складу (в %): цементу М600-25, щебня фракції 20 мм – 50 і піску – 25. Цей матеріал швидко тужавіє і має середню міцність на стиск через добу після укладання 110 Н/см^2 , через 4 доби – 170 Н/см^2 і через 10 діб – 215 Н/см^2 .

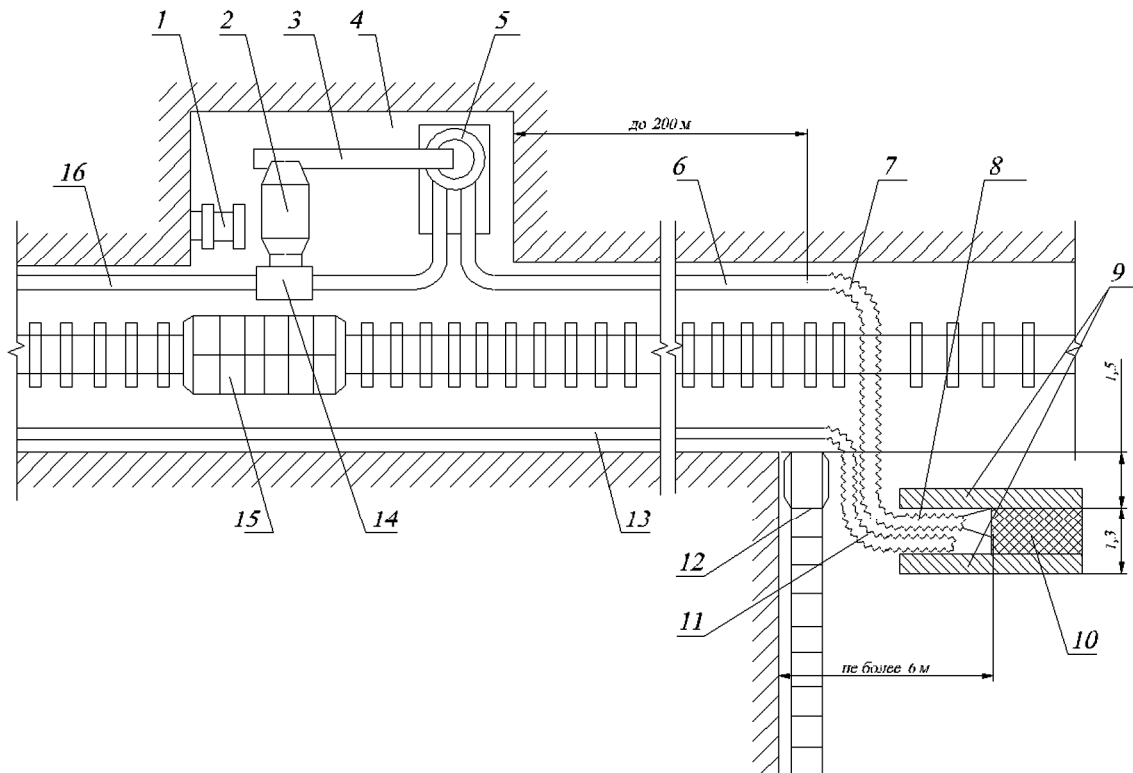


Рис. 6.4. Схема розташування обладнання під час спорудження твердіючої смуги: 1 – лебідка; 2 – бетономішалка; 3 – перевантажувач; 4 – ніша; 5 – пневматична бетонувальна машина; 6 – трубопровід для подачі матеріалу; 7 – гнучкий шланг для подачі матеріалу; 8 – сопло; 9 – опалубка; 10 – смуга із твердіючого матеріалу; 11 – гнучкий шланг для води; 12 – вибійний конвеєр; 13 – трубопровід для води; 14 – бункер; 15 – контейнеровоз з конвеєром; 16 – трубопровід для стисненого повітря

Жорстка смуга сприяє повному і своєчасному обваленню порід покрівлі у виробленому просторі («обрізання покрівлі»). Це обвалення відбувається безпосередньо на межі смуги, причому лінія обвалення відбувається під кутом $65-70^\circ$.

Вищенаведений комплекс обладнання для спорудження твердіючої смуги є досить надійним. Продуктивність комплексу є достатньою для зведення жорсткої смуги об’ємом 4,5-5,5 м³/зміну. Збільшити об’єм смуги (при зростанні швидкості посування очисного вибою чи збільшення потужності пласта) можна за рахунок переходу на двозмінний режим роботи або використання машин з більшим робочим об’ємом або машин безперервної дії. Тужавіння суміші відбувалося упродовж декількох годин, після затвердіння смуга була монолітною, без видимих порушень суцільності. Це обумовлено високою швидкістю вильоту матеріалу із сопла (50-70 м/с).

Спорудження твердіючої смуги із фосфогіпсу відбувається агрегатом, який складений із розчинонасоса СО-10А і змішувальної ємкості об’ємом 0,5 м³, змонтованих на платформі вагонетки УВГ-3,3. Розчин готувався за допомогою штанги з лопатями, яка оберталась з допомогою електродвигуна.

Агрегат розміщується безпосередньо біля спряження лави. Фосфогіпс привозять до агрегату у паперових мішках. Готовий розчин подається за опалубку, яка являє собою збірно-розбірну щитову конструкцію (рис. 6.5), яка забезпечує швидке спорудження смуги (до 1,5 год/м³). Жорстка смуга зводиться в ремонтну зміну на довжину, що дорівнює добовому посуванню очисного вибою. Технологія й організація робіт зі спорудження твердіючої смуги з фосфогіпсу наведена на рис. 6.6, а трудові витрати – в табл. 6.6.

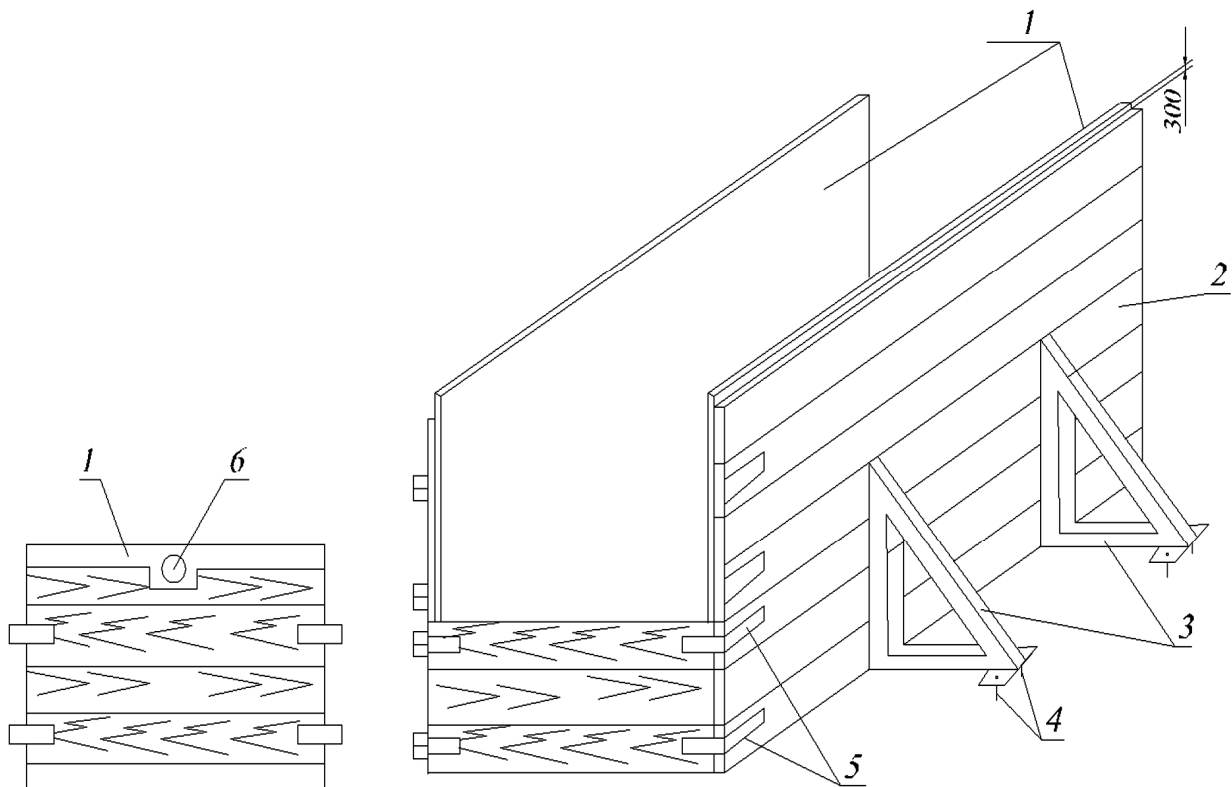


Рис. 6.5. Конструкція щитової опалубки: 1 – футеровка конвеєрної стрічки; 2 – шпунтова дошка товщиною 40 мм; 3 – зйомні упори на кутках 50×50 мм; 4 – стопорні дюбелі; 5 – з’єднувальні планки; 6 – отвори для труби

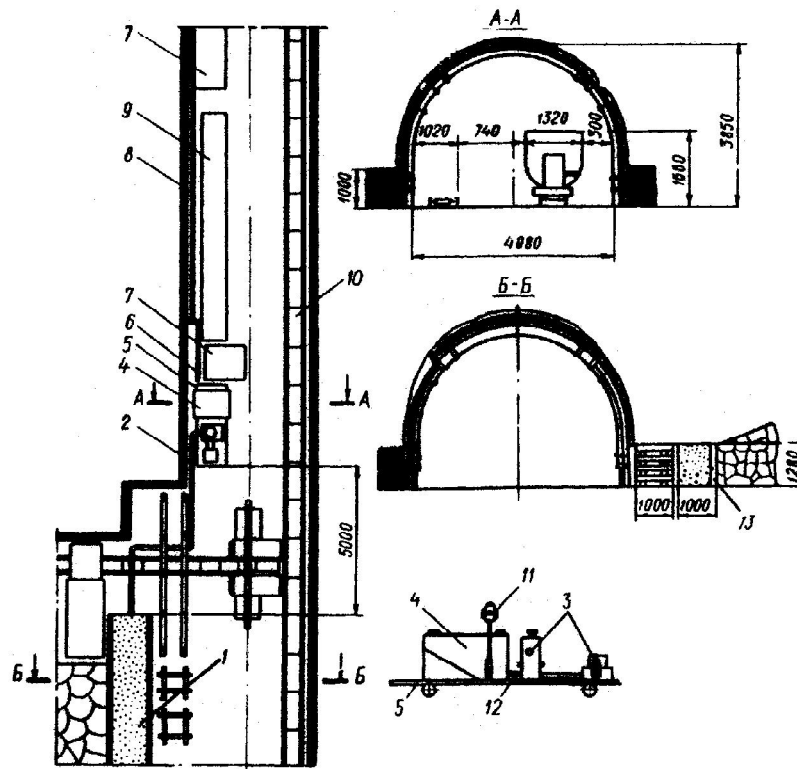


Рис. 6.6. Технологічна схема спорудження твердіючої смуги із фосфогіпсу: 1 – приштрекова смуга; 2 – нагнітальний шланг; 3 – розчинонасос; 4 – змішувальна ємкість; 5 – платформа вагонетки; 6 – шланг для подачі води; 7 – місце складування фосфогіпсу; 8 – став подачі води; 9 – енергопоїзд; 10 – скребковий конвеєр; 11 – змішувач; 12 – всмоктувальний шланг; 13 – опалубка

Таблиця 6.6

Трудовітність і тривалість операцій
при спорудженні жорсткої смуги з фосфогіпсу

Операції	Кількість виконавців, людей	Витрачений час, год, при використанні		Трудові витрати, люд.год, при використанні	
		СО-10А	«Моноліт - 2»	СО-10А	«Моноліт - 2»
1. Доставка матеріалу до насоса	3	0,5	0,5	1,5	1,5
2. Монтаж опалубки	2	1,0	1,0	2,0	2,0
3. Приготування розчину	3	1,0	—	3,0	—
4. Подача розчину в опалубку	3	0,5	0,33	1,5	1,0
5. Технологічні перерви	—	0,3	0,3	—	—

Із табл.6.6 виходить, що найбільш трудомісткою і тривалою операцією у всьому процесі спорудження жорсткої смуги є приготування розчину.

При швидкості посування лави до 1,2 м/добу тривалість спорудження смуги складає 3-3,5 години, що не вносить додаткових незручностей в роботу на спряженні з лавою в ремонтну зміну і задовільно ув'язується з загальною організацією робіт. При збільшенні швидкості посування лави до 2,5 м/добу тривалість приготування розчину збільшилась до 2,6 годин, а тривалість процесу спорудження жорсткої смуги досягає 5-6 годин, тобто практично займає всю зміну.

Ефективність спорудження твердіючої смуги значно зростає з використанням установки. Так, нагнітання фосфогіпсового розчину в опалубку на ділянці відстанню 2 м (що відповідає 2 м³ розчину), включаючи технологічні перерви, займає 1 годину. Трудомісткість робіт при цьому складає 1 люд·год/м³, або 23% загальних трудових витрат.

Разом з тим, 43% загальних трудових витрат відносилось до монтажу опалубки, причому тривалість цієї операції майже в 3 рази перевищила час безпосереднього нагнітання фосфогіпсового розчину.

Застосування установки «Моноліт-2» дає можливість виконувати роботи з охорони виробок в одну зміну практично при будь-яких швидкостях посування очисного вибою. Таким чином, досвід спорудження відлитих твердіючих смуг дозволяють визначити їх переваги і недоліки. Областю використання смуг із твердіючих матеріалів є умови, при яких покрівля і підшва вугільного пласта складені міцними стійкими породами. Високий рівень механізації робіт при спорудженні жорсткої смуги, невелика трудомісткість процесу передбачає перспективність цієї технології. Однак поряд з недоліками (складність доставки матеріалів, недосконалість конструкції опалубки) технологія спорудження жорстких смуг має значні переваги перед традиційними засобами охорони підготовчих виробок (дерев'яними огорожами, бутовими смугами тощо).

6.4 Охорона підготовчих виробок міцними опорами (блоками високої міцності)

Як опори використовують залізобетонні блоки, які складають у вигляді окремих тумб, їх споруджують за лавою в 1,3-1,5 м від брівки підготовчої виробки (рис. 6.7).

Опори високої міцності можуть сприймати навантаження від ваги покрівлі до 1000 т на 1 м виробки (залежно від марки бетоноблоків), а їх обмежена піддатливість дає можливість зберегти безпосередню покрівлю над виробками від розламування і досягти безремонтного підтримання виробок у зоні впливу очисних робіт. Метод добре зарекомендував себе при вміщуючих породах з міцністю понад 40 МПа і виймальній потужності пластів 0,5-1,5 м. Область застосування цього методу розповсюджується на всі глибини пологих пластів.

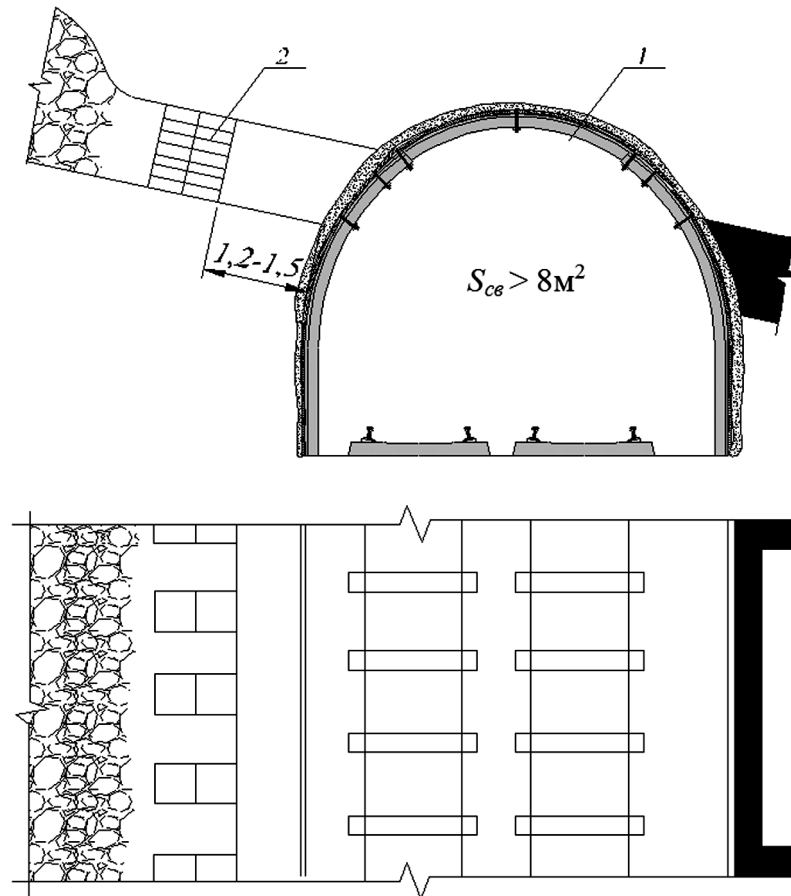


Рис. 6.7. Фрагмент типового паспорта охорони виробок тумбами із залізобетонних блоків

Перерозподіл напружень показано на рис. 6.8, де розглядається охорона штреку вугільним масивом з одного боку і породною смугою з іншого, або вугільним масивом і залізобетонними тумбами. Оскільки амплітуда опускання і довжина консолі безпосередньої покрівлі l_k досить велика, відбувається її руйнування в масиві і розколювання на частини над штреком і породною смугою.

Відділені блоки тиснуть на кріплення штреку і деформують його, особливо сильно у тих штреках, де в процесі проходки підриваються породи покрівлі. Встановлено також, що майже всі відкатні штреки, що охороняються породною смугою, при суцільній системі розробки вимагають перекріплення після проходження лави.

Охорона підготовчих виробок тумбами із залізобетонних блоків замість бутової смуги дозволяє зменшити консоль і амплітуду опускання безпосередньої покрівлі ($l'_k \leq l_k$; $\Delta h_2 < \Delta h_1$) (рис. 6.8), які, стискаючись під вагою порід покрівлі, надають обмежену піддатливість тумбам (рис. 6.9). Навантаження на тумби збільшуються при зростанні площі відслонення основної покрівлі, досягаючи максимуму в момент її посадки. Після цього вони знижуються і на відстані 70-130 м за лавою стабілізуються.

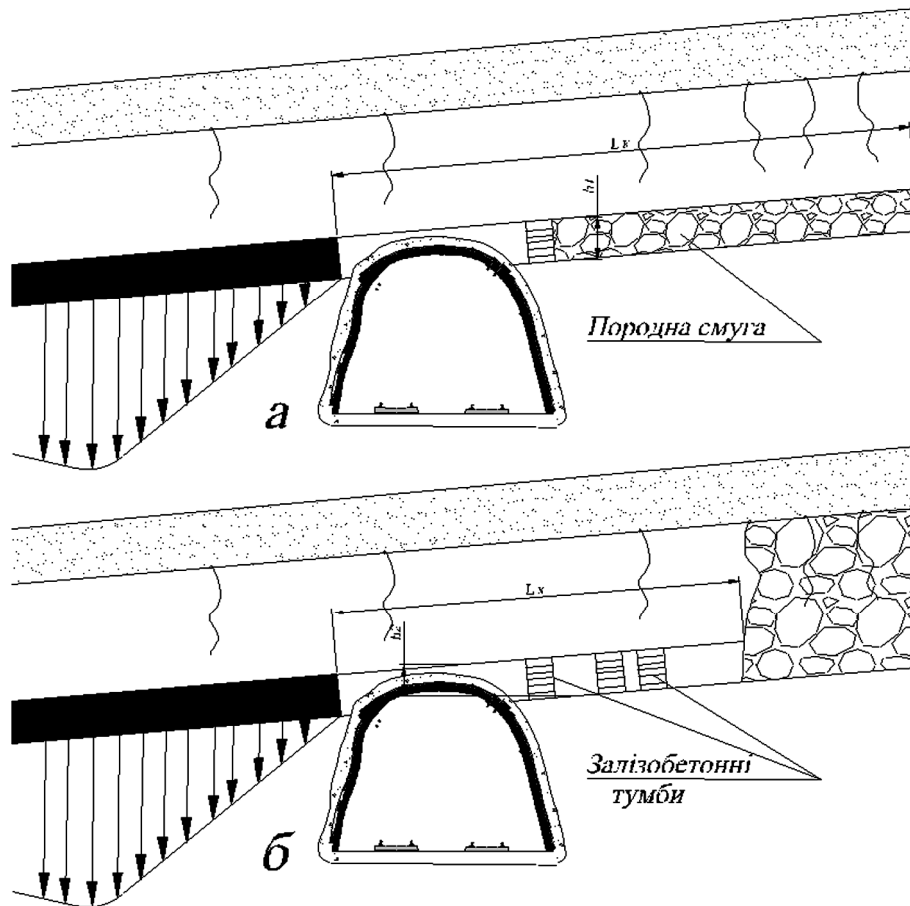


Рис.6.8. Схема перерозподілу напружень в гірському масиві при охороні підготовчих виробок: а – породною буювою смугою; б – тумбами із залізобетонних блоків

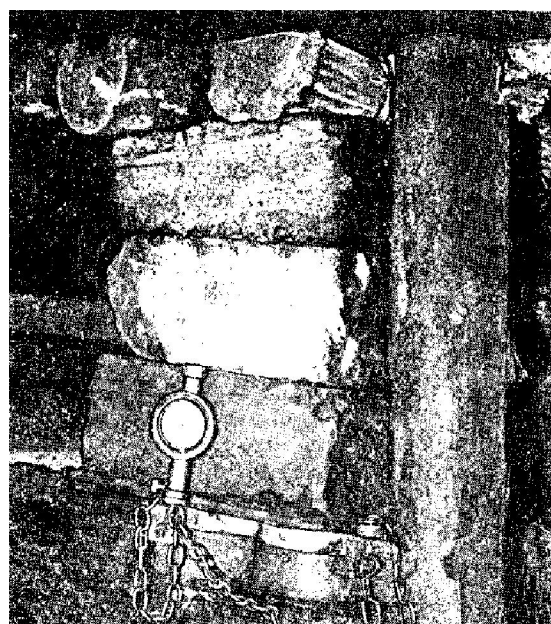


Рис.6.9. Установлення тумб на бермі за лавою

Важливою умовою нормальної роботи тумб є однакова товщина дерев'яних прокладок на всій опорній площині тумбового ряду. У цьому випадку навантаження від покрівлі більш рівномірно передаються на всі тумби, забезпечуючи їх охорону від перевантажень.

Опори високої міцності, змонтовані «на жорстко», тобто без дерев'яних прокладок чи при недостатній їх товщині, сприймають більші навантаження від опорного тиску і частіше руйнуються.

Підймання блоків і укладання їх на бровку штреку виконують звичайно маневровою лебідкою. Блоки споруджують з однорядними, півторарядними і дворядними суцільними смугами або врозгін в один чи два ряди.

Необхідну кількість тумб на 1 м довжини виробки визначають за формулою

$$n = \frac{1,5Q}{Q_6 S}, \quad (6.4)$$

де Q – розрахункове навантаження на тумбу, залежить від потужності пласта і властивостей порід покрівлі до обвалення і складає від 4000 до 10000 кН;

Q_6 – нормативна міцність матеріалу блоку, кПа;

S – площа тумби, м².

Несуча здатність тумби визначається за формулою

$$N_T = \frac{\sigma_{ст.б} \cdot k_c \cdot k_k \cdot k_b}{Z}, \quad (6.5)$$

де $\sigma_{ст.б}$ – межа міцності залізобетонних блоків на стиск, дорівнює 400, 600 і 800 т при марках бетону відповідно М-200, М-300 і М-400;

k_c – коефіцієнт стійкості тумби, що дорівнює 0,95; 0,90; 0,85; 0,80 і 0,75 при потужності вийманого пласта, що, відповідно 1,1; 1,2; 1,3; 1,4 і 1,5 м;

k_k – коефіцієнт укладання тумби, що враховує зниження її несучої здатності при укладанні залізобетонних блоків і тумби, що дорівнює 0,75 при укладанні блоків з дерев'яними прокладками і 0,5-0,65 при укладанні блоків без дерев'яних прокладок;

k_b – коефіцієнт витриманості блоків, який враховує фактичну межу міцності блоку залежно від часу виготовлення блоків, дорівнює 0,75-1,0;

Z – запас міцності тумби, дорівнює 1,3-1,5.

На шахтах також застосовується метод охорони підготовчих виробок залізобетонними тумбами, замкненими у чотирикутні дерев'яні костри, що мають підвищену несучу здатність, з великою площею контакту з боковими породами (рис. 6.10). Цей метод передбачає охорону виробок з одного боку дерев'яними кострами, в центрі яких розміщені залізобетонні тумби, з другого – вугільним масивом.

Залізобетонна тумба, що знаходиться в чотирикутному дерев'яному кострі, підвищує несучу здатність в 2,5 рази.

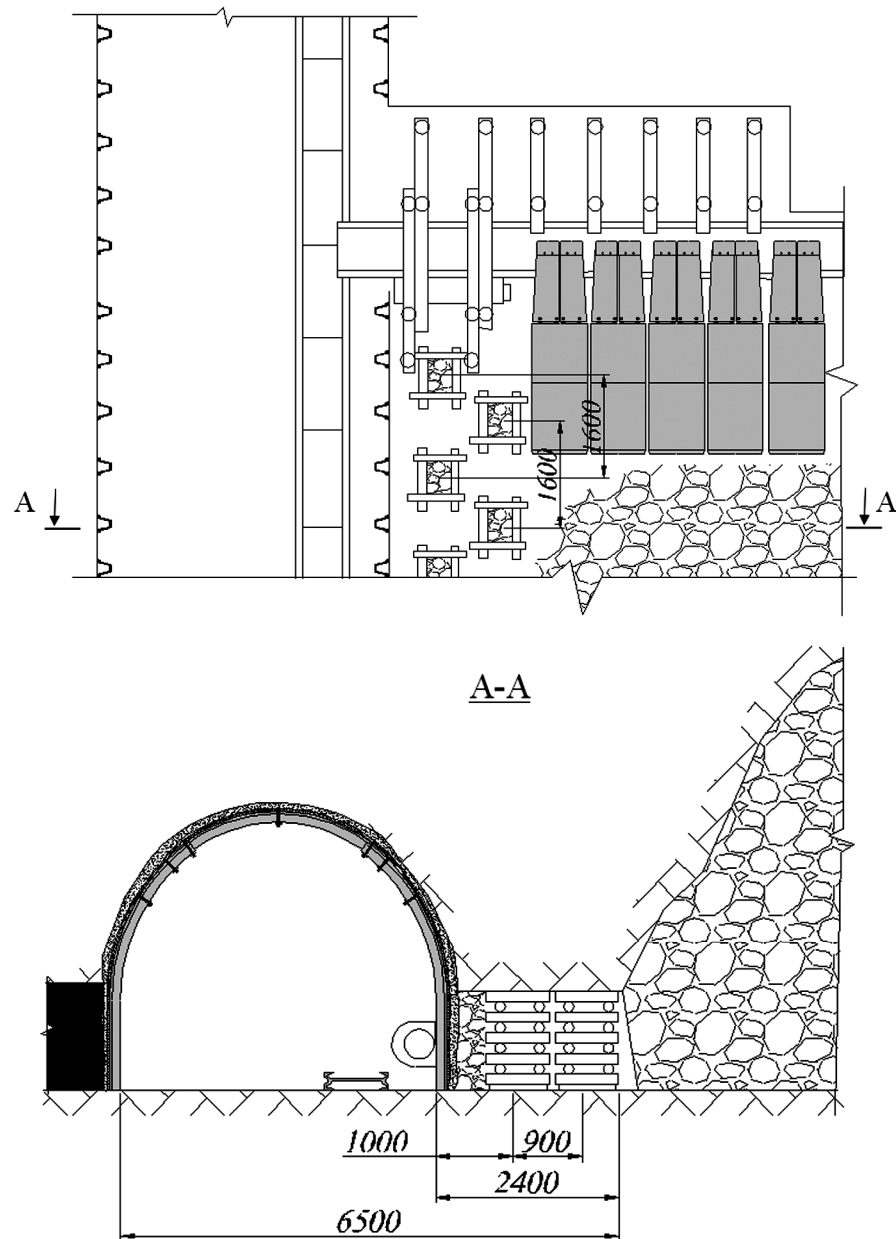


Рис. 6.10. Схема спряження лави зі штреком при його охороні залізобетонними тумбами в кострах і вугільним масивом

Залежно від гірничо-геологічних умов і терміну експлуатації виробки, що охороняється, встановлюють один чи два ряди залізобетонних тумб. В останньому випадку перший ряд розміщують на відстані 1,0-1,3 м від краю виробки, другий – на відстані 1,0-1,2 м від першого (рис. 6.10). Відстань між сусідніми тумбами в кожному ряду однакова (1-2 м). При однорядному розташуванні тумби ставлять через 0,7-1,2 м на відстані 1,0-1,5 м від краю виробки. Між верхнім блоком і покрівлею залишають повітряний зазор, який по всій площині тумби закладають дерев'яними брусами щільно до покрівлі. Залежно від потужності пласта, фізико-механічних властивостей порід величина зазору повинна складати 80-150 мм.

Навколо кожної викладеної і заклиненої тумби викладається чотирикутний дерев'яний костер зі стояків, що мають по одному поздовжньому зрізу шириною 0,7 діаметра стояка (для збільшення площі контакту з підшвою пласта). Спорудження тумб і кострів відбувається одразу ж за посуванням очисного вибою. Метод охорони підготовчих виробок залізобетонними тумбами в кострах є повністю надійним і ефективним в складних гірничо-геологічних умовах. Осідання безпосередньої покрівлі над підготовчими виробками зменшується в 3-5 разів у порівнянні з осіданням на бутову породну смугу. Покращився стан безпосередньої покрівлі, припинились її розломи. Вартість охорони підготовчих виробок із застосуванням тумб нижче витрат на охорону штреків породною смугою і вугільними ціликами.

6.5 Охорона підготовчих виробок елементами змінної жорсткості з цементно-бутових конструкцій і вугільних смуг

Підвищення стійкості підготовчих виробок і скорочення обсягу їх проведення на 1000 т видобутку відбувається шляхом утримання низки виймальних штреків з метою їх повторного використання для відпрацювання суміжних виймальних стовпів.

Особливістю експлуатації підготовчих виробок, що підтримуються за лавою, є великі осідання порід покрівлі. Для забезпечення сприятливих умов підтримання таких виробок доцільно розробити паспорт охорони, який передбачає раціональний спосіб підтримання за вибоєм лави з урахуванням гірничо-геологічних чинників.

Виходячи з цих позицій, нами запропоновано принципово новий метод (спосіб) охорони для повторного використання підготовчих виробок у зоні склепіння природної рівноваги елементами змінної жорсткості з цементно-бутових конструкцій і вугільних смуг [32].

Сутність цього методу наступна (рис. 6.11). У міру посування очисного вибою (на рис. 6.11 не показано) й утворення за ним виробленого простору 18, слідом за пересуванням механізованого кріплення подається порода із сусіднього прохідницького вибою (або від підривання підшви цього ж штреку) для формування бутової комбінованої трисмугової бутової опори 14,15,17. Потім по перфорованій трубі (на рис. не показана), яка знаходиться в завалі приблизно в середній частині бутової смуги нагнітається ін'єкційний розчин із суміші, що швидко твердіє, і на відстані ϵ від штреку 8 будують жорстку ін'єкційну смугу 15 шириною δ . Між брівкою штреку 8 і жорсткою смугою залишають бутову піддатливу стрічкову смугу 14 з породи шириною ϵ . Таку ж піддатливу стрічкову смугу 17 улаштовують і з боку виробленого простору шириною a . На протилежній стороні виробки 8 у вугільному масиві також створюють піддатливу стрічкову смугу 7. Для цього з борту штреку 8 у масив вугілля бурять шпури і підривають камуфлетні заряди вибухових речовин.

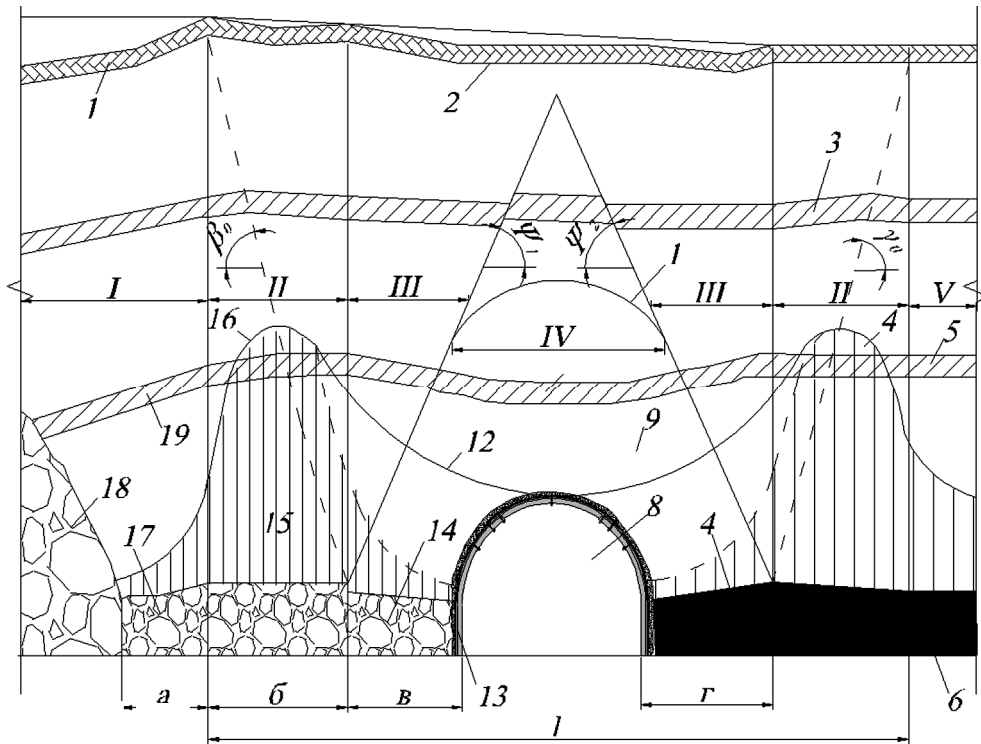


Рис. 6.11. Схема охорони підготовчої виробки елементами змінної жорсткості з цементно-бутових конструкцій і вугільних смуг: 1 – просідаюча поверхня землі над виробленим простором лави; 2 – поверхня землі, що розміщується над зоною склепіння природної рівноваги; 3 – непорушений верхній прошарок породи в недоторканому масиві; 4 – епюра опорного тиску над міцним масивом вугілля; 5 – непорушений нижній прошарок породи в недоторканому масиві; 6 – непорушений міцний масив вугільного пласта; 7 – відшарований піддатливий стрічковий цілик вугілля; 8 – підтримувана виробка для повторного використання; 9 – розвантажений масив гірських порід під склепінням природної рівноваги; 10 – контур склепіння природної рівноваги; 11 – плавний прогин прошарку породи без розриву суцільності у зоні склепіння природної рівноваги; 12 – сумарний опорний тиск над виробкою; 13 – подовжена ніжка арочного кріплення; 14 – приштрекова піддатлива бутова смуга; 15 – жорстка ін'єкційна смуга в забутівці; 16 – епюра опорного тиску над жорсткою ін'єкційною смугою; 17 – бутова піддатлива смуга з боку виробленого простору; 18 – обвалені породи у виробленому просторі; 19 – прогин товщі порід із розкритом суцільності порід над виробленим простором; а – ширина піддатливої бутової смуги на межі з виробленим простором; б – ширина жорсткої ін'єкційної смуги; в – ширина приштрекової піддатливої бутової смуги; г – ширина піддатливого стрічкового вугільного цілика; І – зона шкідливого впливу опорних тисків на підшуву виробки; І – зона повних зсувів і поступового ущільнення осілих порід; ІІ – зона стиснення порід – впливу тимчасового опорного тиску; ІІІ – зона спільного впливу вигину порід і тимчасового опорного тиску; ІV – зона знижених напружень; V – зона гірського тиску в недоторканому масиві; β_0 , γ_0 – кути зсуву порід навхрест простягання, відповідно, з боку падіння та підняття від межі жорстких опор; ψ_1 , ψ_2 – кути, що обмежують повні зсуви порід

Тріщина, що утворилася на відстані z від штреку 8, відділяє вугільний цілик 7 від вугільного масиву 6. Від цієї тріщини в глибині вугільного масиву утворюється жорстка вугільна опора 6.

Створення жорстких опор високої міцності 15 і 6, що розташовуються на деякому віддаленні від виробки 8, сприяють утворенню максимуму опорних тисків 16, 4 над ними від дії ваги товщі порід, що залягає вище, і знаходяться в зонах I, II, III. Цьому також сприяє й створення двох піддатливих опор 7, 14, розташованих ближче до виробки 8, що охороняється. Над піддатливими опорами 7, 14 опорний тиск 4, 16 різко зменшується (пунктирні лінії) за рахунок зависання товщі порід над штреком.

Метод охорони підготовчих виробок елементами змінної жорсткості створює сприятливі умови, які забезпечують зниження концентрацій напружень навколо виробки. Піддатливі смуги 7, 14 відсувають опорний тиск 4, 16 від виробки 8, а жорсткі опори 6, 15 приймають навантаження на себе. Ці опори утримують завислий породний масив 11, 19 (консоль породну), що утворився під впливом очисних робіт і виробленого простору 18. Жорсткі 6, 15 і піддатливі 7, 14 опори формують у завислій над виробкою 8 товщі порід 11 понижені концентрації напружень, які показані у вигляді епюри сумарного опорного тиску 12, і сприяють утворенню склепіння природної рівноваги 10. Під склепінням 10 знаходиться частина завислої на жорстких опорах 6, 15 і природно розвантаженої від гірського тиску породи 9, тиск якої на кріплення виробки 8, що охороняються, поширюється незначно. Всі прошарки породи (наприклад, прошарок 11) під склепінням прогинаються без розриву суцільності. Виникаючий при цьому незначний гірський тиск нейтралізується піддатливістю аروحного кріплення виробки 8 і піддатливими смугами 7, 14.

Таким чином, під час роботи нової (суміжної) лави у вугільному пласті 6 виробка 8 буде знаходитись у стійкому і безремонтному стані в процесі відпрацювання нового виймального стовпа.

Прошарки породи, що залягають вище (наприклад, прошарок 3), над жорстким вугільним масивом 6 практично не зазнають ніяких змін на всьому терміні роботи суміжної лави. У той же час товща порід, що знаходиться над склепінням природної рівноваги, деформується незначно: осідання поверхні 2 мінімальні і не порівнюються з осіданнями поверхні 1 і прошарків породи (наприклад, 19) над виробленим простором 18.

Для запобігання підняття (випинання, здимання) нестійких хитливих порід підосви, яке може виникнути на ширині l (у зоні шкідливого впливу опорних тисків 16, 4), доцільно встановлювати відоме аручне кріплення у виробці 8 із подовженою ніжкою 13. Ці ніжки сприяють запобіганню горизонтальних переміщень порід підосви, що виникають від підвищеного гірського тиску жорстких опор 15, 6 та охороняють у випадку здимання підосви у виробці 8.

Вся область порід, порушених впливом очисного виймання й утворенням виробленого простору 18 при охороні виробки 8 під склепінням природної рівноваги 10 і комбінованими опорами 6, 7, 14, 15 поділяється на характерні зони I-V, кожній із яких властиві певні види деформування порід,

що із деякими допущеннями можна розглядати як єдину робочу схему.

Зона *I* обвалення або інтенсивного руйнування порід покрівлі пласта знаходиться безпосередньо над очисною виробкою. Незв’язане зрушення в ній окремих блоків і кусків породи періодично повторюється у міру посування очисного вибою і призводить до значних осідань поверхні *I*.

Зони *II* опорних тисків у покрівлі пласта є зонами стиску порід від плавних (спільних) прогинів прошарків у сусідніх зонах *I* і *III* без помітного розриву суцільності та без зсувів між ними.

Зони *III* (трикутної форми) мають незначний прогин порід покрівлі, створюють підвищене навантаження на жорсткі опори *б*, *15*, збільшуючи при цьому опорний тиск *4*, *16*.

Зона *IV* розташовується під склепінням природної рівноваги. У міру посування очисного вибою і з часом прошарки порід (наприклад, *11*) у цій зоні незначно осідають, не втрачаючи зв’язок із сусіднім масивом, який розташований на жорстких опорах *б*, *15*. У результаті склепистого осідання порід гірський тиск на кріплення виробки *8* незначний.

У зоні *V* гірський тиск не змінюється від впливу очисних робіт і прошарки порід (наприклад *3,5*) не зміщуються.

В конкретних гірничо-геологічних умовах розробки висоту ущільнювального ядра склепіння природної рівноваги *10* можна визначити, знаючи кути, що обмежують повні зсуви товщі порід за падінням ψ_1 , підняттям ψ_2 , а також крок посадки основної покрівлі. При положому заляганні пластів кути зрушень не залежать від кута падіння пластів, мають приблизно постійне значення 65-70°.

Кути зсувів гірських порід β_0 і γ_0 дозволяють визначити межі деформації гірських порід також залежно від конкретних гірничо-геологічних умов.

Опори високої жорсткості можуть сприймати навантаження від ваги порід покрівлі до 700-1100 кН на 1 м виробки, що дає можливість зберігати безпосередню покрівлю над виробками від розламування і досягати стійкого підтримання виробок в зоні впливу очисних робіт.

Даний метод охорони добре працює за наявності вміщуючих порід середньої стійкості та стійких ($\sigma_{ст} > 400$ кН/см²).

Якщо безпосередня покрівля складена із слабких нестійких аргілітів з $\sigma_{ст} = 200-260$ кН/см², то необхідно збільшити ширину жорстких смуг, що можна досягти підвищеним об’ємом нагнітання швидкотвердіючого розчину. Це дозволяє успішно застосовувати даний метод охорони при породах безпосередньої покрівлі з низькими міцнісними характеристиками.

Вертикальне спорудження подовжених ніжок арочного кріплення або анкерів під кутом 25-75° до горизонту під піддатливі смуги *7*, *14* знижує випинання підшви виробки, яка складена із потужних нестійких, пластичних і обводнених порід.

За загальноприйнятими уявленням, робота подовжених ніжок і анкерного кріплення у підшві виробок під тиском жорстких опор *б* і *15* як штампів характеризується наступними ознаками:

- † анкери і ніжки пронизують шари малостійких порід і протидіють тангенціальним напруженням, що виникають в цих породах;
- † породні шари у підшві виробки разом з анкерами і ніжками нейтралізують згинальний момент сил і, як єдина складова балка, має значно більшу граничну опірність на згин, відвертаючи зди曼ня нестійких порід підшви виробки.

Охорона підготовчих виробок з допомогою жорстких і піддатливих опор в зоні склепіння природної рівноваги рекомендується за таких гірничо-геологічних умов:

- ◇ виймальна потужність пластів 0,7-1,5 м;
- ◇ пласти положистого і похилого падіння;
- ◇ шахти негазові, всіх категорій по газу і надкатегорні;
- ◇ глибина розташування виробок до 1000 м;
- ◇ кріплення виробок піддатливе (дерев'яне, аркове або трапецеїдальне металеве). Жорстке кріплення (бетонне, залізобетонне, металеве) працює з жорсткими і піддатливими охоронними смугами погано.

Метод охорони виробок, розташованих в зоні склепіння природної рівноваги при системі розробки з поверховим, панельним чи погоризонтним способами підготовки шахтного поля і при зворотному чи комбінованому порядку відпрацювання виймальних стовпів, дозволяє підтримувати штреки при достатньо великих термінах існування їх, бо ці виробки при відпрацюванні виймального поля використовують повторно при роботі суміжної лави.

Комбінована система розробки дозволяє проведення одного із підготовчих штреків з деяким випередженням лави і розміщувати породу у виробленому просторі лави. Для підвищення стійкості цієї виробки з урахуванням наступного виймального поля відпрацювання суміжної лави необхідно улаштовувати піддатливі і жорсткі смуги.

Метод (спосіб) охорони повторно використовуваних підготовчих виробок елементами змінної жорсткості має такі переваги: при відпрацюванні пластів із застосуванням даного способу охорони виробок створюються сприятливі й однакові в межах усього шахтного поля геомеханічні умови ведення гірничих робіт, що характеризуються відсутністю небезпечних концентрацій напружень у породах навколо підготовчих виробок. Це дозволяє застосовувати найбільш прості технологічні схеми розробки пластів, забезпечити зниження небезпеки раптових викидів вугілля, породи і газу, ударонебезпечної та ендегенної пожежонебезпечності при суттєвому скороченні питомих обсягів проведення і підтримання виробок, а також експлуатаційних втрат вугілля.

З геомеханічної точки зору цей метод створює найбільш сприятливі умови для підтримання виробок у розвантаженому від гірського тиску масиву гірських порід.

За економічних і технічних чинників така схема охорони повторно використовуваних підготовчих виробок дозволяє не тільки істотно (в 1,5-2,0 рази) скоротити питомий обсяг і вартість проведення виробок, але й покращити провітрювання виймальних ділень завдяки можливості використання його прямопотоку і підсвіжіння (підсилення) вихідного струменя повітря, що особливо важливо при розробці газонесних пластів.

Спрощується планування гірничих виробок при підготовці шахтних і виймальних полів, оскільки створюється можливість безпосереднього примикання підготовчих виробок до очисного вибою і поліпшення, завдяки цьому, схем підземного транспорту і вентиляції.

Окрім цього, у зоні склепіння природної рівноваги знижується травматизм шахтарів в очисних і підготовчих вибоях, а також в місцях їх спряжень. Відпадає також необхідність видавати на поверхню породу від проведення виробок, знижується обсяг і вартість ремонтних робіт у порівнянні з іншими способами охорони.

6.6 Охорона підготовчих виробок елементами змінної жорсткості з дерев'яних конструкцій і вугільних смуг

Для розвантаження підготовчої виробки від впливу опорного тиску попереду лави і з боку масиву вугілля необхідно відсунути в глиб масиву жорстку опору у вигляді непорушеної кромки вугільного цілика. Для цього необхідно ослабити примикаючу до штреку смугу вугілля так, щоб ця смуга мала деяку піддатливість зі збереженням несучої здатності. Попереду лави на відстані, більшій довжині зони тимчасового опорного тиску (20-50 м) в обидві сторони штреку (в боках) бурять у масив вугілля пласта шпури діаметром 42 мм і довжиною 1,8-2,0 м і проводять торпедування пласта камуфлетним підриванням вибухових речовин (рис. 6.12).

Внаслідок розвантаження навколо виробки утворюється склепіння природної рівноваги, гірський тиск над штреком знижується, залишаючись стабільним в середині склепіння.

Опірність аранжованого кріплення підсилюється стояками під прогини, які встановлюються в штреку попереду лави також на відстані, більшій від довжини тимчасового опорного тиску (20-50 м) і за лавою на віддаленні 30-40 м підтримуваної виробки.

За лавою штрек охороняється опорними елементами змінної жорсткості у вигляді кострів і дерев'яних органних рядів. Біля штреку викладається одна смуга, яка складена із дерев'яних (піддатливих) кострів з розривом 0,5-1,0 м. Подалі від штреку встановлюється дворядне органне кріплення, потім друга смуга із накатних (жорстких) кострів, що викладаються суцільно, і дворядне органне кріплення. Охоронна смуга біля штреку більш піддатлива, а друга – більш жорстка. Жорсткість опорних елементів досягається за рахунок щільності викладання кострів і встановлення органних рядів.

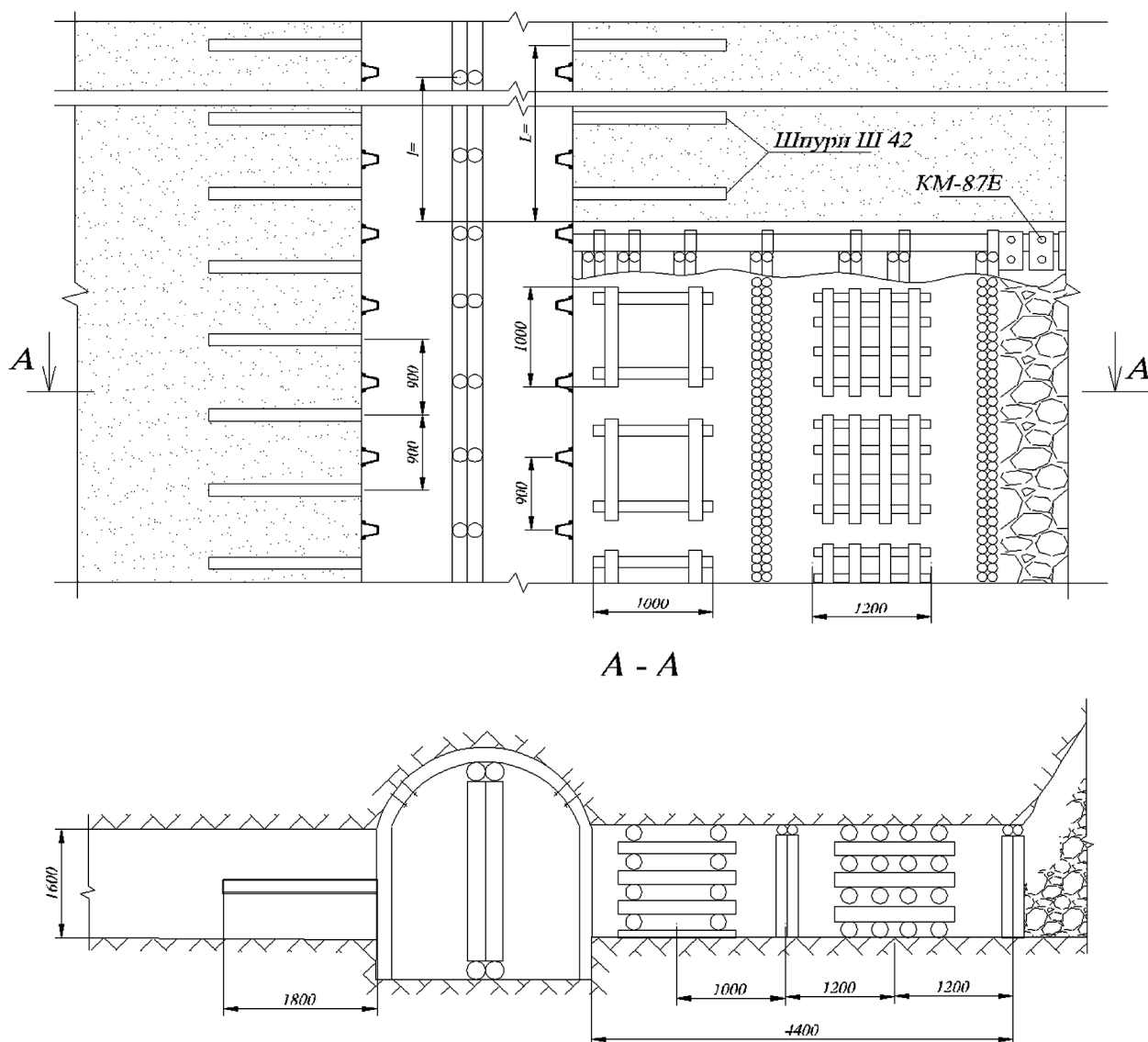


Рис. 6.12. Паспорт охорони підготовчих виробок елементами змінної жорсткості з дерев'яних конструкцій і вугільних смуг

Смуга з накатних кострів і двох рядів дворядного органного кріплення підтримує породну консоль і виконує функцію жорсткої (різальної) опори, вздовж якої відбувається обламування безпосередньої й основної покрівель у виробленому просторі. Щоб зменшити величину і швидкість зростання навантажень на органні ряди, їх пробивають під дерев'яні прогони товщиною 0,2 м і довжиною 4,0 м.

Таким чином, виробка охороняється з двох боків елементами змінної жорсткості, при цьому жорсткість збільшується від виробки в гліб масиву за рахунок руйнування кромки цілика, в гліб виробленого простору – за рахунок кріплення (кострів і органних рядів). Внаслідок цього вплив опорного тиску на виробку знижується і кріплення зберігається краще.

Метод охорони виробок елементами змінної жорсткості із дерев'яних конструкцій був запроваджений на 6-му східному конвеєрному штреку шахти №9 «Нововолинська». Розвиток деформацій порід наведено на рис. 6.13.

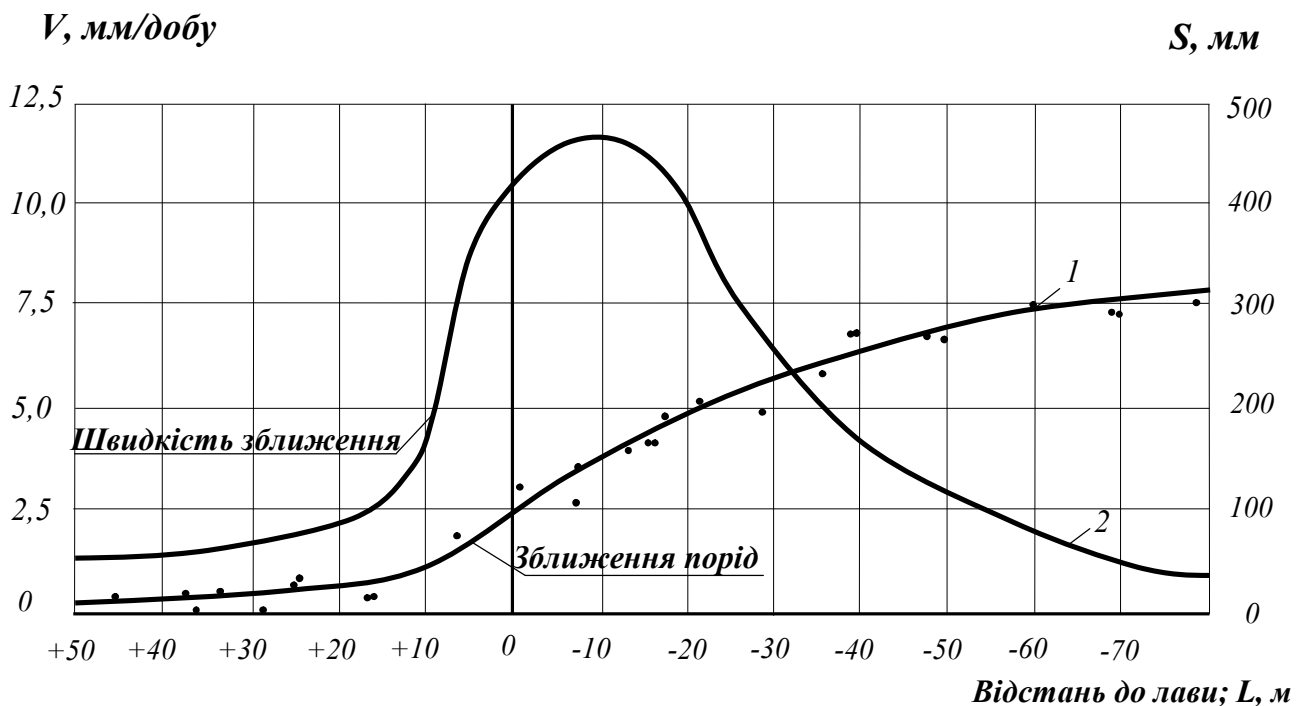


Рис. 6.13. Графік залежності величин і швидкості зближення порід покрівлі і підосви від відстані замірної станції до лави: 1 – зсуви порід покрівлі і підосви S ; 2 – швидкість зсувів V .

Як бачимо із рис. 6.13, інтенсивне осідання порід покрівлі спостерігалось на ділянці в 10 м поперед і до 10 м позад лави. При проведенні очисних робіт у створі замірних станцій інтенсивні зсуви порід склали 10,8 мм/добу і досягли 11,5 мм/добу при віддаленні лави на 10 м від замірних станцій. З відстані 12-15 м за лавою інтенсивність зсувів порід почала різко зменшуватись. Загальна величина зближень порід покрівлі і підосви на відстані 80 м за лавою складає 310 мм.

Результати промислових випробувань показали, що охорона підготовчих виробок елементами змінної жорсткості ефективніша, ніж методи охорони вугільними ціликами, дво-трирядними кострами чи бутовими смугами. Вищенаведена схема охорони повторно використовуваних виробок роботоздатна в умовах підтримання на межі масив – вироблений простір і забезпечує задовільний стан штреку протягом всього терміну служби.

Аналіз результатів натурних замірів дозволяє підкреслити низку особливостей проявів гірського тиску.

За наявності в покрівлі легкообвалюваних порід обвалення (обрізування) їх відбувається по останньому ряду органного кріплення. Контур виробки, що підтримується, переміщується (нахиляється) у бік виробленого простору приблизно на 20 см. Такий перекус свідчить про те, що завислі над крайовою частиною масиву шари породи покрівлі зсуваються в горизонтальному напрямку в бік виробленого простору. Ці зсуви припинились в 80-90 м за лавою.

Проведення камуфлетного підривання в масиві вугілля створює піддатливу смугу на ділянці шириною 1,8 м, внаслідок чого максимум опорного тиску зміщується в глиб масиву. З боку виробленого простору жорстка охоронна смуга з накатних кострів і органного кріплення підтримує породну консоль, не даючи їй опускатися і розшаровуватися. Підготовка виробка, знаходячись між піддатливими смугами, створених ослабленням вугільного цілика і викладанням піддатливого ряду кострів, знаходиться під породною консоллю невеликої довжини, і вона помітно розвантажена від гірського тиску.

При охороні виробки дерев'яними елементами змінної жорсткості і вугільними смугами інтенсивність зміщень вміщуючих порід відбувається в зоні, яка прилягає до очисного вибою (на ділянці $\pm 25-40$ м поперед і позаду лави), досягаючи 11,5 мм/добу і затухають через 30-40 днів. Частка зсувів на цій ділянці досягає 65-80% від всіх зміщень порід. Враховуючи, що значні зсуви вміщуючих порід відбуваються поблизу очисного вибою і згасають з віддаленням лави, то в місцях інтенсивного зсування гірських порід покрівлі (в 10-15 м попереду лави і в 40-80 м за лавою) необхідне тимчасове підсилення кріплення виробки, наприклад, встановленням по осі виробки додаткових дерев'яних або гідравлічних стояків (рис. 6.14). Дерев'яні стояки діаметром 20 см встановлюють під кожен раму арочного кріплення на дерев'яні бруски (під прогони в покрівлі і на лежані по підшві) розміром 400×20×20 см. Такий метод дозволяє встановити відносно більший початковий опір кріплення виробки, а потім піддатливість до 400 мм (за рахунок зім'яття прогонів і лежанів), яка достатня для компенсації зміщень порід покрівлі-підшви в даній зоні.

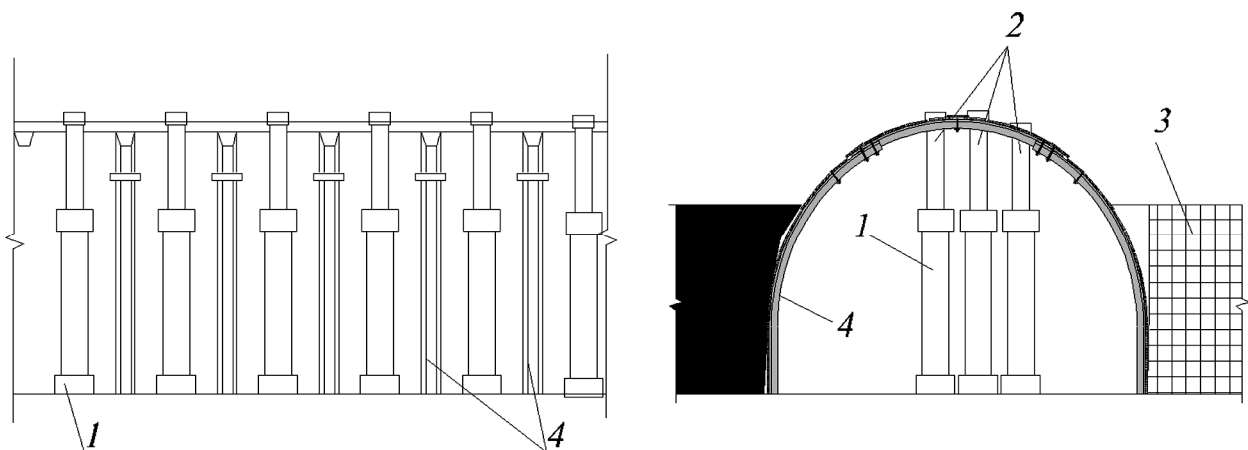


Рис. 6.14. Схема установлення підсилювального кріплення на ділянках з різною опірністю кріплення: 1 – гідравлічні стояки; 2 – опори; 3 – стінка із бетонних блоків; 4 – арочне кріплення

Замість дерев'яних стояків можна застосовувати тимчасове підсилювальне кріплення з гідравлічних стояків. Стояки установлювали між

рамами кріплення під опори. Між двома рамами ставили по одному, два і три стояки опірністю 250 кН (рис. 6.14). Тимчасове підсилювальне кріплення закріплювали попереду лави довжиною 20-40 м і за нею на відстані до 80-100 м.

Таким чином, ефективність застосування тимчасового підсилювального кріплення в зонах тимчасового опорного тиску як способу зменшення зсувів порід покрівлі і підосви в більшому ступені залежить від довжини закріпленої ділянки попереду очисного вибою. Чим більша ця відстань (коли ще немає впливу тимчасового опорного тиску лави), тим більший ефект від використання тимчасового підсилювального кріплення, бо наразі, породи тут ще не почали деформуватись.

Дослідно-промислові шахтні випробування з охорони підготовчих виробок елементами змінної жорсткості показали наступні результати:

- у прилеглих до виробки породах безпосередньої покрівлі утворюється зона, розвантажена від гірського тиску, що дозволило зменшити в 2-4 рази зсуви порід покрівлі і підосви;
- інтенсивні деформування порід покрівлі відбуваються на ділянці, яка розташована біля вибою лави ($\pm 30-60$ м). Осідання порід покрівлі склали 302 мм і не спричинили суттєвого впливу на стійкість підтримуваної виробки;
- розшарування порід покрівлі навколо виробки розповсюджується на висоту, що дорівнює дво-, трикратній потужності пласта від покрівлі виробки і 2 рази менша, ніж при охороні виробок вугільними ціликами;
- жорстка охоронна смуга створює сприятливі умови для обвалення покрівлі, утримує породну консоль над виробкою і запобігає розшаруванню порід над нею;
- установлення тимчасового підсилювального кріплення в штреку (дерев'яні чи металеві стояки) в зоні інтенсивного опорного тиску зменшує осідання і розшарування покрівлі над виробкою.

Аналіз показує, що метод охорони підготовчих виробок елементами змінної жорсткості може застосовуватись в широкому діапазоні геологічних і гірничо-геологічних умов і має такі переваги. Використовується несуча здатність вміщуючих порід, які після розвантаження від напруження навколо виробки витримують остаточні значні навантаження в масиві. Навколо виробки утворюється склепіння природної рівноваги, гірський тиск знижується за рахунок переміщення опорного тиску в глиб масиву, а в середині склепіння він залишається стабільним. Технологія робіт з охорони виробки відзначається простотою, незначною трудомісткістю і невеликими витратами матеріалів. Зменшення ширини охоронної смуги до 4,4 м (у порівнянні з існуючими 8-12 м) дозволяє скоротити завислу консоль порід, зменшити тиск на контур виробки і зберегти виробку в роботоздатному стані для повторного використання.

Схема охорони виробки елементами змінної жорсткості може застосовуватись в широкому діапазоні умов розробки положистих вугільних пластів, окрім умов з важкообвалюваними покрівлями.

Контрольні запитання до розділу 6 “Методи розвантаження гірського масиву позаду очисного вибою”:

1. Чому позаду очисного вибою відбуваються великі зміщення приконтурних порід у підготовчих виробках, що використовуються повторно.
2. Для чого використовують методи охорони гірничих виробок?
3. Розкажіть про сутність охорони виймальної виробки відлітою смугою із твердіючих матеріалів.
4. Розкажіть особливості охорони виробок елементами змінної жорсткості.
5. Навіщо потрібно встановлювати підсилююче кріплення при охороні підготовчих виробок на дільницях різної опірності.

РОЗДІЛ 7 “АНКЕРНЕ КРІПЛЕННЯ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК”

7.1 Технологічні схеми анкерування масиву порід

Анкерне кріплення, яке є прогресивним і економічно вигідним для закріплення підземних споруд, застосовується у широкому діапазоні гірничотехнічних умов. Воно відноситься до кріплення безпідпільного типу і у порівнянні зі звичайними підпільними конструкціями має такі переваги:

- дозволяє зменшити переріз гірничої виробки на 15-25% та її аеродинамічну опірність (у порівнянні з рамним кріпленням);
- вимагає менших витрат кріпильних матеріалів і витрат на їх доставку;
- підвищує безпеку гірничих робіт, оскільки краще будь-якого другого кріплення протистоїть підіривним роботам і його можна встановлювати у вибої як тимчасове;
- має потенційні можливості для повної механізації процесу кріплення;

З точки зору умов використання і принципу взаємодії кріплення з масивом можна виділити три основні схеми анкерування (рис. 7.1).

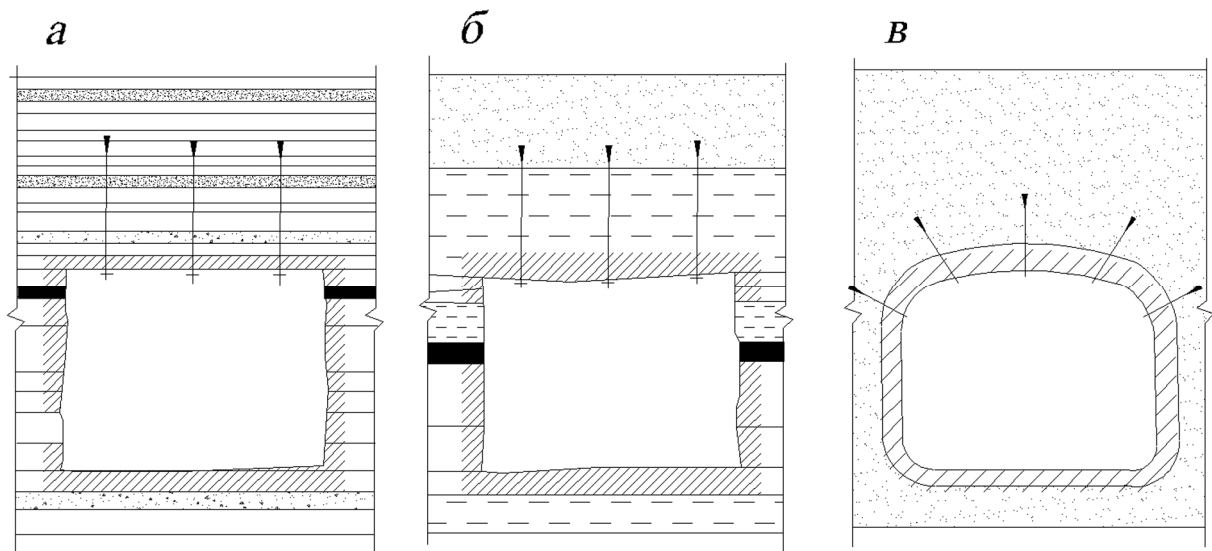


Рис. 7.1. Схеми анкерування: а – методом зшивання; б – методом підшивки; в – для запобігання вивалів порід

Перша схема (метод «зшивання»), найбільш розповсюджена, полягає в наступному (рис. 7.1, а). Шаруваті породи, закріплені анкерами, працюють до появи тріщин як єдина балка, опірність згину якої вища, ніж сумарна опірність окремих нескріплених шарів. Після появи тріщин анкери сприяють утворенню породних блоків великої висоти, які заклинюються між собою і не обвалюються у виробку.

При другій схемі (метод «підшивки») (рис. 7.1, б) зруйновані породи у покрівлі виробки (слабкі породи безпосередньої покрівлі) підвішуються анкерами до непорушених порід за межами склепіння обвалення (до міцних порід основної покрівлі). При цьому анкери повинні витримувати вагу порід у склепінні обвалення чи всієї пачки порід безпосередньої покрівлі.

Третю схему анкерування застосовують в міцних тріщинуватих породах, коли кріплення виконує роль охоронної конструкції, яка оберігає виробку від окремих випадкових вивалів (рис. 7.1, в).

Анкерне кріплення використовують як постійну і тимчасову конструкції, самостійно та у з'єднанні з традиційними підпірним металевим і бетонним (в тому числі з набризкбетонним) кріпленнями. Іноді анкерний болт використовують для допоміжних цілей: до нього підвішують конвеєри, монорейкові дороги, різноманітні трубопроводи чи кабелі.

Вважають, що гранично можлива відносна деформація покрівлі гірничої виробки, що закріплена анкерами, не повинна перевищувати 2%. Зверху цієї величини покрівля звичайно обвалюється.

При осіданнях покрівлі виробок 50-100 мм і більше анкерне кріплення використовують у комбінації з підтримувальним кріпленням. Зміцнюючи масив гірських порід, що вміщують виробку, анкерне кріплення суттєво зменшує зміщення породного контуру, дозволяє полегшити і здешевити конструкцію основного підтримувального кріплення та підвищити надійність експлуатаційного стану підземної споруди. Так, у з'єднанні з рамним кріпленням анкерне дозволяє зменшити в 1,5-2 рази щільність зведення рам.

Вибір конструкції анкерного болта і способу його закріплення залежить від гірничотехнічних умов роботи анкерного кріплення.

При зшиванні розшарованих і підшиванні до масиву обвалених порід зони непружних деформацій ефект анкерування залежить від ступеня стягування породних шарів анкерами і спроможності останніх сприйняти розвиваючі зсуви. Ці осідання по довжині анкера різні: у замковій частині вони мінімальні, а при наближенні до контура виробки, за рахунок розпушування порід у процесі їх непружного деформування і руйнування, вони зростають і стають максимальними біля контура.

Анкерне кріплення знижує різницю зсувів між різними точками зони непружних деформацій, однак повністю усунути її не може. При розглянутій схемі процесу анкер, який жорстко закріплений на всій довжині, не забезпечує передачу зусилля натягу на всі шари порід, а в процесі роботи може бути розірваний і втратить несучу здатність. У цьому випадку доцільно застосувати анкери з точковим закріпленням, які здатні сприймати різні зсуви порід на всій довжині за рахунок проковзування замка у свердловині (металеві розпирні анкери) чи за рахунок спеціальної конструктивної піддатливості. Необхідну піддатливість системи «порода-анкерний болт» дозволяє забезпечити існуючі конструкції опорних плит і шайб.

Основними параметрами анкерного кріплення є довжина анкерів, щільність їх установлення та величина натягу. Експериментальним шляхом встановлено, що за різноманітних гірничо-геологічних умов виробок довжина

анкерів не перевищує 2-2,5 м, а натягу має бути в межах 30-40 кН. Щільність установлення анкерів визначається з умови $0,5-1,2 \text{ м}^2$ площі поверхні виробки на один анкер.

В гірничих виробках найбільше розповсюдження одержали клинощілинні та розпірні анкери. Клинощілинні анкери застосовуються в породах міцних і середньої міцності. Вони складені із стержня, на одному кінці якого є проріз під клин, а на другому – різьба під гайку.

Клинощільові анкери, як правило, не виймають, за винятком роз’ємних анкерів, у яких стержень відгвинчується і виймається, а замок залишається у шпурі. Широке розповсюдження клинощілинних анкерів обумовили простота конструкції і технологічність установлення. До недоліків їх можна віднести необхідність буріння шпурів строго встановленої довжини і діаметра.

Більш досконалими є анкери розпірного типу, які поділяються на розпірноклинові і розпірноконусні (рис. 7.2). До розпірноклинових відносяться анкери ЕС-1, ШК-1, АК-8 і АД-1; до розпірноконусних – анкери, що випускає, наприклад, американська фірма «Паттен».

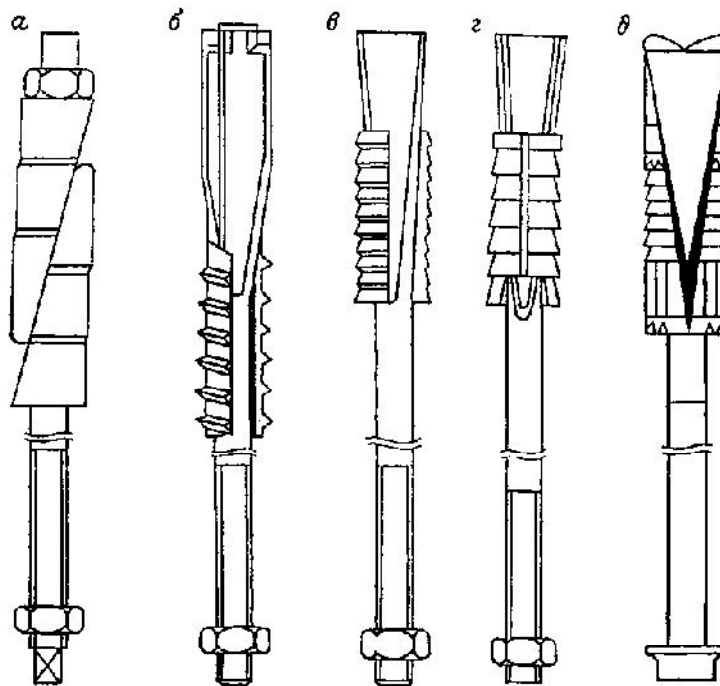


Рис. 7.2. Конструкція анкерів: а – АД-1; б – АК-8; в – ШК-1, г – ЕС-1; д – анкер фірми «Паттен» (США)

Анкери АК-8, ШК-1, ЕС-1 складені із стержня, на одному кінці якого є плоский клин, а на другому – різьба під натяжну гайку, і двох півгільз, які пов’язані між собою монтажною дровою скобою.

Анкер АД-1 має два взаємозамінні клини (до одного із них приварена гайка для нагвинчування на анкер) стержня і натяжної гайки. Один кінець анкера має квадратну головку, за яку можна утримувати стержень від

скручення при затягуванні анкера. За цю ж головку вигвинчують анкер із замка при його вийманні.

Анкер фірми «Паттен» (США) має розпірний конус, який встановлюється між двома напівгільзами і нагвинчується разом з ними на стержень. Обидві половини гільзи скріплюють постійний розпір замка між стінками шпуру. Анкери цього типу виймаються.

При встановленні анкерів передбачається натяг з силою 30-60 кН. В процесі зміщення масиву гірських порід у виробку навантаження на анкер збільшується до 80-120 кН, що є достатнім для забезпечення надійної роботи анкерного кріплення. При цьому в окремих випадках проковзування металевго замка анкера у шпурі досягає 90-150 мм.

Широко розповсюджені залізобетонні анкери, які з'єднані цементно-піщаним розчином і сталюю арматурою. Вони мають високу міцність закріплення, добре сприймають зсувні та розтягальні навантаження, прості у виготовленні й дешеві. Як арматура в цих анкерах частіше всього застосовується сталь періодичного профілю діаметром 16-24 мм, рідше канати. Як заповнювач – розчин у вигляді дрібнозернистої піщаної бетонної суміші, виготовленої на портландцементі марки 400-600. В умовах, коли необхідно включення в роботу анкерів одразу ж після їх установлення, використовують глиноземистий цемент. Такий розчин дозволяє одержати міцність закріплення анкера, достатню для сприйняття навантаження 65-80 кН через 5-6 годин.

Останніми роками починає застосування використання армополімерне анкерне кріплення. В цій конструкції бетон замінюється різними швидкотвердіючими смолами чи іншими хімічними складами. Такий анкер має штангу із арматурної сталі з кінцем, які роздвоюється у вигляді «ластівчиного хвоста», і ампули з швидкотвердіючим розчином, що виготовляють із піска і синтетичної смоли. У шпур вводять ампулу, а потім анкер, який обертаючись, занурюється в ампулу, перемішуючи її компоненти.

Анкери, які закріплюють по всій довжині шпуру, суттєво підвищують стійкість породного масиву. Такі анкери (залізобетонні чи полімерні) скріплюють між собою окремі зруйновані блоки породи. Обмежуючи свободу їх зміщення, анкери знижують можливість взаємного проковзування блоків і їх вивалів.

Передача зусиль від анкера на породну поверхню відбувається за допомогою спеціальних опорних плит. Площина опорної плити повинна бути перпендикулярною до осі анкера.

За наявності слабких, тріщинуватих порід анкери встановлюють з підхватами і затяжкою. Підхвати, як звичайно, застосовують металеві, а при терміні служби гірничої виробки до двох років можуть бути дерев'яними. Як затяжку з анкерами використовують металеву сітку, скловолокно, дерево й інший матеріал. Металеву сітку доцільно застосовувати разом з набризкбетонним покриттям.

Застосування анкерного кріплення самостійно у слабких глинистих, сипучих і пливунних породах, а також у зонах геологічних порушень, сильно перем'ятих чи обводнених породах не дозволяється.

Надійність роботи анкерного кріплення в деяких випадках залежить від якості його установлення, контролю за натягом анкерів у процесі експлуатації та стану породного контура. Анкери варто установлювати одразу ж за посуванням вибою виробки з мінімальним відставанням.

Контроль за натягом анкерів потрібен у процесі їх установлення та перед підризними роботами. Крім цього, періодично (один раз на 1,5-2 міс.) перевіряють стан анкерів і породного відслонення виробки.

Натяг анкерів під час установлення контролюється за допомогою динамометричних ключів.

Зведення анкерного кріплення містить процеси буріння шпурів, установлення штанги з замком і закріплення замка. В останньому випадку необхідно загвинтити гайку, прикладаючи до неї крутний момент, що дорівнює 250-300 кН·м.

Залежно від міцності порід шпури бурять ручними пневмо- чи електросвердлами (у породах міцністю не більше 30 МПа), а також колонковими електросвердлами чи бурильними молотками (у породах міцністю понад 30 МПа), що укріплюються на різних переносних колонках, самохідних катках і маніпуляторах прохідницьких машин. При цьому варто мати на увазі, що буріння свердловин під анкери в слабких породах виконують без промивання, бо змочування породи різко знижує несучу здатність анкерного кріплення. Тому бурові механізми повинні бути оснащені засобами сухого пиловловлювання.

7.2 Форми перерізу підготовчих виробок при застосуванні анкерного кріплення

Надійність і ефективність використання анкерного кріплення у підготовчих виробках значною мірою залежать від форми поперечного перерізу виробки, а у виробках, які проводять змішаним вибоєм, – також і від розташування підризнання бічних порід. Форму перерізу підготовчої виробки варто вибирати із розрахунку забезпечення високої стійкості виробки, найбільш повного використання всієї площі поперечного перерізу, максимуму експлуатаційних уподібнювань і найменших витрат на проведення і підтримання.

На рис. 7.3 наведені форми перерізів пластових і польових виробок. Аналіз накопиченого досвіду і результатів спостережень показав, що виробкам, на які впливає незначний бічний тиск, з кутом нахилу до горизонту, співпадаючому с кутом падіння пласта (розрізні і вентиляційні печі, скати, збійки, бремсберги, похили тощо), доцільно надавати прямокутну форму (рис. 7.3, а, б). За наявності бічного тиску, а також при значній висоті виробки їй рекомендується надавати форму правильної трапеції з більшою основою у покрівлі (рис. 7.3, в, г). Така форма перерізу виробки звичайно охороняє від сповзання і вивалів вугілля і породи у боках. У даному випадку виробки із змішаним вибоєм вигідно проходити з підризнанням підосви, оскільки при

цьому пласт вугілля займає в перерізі виробки значну частину площі (рис. 7.3, з). Наприклад, у бремсбергу (ухилі) перерізом $5,2 \text{ м}^2$ на пласті потужністю 1 м при підриванні підосви присічні породи займають $2,4 \text{ м}^2$ при підриванні покрівлі $2,9 \text{ м}^2$. У першому випадку вартість виймання гірничої маси буропідривних способом 1 м виробок на 100 грн дешевше, ніж у другому.

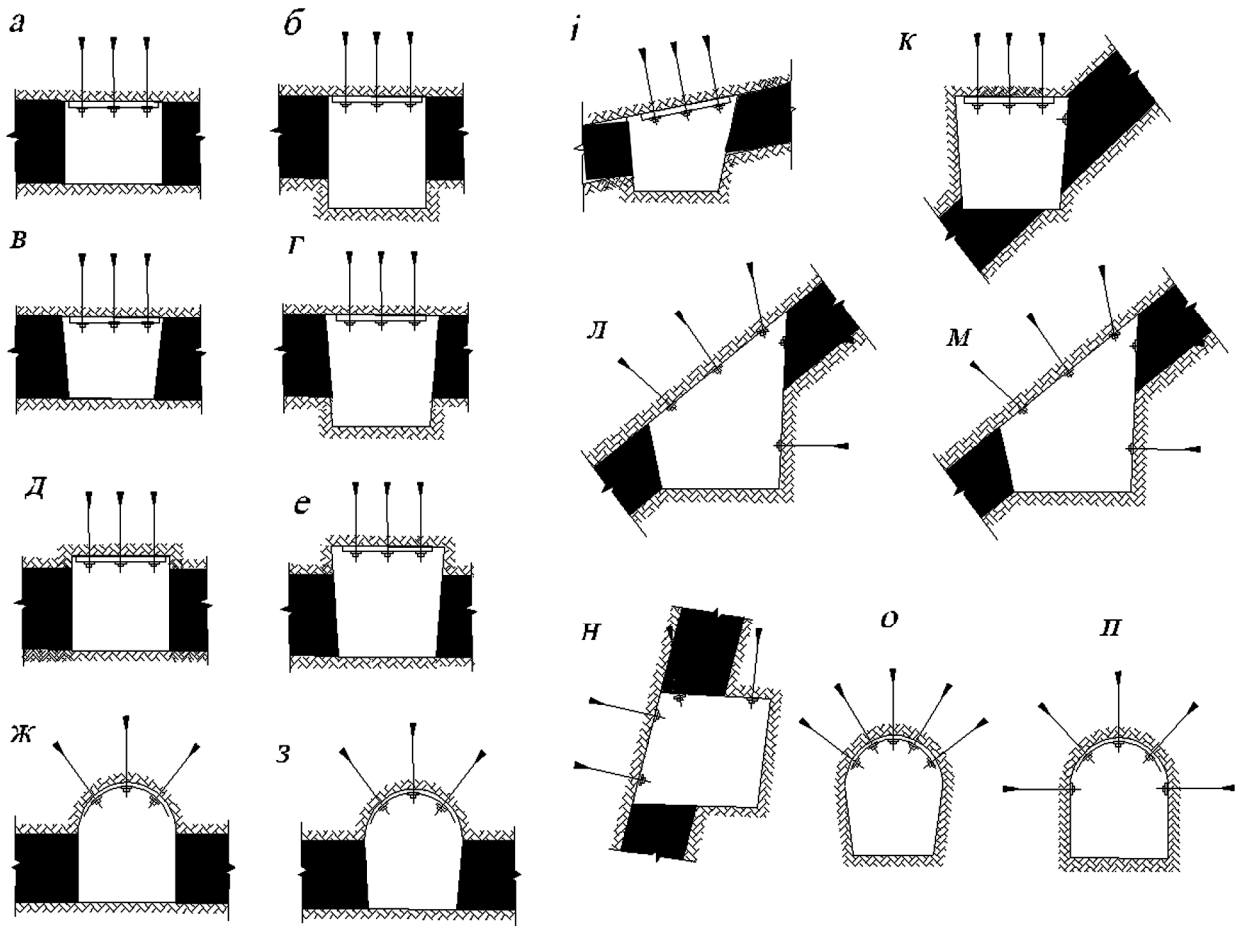


Рис. 7.3. Схеми форми поперечного перерізу підготовчих виробок і розташування анкерів

В окремих випадках, за наявності в підосві порід порівняно високої міцності, при заляганні безпосередньо над пластом слабких малостійких порід невеликої потужності, а вище – досить міцних порід, при слабкій покрівлі значної потужності, схильної при відслоненні до швидкого склепіння/утворення, виробки із змішаним вибоєм доцільно проходити з підриванням покрівлі (рис. 7.3, д-з).

Форма поперечного перерізу і місце підривання бічних порід особливо важливе значення мають для штреків.

При кутах падіння пласта до 30° штреки вигідніше проходити з підриванням підосви (за виключенням вказаних вище випадків, коли більш ефективно підривання покрівлі) перерізом у вигляді неправильної перевернутої трапеції (див. рис. 7.3, і). Така форма перерізу штреку зручна в

експлуатації, досить стійка і вимагає порівняно невеликих витрат на укріплення боків.

При кутах падіння пласта 31-59° у більшості випадків доцільно проходити штреки перерізом переверненої трапеції з підриванням покрівлі і подошви (див. рис. 7.3, *к*). При цьому досягається краще використання площі перерізу, в особливості для розміщення обладнання, транспортування вугілля і різноманітних матеріалів, улаштування проходів для людей, а також забезпечується підвищення стійкості бока штрека зі сторони підняття пласта і зниження витрат на його закріплення. В окремих випадках (при заляганні в покрівлі дуже міцних порід чи коли необхідно зберегти покрівлю непорушеною) при кутах падіння пласта 31-59° штреки вигідно проходити тільки з нижнім підриванням (див. рис. 7.3, *л, м*).

При кутах падіння пласта понад 60° в основному доцільне підривання подошви, оскільки при цьому гарантується підвищена стійкість штреку та спрощується надійність роботи кріплення (див. рис. 7.3, *н*).

Для квершлагів, основних і польових штреків великого перерізу найбільш доцільні склеписті й арочні форми перерізу (див. рис. 7.3, *о, п*).

Рішення про необхідність закріплення боків підготовчих виробок звичайно приймається на підставі попередньої оцінки стійкості боків. Приблизно стійкість боків може бути визначена із умови:

$$H\gamma k \leq \varphi \Delta \sigma_{\text{ст}} , \quad (7.1)$$

де H – глибина розташування виробки, м;

γ – середньозважена щільність порід до поверхні, кН/м³

k – коефіцієнт концентрації вертикальних стискальних напружень біля контура виробки;

φ – коефіцієнт зниження міцності порід при тривалому навантаженні;

Δ – коефіцієнт зниження міцності порід внаслідок тріщиноутворення;

$\sigma_{\text{ст}}$ – гранична міцність породи при одновісному стисканні її у боках виробки, кН/м².

Якщо нерівність (7.1) виконується, боки виробки є стійкими і не вимагають закріплення. В противному разі боки є нестійкими і їх треба закріплювати.

Значення коефіцієнтів k , φ і Δ залежать від багатьох факторів: поведінки порід, їх петрографічного складу, тріщинуватості, структури, вологості, кута падіння, способу проведення виробки, тривалості відслонення порід і т.п. – і в кожному конкретному випадку повинні прийматися на базі експериментальних даних. При розрахунках значення k можна прийняти орієнтовно рівним 2-3 (для капітальних і підготовчих горизонтальних виробок), значення φ (для осадочних порід, більшість з яких мають пластичні деформації перед руйнуванням) – 0,7-0,5.

Величину коефіцієнта Δ можна прийняти за даними табл. 7.1.

Таблиця 7.1

Значення коефіцієнта зниження міцності порід внаслідок тріщиноутворення і шаруватості

Ступінь тріщинуватості порід	Коефіцієнт Δ
Слаботріщинуваті	0,8-1,0
Середньотріщинуваті	0,5-0,8
Сильнотріщинуваті	0,3-0,5
Занадто тріщинуваті	0,1-0,3

7.3 Технологія установаження анкерного кріплення

Анкерне кріплення зводять ручним або механізованим методами.

При ручному установаженні анкерного кріплення важко гарантувати добру якість зведення анкерів і надійність закріплення. Механізація цього процесу створює умови для широкого впровадження анкерного кріплення у виробництво, ліквідує недоліки ручного зведення, забезпечує швидке й якісне зведення кріплення з заданими розрахунковими параметрами, підвищує безпеку робіт, зменшує їх трудомісткість і вартість, підвищує продуктивність і культуру праці.

При зведенні анкерного кріплення використовують ручний інструмент і пристрої; переносні і перекотні верстати, самохідні спеціалізовані машини; самохідні комбіновані машини з додатковим навісним обладнанням для кріплення. Вибір типу обладнання для буріння свердловин під анкери визначається міцністю гірських порід і прийнятим способом буріння.

Машини і механізми забезпечують пневматичним, електричним, гідравлічним і комбінованим приводом. Окрім цього, на конструкцію машин впливають тип застосовуваних анкерів, схема їх установаження, спосіб натягу, види опорних елементів, необхідність дистанційного й автоматичного керування та ціла низка інших чинників.

Застосування тих чи інших способів зведення анкерного кріплення визначається гірничотехнічними умовами, їх технічними даними і погодженістю в роботі з іншими машинами комплексу.

Буріння свердловин. Вибір бурового обладнання визначається двома критеріями і максимальною продуктивністю буріння і забезпечення умов для надійного закріплення у свердловині анкерного кріплення. При установаженні бурового обладнання на маніпуляторах самохідних машин обертальне буріння варто застосовувати при коефіцієнті міцності порід $f < 8$. Машини обертально-ударної дії при бурінні порід з $f = 8-15$ мають переваги порівняно із свердлами, як за швидкістю буріння, так і зносостійкості бурового інструмента. При коефіцієнті міцності порід $f > 15$ доцільно застосовувати машини ударно-обертальної дії.

Тривалість буріння кожної свердловини (шпуру) під анкер залежить від глибини свердловини, машинної швидкості буріння і витрат часу на допоміжні та підготовчо-заклучні операції

$$T_6 = \frac{\Sigma L_c}{n_c V_6 | N_6} + T_q + T_{п.з} , \quad (7.2)$$

де ΣL_c – сумарна глибина свердловин, см;

n_c – кількість пробурених свердловин під анкери;

V_6 – швидкість буріння, см/хв;

N_6 – кількість бурильних машин;

T_q – час на допоміжні операції при бурінні однієї свердловини, хв;

$T_{п.з}$ – час на підготовчо-заключні операції, хв.

Оптимальна швидкість буріння свердловин (шпурів) під анкери (100-120 см/хв) досягається правильним вибором способу і режиму буріння, а також раціонального діаметра свердловин (шпурів) (28-32 мм). За рахунок зменшення діаметра свердловин з 42 до 32 мм можна досягнути підвищення швидкості буріння в 1,7-2,8 рази.

При установленні металевих анкерів у свердловинах з діаметром 28 мм замість 42-44 мм, залежно від відносних витрат часу на буріння, забезпечується підвищення продуктивності праці усього процесу закріплення в 1,2-1,6 рази.

Для буріння свердловин під анкери кріплення по вугіллю застосовують переносний верстат ПА-1 (рис. 7.4), який має ручне свердло з примусовою подачею і розпірним гвинтовим стояком. Стояк може подовжуватись за допомогою двох змінних приставок. Електросвердло має швидкознімне з'єднання із стояком, що дозволяє розділити верстат на два транспортабельні вузли з максимальною масою 39 кг.

В процесі буріння верстатом керують дистанційно за допомогою виносної кнопки. Буріння шпурів виконується одночасно з водяним промиванням. Окрім цього, верстат має пиловловлювач.

Буровий верстат КР-2 являє собою колону з рейковим домкратом, на який встановлена каретка з електросвердлом. При натискуванні на держак каретка подається вгору або вниз (рис. 7.5).

Свердловини (шпури), де установлюють металеві анкери, повинні мати правильну циліндричну форму, для забезпечення якої на автоподавачах бурових машин необхідно установлювати напрямні втулки, які забезпечують обертання бурових штанг навколо геометричних центрів. Бурові коронки повинні бути добре заправлені і правильно центруватись, мати відповідний діаметр і форму. При установленні анкерів свердловини необхідно очистити від бурового дрібняку промиванням чи сухим пиловловлюванням. Повне очищення свердловин досягається при співвідношенні рідини до твердого у буровому шламі не менше 20, а при бурінні з сухим пиловловлювачем – не менше 32 кПа.

Міцність закріплення замків металевих анкерів при правильно витриманих розмірах і добре очищених від бурового дрібняку свердловинах трохи вища (10-12%) при сухому пиловловлюванні. При установленні залізобетонних анкерів кращим є буріння з промиванням, бо при цьому в початковий період після установлення анкерів на 25-30% збільшується коефіцієнт зчеплення розчину із стінками свердловини.

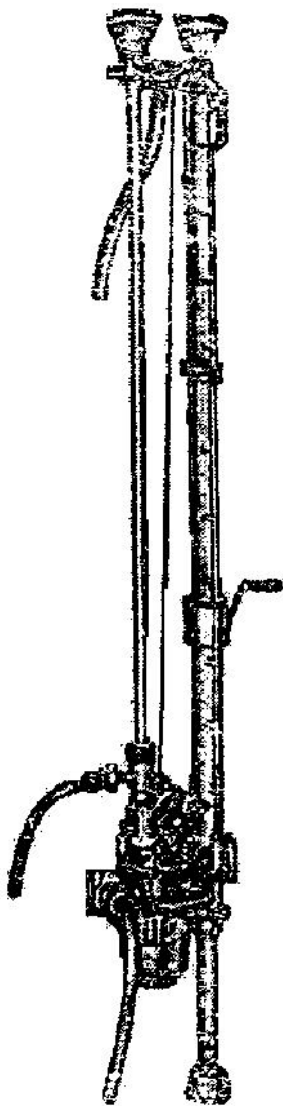


Рис. 7.4 Переносний верстат для анкерування ПА-1

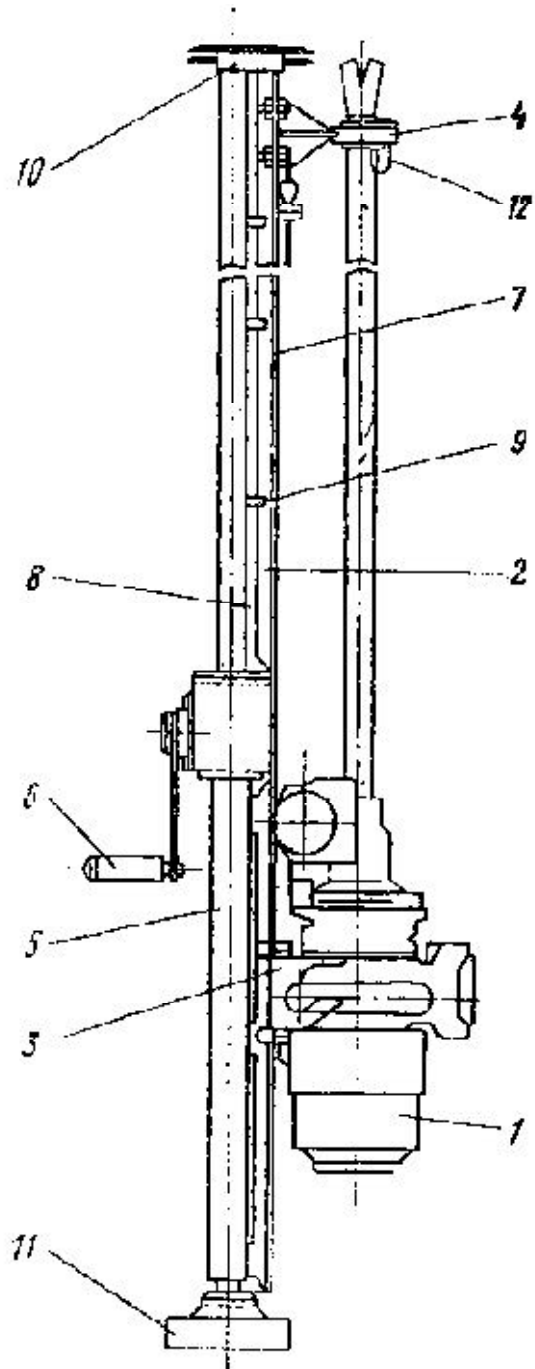


Рис. 7.5 Буровий верстат КР-2: 1 – електросвердло; 2 – розпирний стояк; 3 – каретка; 4 – втулка; 5 – домкрат розпору; 6 – держак; 7 – напрямна пластина; 8 – куток; 9 – ребро жорсткості; 10 – верхня опора; 11 – нижня опора; 12 – палець-фіксатор

Установлення анкерів. Характер роботи анкерного кріплення передбачає збереження природних структурних зв'язків закріплюваного масиву, тому однією із основних технологічних вимог закріплення є швидке зведення анкерів, не допускаючи відставання закріплення від вибою.

Ефективність роботи металевих анкерів залежить від міцного і надійного закріплення замка у свердловині і створення початкового натягу анкерів, що забезпечує стійкість закріплення порід. Закріплення замків анкерів клинцілиного типу проводять шляхом прикладання до кінця стержня енергії удару. Для цього використовують відбійні молотки, перфоратори, кувалди. Закріплення замків анкерів розпирного типу і створення початкового натягу анкера виконують шляхом прикладання до стержня анкера розтягальних зусиль. Для цього застосовують гідравлічні з'ягувальні пристрої, ручні та механічні гайкові ключі різних типів. Під час безпосереднього з'ягування анкерів величина натягу передається спеціальною розпирною муфтою одразу на стержень анкера (рис. 7.6).

При установленні залізобетонних анкерів у пробурену свердловину нагнітають цементно-піщаний розчин, потім подають арматурний стержень, надівають і підтягують підхват. Нагнітання розчину у свердловині виконують механічними чи ручними шприцями, пневмонагнітачами, або подають у патронах з поліетиленової плівки. Подачу арматурного стержня проводять за допомогою телескопічних перфораторів або вручну.

До розчинів, що використовують для установлення залізобетонних анкерів пред'являють такі вимоги: мінімальний період схоплювання і тужавіння розчину у свердловині; висока міцність; добра транспортабельність (необхідна пластичність); однорідність складу, невисока вартість. Таку пластичність має розчин складу П : Ц = 2 : 1; В : Ц = 0,50, цемент глиноземний марки 500, пісок мілкий річковий. Такий розчин утримується у свердловині діаметром до 45 мм без використання спеціальних пробок.

Збереження у часі необхідної пластичності розчину досягається при його перемішуванні у баку пневмонагнітача. Це забезпечує більш однорідний склад, ніж при приготуванні вручну. Темпи твердіння таких розчинів збільшуються в 1,4 -1,8 рази. Максимальне значення коефіцієнта заповнення свердловин (98%) забезпечується при швидкості нагнітання розчину 10 см/с, яка підтримується регулюванням тиску стисненого повітря у бакові пневмонагнітача.

Частота обертання механічного змішувача, при якій за мінімальний термін забезпечується якісне приготування розчину необхідної рухомості, знаходиться у межах 120-140 об/хв. Найкращі умови приготування розчину досягаються при завантаженні працюючого змішувального пристрою сухою сумішшю компонентів розчину розмежувальним потоком.

При зведенні сталополімерних анкерів компоненти в'язучої суміші подають у свердловину в спеціальних ампулах чи патронах. Арматурним стержнем досилають ампулу до вибою свердловини, після цього, встроївши в неї стержень, руйнують її оболонку і змішують зв'язуючою сумішшю.

Після затвердіння суміші на вільний кінець стержня настромляють опорний елемент і з'ягують гайку.

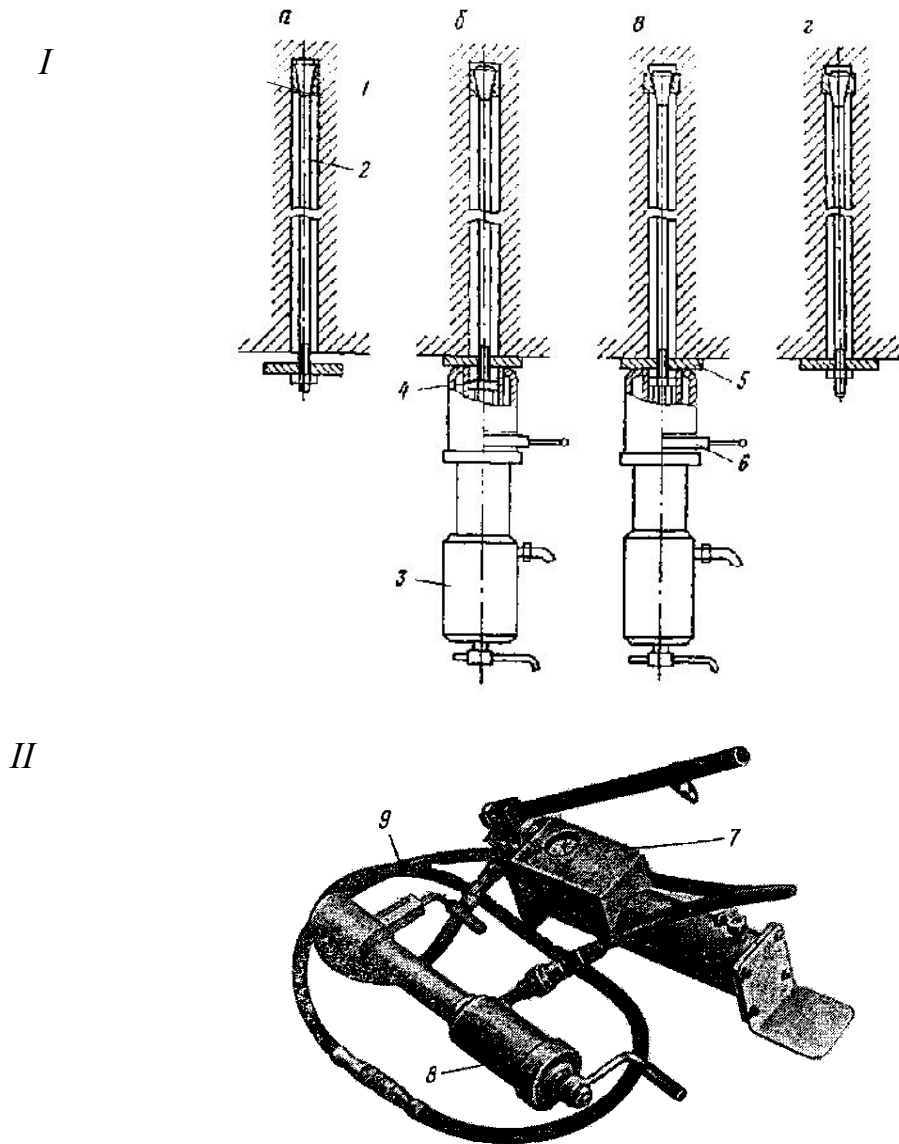


Рис. 7.6 Схема установки анкеров методом непосредственного натягивания: I – схема установки; II – оборудование для установки:

1 – анкер; 2 – замок анкера; 3 – разпорная муфта; 4 – гайка; 5 – опорная плита; 6 – гаечный ключ с храповым механизмом; 7 – маслонасос; 8 – разпорная муфта; 9 – высоконапорный шланг.

При цьому діаметр свердловин із умов оптимальної адгезії закріплювального складу з породою і арматурним стержнем визначають із виразу

$$D_{\text{св}} = D_{\text{а}} + 4b , \quad (7.3)$$

де $D_{\text{св}}$ – діаметр свердловини, мм;

$D_{\text{а}}$ – діаметр стержня анкера, мм;

b – максимальний розмір частинок заповнювача, мм.

Для зведення анкерного кріплення в камерах великої висоти на рудних родовищах застосовуються агрегати на базі гусеничної платформи (рис. 7.7). Вдovж помосту по напрямних за допомогою пневмоприводу пересуваються автоподавачі з буровими головками. Підвішування автоподавачів на візках позовжнього ходу з боку помосту передбачають можливість буріння під кріплення по сітках 1×1; 2×2. Обладнання для приготування і нагнітання цементно-піщаного розчину у свердловини установлене внизу на ходовій частині машини.

Найбільший радіус обертання стріли 5600 мм, найменший – 2100 мм, кут повороту стріли у горизонтальній площині $\pm 45^\circ$ забезпечує обслуговування 70 м² площі покрівлі виробки з однієї установки машини.

Керування гідроциліндрами підйому стріли виконують з пульта, установленного на робочому помості. Дизельний двигун потужністю 130 кВт має двоступінчатий рідинно-каталітичний газоочисник.

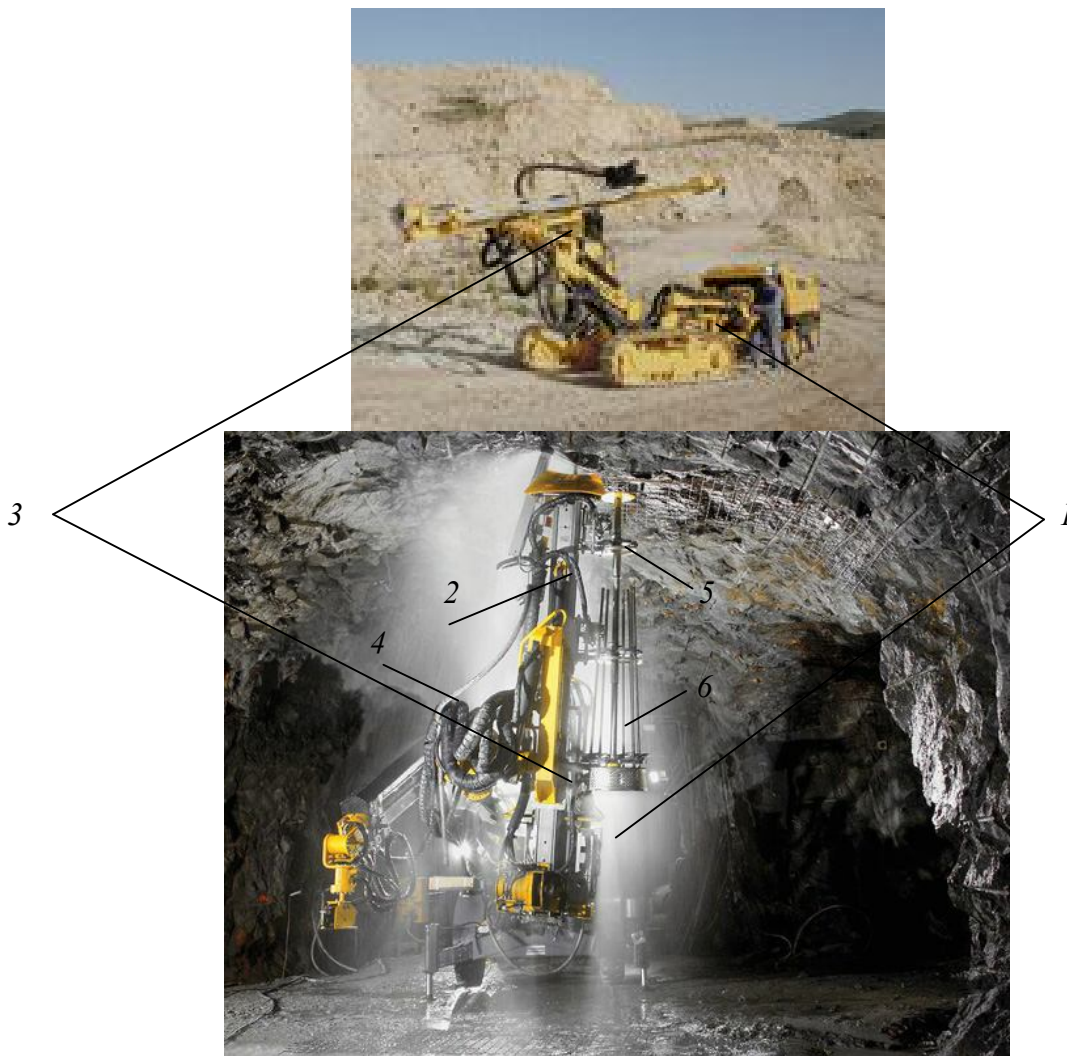


Рис. 7.7. Агрегат на гусеничній платформі: 1 – гусенична ходова частина; 2 – гідродомкрат; 3 – стріла; 4 – робочий полук; 5 – напрямні автоподавачів; 6 – автоподавачі з буровими головками

Агрегат має електропривід, який використовується для пересування машини і підйому стріли з помостом. Енергія поступає до агрегата по гнучкому кабелю. Ланки управління електричними апаратами працюють під напругою 36 В. Пульти керування знаходяться внизу біля кресла машиніста і на гусеничній платформі.

Продуктивність праці робітників, що обслуговує агрегат, при зведенні анкерів довжиною 2,5 м в породах з $f = 10 \div 15$ складає 38 анкерів за зміну.

На базі автомобіля використовують спеціальну каретку для закріплення анкерів (рис. 7.8). Кузов на автомобілі замінено платформою, де розміщується стріла з робочим помостом, змішувальний пристрій для приготування розчину і пневмонагнітач, а також запас компонентів розчину і стержнів анкерів.

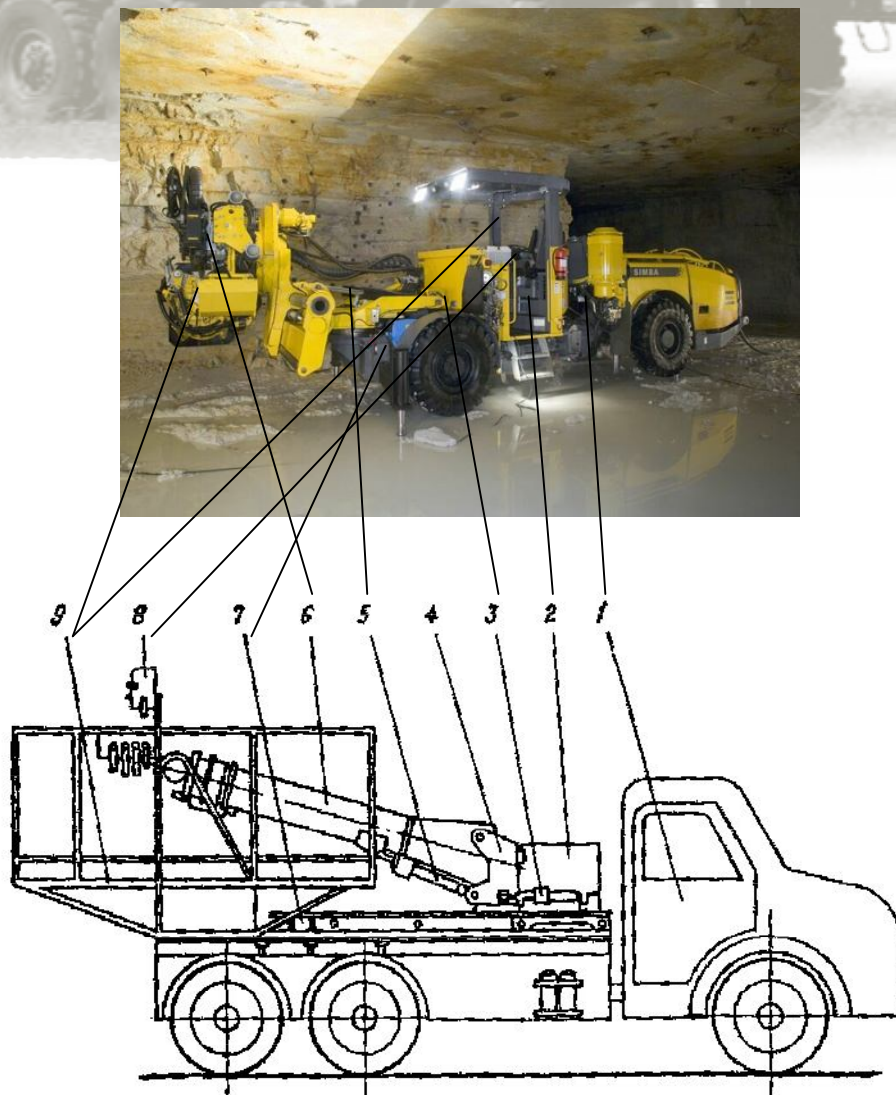


Рис. 7.8. Каретка для закріплення анкерів на базі автомобіля: 1 – автомобіль; 2 – каретка; 3 – циліндр повороту; 4 – кронштейн; 5 – гідродомкрат підйому; 6 – маніпулятор; 7 – станина; 8 – пульт керування; 9 – робоча платформа

Для подавання стержня у свердловину використовують змішувач ПІ-35 – механізм ударно-імпульсної дії, реверсивний із пневмоприводом (крутний момент затягування 350 Нм, частота затягування 16 об/хв, робочий тиск стисненого повітря 1,25 м³/хв, маса 8,8 кг) (рис.7.9). Промислова експлуатація змішувача показала їх надійність, високу продуктивність і зручність в роботі.

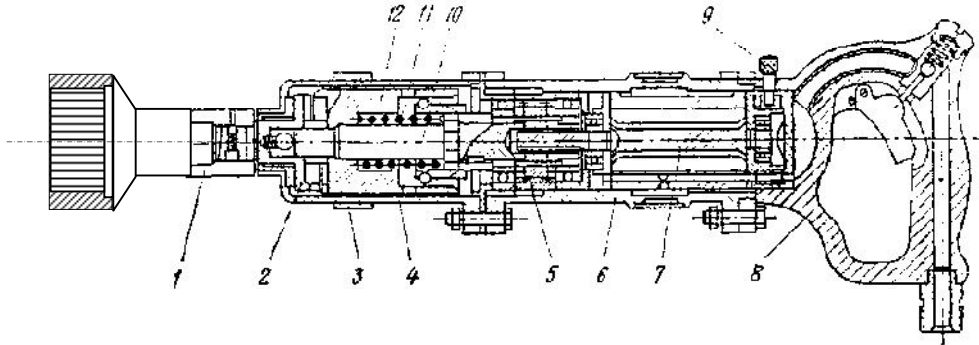


Рис. 7.9. Змішувач ПІ-35: 1 – патрон; 2 – вилка; 3 – верхня рукоятка; 4 – стакан; 5 – планетарний редуктор; 6 – корпус; 7 – пневмодвигун; 8 – рукоятка з пусковим пристроєм; 9 – перемикач реверса; 10 – шпindel ударного механізму; 11 – пружина; 12 – ударник

Свердло-гайковерт СГЕ-2 (рис. 7.10) має, як і зболчувач ПІ-35, механізм ударно-імпульсної дії з приводом від шахтного електросвердла ЕР14-Д і два шпінделя для буріння і затягування гайок (крутящий момент на буріння 20 Нм, момент затягування гайок 250 Нм, довжина 670 мм, ширина 230 мм, маса 18,5 кг). Цей механізм показав високу роботоспроможність і надійну конструкцію.

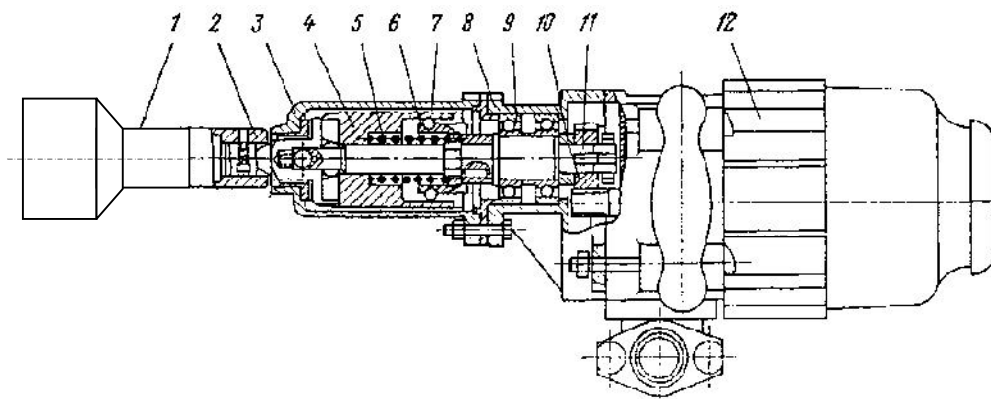


Рис. 7.10. Свердло-гайковерт СГЕ-2: 1 – ключ торцовий; 2 – патрон; 3 – стакан; 4 – бойок; 5 – пружина; 6 – насадка; 7 – кулька; 8 – корпус; 9 – підшипник; 10 – шестерня; 11 – вал; 12 – двигун ЕД-1К (від свердла ЕД14-Д)

Для установлення залізобетонних анкерів застосовується комплект обладнання ПН-1М. Надійність установлення таких анкерів можна визначити по формулі, яка виражає ймовірність безвідказної роботи комплекту кріплення упродовж заданого періоду часу:

$$P_k = P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4 \cdot P_5 \cdot P_6 \cdot P_7, \quad (7.4)$$

де P_k – надійність комплекта залізобетонного анкерного кріплення;

P_1 – ймовірність якісного перемішування розчину;

P_2 – ймовірність відповідності фактичної якості цементу;

P_3 – ймовірність додержання точного дозування компонентів розчину;

P_4 – ймовірність повного заповнення свердловини розчином;

P_5 – ймовірність збереження заданого водоцементного співвідношення розчину у свердловинах, що заповнюються із одного бака пневмонагнітача;

P_6 – ймовірність збереження фактичного питомого зчеплення поверхні арматурних стержнів на рівні розрахункового (внаслідок забруднення, замаслювання, іржавіння, та інші причини);

P_7 – ймовірність збереження монолітності розчину у свердловині при введенні арматурного стержня.

Обробка результатів виробничих спостережень показала, що при промисловому застосуванні залізобетонних анкерів і приготуванні розчину вручну на місці робіт із використанням пневмонагнітачів надійність комплекта залізобетонного анкерного кріплення складе:

$$P_k = 0,67 \cdot 0,72 \cdot 0,66 \cdot 0,81 \cdot 0,94 \cdot 0,92 \cdot 0,9 = 0,2.$$

При застосуванні комплекту обладнання ПН-1М для установлення анкерів надійність комплекта залізобетонного анкера складе:

$$P_k = 1,0 \cdot 0,84 \cdot 1 \cdot 0,98 \cdot 0,97 \cdot 0,92 \cdot 0,95 = 0,7.$$

Підвищення надійності залізобетонних анкерів у цьому випадку досягається за рахунок централізованого дозування і змішування сухих компонентів розчину, доставки суміші до місця робіт у герметичному контейнері, приготування розчину механічним змішувачем у баках пневмонагнітачів, а також забезпеченням раціональної швидкості розчину у свердловини.

Механізоване зведення анкерного кріплення забезпечує його своєчасне установлення з розрахунковими параметрами, що підвищує безпеку робіт під закріпленою покрівлею.

7.4 Комплексна механізація зведення анкерного кріплення

Комплексна механізація зведення анкерного кріплення досягається при забезпеченні механізації всіх операцій процесу закріплення і погодженої роботи засобів установлення кріплення з машинами, які механізують інші технологічні процеси прохідницького й очисного циклів.

Механізована дія на зведення анкерного кріплення містить чотири групи операцій технологічного циклу: пересування машин (обладнання) до місця виконання робіт; доставку матеріалів і елементів кріплення, буріння свердловин (шпурів) під анкери й установа кріплення.

Продуктивність засобів зведення анкерного кріплення (анкерів/зміну) визначається залежністю:

$$N_a = \frac{60T_{зм}}{T_{п}+T_{д}+T_{б}+T_{у}}, \quad (7.5)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, год;

$T_{п}$ – час пересування машин (обладнання), що доводяться на один анкер, хв;

$T_{д}$ – час доставлення матеріалів і елементів одного комплекту анкерного кріплення, хв;

$T_{б}$ – час буріння однієї свердловини, хв;

$T_{у}$ – час установа одного анкера, хв.

Час пересування машини

$$T_{п} = \frac{l_{сер}(n_3-1)}{V_{сер}i_a} + \frac{T_{п.з.}}{i_a}, \quad (7.6)$$

де $l_{сер}$ – середня відстань між вибоями, м;

n_3 – кількість вибоїв, які обслуговуються одночасно;

$T_{п.з.}$ – час підготовчо-заключних операцій з переведення машини із робочого в транспортне положення і навпаки, хв;

$V_{сер}$ – швидкість пересування, м/хв;

i_a – кількість установлених анкерів.

Скорочення витрат часу на пересування і маневри самохідних машин для зведення анкерного кріплення досягається при виборі оптимальної швидкості руху машин, концентрації гірничих робіт у межах однієї ділянки і зниження трудомісткості допоміжних операцій. Переносне обладнання і механізми повинні мати невелику масу і мінімальні розміри.

Час доставлення матеріалів і елементів кріплення

$$T_{д} = \frac{l_{д}}{V_{д}n_a} + \frac{T_{ч}}{n_a}, \quad (7.7)$$

де $l_{д}$ – дальність транспортування матеріалів кріплення, м;

$V_{д}$ – швидкість засобів доставлення, м/хв;

n_a – кількість одночасно доставлених комплектів анкерного кріплення;

$T_{ч}$ – час допоміжних операцій при доставленні кріплення, хв.

Скорочення часу доставлення матеріалів кріплення досягається при збільшенні об'ємів одночасно доставлених матеріалів. Для доставки варто застосовувати конвеєри, підвісні наземні дороги, самохідні машини, скреперні

і вантажопідйомні лебідки; при цьому матеріали кріплення транспортуються в спеціальних контейнерах, пакетах чи на платформах вагонеток або самохідних машин. Час на буріння однієї свердловини наведено у виразі (7.2).

7.5 Контроль за якістю зведення анкерного кріплення

Установлене кріплення повинно суворо відповідати параметрам, закладеним у паспорті закріплення, головними з яких є довжина і діаметр анкерів, сітка їх розташування, міцність закріплення у свердловині і величина натягу. Відповідність проектних параметрів фактичним краще всього можна досягнути при механізованому зведенні кріплення і постійному контролі за установленням і роботою анкерів.

При одержанні чергової партії елементів анкерного кріплення необхідно провести вибірккову перевірку якості його виготовлення, відповідність фактичних розмірів проектним, елементів замків анкерів, стан різьбових з'єднань, деформаційні властивості стержнів анкерів і опорних елементів. Використання матеріалів залізобетонного анкерного кріплення, цементу і заповнювача недопустимо без наявності на них сертифіката.

При бурінні свердловин (шпурів) необхідно точно витримувати їх діаметр, який повинен відповідати діаметру замка анкера. Для цього необхідно користуватись буровими коронками заданого діаметра. Для заміру діаметра шпурів застосовують спеціальні прилади типу ІКДШ, ППВС, ПШ-1 та інші.

Для контролю за міцністю закріплення замків металевих анкерів і стержнів залізобетонних і сталеполімерних анкерів використовують витяжні прилади. Вони являють собою домкрати, за допомогою яких вимірюють зміщення анкерів під дією прикладеного навантаження.

Один з них, прилад ПКА масою 11 кг, працює за принципом гвинтового домкрата. Максимальне тягове зусилля 110 кН. Навантаження визначається за показанням манометра.

Прилад-витягувач УВШ -5/15 (рис.7.11, а) розвиває зусилля 150 кН, хід поршня 50 мм, маса 9,2 кг, працює від привода маслонасоса, що розвиває тиск до 18 МПа, з яким він пов'язаний високонапірним шлангом. Витяжний прилад являє собою гідроциліндр з полим штоком, крізь який пропущена тяга, що має на одному кінці різьб'яну нарізку, а на другому – держак. Прилад закріплюють тягою за стержень анкера, і навантаження на анкер визначають по манометру маслонасоса, а ковзання стержня – по шкалі на штокові витяжного приладу. Показником міцності закріплення є ковзання в метрах при прирощенні навантаження на 1Н. Для металевих анкерів клинощілинного типу показник міцності закріплення знаходиться у межах 11-17 мкм/Н, для анкерів розпірного типу – 15-23 мкм/Н, для залізобетонних і сталеполімерних анкерів – 2,5-5 мкм/Н.

Контроль натягу анкерів здійснюють динамометрами різноманітних конструкцій, які установлюють між опорною плитою і натяжною гайкою. Відомі тензометричні, магнітоприжні, гідравлічні, пружинні, шарикові динамометри. Найбільше розповсюдження одержали гідравлічні динамометри

типу ДА-2 (рис.7.11, б), які застосовують як засіб перевірки натягу кожного анкера. Також для періодичного контролю натягу анкерів використовують динамометричні ключі, за допомогою яких виконують заміри крутного моменту затягування гайок. Ключ (рис. 7.12) складається із патрона, корпуса, ричага, відтарованої пружини, редуктора, шкали і держака (рукоятки). Межа замірів шкали ключа 0-400 Нм, маса 5 кг.

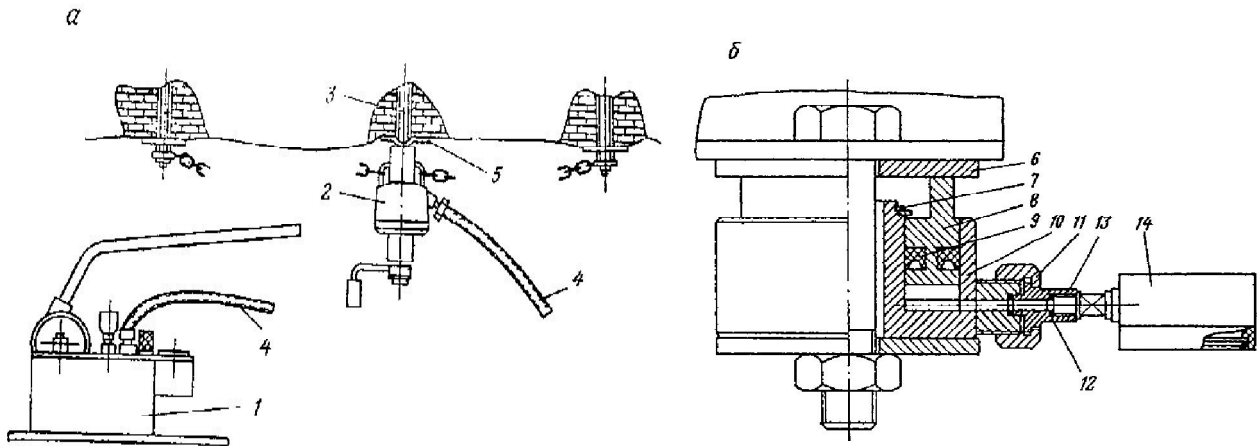


Рис. 7.11. Прилади контролю закріплення і натягу анкерів: а – комплект УВШ-5/15; б – гідродинамометр ДА-2: 1 – маслосос; 2 – витяжний прилад; 3 – анкер; 4 – високонапірний шланг; 5,6 – опорні плити; 7 – стопорне кільце; 8 – поршень; 9 – манжети; 10 – циліндр; 11 – гайка; 12 – ущільнювач; 13 – штуцер; 14 – манометр

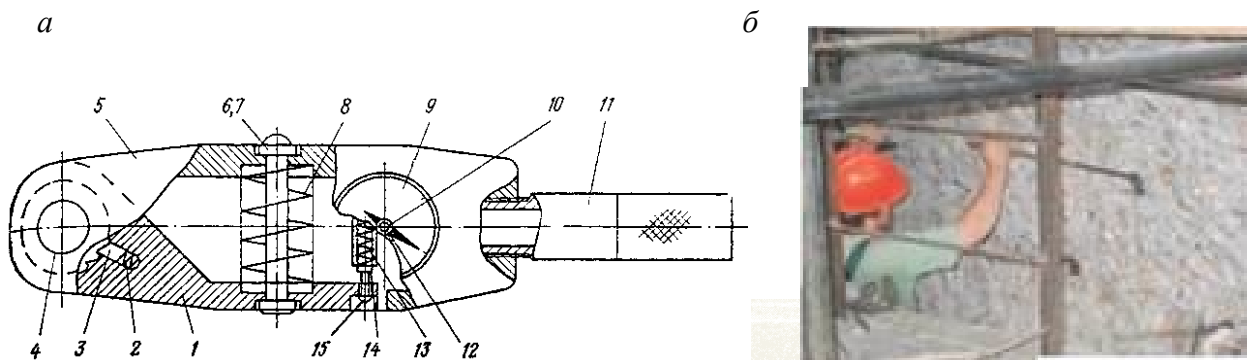


Рис. 7.12. Контроль установа анкерів динамометричним ключем М-40: а – схема ключа; б – ключ у роботі: 1 – ричаг; 2 – пружина; 3 – заціпка; 4 – храповик; 5 – корпус; 6 – гайка; 7 – болт; 8 – відтарована пружина; 9 – шкала; 10 – стрілка індикатора; 11 – рукоятка (держак); 12 – зубчате колесо; 13 – пружина; 14 – рейка; 15 – регулювальний гвинт

Контроль за стійкістю заанкерованих порід виконується різними способами: візуальним (оглядом виробок і простукуванням порід); спостереженням за деформуванням контрольних стояків чи сигнальними пристроями, закріплених на контурних кінцях реперів, замки яких закріплюють в зоні породного масиву, який практично не осідає; замірами величини і швидкості зсувів порід на контурі виробки; замірами зміни акустичної чи електричної проникності закріпленої товщі порід чи інтенсивності шуму у масиві, викликаного деформуванням порід.

7.6 Застосування анкерного кріплення для допоміжних цілей

На шахтах анкери застосовують для зміцнення стрічкових і скребкових конвеєрів, встановлення лебідок, підвішування трубопроводів і помостів, ремонту гірничих виробок. Найбільш широко вони використовуються для закріплення конвеєрів і лебідок різноманітного призначення.

За допомогою металевих клинощілинних анкерів довжиною 0,8-1,2 м зміцнюють кронштейнами стрічкових конвеєрів у бремсбергах, ухилах і конвеєрних штреках (рис. 7.13). Для цього конвеєри монтують на дерев'яних брусах 20×20 мм довжиною 4-6 м. Такий спосіб кріплення конвеєрів порівняно дешевий, більш простіший і надійний. При цьому значно спрощується прибирання і зачищення вугілля у виробках. Анкери встановлені по довжині брусів через 3 м.

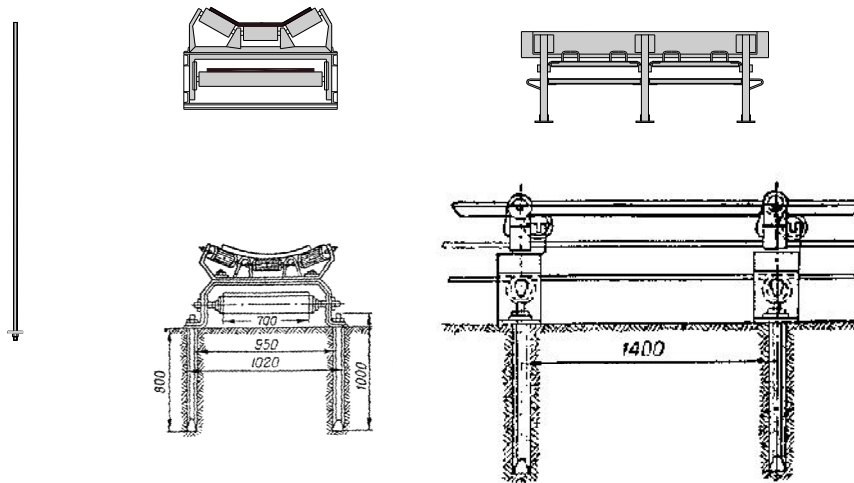


Рис. 7.13. Схема установлення стрічкового конвеєра за допомогою анкерів

За допомогою звичайних металевих анкерів довжиною 1,2-1,6 м закріплюють маневрові лебідки, а також приводні та натяжні головки скребкових конвеєрів переважно у бремсбергах, ухилах, конвеєрних і вентиляційних штреках. Приводні головки конвеєрів установлюють звичайно на чотирьох анкерах, натяжні головки – на двох. Закріплення маневрової

лебідки і приводної (або натяжної) головок скребкового конвеєра за допомогою анкерів (рис 7.14). Таким чином встановлюють лебідки, які застосовують на маневрових і доставних роботах біля навантажувальних пунктів, на ухилах і при проведенні виробок.

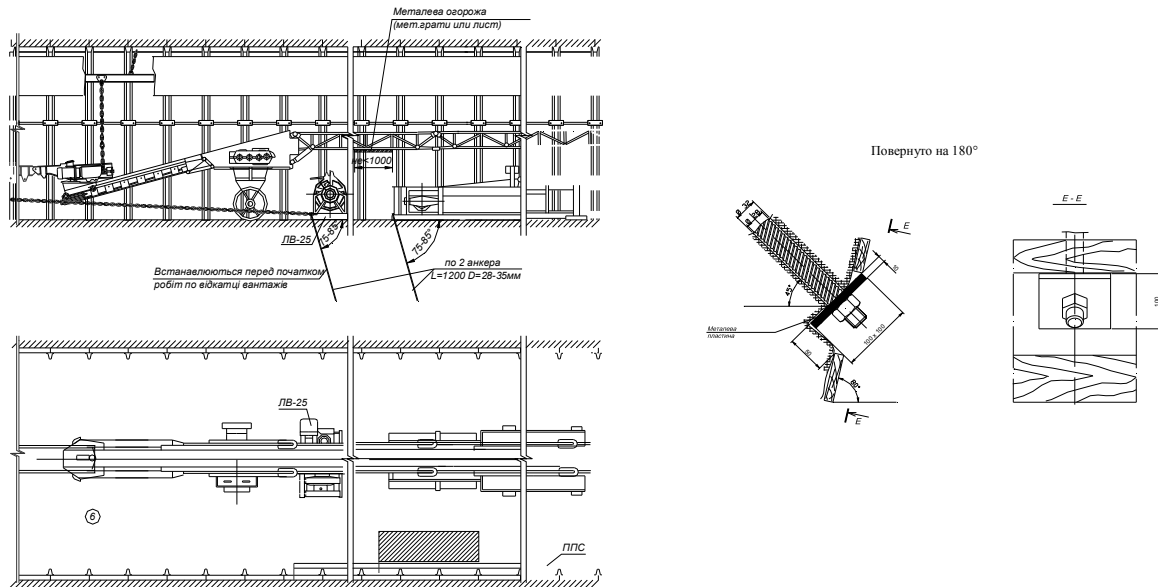


Рис. 7.14. Схема закріплення маневрової лебідки і приводної (або натяжної) головок скребкового конвеєра за допомогою анкерів

На рис. 7.15 наведена схема закріплення кінцевих напідшвених дорог за допомогою анкерів.

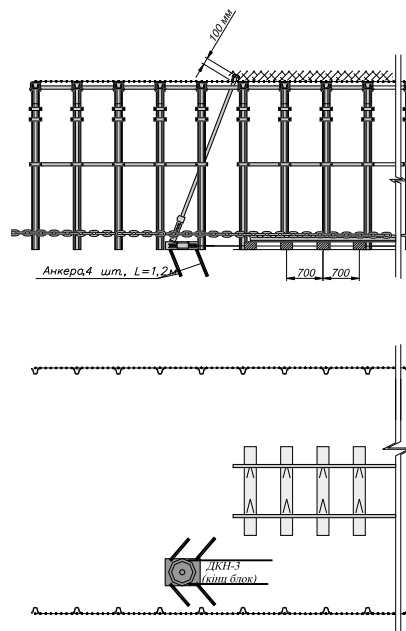


Рис. 7.15. Схема встановлення кріплення кінцевих напідшвених дорог за допомогою анкерів

допомогою анкерів

На рис. 7.16 наведені фрагменти паспортів проведення підготовчих виробок з комбінованим видом кріплення (аркове у з'єднанні з анкерним).

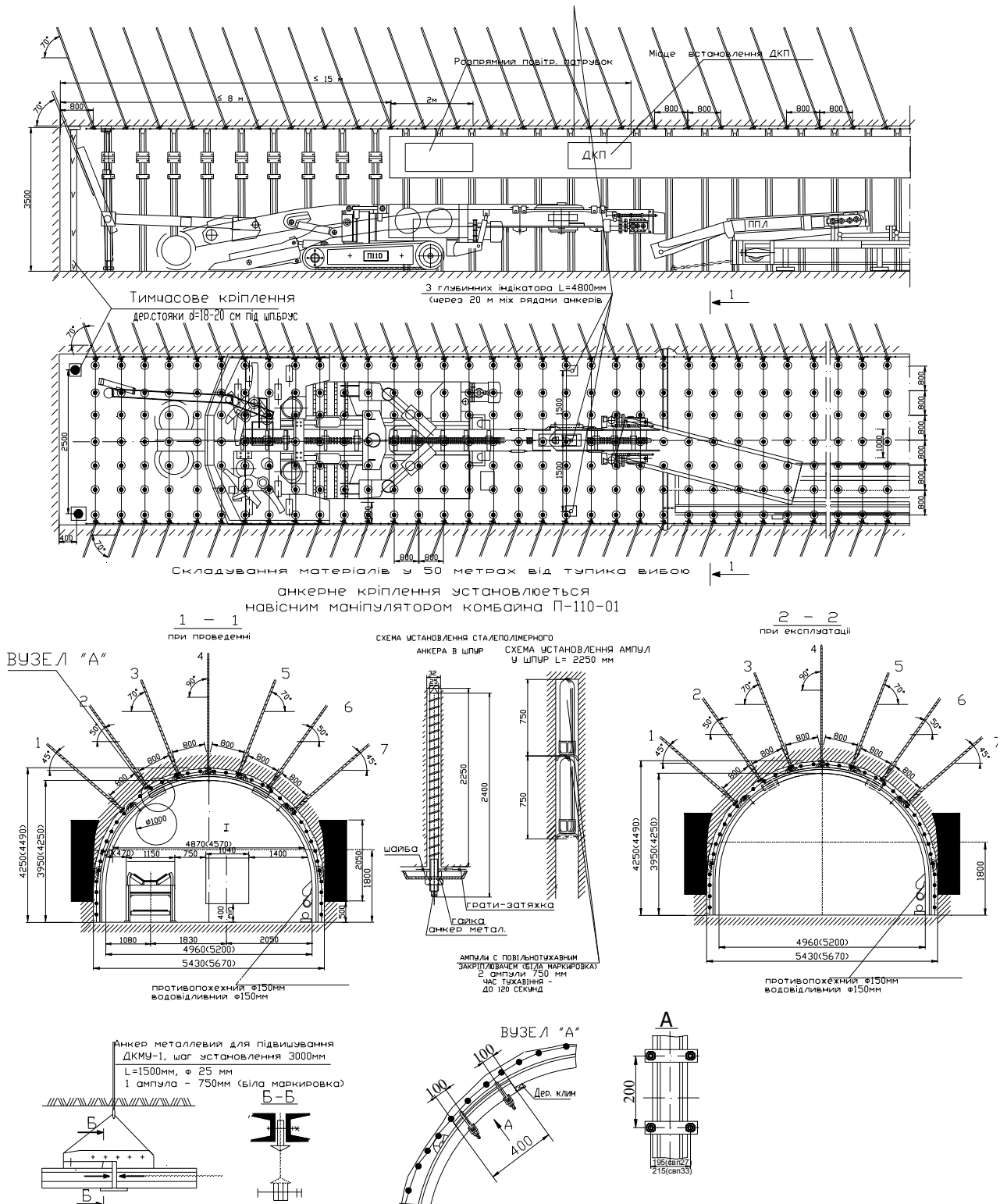


Рис. 7.16. Фрагменти паспортів проведення підготовчих виробок

Тягове зусилля лебідки ЛВ-25 складає на першому витку троса 2700 кг, на останньому 1240 кг, у середньому – 1650 кг. Міцність закріплення замків металевих клинощілинних і розпирних анкерів (типу ШК-1 і ЕСТ-1) у порівняно слабких породах і вугільному масиві складає звичайно понад 3-3,5 т, у породах середньої міцності та міцних – 7-8 т і більше. Таким чином, маневрові лебідки, встановлені за допомогою чотирьох металічних анкерів навіть на значно слабкій підшві має значний запас міцності закріплення.

Метод закріплення лебідок анкерами більш ефективний і надійний, ніж звичайний за допомогою стояків. Як показує практика, при кріпленні анкерами майже повністю виключаються випадки розкріплення і зривів лебідок, головок конвеєрів і пов’язані з ними аварії.

При звичайному ж способі закріплення дуже часто ослаблюються, випадають розпирні стояки і зміщуються лебідки і конвеєри. Окрім цього, розпирні стояки перекривають виробки й утруднюють доступ до механізмів. Встановлення лебідок і головок конвеєрів за допомогою анкерів особливо вигідне у виробках значної висоти, при цьому підвищується безпечність їх експлуатації.

На деяких шахтах успішно застосовується анкерне кріплення для ремонту пошкодженого бетонного кріплення вертикальних стовбурів (рис.7.17).

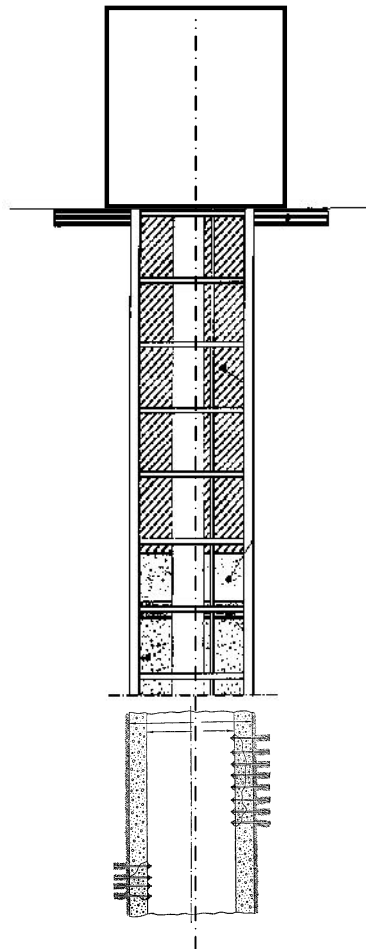


Рис. 7.17 Схема ремонту шахтного стовбура, закріпленого бетонним кріпленням з застосуванням анкерів

Спочатку у стволі зруйнований бетон за допомогою відбійних молотків розбирався на глибину до щільного і стійкого бетону. Після того у місцях вивалів ручними електросвердлами бурили свердловини і встановлювали клинощілинні анкери із розрахунку 3-4 анкера на 1 м² порушеної поверхні бетонного кріплення. Довжина анкерів прийнята з урахуванням закріплення замків у непорушених породах.

Найчастіше у більшості випадків довжина анкерів складає 1,2-1,5 м. Після встановлення анкерів споруджується опалубка, вивали заливаються монолітним бетоном. Після тужавіння бетону опалубку знімали і використовували знову.

У зв'язку з великою трудомісткістю бетонних робіт у подальшому в подібних випадках доцільне використання анкерів разом із набризкбетоном.

Контрольні запитання до розділу 7 “Анкерне кріплення підготовчих виробок”:

1. Який принцип взаємодії анкерного кріплення з масивом гірських порід?
2. Розкажіть про технологію встановлення анкерного кріплення у гірничих виробках.
3. На яких допоміжних роботах використовують анкерне кріплення?

РОЗДІЛ 8 “ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ АНКЕРНОГО КРІПЛЕННЯ”

Більшість вміщуючих порід вугільних родовищ складені типовими шаруватими середовищами з суттєво пониженою міцністю на контактах шарів. Під час проведення виробок руйнування масиву в першу чергу відбувається по цих контактах, утворюючи зони розшарованих порід. Від цих факторів залежить величина і характер зсувів порід і навантаження на кріплення. Від надійного підтримання зони непружних деформацій залежить безаварійна робота виймальних штреків.

Збереження виробок забезпечується штрековим кріпленням чи його елементами, в тому числі й анкерними кріпленнями. Визначення схеми закріплення виробок відбувається за тими технологічними і гірничо-геологічними факторами, які найбільшою мірою впливають на організацію робіт та умови підтримання виробок в зоні впливу очисних робіт.

8.1 Визначення довжини штанг і відстані між анкерами для закріплення покрівлі виробок

У загальному випадку довжина штанги (стержня) визначається із виразу:

$$l_{ш} = l_a + l_b, \quad (8.1)$$

де $l_{ш}$ – повна довжина штанги, м;

l_a – частина штанги, що знаходиться в породах (активна довжина), м;

l_b – частина штанги, що виступає в середину виробки, м.

Довжина l_b приймається за конструктивними міркуваннями залежно від товщини підхвата, затяжки і шайби, а також довжини кінця штанги, що виступає з гайки після її загвинчування. Тому, при використанні металевих і дерев'яних підхватів із розпилів (однорізок) $l_b = 0,15-0,2$ м.

Активна довжина стержня повинна бути вибрана з таким розрахунком, щоб породи в місці закріплення замка не мали значних деформацій упродовж всього терміну служби виробки, тобто:

$$l_a > b_o, \quad (8.2)$$

де b_o – висота можливого вивалу порід у покрівлі (боках) виробки.

Натурні спостереження і досвід ведення гірничих робіт на шахтах показує, що висота вивалу у покрівлі підготовчої виробки, на яку не впливають очисні роботи, як правило, не перевищує 1-1,2 м, а у виробках, на які впливають очисні роботи – 1,6-2 м.

Порівняння даних спостережень з розрахунками за теорією професорів М.М. Протод'яконова і П.М. Цимбаревича [50, 84] показує, що у першому випадку фактична висота вивалювань b_o складає не більше $1,5b$, а у другому – не більше $2,5b$, тобто відповідно:

$$b_o \leq 1,5b ; \quad (8.3)$$

$$b_o \leq 2,5b , \quad (8.4)$$

де b – висота склепіння обвалення за Протод'яконовим (при стійких породах у боках виробки) чи Цимбаревичу (при нестійких породах у боках виробки).

Висота склепіння обвалення за Протод'яконовим

$$b = \frac{a}{f} \quad (8.5)$$

де a – півпрогин виробки у проходці за Цимбаревичем

$$b = \frac{a'}{f} \quad (8.6)$$

де a' – півпрогин склепіння обвалення порід у покрівлі при нестійких породах у боках виробки.

При прямокутному перерізі виробки

$$a' = a + htg \frac{90^\circ - \varphi\delta}{2}, \quad (8.7)$$

де h – повна довжина штанги, м;

$\varphi\delta$ – кут внутрішнього тертя порід у боках виробки, град.

Аналіз результатів натурних спостережень показав, що для виробок, які проводяться по шаруватих і однорідних породах низької міцності та з низьким гірським тиском, активну довжину штанг варто прийняти

$$l_a > 1,5b , \quad (8.8)$$

а для виробок, які проходять по тих же породах, але з великим гірським тиском (головним чином у зоні інтенсивного впливу очисних робіт)

$$l_a > 2,5b . \quad (8.9)$$

На основі результатів цих досліджень для випадків розрахунку анкерного кріплення за схемою «підвішення», тобто при розміщенні замків за межами можливого вивалювання чи склепіння обвалення, необхідно використовувати наступні формули визначення активної довжини штанг:

1) для підготовчих виробок, на які впливає невеликий гірський тиск (поза зоною впливу очисних робіт)

$$l_a > 1,5b + l_3, \quad (8.10)$$

де l_3 – величина заглиблення замка в породи за межами можливого вивалювання. На практиці звичайно приймають $l_3 \geq 400$ мм;

2) для підготовчих виробок, на які впливає великий гірський тиск (в зоні опорного тиску лави)

$$l_a > 2,5b + l_3. \quad (8.11)$$

Після заміни у формулах (8.10) і (8.11) значення b у відповідності з (8.5) і (8.7) рекомендовані формули розрахунку активної довжини штанг матимуть такий вид:

1. Для виробок, на які впливає невеликий гірський тиск:

а) при стійких породах у боках виробки

$$l_a = \frac{1,5a}{f} + l_3; \quad (8.12)$$

б) при нестійких породах у боках виробки

$$l_a = \frac{1,5(a + htg \frac{90^\circ - \varphi \delta}{2})}{f} + l_3. \quad (8.13)$$

2. Для виробок, на які впливає великий гірський тиск:

а) при стійких породах у боках виробки

$$l_a = \frac{2,5a}{f} + l_3; \quad (8.14)$$

б) при нестійких породах у боках виробки

$$l_a = \frac{2,5(a + htg \frac{90^\circ - \varphi \delta}{2})}{f} + l_3. \quad (8.15)$$

Для випадків, коли безпосередня покрівля складена малостійкими породами невеликої потужності, вище якої залягає міцна основна покрівля (II тип), найбільш доцільно замки штанг закріплювати в основній покрівлі й активну довжину штанг приймати з умови

$$l_a = h_{\text{б.пок}} + l_3, \quad (8.16)$$

де $h_{\text{б.пок}}$ – потужність безпосередньої покрівлі;

l_3 – величина заглиблення замка штанги в основну покрівлю.

Тому для цього типу покрівлі повну довжину штанги можна знайти за формулою

$$l_{\text{ш}} = h_{\text{б.пок}} + l_3 + l_{\text{в}} . \quad (8.17)$$

За схемою формування породної балки у покрівлі виробки (І тип покрівлі) довжина штанги може бути визначена з виразу

$$l_{\text{ш}} = l_{\text{н}} + l_{\text{в}} , \quad (8.18)$$

де $l_{\text{н}}$ – необхідна потужність товщі порід, закріпленої штангами, що забезпечує стійкість покрівлі, м.

Величину $l_{\text{н}}$ – рекомендується визначати за формулою

$$l_{\text{н}} = \sqrt{\frac{3k_{\text{в}}PL^2}{8q(\sigma_{\text{ст.р}} - \sigma_{\text{х}})}} , \quad (8.19)$$

де $k_{\text{в}}$ – коефіцієнт запасу, що враховує умови роботи породної балки, дорівнює 2-5;

P – навантаження на закріплену штангами товщу порід, т/м²;

L – ширина виробки;

q – коефіцієнт зменшення моменту опірності складової балки у порівнянні з суцільною, приймається залежно від кількості шарів у складовій балці;

$\sigma_{\text{ст.р}}$ – розрахункова гранична міцність порід при одновісному стиску ($\sigma_{\text{ст.р}} = \sigma_{\text{ст}} \varphi \Delta$ – див. формулу (7.1))

($\sigma_{\text{х}} = \lambda H \gamma_{\text{ср}}$ – величина горизонтальних напружень у непорушеному масиві, яка залежить від глибини робіт H , щільності порід $\gamma_{\text{ср}}$ і коефіцієнта бічного розпору λ ;

$$\lambda = \frac{\mu}{1 - \mu} ,$$

μ – коефіцієнт Пуассона (для гірських порід в середньому $\mu = 0,2-0,4$).

Формула (8.19) придатна для випадків, коли $\sigma_{\text{ст.р}} > \sigma_{\text{х}}$. При $\sigma_{\text{ст.р}} < \sigma_{\text{х}}$, необхідна потужність товщі порід $l_{\text{н}}$, що закріплена штангами, розраховується за розтягальними напруженнями. В цих випадках $l_{\text{н}}$ визначається за формулою

$$l_{\text{н}} = \sqrt{\frac{3k_{\text{в}}PL^2}{8q(\sigma_{\text{розт.р}} + \sigma_{\text{х}})}} , \quad (8.20)$$

де $\sigma_{\text{розт.р}}$ – розрахункова межа міцності порід на розтяг.

Відстань між анкерами залежить в основному від потужності і міцності заанкерованих порід і стійкості нижнього шару покрівлі. Тому його варто визначити виходячи з міцності закріплення замка анкерного кріплення і несучої здатності нижнього шару покрівлі, який обвалюється в першу чергу.

Максимально допустиму відстань між анкерами d за міцністю закріплення замка N при розміщенні їх за квадратною сіткою можна визначити з виразу

$$d = \sqrt{\frac{N}{b_0 k_3 \gamma_{\text{сеп}}}}, \quad (8.21)$$

де k_3 – коефіцієнт запасу міцності, дорівнює 2-3.

Допустиму відстань між анкерами за несучою здатністю нижнього шару покрівлі можна визначити за формулою

$$d_0 = \sqrt{\frac{\sigma_{\text{зг}} h_0^2}{6\psi(0,1+0,13\mu)}}, \quad (8.22)$$

де $\sigma_{\text{зг}}$ – допустиме напруження порід нижнього шару на згин. Для порід середньої міцності $\sigma_{\text{зг}} = 2-5 \text{ Н/см}^2$;

h_0 – потужність нижнього шару покрівлі, см;

Ψ – вага порід одиниці площі нижнього шару, кг.

Відшарування нижнього шару покрівлі відбувається в основному під дією самого цього шару і ваги частини порід верхніх шарів.

В найгірших умовах

$$\Psi = b_0 \gamma_{\text{сеп}}. \quad (8.23)$$

Із значень d , що розраховані за формулами (8.21) і (8.22), приймається найменше.

Відстань d_k між крайніми анкерами і боками виробки доцільно приймати:

- 1) у виробках, на які немає впливу очисних робіт чи має незначний вплив

$$d_k \leq \frac{d}{2}; \quad (8.24)$$

- 2) у виробках, на які діє великий тиск очисних робіт

$$d_k \leq \frac{d}{3}. \quad (8.25)$$

8.2 Вибір основних параметрів анкерного кріплення покрівлі виробки

Дерев'яні анкери

У сприятливих гірничо-геологічних умовах виробки можна закріплювати дерев'яним анкерним кріпленням. У породах, гранична міцність на стиск яких більша граничної міцності деревини на зім'яття замка, міцність закріплення його досягається при дотримуванні умови:

$$\begin{aligned} D_{\text{св}} &\leq D_{\text{шт}} - D_{\text{шт}}\xi_1 + C_p - C_p\xi_2 - b \\ \text{або} \\ D_{\text{св}} &\leq D_{\text{шт}}(1 - \xi_1) + C_p(1 - \xi_2) - b, \end{aligned} \quad (8.26)$$

де $D_{\text{св}}$ – діаметр свердловини під анкер, см;

$D_{\text{шт}}$ – діаметр дерев'яної штанги (стержня), см;

ξ_1 і ξ_2 – відносне зім'яття штанги і клина;

C_p – робоча товщина клина, тобто товщина тієї частини, яка увійшла в щілину штанги, см.

Зім'яття замків дерев'яних анкерів із сухої сосни складає 16-20% їх початкового розміру, при цьому відносне зім'яття штанг $\xi_1 = 0,18-0,23$, а клинів $\xi_2 = 0,1-0,15$. Зім'яття замків із сухої модрина у межах 12-15% при $\xi_1 = 0,14-0,18$ і $\xi_2 = 0,1$. З урахуванням коливань міцності і вологості вихідної деревини при розрахунку розміру замків із сухої сосни варто прийняти $\xi_1 = \xi_2 = 0,18-0,23$ і з модрина $\xi_1 = \xi_2 = 0,14-0,18$.

Для порід, гранична міцність яких на стиск менша граничної міцності деревини на стиск, тобто $\sigma_{\text{ст}} < \sigma_{\text{д}}$, параметри замка повинні бути визначені з урахуванням величини заглиблення «вусів» штанги у породу при розклинюванні. В цих випадках міцне закріплення замка забезпечується при виконанні умови:

$$D_{\text{св}} + 2 \text{ м} \leq D_{\text{шт}} - b + C_p, \quad (8.27)$$

де 2 м – глибина заглиблення «вусів» штанги в породу, мм.

Залежність глибини заглиблення «вусів» штанги від міцності породи може бути визначена за емпіричною формулою:

$$2 \text{ м} = 15 - 1,42f + 0,0417f^2, \text{ мм.} \quad (8.28)$$

За даними дослідженнями і розрахунків, величина заглиблення «вусів» штанги складає 4-12 мм; f – потужність безпосередньої покрівлі, м.

Необхідна товщина клина може бути визначена за формулою

$$C_{\Pi} = D_{\text{св}} - D_{\text{шт}} + b + 2m, \quad (8.29)$$

де C_{Π} – товщина клина, мм.

b – ширина щілини у штанзі, мм

Із вищенаведеного бачимо, що для розрахунку міцності закріплення замків дерев’яних анкерів всі породи, залежно від граничної міцності деревини на стиск поперек волокон, доцільно розділити на дві групи.

Перша – породи, в яких

$$\sigma_{\text{ст}} > \sigma_{\text{д}},$$

де $\sigma_{\text{ст}}$ – гранична міцність породи на стиск, Н/см²;

$\sigma_{\text{д}}$ – гранична міцність деревини на стиск поперек волокон, Н/см².

Ця група охоплює більшість гірських порід, оскільки гранична міцність деревини на стиск, як звичайно, дуже низька.

Друга група – породи, в яких

$$\sigma_{\text{ст}} < \sigma_{\text{д}}.$$

Сюди відносяться в основному дуже слабкі породи і вугілля.

Відповідно з цим при розрахунку міцності закріплення замків дерев’яних анкерів варто розглянути два випадки. У першому, коли гранична міцність деревини на стиск поперек волокон менша граничної міцності на стиск, породи «вуса» дерев’яного стержня зминаються, замок закріплюється в основному за рахунок сил тертя його з породою (рис. 8.1). Тому несуча здатність замка дерев’яного анкера

$$N = 2 T,$$

або

$$N = 2 P f_T, \quad (8.30)$$

де P – сила опору (сила зім’яття «вуса» штанги на контакті з породою), Н;

f_T – коефіцієнт тертя дерева по породі.

Для розрахунку можна прийняти

$$P = \sigma_{\text{д}} F_l, \quad (8.31)$$

де F_l – площа стику «вуса» штанги з породою, см².

Площу стику F_1 можна визначити за формулою

$$F_1 = \frac{\pi D_{\text{шт}} \cdot l_p \cdot t^\circ}{270} \cdot \left(1 - \frac{D_{\text{св}} - D_{\text{шт}} + b}{c_p}\right), \quad (8.32)$$

де l_p – робоча довжина клина, м;

t° – половина центрального кута стику «вуса» анкера η з породою (рис. 8.1, А-А), град.

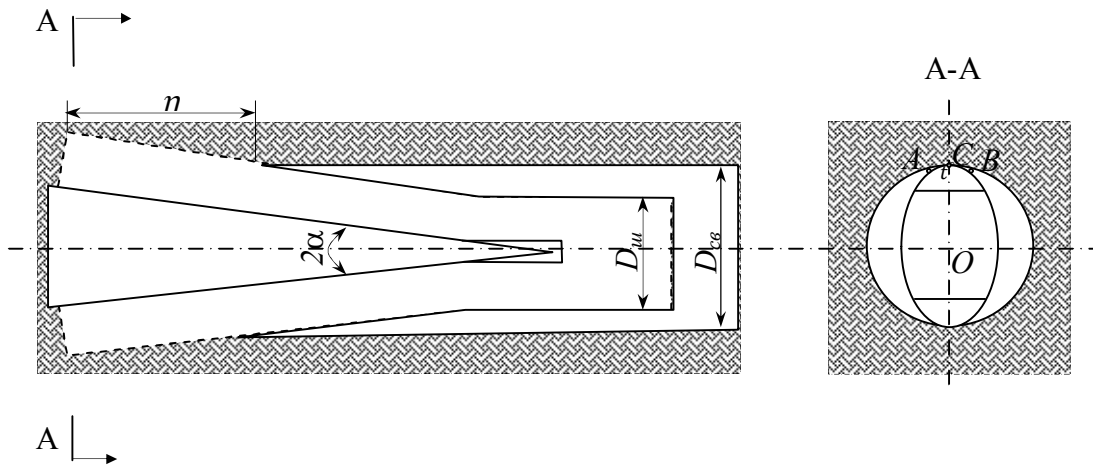


Рис. 8.1. Розрахункова схема до визначення несучої здатності замка дерев'яних анкерів

З урахуванням виразів (8.31) і (8.32) формула (8.30) для визначення несучої здатності замка дерев'яного анкера прийме вид:

$$N = \frac{\pi}{135} \cdot D_{\text{шт}} \cdot l_p \cdot t^\circ \cdot \sigma_d \cdot f_T \left(1 - \frac{D_{\text{св}} - D_{\text{шт}} + b}{c_p}\right). \quad (8.33)$$

У другому випадку, коли гранична міцність деревини на стиск поперек волокон більша граничної міцності породи на стиск, розрахунок несучої здатності замка варто вести, як і для металевих клинощілинних анкерів, за формулою (8.48).

Клинощілинні металеві анкери

Відомо, що чим більше кут клина, тим менше зусилля, яке передається клином на породу. Однак із збільшенням кута клина зменшується площа стику «вусів» анкера з породою. Таким чином, збільшення кута клина знижує зусилля, що передаються на породи, і в той же час зменшує площу стику «вусів» анкера з породою.

У всіх випадках кут клина слід вибирати із розрахунку забезпечення його самогальмування у щілині стержня.

Розглянемо схему зусиль, що діють на клин завантаженого клинощілинного замка (рис. 8.2.). Внаслідок прикладання навантаження до стержня на робочих гранях клина виникають зусилля Q , рівнодіюча яких R намагається видавити клин із щілини.

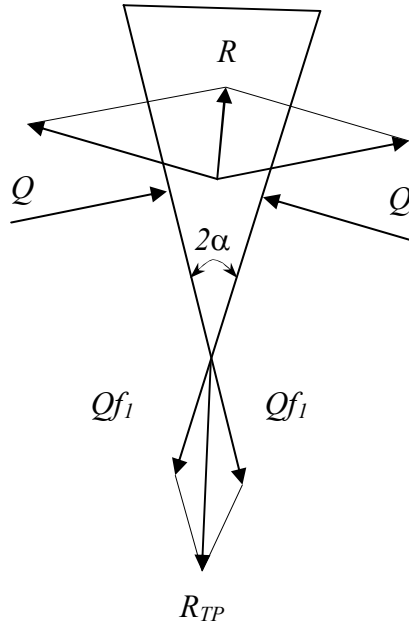


Рис. 8.2. Схема зусиль, які діють на клин навантаженого клинощільового замка

Однак в наслідок тих же умов Q , на контакті клина з «вусами» штанги виникають сили тертя Qf_1 , рівнодіюча яких R_{TP} протидіє видавлюючій силі R і намагається утримати клин у щілині. Щоб клин не вислизнув у момент прикладання навантаження, повинна виконуватись умова:

$$R_{TP} \geq R . \quad (8.34)$$

У свою чергу, як бачимо з рис. 8.3,

$$R_{TP} = 2Qf_1 \cos \alpha ; \quad (8.35)$$

$$R = 2Q \sin \alpha . \quad (8.36)$$

Підставивши умови (8.35) і (8.36) в (8.34) і скоротивши обидві частини виразів (8.34) на $2Q \cos \alpha$, одержимо

$$\operatorname{tg} \alpha \leq f_1$$

або

$$\alpha \leq \arctg f_1 , \quad (8.37)$$

тобто для виконання умови самогальмування половина кута клина повинна бути менше кута тертя металу по металу.

Виходячи з цієї умови, мінімальна довжина клина визначається з виразу

$$l_{min} = \frac{C_{\Pi}}{2f_1}$$

Якщо прийняти товщину відмитих чавунних клинів $C_{\Pi} = 25$ мм і коефіцієнт тертя сталі по чавуну $f_1 = 0,3$, то мінімальна довжина клина буде

$$l_{min} = \frac{C_{\Pi}}{2f_1} = \frac{25}{2 \cdot 0,3} = 44,5 \text{ мм.}$$

На рис. 8.3 наведена схема зусиль, що діють на закріплений замок. Виходячи з умови рівноваги замка, спроектувавши всі діючі зусилля на вісь Y, маємо

$$\sum y = -N + 2Q \sin \alpha + 2Q f_2 \cos \alpha = 0;$$

звідси

$$N = 2Q \cos \alpha (tg \alpha + f_2), \quad (8.38)$$

де N – несуча здатність замка, кН;

Q – максимально можлива реакція, кН;

α – половина повного кута клина; град

f_2 – коефіцієнт тертя металу по породі.

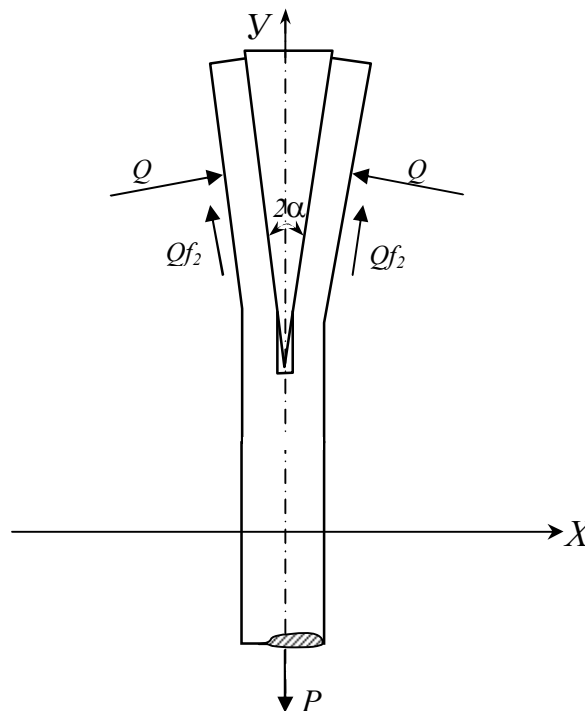


Рис. 8.3. Схема зусиль, які діють на клиноциліндний замок анкерного кріплення

Як бачимо із (8.38), несуча здатність клинощільного замка залежить перед усім від максимально можливої реакції породи, яка, в свою чергу, пропорційна площі стику «вусів» штанги з породою, а також від кута клина і коефіцієнта тертя металу по породі. Під час виймання штанги порода руйнується по поверхні стиску, але окрім зусиль, які необхідні для руйнування породи під час обвалення, виникають сили тертя, які також перешкоджають вийманню штанги. Таким чином, необхідно визначити несучу здатність замка до одержання зусиль, необхідних для руйнування породи, і зусиль для подолання сил тертя.

Максимальну силу реакції опіру породи Q можна визначити із виразу:

$$P \approx F\sigma, \quad (8.39)$$

де F – площа стику «вуса» штанги з породою;

σ – межа текучості при стисканні для пластичних порід чи межа міцності на стиск для крихких порід.

Під час забивання штанги руйнуються стінки свердловини «вусами» штанги, які стикуються з породою на циліндричній поверхні, окресленої параболою (на рис. 8.4, б заштрихована); при цьому довжина розклиненої частини штанги значно менша довжини клина, і тим менша, чим більша різниця між діаметрами свердловини й штанги.

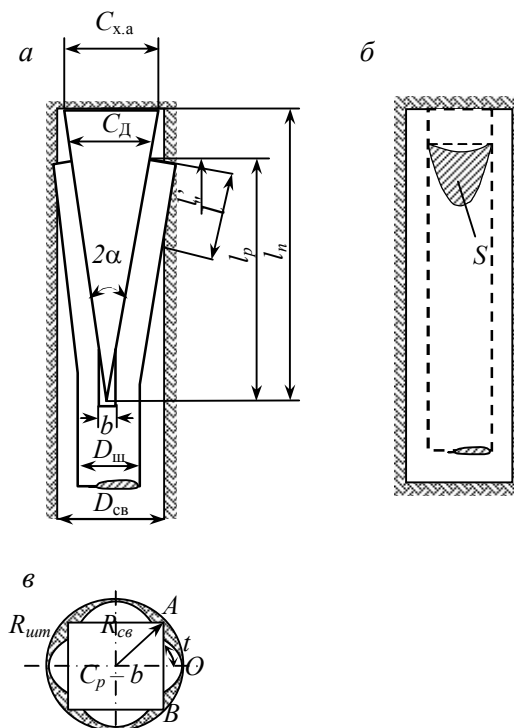


Рис. 8.4. Розрахункова схема до визначення несучої здатності клинощільного замка

Несуча здатність замка клинощільного анкера визначається виходячи з визначення площі стику «вусів» анкера з породами стінок свердловини.

Проекція лінії стикування на вертикальну площину l' може бути визначена із співвідношення, складеного для точок стику «вусів» анкера з породою (див. рис. 8.4, а)

$$D_{cb} = D_{шт} - b + 2(l_p - l')tg\alpha,$$

де l_p – робоча довжина клина, м.

Вирішивши це рівняння відносно l' і, замінивши $tg\alpha$ виразом $\frac{c_p}{2l_p}$, одержимо

$$l' = l_p \left(1 - \frac{D_{cb} - D_{шт} + b}{c_p}\right).$$

Дійсна довжина лінії стику

$$l'' = \frac{l'}{\cos\alpha} = \frac{l_p}{\cos\alpha} \left(1 - \frac{D_{cb} - D_{шт} + b}{c_p}\right). \quad (8.40)$$

Для визначення площі стикування «вуса» анкера з породою, окрім довжини лінії стикування l'' , необхідно знати також довжину дуги АОВ, яку можна визначити із співвідношення

$$L_{AB} = \frac{\pi D_{шт} t}{180^\circ}, \quad (8.41)$$

де t – половина центрального кута стику «вуса» анкера з породою.

Як бачимо із рис. 8.5,в, для визначення кута t необхідно знати координати точки А ($x_1; y_1$). Помістивши початок координат в центр свердловини, можна навести рівняння кола свердловини і штанги у такому виді:

– рівняння кола свердловини

$$x^2 + y^2 = R_{св}^2, \quad (8.42)$$

– рівняння кола штанги

$$\left(x - \frac{c_p - b}{2}\right)^2 + y^2 = R_{шт}^2, \quad (8.43)$$

де x і y – поточні координати кіл;

$R_{св}$ і $R_{шт}$ – відповідно радіуси свердловини і штанги;

$\frac{c_p - b}{2}$ – відстань між центрами кіл.

Розв’язуючи разом рівняння (8.42) і (8.43), знайдемо координати точок пересікання:

$$x_1 = \frac{R_{CB}^2 - R_{ШТ}^2 + \left(\frac{c_p - b}{2}\right)^2}{c_p - b}; \quad (8.44)$$

$$y_1 = \sqrt{R_{CB}^2 - \frac{\left[R_{CB}^2 - R_{ШТ}^2 + \left(\frac{c_p - b}{2}\right)^2\right]^2}{(c_p - b)^2}}, \quad (8.45)$$

де x_1 і y_1 – координати точки А.

Тому

$$tgt = \frac{y_1}{x_1 - \frac{c_p - b}{2}}. \quad (8.46)$$

Підставивши в умову (8.46) значення координат x_1 і y_1 із виразів (8.44) і (8.45) і перетворивши її одержимо

$$tgt = \frac{\sqrt{4D_{CB}^2(c_p - b)^2 - [D_{CB}^2 - D_{ШТ}^2 + (c_p - b)^2]^2}}{D_{CB}^2 - D_{ШТ}^2 - (c_p - b)^2}. \quad (8.47)$$

Як було відзначено вище, стикування «вусів» анкера з породою відбувається на циліндричній поверхні, що окреслена параболою. Тоді площа стику «вуса» анкера з породою визначається з відношення

$$F = \frac{2}{3} L_{AB} l'' . \quad (8.48)$$

Підставляючи в (8.42) довжину дуги АВ із (8.41) і довжину лінії стику l'' із (8.40), одержимо

$$F = \frac{\pi D_{ШТ} l_p t}{270 \cos \alpha} \left(1 - \frac{D_{CB} - D_{ШТ} + b}{c_p}\right). \quad (8.49)$$

Замінивши у виразі (8.38) значення Q у відповідності з (8.39), одержимо рівняння для визначення несучої здатність замка:

$$N = \frac{\pi}{135} D_{ШТ} l_p \sigma_{ст} t^\circ \left(1 - \frac{D_{CB} - D_{ШТ} + b}{c_p}\right) (f_2 + tg \alpha). \quad (8.50)$$

Кут t у формулі (8.50) визначається з виразу (8.47).

Одержана розрахункова формула з'єднує функціональною залежністю всі основні параметри, що впливають на несучу здатність замка анкерного кріплення клинощілинного типу, і дозволяє з достатнім ступенем точності визначити її, виходячи з міцнісних характеристик порід і ступеня входження клина у щілину штанги.

8.3 Визначення параметрів анкерного кріплення у боках виробки

При нестійких породах у боках підготовчої виробки відбуваються віджимання і вивалювання вугілля і породи у виробку. У таких випадках виробки необхідно закріплювати.

У боках виробки з нестійкими породами утворюються призми сповзання, площини ковзання яких нахилені до горизонту під кутом $\theta = \frac{90^\circ + \varphi}{2}$ (рис.8.5, а), де φ – кут внутрішнього тертя породи.

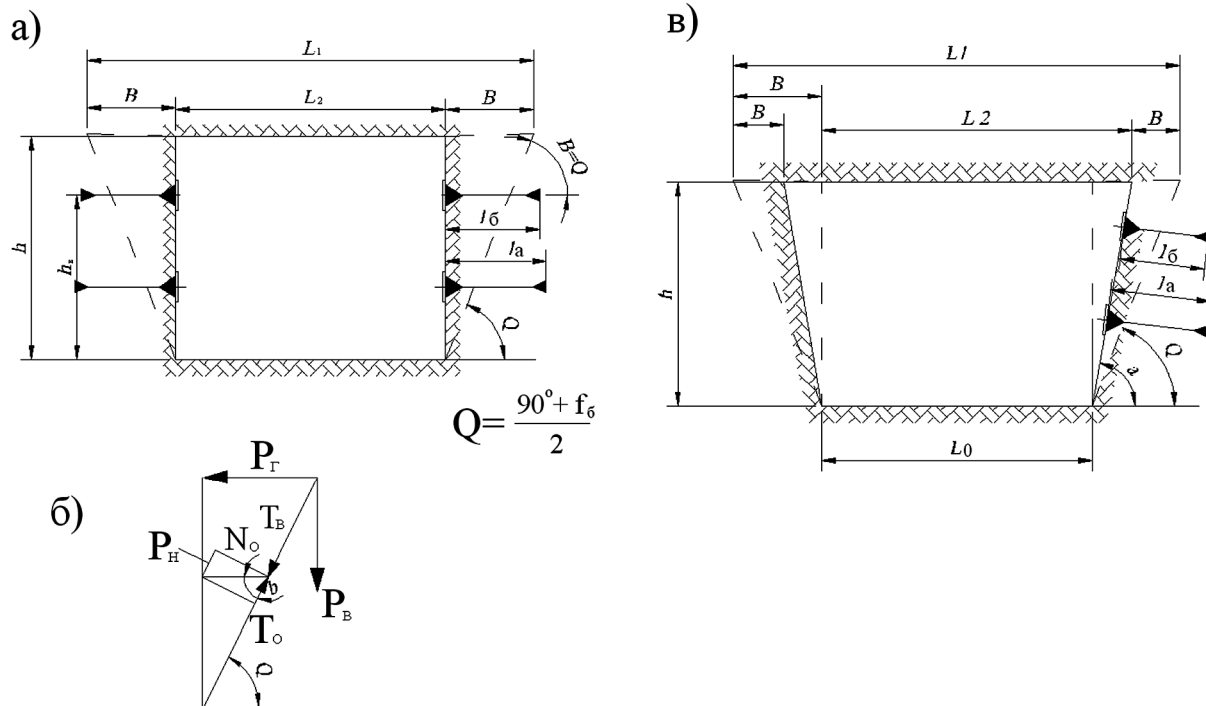


Рис. 8.5. Схеми до розрахунку анкерного кріплення у боках виробки

Якщо розміри непружних деформацій порід не перевищують практично необхідної довжини анкерів (звичайно не більше 2-2,5 м), замки анкерів варто закріплювати за межами призми сповзання.

На практиці найбільш часто виробки проходяться з вертикальними і похилими стінками у бік масиву.

У виробках з вертикальними стінками найбільша ширина призми сповзання визначається за формулою

$$B = htg \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2}, \quad (8.51)$$

де B – максимальна ширина призми сповзання;

h – висота виробки;

φ_δ – кут внутрішнього тертя порід у боках виробки.

Активна довжина бічних анкерів l_a визначається залежно від ширини призми сповзання з виразу (див. рис. 8.4, а):

$$l_a = h_b tg \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2} + l_3, \quad (8.52)$$

де h_b – відстань від підшви виробки до анкера, м;

l_3 – величина заглиблення анкера у стійкі породи (звичайно $l_3 \geq 0,4$ м).

Повна довжина анкера

$$l_\delta = l_a + l_3. \quad (8.53)$$

Якщо по висоті бічної стінки встановлюється декілька анкерів, то достатньо розрахувати довжину верхнього анкера, а інші прийняти такими ж.

Сповзання порід не відбудеться за умови рівноваги сил, що діють у площині ковзання призми. Наприклад, коли застосовуються металеві анкери, що установлені з початковим натягом P_n , стійкість призми сповзання досягається за умови (див. рис. 8.5, б):

$$T_\Theta - T_0 \leq N_0 tg \varphi, \quad (8.54)$$

де

$$T_0 = P_n \cos \beta \quad (8.55)$$

$$N_0 = P_n \sin \beta \quad (8.56)$$

де T_0 – зсувна сила на площині ковзання, т/м;

β – кут нахилу площини ковзання до осі анкерів, град.

Із схеми діючих сил, наведених на рис. 8.4, б, бачимо, що

$$T_\Theta = \frac{P_\Gamma}{\sin \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2}}, \quad (8.57)$$

де P_Γ – величина бічного тиску від призми сповзання, що направлений горизонтально.

Бічний тиск P_r на одиницю довжини виробки

$$P_r = \frac{\gamma_\delta h}{2} (2h_o + h) \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2}, \quad (8.58)$$

де h_o – приведена висота привантаження на призмі сповзання, м;

$$h_o = b_o \frac{\gamma_k}{\gamma_\delta}, \quad (8.59)$$

де b_o – визначається за формулами (8.3) чи (8.4);

γ_k – середня щільність порід покрівлі, т/м³;

γ_δ – середня щільність порід боків, т/м³.

Величина необхідного початкового натягу анкерів залежить від міцності й потужності шарів покрівлі. Із зростанням міцності і потужності шарів покрівлі необхідна величина натягу анкерів знижується.

Основна роль початкового натягу анкерів полягає у відверненні небезпечних деформацій у закріплюваних породах. Тому величина необхідного натягу анкерів повинна бути більше зусиль, що викликають розшарування і вивали порід.

Необхідний початковий натяг анкерів P_H (т) може бути визначений із виразів для наступних умов:

а) для виробок, на які впливає невеликий гірський тиск (поза зоною впливу очисних робіт)

$$P_H = (0,6 - 0,8) S l_a \gamma_{\text{сер}}; \quad (8.60)$$

б) для виробок, на які впливає великий гірський тиск (у зоні впливу очисних робіт)

$$P_H = (1,0 - 1,2) S l_a \gamma_{\text{сер}}, \quad (8.61)$$

де S – площа, яка доводиться на один анкер, м²;

l_a – активна довжина анкера (частина анкера, що знаходиться у породі), м;

$\gamma_{\text{сер}}$ – середня щільність закріплюваних порід, т/м³.

Величина початкового натягу анкерів для першої групи виробок складає у більшості випадків $P_H = 3-3,5$ т, для другої $P_H = 4-5$ т.

При послідовному зростанні тиску на боки виробки початковий натяг анкера P_H на P і перетворень одержимо наступний вираз для визначення необхідної міцності закріплення (сумарної) P_c замків металевих анкерів у боках на одиницю довжини виробки

$$P_c = \frac{P_r}{\sin \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2} (\sin \beta \operatorname{tg} \varphi_\delta + \cos \beta)} \quad (8.62)$$

При встановленні анкерів перпендикулярно до вертикальних стінок виробки $\beta = \frac{90^\circ + \varphi_\delta}{2}$ (див. рис. 8.4, а) формула (8.62) має вигляд:

$$P_c = \frac{P_r}{\sin \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2} (\sin \frac{90^\circ + \varphi_\delta}{2} \operatorname{tg} \varphi_\delta + \cos \frac{90^\circ + \varphi_\delta}{2})} \quad (8.63)$$

Необхідна кількість анкерів n на бічну поверхню одиниці довжини виробки може бути визначена з виразу

$$n = \frac{P_c k_3}{P}, \quad (8.64)$$

де P – міцність закріплення замка одного анкера у бічних породах;
 k_3 – коефіцієнт запасу.

Дерев’яні анкери у боках виробки при сколюванні порід і зсуванні призм звичайно працюють на зріз. Стійкість боків, закріплених дерев’яними анкерами, досягається за умови

$$T_\theta < F_a [\sigma_{зр}], \quad (8.65)$$

де F_a – площа поперечного перерізу анкера, м^2 ;
 $[\sigma_{зр}]$ – допустима опірність деревини на зріз.

Необхідна кількість дерев’яних анкерів на бокову поверхню одиниці довжини виробки може бути визначена із виразу:

$$n = \frac{T_\theta k_3}{F_a [\sigma_{зр}]} \quad (8.66)$$

З метою підвищення стійкості боків виробки, особливо тих, що проводяться по вугільних пластах, їм доволі часто надають форму перевернутої трапеції. У тих випадках, коли кут нахилу боків виробки до горизонту $\alpha' < \theta$, бока стійкі без кріплення, при $\alpha' > \theta$ їх необхідно закріплювати.

У другому випадку, як бачимо з рис.8.4, в, ширина призми сповзання на рівні покрівлі:

$$B' = h \cdot \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2} - h \cdot \operatorname{tg} (90^\circ - \alpha')$$

або

$$B' = h \left[\operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2} - \operatorname{tg} (90^\circ - \alpha') \right] \quad (8.67)$$

Активна довжина анкерів визначається, як і для виробок з вертикальними стінками, тільки з урахуванням зменшення ширини призми сповзання за рахунок перевернутої форми поперечного перерізу виробки. Так, при установленні анкерів перпендикулярно до бічної поверхні (див. рис. 8.4, в) активна довжина анкерів визначається з виразу:

$$l_a = h_n \operatorname{tg}(\alpha' - \theta) + l_3. \quad (8.68)$$

При розташуванні анкерів горизонтально активна довжина їх може бути розрахована за формулою

$$l_a = h_n \cos(90^\circ - \alpha') [\operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2} - \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha')] + l_3. \quad (8.69)$$

Для даного випадку, тобто при формі перевернутої трапеції, кількість металевих анкерів на одиницю довжини виробки визначається за формулою (8.62), дерев'яних – за формулою (8.66) з урахуванням зниження бічного тиску P_r за рахунок зменшення призми сповзання (головним чином її ширини).

Бічний тиск при такій формі виробки може бути визначений з виразу:

$$P'_r = k_6 \cdot P_r \quad (8.70)$$

де P'_r – бічний тиск на одиницю довжини виробки трапецієвидної форми зі збільшеною основою у покрівлі;

k_6 – коефіцієнт зменшення бічного тиску за рахунок переходу від прямокутного перерізу виробки до трапецієвидного зі збільшеною основою у покрівлі.

Коефіцієнт k_6 орієнтовно може бути визначений із виразу:

$$k_6 \approx \frac{B'}{B}, \quad (8.71)$$

де B , B' – ширина призми сповзання, що визначається відповідно з (8.51) і (8.67).

8.4 Розрахунок міцності закріплення замків розпирних анкерів

Розпирні замки відомих конструкцій бувають із симетричним і несиметричним клином. На рис. 8.6, а наведена схема розпирного замка з симетричним клином із зусиллями, що виникають у замку при прикладанні навантаження до штанги. Враховуючи рівновагу клина і спроектувавши всі діючі зусилля на вісь Y , знаходимо:

$$\sum Y = -P + 2Rf_1 \cos \alpha + 2R \sin \alpha = 0,$$

або

$$R = \frac{P}{2(f_1 \cos \alpha + \sin \alpha)}, \quad (8.72)$$

де R – реакція полумуфти, викликана силою P , кг;

$f_1 = \operatorname{tg} \rho_1$ – коефіцієнт тертя металу по металу в елементах замка;

ρ_1 – кут тертя металу по металу, град.

Аналогічно попереднім розрахункам для розпірної муфти (див. рис. 8.6, б) маємо

$$\sum X = R \cos \alpha - Rf_1 \sin \alpha - Q_r = 0,$$

або

$$R = \frac{Q_r}{\cos \alpha - f_1 \sin \alpha}, \quad (8.73)$$

де Q_r – горизонтальна реакція породи, викликана силою P .

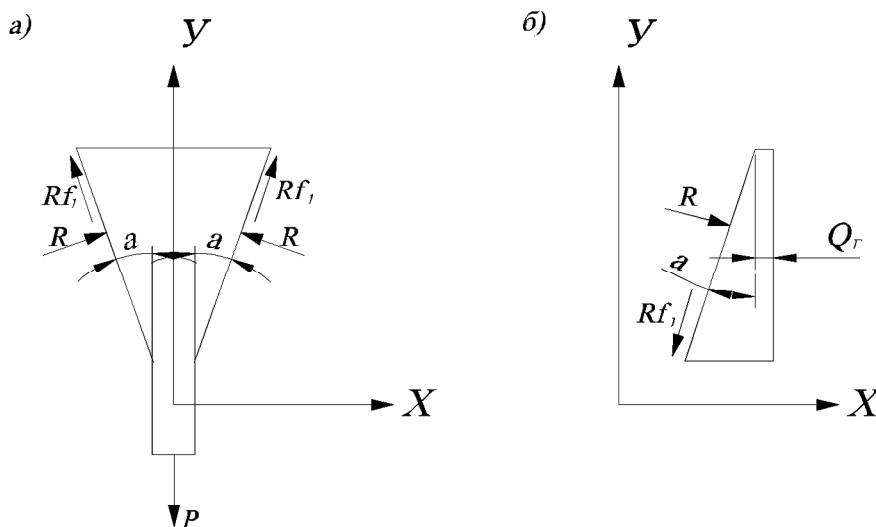


Рис. 8.6. Схема зусиль, які діють на елементи замка з симетричним клином: а – клин; б – розпірна муфта.

Розв’язуючи рівняння (8.72) і (8.73) сумісно, визначимо горизонтальну реакцію породи, яка викликана силою P :

$$Q_r = \frac{P}{2} \operatorname{ctg}(\alpha + \rho_1). \quad (8.74)$$

Виконаємо тепер розрахунок для замка з несиметричним клином. Розглядаючи замок у рівновазі (рис. 8.7), маємо:

$$\left. \begin{aligned} \sum x &= Q_r - R \cos \beta + R f_1 \sin \beta = 0 \\ \sum y &= -P + R f_1 \cos \beta + R \sin \beta = 0 \end{aligned} \right\}$$

або

$$\left. \begin{aligned} Q_r &= R(\cos \beta - f_1 \sin \beta), \\ R &= \frac{P}{f_1 \cos \beta + \sin \beta} \end{aligned} \right\} \quad (8.75)$$

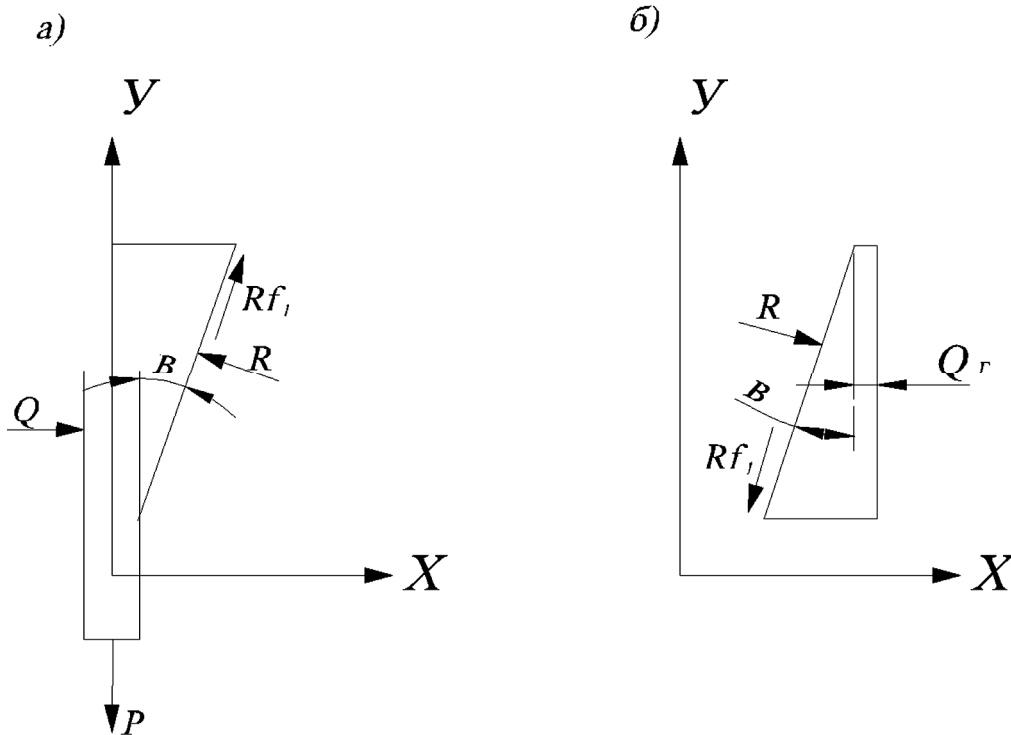


Рис. 8.7. Схема зусиль, які діють на елементи замка з несиметричним клином: а – клин; б – розпiрна муфта

Розв’язуючи сумісно рівняння, що входять в (8.75), будемо мати

$$Q_r = P \operatorname{ctg}(\beta + \rho_1), \quad (8.76)$$

де β – кут клина.

Виражаючи несучу здатність замка P через максимально можливу реакцію породи Q_{max} яка визначається з умови вдавлювання розпiрних елементів замка у породу, формули (8.74) і (8.76) можна переписати у наступному виді:

$$P = 2Q_{max} \operatorname{tg}(\alpha + \rho_1); \quad (8.77)$$

для замків із несиметричним клином

$$P = Q_{max} \operatorname{tg}(\beta + \rho_1). \quad (8.78)$$

Як бачимо, при прикладанні зусиль до штанги відбувається спочатку притискання, а потім вдавлювання розпірних елементів замка у породу. Тому елементи розпірної муфти можна розглядати як штампи, що вдавлюються в породу з зусиллям Q , яке є функцією зусилля P , прикладеного до штанги.

При вдавлюванні штампа у породу під ним утворюється зона, по контуру якої порода знаходиться у граничному напруженому стані, і цілком порода руйнується при такому навантаженні, коли в деякій точці на осі (вісь симетрії штампа) вперше виникає граничний напружений стан. Схематично, стосовно до розпірних замків, це можна уявити у вигляді клина під розпірною муфтою, на вістрі якого (точка С) виникає граничний напружений стан, що розповсюджується по дотичних від точок дотику А і Д у точці С (рис.8.8).

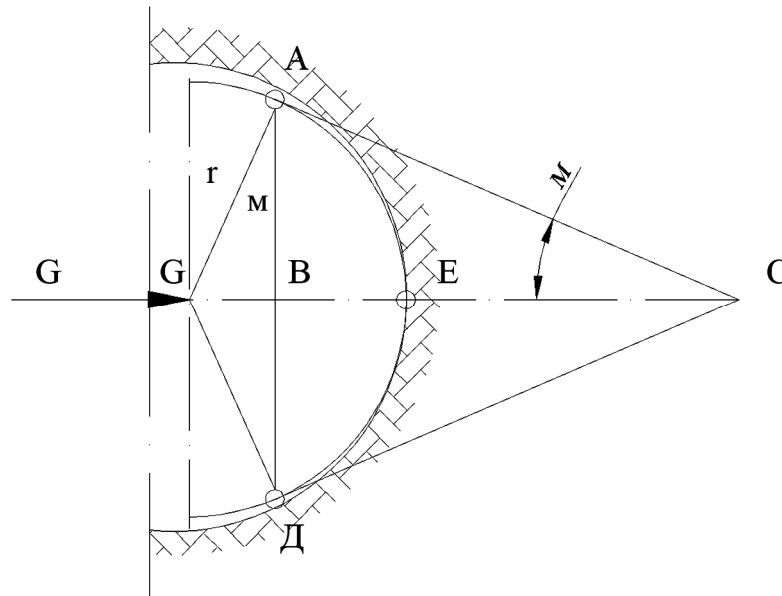


Рис. 8.8. Схема руйнування породи під розпірною муфтою

Положення точки А визначається кутом μ при вершині клина, що зв'язаний з кутом внутрішнього тертя співвідношенням

$$\mu = 45^\circ - \frac{\varphi}{2}. \quad (8.79)$$

і радіусом розпірної муфти $OA = r$. Тому при руйнуванні породи працює не вся поверхня розпірної муфти, а тільки частина її, яка окреслена дугою AED чи її проекції, $AD = 2a$.

Оскільки $\angle OAB = \angle ACB = \mu$, $a = r \cos \mu$,

$$2a = 2r \cos \mu = D_m \cos \mu, \quad (8.80)$$

де D_m – діаметр розпірної муфти, см.

Максимальну реакцію породи можна визначити із наступного співвідношення

$$Q_{max} = 2ah_m \sigma_{вд}, \quad (8.81)$$

де h_m – висота розпірної муфти, см;

$\sigma_{вд}$ – опірність породи вдавлюванню, кг/см².

Опірність породи вдавлюванню можна виразити через межу міцності на одновісний стиск формулою

$$\sigma_{вд} = K \sigma_{ст}, \quad (8.82)$$

де K – коефіцієнт, який є функцією кута внутрішнього тертя породи φ

$$K = \frac{\pi(1 - \sin \varphi)}{4 \sin \mu (\cos^2 \mu - \sin \varphi)}. \quad (8.83)$$

Таким чином, максимально можлива реакція породи залежно від конструктивних розмірів розпірної муфти і міцнісних властивостей породи наведена нижче

$$Q_{max} = \frac{\pi(1 - \sin \varphi) \operatorname{ctg} \mu}{4(\cos^2 \mu - \sin \varphi)} D_m h_m \sigma_{ст}. \quad (8.84)$$

Вводячи позначення

$$c = \frac{\pi(1 - \sin \varphi) \operatorname{ctg} \mu}{4(\cos^2 \mu - \sin \varphi)} \quad (8.85)$$

і підставляючи значення Q_{max} у вирази (8.84) і (8.78), одержимо наступні формули для визначення несучої здатності розпірних замків:

– для замків із симетричним клином

$$N = 2c D_m h_m \sigma_{ст} \operatorname{tg}(\alpha + \rho_1); \quad (8.86)$$

– для замків із несиметричним клином

$$N = c D_m h_m \sigma_{ст} \operatorname{tg}(\beta + \rho_1). \quad (8.87)$$

Формули (8.79) і (8.80) зв’язують функціональною залежністю несучу здатність замків N , механічні характеристики порід ($\sigma_{ст}$ і φ) і основні конструктивні елементи замка: діаметр розпірної муфти D_m , її висоту h_m і кут клина α чи β .

Кут внутрішнього тертя для гірських порід знаходиться в межах від 20 до 40°. Значення коефіцієнта c , що розрахований за формулою (8.78) для різних значень кута внутрішнього тертя φ наведені у табл. 8.1, а значення кута внутрішнього тертя для деяких гірських порід – у табл.8.2.

Таблиця 8.1

Значення коефіцієнта c для гірських порід
з різним кутом внутрішнього тертя

Кут внутрішнього тертя φ , град	μ , град	c
20	35,0	2,25
25	32,5	2,47
30	30,0	2,69
35	27,5	2,97
40	25,0	3,55

Таблиця 8.2

Значення φ кута внутрішнього тертя гірських порід

Гірські породи	Кут внутрішнього тертя φ , град
Пластичні глини	15
Слабкі глинисті сланці	20
Міцні глинисті сланці	20
Вапняки	20
Піщанисті сланці	30
Піщаники	30

8.5 Приклади розрахунку параметрів анкерного кріплення підготовчих виробок

Із накопиченого досвіду і наукових досліджень відомо, що при шаруватій будові покрівлі анкери необхідно розташовувати перпендикулярно до площин напластування порід. При цьому, якщо довжина стержнів (штанг) однакова, досягається закріплення замків, анкерів у покрівлі на більший глибині у порівнянні з похилим установленням анкерів і, тому зменшення осідання покрівлі. Похиле розташування штанг вимагає використання кутових чи сферичних шайб, які значно дорожче звичайних плоских шайб і ускладнюють буріння свердловин під анкери.

В однорідних нешаруватих породах анкери доцільно монтувати перпендикулярно до площини відслонення. У покрівлі і боках виробки анкери вигідно розташовувати рядами.

Нижче наведені окремі приклади розрахунку паспортів кріплення підготовчих виробок анкерним кріпленням.

Приклад 1. Провести розрахунок анкерного кріплення для проміжного штрека перерізом $S_{np} = 5,8 \text{ м}^2$, який проходять по вугільному пласту потужністю 2 м, з кутом падіння 8° на глибині $H = 300 \text{ м}$. Безпосередня покрівлі потужністю 5 м складена шаруватим аргілітом і алевролітом, підшошва – шаруватим аргілітом. Потужність нижнього шару покрівлі $m_o = 0,15 \text{ м}$, гранична міцність порід покрівлі $\sigma_{cm} = 500 \text{ кг/см}^2$, щільність покрівлі $\gamma = 2,6 \text{ т/м}^3$, коефіцієнт Пуассона $\mu = 0,3$. Гранична міцність вугілля на стиск $\sigma_{ст.в.} = 60 \text{ кг/см}^2$, кут внутрішнього тертя вугілля $\varphi_\delta = 32^\circ$, щільність вугілля $\gamma_\delta = 1,3 \text{ т/м}^3$. Виробка проходиться з підбиванням порід підшошви, форма штреку трапецієвидна, ширина його у покрівлі $L = 2,8 \text{ м}$, біля підшошви $L_n = 2,2 \text{ м}$, висота $h = 2,3 \text{ м}$. Виробка підпадає під інтенсивний вплив очисних робіт. Термін служби штреку 2 роки.

Розв’язання вправи

В зв’язку з можливим затисканням анкерів у свердловинах внаслідок активної дії очисних робіт для закріплення штреку приймаємо металеві клинощілинні анкери таких параметрів: діаметр анкера $D_{шт} = 24 \text{ мм}$, ширина щілини в анкері $b = 3 \text{ мм}$, довжина клина $l_n = 170 \text{ мм}$, товщина клина $C_p = 24 \text{ мм}$, кут клина $2\alpha = 7^\circ 24'$.

1. Визначимо необхідний діаметр свердловини під анкер із виразу (8.29)

$$D_{св} = D_{шт} - b + C_p - 2m = 24 - 3 + 24 - 9 = 36 \text{ мм};$$

2m знаходимо за формулою (8.28):

$$2m = 15 - 1,42f + 0,0417f^2 = 15 - 1,42 \cdot 5 + 0,0417 \cdot 5^2 = 9 \text{ мм}.$$

2. Визначимо міцність закріплення замка анкера за формулою (8.50):

$$\begin{aligned} N &= \frac{\pi}{135} D_{шт} l_p \sigma_{ст} t^\circ \left(1 - \frac{D_{св} - D_{шт} + b}{C_p} \right) (f_2 + tg\alpha) = \\ &= \frac{\pi}{135} \cdot 2,4 \cdot 17 \cdot 74,05 \cdot 500 \times \\ &\times \left(1 - \frac{3,6 - 2,4 + 0,3}{2,4} \right) (0,4 + tg3^\circ 42') = 6170 \text{ кг} \approx 6,2 \text{ т} \end{aligned}$$

(тут $f_2 = 0,4$; $l_p = 170 \text{ мм}$; $C_p = 24 \text{ мм}$).

Значення кута t визначимо за формулою (8.47):

$$\begin{aligned} t g t &= \frac{\sqrt{4D_{св}^2 (C_p - b)^2 - [D_{св}^2 - D_{шт}^2 + (C_p - b)^2]^2}}{D_{св}^2 - D_{шт}^2 - (C_p - b)^2} = \\ &= \frac{\sqrt{4 \cdot 3,6^2 (2,4 - 0,3)^2 - [3,6^2 - 2,4^2 + (2,4 - 0,3)^2]^2}}{3,6^2 - 2,4^2 - (2,4 - 0,3)^2} = 3,5; \end{aligned}$$

де $t = 74,05^\circ$.

3. Визначимо активну довжину анкера у покрівлі штреку.

Боки виробки нестійкі (див. нижче), тому активну довжину анкера розраховуємо за формулою (8.15)

$$l_a = \frac{2,5(a + htg \frac{90^\circ - \varphi\delta}{2})}{f} + l_3 = \frac{2,5(1,1 + 2,3 \cdot tg \frac{90^\circ - \varphi\delta}{2})}{5} + 0,4 = 1,5 \text{ м},$$

де (в зв'язку з трапецієвидною формою виробки із збільшеною основою у покрівлі)

$$a = \frac{L_0}{2} = \frac{2,2}{2} = 1,1 \text{ м}; \quad l_3 = 0,4 \text{ м}.$$

4. Визначимо відстань між анкерами.

Допустима відстань за міцністю закріплення замків анкерів (8.21):

$$d = \sqrt{\frac{N}{b_0 k_3 \gamma_{\text{сер}}}} = \sqrt{\frac{6,2}{1,18 \cdot 2 \cdot 2,6}} = 1,01 \text{ м},$$

де $b_0 = \frac{2,5 \cdot a'}{f} = \frac{2,5 \cdot 2,37}{5} = 1,18$ (формули (8.4), (8.6) і (8.7));

$$a' = a + htg \frac{90^\circ - \varphi\delta}{2} = 1,1 + 2,3 tg \frac{90^\circ - 32^\circ}{2} = 2,37 \text{ м}; \quad k_3 = 2$$

Допустима відстань між анкерами за несучою здатністю нижнього шару безпосередньої покрівлі (8.22):

$$d_0 = \sqrt{\frac{\sigma_{\text{зг}} h_0^2}{6\psi(0,1 + 0,13\mu)}} = \sqrt{\frac{3 \cdot 15^2}{6 \cdot 0,31(0,1 + 0,13 \cdot 0,3)}} = 51 \text{ см},$$

де $h_0 = 15 \text{ см}$; $\psi = b_0 \gamma_{\text{пок}} = 1,18 \cdot 2,6 = 3,1 \text{ т/м}^2 = 0,31 \text{ кг/см}^2$;

$$\sigma_{\text{зг}} = 3 \text{ кг/см}^2.$$

Прийmemo відстань між анкерами по довжині виробки 0,9 м, по ширині виробки – 1,1 м із розрахунку, з'єднання анкерів у ряду металевими підхватами із швелера №10 і суцільної затяжки покрівлі металевою сіткою з комітками 25×25 мм.

При розміщенні анкерів за сіткою 0,9×1,1 відстань між крайніми анкерами і боками штреку складе 0,3 м.

5. Визначимо повну довжину анкера:

$$l_{\text{шт}} = l_a + l_b = 1,5 + 0,1 = 1,6 \text{ м},$$

де $l_b = b_1 + l_k = 48 + 50 = 98 \text{ мм} \approx 0,1 \text{ м}$; $b_1 = 48 \text{ мм}$ – ширина швелера №10, $l_k = 50 \text{ мм}$ – довжина кінця анкера, що виступає із підхвата. Довжину анкера у покрівлі виробки $l_{шт}$ приймемо рівною 1,6 м.

6. Визначимо необхідний початковий натяг анкерів з виразу (8.61)

$$P_H = (1,0 - 1,2)Sl_a\gamma_{сер} = 1,0 \cdot 0,99 \cdot 1,5 \cdot 2,6 = 3,9 \text{ т/м}^2,$$

($S = 1,1 \times 0,9 = 0,99 \text{ м}^2$ – площа, що доводиться на один анкер).

7. Боки штреку нестійкі, тому що

$$k_b \cdot \gamma_{сер}H = 1500 \text{ т/м}^2 > \xi\eta\sigma_{ст.в} = 335 \text{ т/м}^2,$$

де $k_b=2$; $\gamma_{сер}=2,5 \text{ т/м}^2$; $\xi = 0,7$; $\eta = 0,8$.

Тому, боки виробки потребують закріплення. Анкери у боках штреку доцільно установити в два ряди на відстані від підосви: нижнього – 0,7 м, верхнього – 1,9 м.

8. Визначимо активну довжину бокових анкерів за формулою (8.68):

$$l_a = h_{\text{н}}tg(\alpha' - \theta) + l_3 = 1,9tg(82^\circ34' - 61^\circ) + 0,3 = 1,15 \text{ м},$$

де

$$tg\alpha' = \frac{h}{0,5(L-L_0)} = \frac{2,3}{0,5(2,8-2,2)} = 7,66; \alpha' = 82^\circ34';$$

$$\theta = \frac{90^\circ + \varphi_\delta}{2} = \frac{90^\circ + 32^\circ}{2} = 61^\circ; h_{\text{н}} = 1,9 \text{ м}; l_3 = 0,4 \text{ м}$$

Виходячи з практичного досвіду для закріплення боків приймаємо дерев'яні клинощілинні анкери із сухої високоякісної сосни наступних розмірів: діаметр анкера $D_{шт} = 42 \text{ мм}$; ширина щілини в анкері $b = 4 \text{ мм}$, довжина клина $l_n = 280 \text{ мм}$, товщина клина $c_n = 26 \text{ мм}$.

9. Визначимо повну довжину бічного анкера:

$l_\delta = l_a + l_b = 1,05 + 0,17 = 1,22 \text{ м}$, величина l_b , що дорівнює 0,17 м, складена із товщини дерев'яної затяжки і підхвата, що з'єднує анкери в ряду за висотою штреку, і довжини кінця анкера, що виступає із підхвата.

Довжину анкерів у боках штреку l_δ приймемо рівною 1,3 м.

10. Визначимо необхідну кількість анкерів на бічну поверхню 1 м довжини штреку за формулою (8.66)

$$n = \frac{T_{\theta} k_3}{F_a [\sigma_{зр}]} = \frac{5000 \cdot 1,25}{13,9 \cdot 180} = 2,5 \text{ шт},$$

де T_{θ} (див. (8.57) з урахуванням виразу (8.70)

$$T_{\theta} = \frac{P_{\Gamma}'}{\sin \frac{90^{\circ} - \varphi_{\delta}}{2}} = \frac{P_{\Gamma} \cdot k_{\delta}}{\sin \frac{90^{\circ} - \varphi_{\delta}}{2}} = \frac{3,2 \cdot 0,76}{\sin \frac{90^{\circ} - 32^{\circ}}{2}} = 5 \text{ т/м},$$

тут

$$P_{\Gamma} = \frac{\gamma_{\delta} h}{2} (2h_0 + h) \operatorname{tg}^2 \frac{90^{\circ} - \varphi_{\delta}}{2} = \frac{1,3 \cdot 2,3}{2} (2 \cdot 2,36 + 2,3) \operatorname{tg}^2 \frac{90^{\circ} - 32^{\circ}}{2} = 3,2 \text{ т/м}^2,$$

$$h_0 = b_0 \frac{\gamma_{\text{пок}}}{\gamma_6} = \frac{1,18 \cdot 2,6}{1,3} = 2,36 \text{ м};$$

$$k_{\delta} = \frac{B'}{B} = \frac{0,97}{1,27} = 0,76;$$

$$\text{де } B' = \frac{2a' - L}{2} = \frac{2 \cdot 2,37 - 2,8}{2} = 0,97; \quad B = \frac{2a' - L_0}{2} = \frac{2 \cdot 2,37 - 2,2}{2} = 1,27;$$

$$F_a = \frac{\pi D_{\text{шт}}^2}{4} = \frac{\pi \cdot 4,2^2}{4} = 13,9 \text{ см}^2;$$

$[\sigma_{зр}] \approx [\sigma_p] = 180 \text{ кг/см}^2$ (в даному випадку анкери працюють переважно на розтяг).

У зв'язку з тим, що анкери виготовлені з сухих і старанно відбракованих заготовок, допустимі напруження на розтяг $[\sigma_p]$ і зріз $[\sigma_{зр}]$ можна збільшити в 1,5-2 рази у порівнянні з їх значеннями для звичайних дерев'яних конструкцій; k_3 прийнято рівним 1,25 з розрахунку невеликого терміну служби виробки і практичного досвіду використання дерев'яних анкерів для укріплення боків пластових виробок.

Відстань між анкерами у боках приймаємо 0,8 м, тобто з розрахунку $n = 2,5$ анкера на бічну поверхню 1 м довжини штреку.

Приклад 2. Провести розрахунок анкерного кріплення для розрізної печі перерізом у проходці $4,2 \text{ м}^2$. Потужність пласта 1,5 м, кут падіння 25° . Межа міцності порід безпосередньої покрівлі на одновісний стиск $[\sigma_{\text{ст.п}}] = 350 \text{ кг/см}^2$, щільність $\gamma_n = 2,6 \text{ т/м}^3$. Безпосередня покрівля потужністю 3 м складена шаруватим аргілітом середньої стійкості, підшва – шаруватим алевролітом. Межа міцності вугілля на стиск $[\sigma_{\text{ст.в}}] = 110 \text{ кг/см}^2$, щільність $\gamma_n = 1,3 \text{ т/м}^3$.

Глибина розташування виробки $H = 200$ м. Піч проводиться буропідливним способом без підривання бокових порід. Форма виробки прямокутна, ширина її $L = 2,6$ м. Термін використання печі 6 місяців.

Розв’язання вправи

Піч проводиться у сприятливих гірничо-геологічних умовах (невеликий поперечний переріз, малий термін служби, вона розташована у масиві недоторканого вугілля), тому для закріплення виробки будемо використовувати дерев’яне анкерне кріплення із сухої сосни наступних розмірів: діаметр штанги $D_{шт} = 42$ мм, ширина під клин $b = 4$ мм, довжина клина $l_n = 280$ мм, товщина клина в його верхній частині $c_n = 26$ мм.

1. Визначимо необхідний діаметр свердловини під анкера із виразу (8.26)

$$D_{св} \leq D_{шт}(1 - \xi_1) + C_p(1 - \xi_2) - b.$$

Відносно зім’яття замка анкера із сухої сосни за умови, якщо він якісно закріплений у свердловині, за експериментальними даними складає 15-19% початкової величини, тобто $\xi_1 = \xi_2 = 0,15-0,19$. Прийmemo $\xi_{1,2} = 0,18$ (див. параграф 8.2).

Тому діаметр замка розкріпленого анкера

$$D_{з.а.} = D_{шт}(1 - \xi_1) + C_p(1 - \xi_2) - b = 42(1 - 0,18) + \\ + 26(1 - 0,18) - 4 = 51,7 \text{ мм.}$$

Прийmemo $D_{св} = 50$ мм.

2. Визначимо міцність закріплення замка анкера за формулою (8.33):

$$N = \frac{\pi}{135} \cdot D_{шт} \cdot l_p \cdot t^\circ \cdot \sigma_d \cdot f_T \left(1 - \frac{D_{св} - D_{шт} + b}{C_p} \right) = \\ = \frac{\pi}{135} \cdot 4,2 \cdot 27 \cdot 80,2 \cdot 40 \cdot 0,4 \left(1 - \frac{5 - 4,2 + 0,4}{2,5} \right) = 1760 \text{ кг} \approx 1,8 \text{ т,}$$

де $l_p = 270$ мм; $C_p = 25$ мм (при $D_{св} = 50$ мм); $\sigma_d = 40$ кг/см²; $f_T = 0,4$.

Значення кута t знайdemo з виразу (8.47)

$$tgt = \frac{\sqrt{4D_{св}^2(C_p - b)^2 - [D_{св}^2 - D_{шт}^2 + (C_p - b)^2]^2}}{D_{св}^2 - D_{шт}^2 - (C_p - b)^2} = \\ = \frac{\sqrt{4 \cdot 5^2(2,5 - 0,4)^2 - [5^2 - 4,2^2 + (2,5 - 0,4)^2]^2}}{5^2 - 4,2^2 - (2,5 - 0,4)^2} = 5,78,$$

$$t = 80^\circ 11', \text{ або } \approx 80,2^\circ$$

Перевіримо анкер на допустиме навантаження за міцністю на розрив, тобто

$$N_d = S_0[\sigma_p] = 12,1 \cdot 180 = 2178 \text{ кг},$$

де S_0 – площа поперечного перерізу анкера у найбільш ослабленому місці, тобто на ділянці щілини під клин:

$$S_0 = \frac{\pi D_{\text{шт}}^2}{4} - S_{\text{щ}} \approx \frac{\pi D_{\text{шт}}^2}{4} - b D_{\text{шт}} = \frac{\pi \cdot 4,2^2}{4} - 0,4 \cdot 4,2 = 12,1 \text{ см}^2;$$

допустиме напруження соснових анкерів на розрив, виготовлених із сухої деревини без суттєвих дефектів $[\sigma_p] = 150\text{--}200 \text{ кг/см}^2$; прийmemo $[\sigma_p] = 180 \text{ кг/см}^2$.

Оскільки $N_d > N$, подальші розрахунки кріплення будемо вести виходячи із міцності закріплення замка анкера N .

3. Визначимо активну довжину анкера.

На виробку впливає незначний гірський тиск, боки її стійкі (див. нижче), тому активну довжину анкера розраховуємо за формуло (8.12)

$$l_a = \frac{1,5a}{f} + l_3 = \frac{1,5 \cdot 1,3}{3,5} + 0,6 = 1,16 \text{ м}.$$

4. Визначимо відстань між анкерами.

Допустима відстань за міцністю закріплення замків анкерів (8.21)

$$d = \sqrt{\frac{N}{b_0 k_3 \gamma_{\text{сер}}}} = \sqrt{\frac{1,8}{0,37 \cdot 2 \cdot 2,6}} = 1 \text{ м},$$

де висота можливого вивалення b_0 у покрівлі (8.5)

$$b_0 = \frac{a}{f} = \frac{1,3}{3,5} = 0,37.$$

Коефіцієнт запасу $k_3 = 2$.

Допустима відстань між анкерами за несучою здатністю нижнього шару безпосередньої покрівлі (8.22)

$$d_0 = \sqrt{\frac{\sigma_{3\Gamma} h_0^2}{6\psi(0,1 + 0,13\mu)}} = \sqrt{\frac{2,5 \cdot 10^2}{6 \cdot 0,0096(0,1 + 0,13 \cdot 0,25)}} = 58 \text{ см},$$

тут, потужність нижнього шару порід покрівлі $h_1 = 10 \text{ см}$; $\psi = b_0 \gamma_{\text{пок}} = 0,37 \cdot 2,6 = 0,96 \text{ т/м}^2 = 0,096 \text{ кг/см}^2$ – при важких умовах роботи нижнього шару покрівлі; $\sigma_{3\Gamma} = 3 \text{ кг/см}^2$; $\mu = 0,25$.

Як бачимо, допустима відстань між анкерами по міцності закріплення замків $d = 1$ м, а по несучій здатність нижнього шару покрівлі – $d_0 = 0,58$ м. Прийmemo відстань між анкерами (по довжині і ширині виробки) 1 м із розрахунку з’єднання анкерів у ряду дерев’яними підхватами і суцільною затяжкою покрівлі дерев’яними дошками. При розміщенні анкерів по сітці квадрата 1×1 м відстань між крайніми анкерами і боками розрізної печі складе 0,3 м.

5. Визначимо необхідні розміри з’єднувального підхвата.

Варто відзначити, що підхват у прогоні між анкерами працює на згин як рівномірно навантажена балка із заміщеними кінцями. Розміри поперечного перерізу підхвата можна знайти з формули:

$$b_1 c_1^2 \geq \frac{q_0 \cdot d^2}{4 c_1^2 [\sigma_{зг}]},$$

де b_1 – ширина балки, см;

c_1 – висота балки, см;

q_0 – навантаження на одиницю довжини балки, кг/см;

$[\sigma_{зг}]$ – допустиме напруження, для сосни дорівнює 60-80 кг/см².

Прийmemo сосновий підхват висотою $c_1 = 7$ см з допустимим напруженням $[\sigma_{зг}] = 60$ кг/см².

Маючи висоту підхвата, знайдемо його ширину

$$b_1 = \frac{q_0 \cdot d^2}{4 c_1^2 [\sigma_{зг}]} = \frac{9,6 \cdot 100^2}{4 \cdot 7^2 \cdot 60} = 8,9 \text{ см},$$

де $q_0 = d_0 \cdot \gamma_{пок} = 1 \cdot 0,37 \cdot 2,6 = 0,96$ т/м = 9,6 кг/см.

Прийmemo $b_1 = 9$ см.

6. Визначимо повну довжину анкера з виразу (8.1)

$$l_{шт} = l_a + l_b = 1,16 + 0,14 = 1,3 \text{ м},$$

де $l_b = l_{підх} + l_{зат} + l_k = 7 + 2 + 5 = 14$ см = 0,14 м; ($l_{підх} = 7$ см – висота підхвата; $l_{зат} = 2$ см – товщина затяжки; $l_k = 5$ см – довжина кінця анкера, що виступає із підхвата).

Прийmemo $l_{шт} = 1,3$ м.

7. Перевіримо боки розрізної печі на стійкість. Стійкість боків виробки приблизно може бути оцінена виразом (7.1)

$$H \gamma k \leq \varphi \Delta \sigma_{ст.в.}$$

У зв'язку з незначною тріщинуватістю вугілля, крихким характером його руйнування і невеликим гірським тиском для розрахунку приймемо $k = 2$; $\Delta = 1$; $\varphi = 1$.

При цьому

$$k\gamma H = 2 \times 2,5 \times 200 = 1000 \text{ т/м}^2, \text{ де } \gamma = 2,5 \text{ т/м}^3;$$

$$\varphi \Delta \sigma_{\text{ст.в.}} = 110 \text{ кг/см}^2 = 1100 \text{ т/м}^2; k\gamma H = 1000 \text{ т/м}^2 \leq \varphi \Delta \sigma_{\text{ст.в.}} = 1100 \text{ т/м}^2,$$

тобто боки розрізної печі стійкі, застосування кріплення не потрібно.

Приклад 3. Провести розрахунок анкерного кріплення для польового штреку перерізом $S_{np} = 11,3 \text{ м}^2$. Виробка проводиться по шаруватих середньо тріщинуватих алевролітах і аргілітах, потужність нижнього шару порід покрівлі $m_o = 0,2 \text{ м}$, допустиме напруження згину $\sigma_{зз} = 3 \text{ кг/см}^2$. Коефіцієнт Пуассона цього шару породи – $\mu = 0,25$, щільність $\gamma_{сер} = 2,5 \text{ т/м}^3$. Міцність прилеглих порід $\sigma_{см} = 200 \text{ кг/см}^2$, кут внутрішнього тертя вугілля $\varphi_\delta = 20^\circ$. Форма штреку склеписта, висота його $h = 3,3 \text{ м}$, ширина по підшві $L = 3,6 \text{ м}$, периметр у проходці 12 м . Глибина розташування штреку $H = 400 \text{ м}$. Штрек сухий, вплив на нього очисних робіт мінімальний. Термін існування виробки 10 років .

Розв'язання вправи

Для кріплення штреку приймемо металеві розпірні анкери типу ШК-1, які дозволяють частково виймати їх при ліквідації (погашенні) польового штреку. Анкери мають такі розміри: діаметр штанги $D_{шт} = 20 \text{ мм}$, зовнішній діаметр розпірної муфти $D_m = 45 \text{ мм}$, висота розпірної муфти $h_m = 110 \text{ мм}$, кут клинового кінця штанги $2\alpha = 6^\circ$, довжина клинової частини штанги 150 мм . Коефіцієнт тертя у замку $f_l = 0,2$.

Тому кут тертя клинового кінця штанги у розпірній муфті $\rho_1 = \arctg 0,2 = 11^\circ 20'$, звідкіля $tg(\alpha + \rho_1) = tg(3^\circ + 11^\circ 20') = 0,255$.

1. Визначимо міцність закріплення замка анкера за формулою (8.86)

$$N = 2cD_m h_m \sigma_{ст} tg(\alpha + \rho_1) = 2 \cdot 2,25 \cdot 4,5 \cdot 11 \cdot 100 \cdot 0,25 = 11137 \text{ кг} \approx 11 \text{ т.}$$

Значення коефіцієнта знайдемо з табл. 8.1; для випадку, що розглядається, $c = 2,25$.

Виконаємо перевірку штанги анкера на граничне навантаження по міцності на розрив, тобто

$$N_{гр} = S_0 \cdot \sigma_b = 2,27 \cdot 4 \cdot 700 = 10669 \text{ кг} \approx 11 \text{ т,}$$

$$\text{де } S_0 = \frac{\pi D_{\text{анк}}^2}{4} = \frac{\pi \cdot 1,7^2}{4} = 2,27 \text{ см}^2; D_{\text{анк}} = 0,85, D_{\text{шт}} = 0,85 \cdot 2,0 = 1,7 \text{ см}$$

– внутрішній діаметр штанги у нарізній частині: $\sigma_b = 4700 \text{ кг/см}^2$ – гранична міцність сталі Ст.3.

Міцність закріплення замка і міцність штанги на розрив практично рівні, тому розрахунок несучої здатності кріплення будемо вести виходячи із міцності закріплення замка.

2. Визначимо активну довжину штанги анкера за формулою (8.12):

$$l_a = \frac{1,5a}{f} + l_3 = \frac{1,5 \cdot 1,8}{3} + 0,4 = 1,3 \text{ м.}$$

3. Визначимо відстань між анкерами у покрівлі виробки.

Допустима відстань за міцністю закріплення замків анкерів (8.21)

$$d = \sqrt{\frac{N}{b_0 k_3 \gamma_{\text{сер}}}} = \sqrt{\frac{11}{1,5 \cdot 3 \cdot 2,6}} = 1,2 \text{ м,}$$

$$b_0 = \frac{1,5a}{f} = \frac{1,5 \cdot 1,8}{3} = 0,9 \text{ м;}$$

Коефіцієнт запасу $k_3 = 3$.

Допустима відстань по несучій здатності нижнього шару порід покрівлі (8.22):

$$d_0 = \sqrt{\frac{\sigma_{\text{зг}} h_0^2}{6\psi(0,1 + 0,13\mu)}} = \sqrt{\frac{20 \cdot 3^2}{6 \cdot 0,224(0,1 + 0,13 \cdot 0,25)}} = 84 \text{ см}$$

$$\text{де } \psi = b_0 \gamma_{\text{сер}} = 0,9 \cdot 2,5 = 2,24 \text{ т/м}^2 = 0,224 \text{ кг/см}^2.$$

Прийmemo відстань між анкерами у покрівлі штреку d_0 рівним 1,1 м з затяжкою порід металевою сіткою. В зв'язку з великим терміном існування виробки для оберігання порід від вивітрювання і підсилення затяжки на дровову сітку наносять набризкбетон товщиною 4-5 см. Сітка розташування анкерів квадратна (1,1×1,1 м).

4. Визначимо повну довжину анкера:

$$l_{\text{шт}} = l_a + l_b = 1,3 + 0,10 = 1,4 \text{ м.}$$

Сумарна товщина затяжки покрівлі і довжина виступаючого кінця анкера $l_b = 0,10$ м. У зв'язку з великим терміном служби виробки довжину анкера у покрівлі $l_{\text{шт}}$ прийmemo рівною 1,6 м.

5. Визначимо необхідний початковий натяг анкерів (8.60)

$$P_H = (0,6 - 0,8) S l_a \gamma_{\text{сер}} = 0,8 \cdot 1,1^2 \cdot 1,5 \cdot 2,5 = 3,62 \text{ т.}$$

Натяг анкерів P_n приймемо рівним 4 т.

6. Перевіримо боки штреку на стійкість (див. приклад 2)

$$k\gamma H = 2 \cdot 2,25 \cdot 400 = 2000 \text{ т/м}^2;$$

$$\varphi \Delta \sigma_{\text{ст.в}} = 0,7 \cdot 0,5 \cdot 3000 = 1050 \text{ т/м}^2;$$

$$k\gamma H = 2000 \frac{\text{т}}{\text{м}^2} > \varphi \Delta \sigma_{\text{ст.в}} = 1050 \text{ т/м}^2$$

де $k = 2$; $\gamma_{\text{сер}} = 2,5 \text{ т/м}^2$; $\varphi = 0,7$; $\Delta = 0,5$ (по табл. 7.1)

Боки штреку нестійкі, їх необхідно закріплювати. Для цього використаємо анкери тієї ж конструкції, що і в покрівлі штреку. Приймемо розташування анкерів у два ряди: верхній – на відстані від підосви виробки 2,2 м, нижній – 1,1 м.

7. Визначимо повну довжину бокових анкерів:

$$l_\delta = l_a + l_b = 1,9 + 0,10 = 2,0 \text{ м},$$

де l_b , (див. 8.52)

$$l_a = h_b \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2} + l_3 = 2,2 \operatorname{tg} \frac{90^\circ - 20^\circ}{2} + 0,4 = 1,9 \text{ м}.$$

Боки штреку затягують, як і покрівлю, металеву сіткою. По сітці наносять набризкбетон товщиною 4-5 см.

Довжину бокових анкерів l_δ приймемо рівними 2,0 м.

Визначимо необхідну кількість анкерів у боці на 1 м довжини штреку за формулою (8.64):

$$n = \frac{P_c k_3}{P} = \frac{20 \cdot 1}{11} = 1,8 \text{ шт},$$

P_c знайдемо із виразу (8.63):

$$P_c = \frac{P_r}{\sin \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2} \left(\sin \frac{90^\circ + \varphi_\delta}{2} \operatorname{tg} \varphi_\delta + \cos \frac{90^\circ + \varphi_\delta}{2} \right)} =$$

$$= \frac{10,0}{\sin \frac{90^\circ - 20^\circ}{2} \left(\sin \frac{90^\circ + 20^\circ}{2} \operatorname{tg} 20^\circ + \cos \frac{90^\circ + 20^\circ}{2} \right)} = 20 \text{ тм},$$

а боковий тиск P_r за формулою (8.58):

$$n = \frac{T_\theta k_3}{F_a [\sigma_{3p}]} = \frac{5000 \cdot 1,25}{13,9 \cdot 180} = 2,5 \text{ шт.},$$

$$P_r = \frac{\gamma_\delta h}{2} (2h_0 + h) \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2} = \frac{2,5 \cdot 3,3}{2} (2 \cdot 0,9 + 3,3) \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - 20^\circ}{2} =$$

$$= 10,0 \text{ т/м}^2,$$

$$h_0 = b_0 \frac{\gamma_{\text{пок}}}{\gamma_6} = 0,9 \cdot \frac{2,5}{2,5} = 0,9 \text{ м};$$

коефіцієнт запасу k_3 прийнятий з урахуванням покриття бічної поверхні набризкбетоном, рівним 1,0; $N = 11$ т, тобто міцність закріплення замків анкерів у боках і покрівлі польового штреку однакові (див. п.1 розрахунку).

Прийmemo у боці 2 анкери через 1,2 м на довжині штреку. Тому сітка розташування анкерів у боці і покрівлі штреку однакова (1,1×1,0 м), по периметру штреку необхідно 7 анкерів, з них 3 у покрівлі, 4 – у боках.

8.6 Розрахунок параметрів анкерного кріплення з закріпленням хімічними складовими і цементними сумішами

Конструкція і технологія зведення анкерного кріплення із закріпленням швидкотвердіючими хімічними складами

Анкери виготовляються із армованого стержня (стальні, дерев'яні, склопластикові) і закріплюються у свердловині (шпурі) за допомогою швидкотвердіючого синтетичного складу (закріплювача). Закріплювач – суміш піску і смоли, поміщується в ампули (патрони). В цю масу вставляють додаткові ампули з твердіючими і прискорювальними добавками.

Стальні стержні виготовляються із круглого гладкого чи періодичного профілю діаметром 18-25 мм (рис. 8.9).

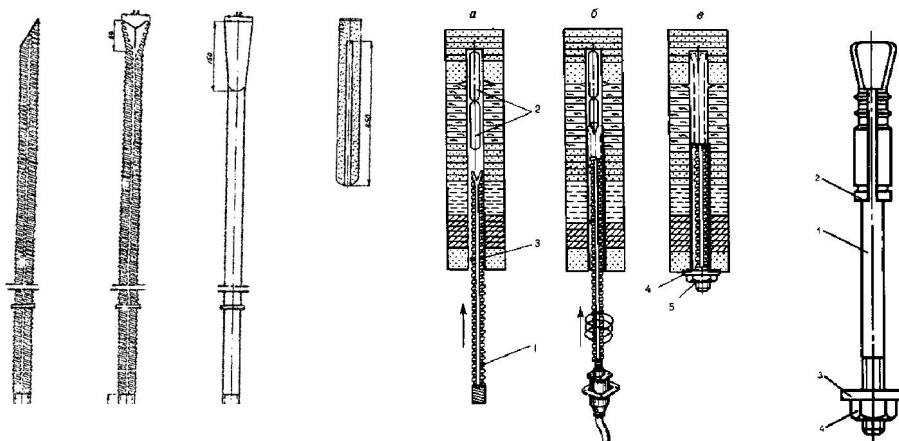


Рис. 8.9. Комплект анкерного кріплення: а – 1 – стержень анкера, 2 – ампули з хімічним закріплювачем, 3 – ущільнювальне кільце; б – схема установлювання анкера; в – 1 – армований стержень, 2 – полумуфта, 3 – опорна плита, 4, 5 – затяжна гайка

Армовані стержні із склопластика мають на кінці стовщення, яке слугує для утримання підхватних елементів (верхняків, опорних шайб тощо). Анкерне кріплення устальюють у шпури діаметром 28-42 мм. При шпурах діаметром 28-36 мм використовують ампули діаметром 22-24 мм, в шпурах діаметром 38-42 мм – ампули діаметром 34-36 мм. Довжину ампул 300-350 мм, ємкість однієї ампули 120-350 см³. Вага однієї ампули у поліетиленовому упакуванні 250-700 г. Заповнені ампули герметично закриваються кришками, зажимами чи запаюються.

Як опорні елементи можуть застосовуватися опорні плити чи підхвати (рис. 8.10).

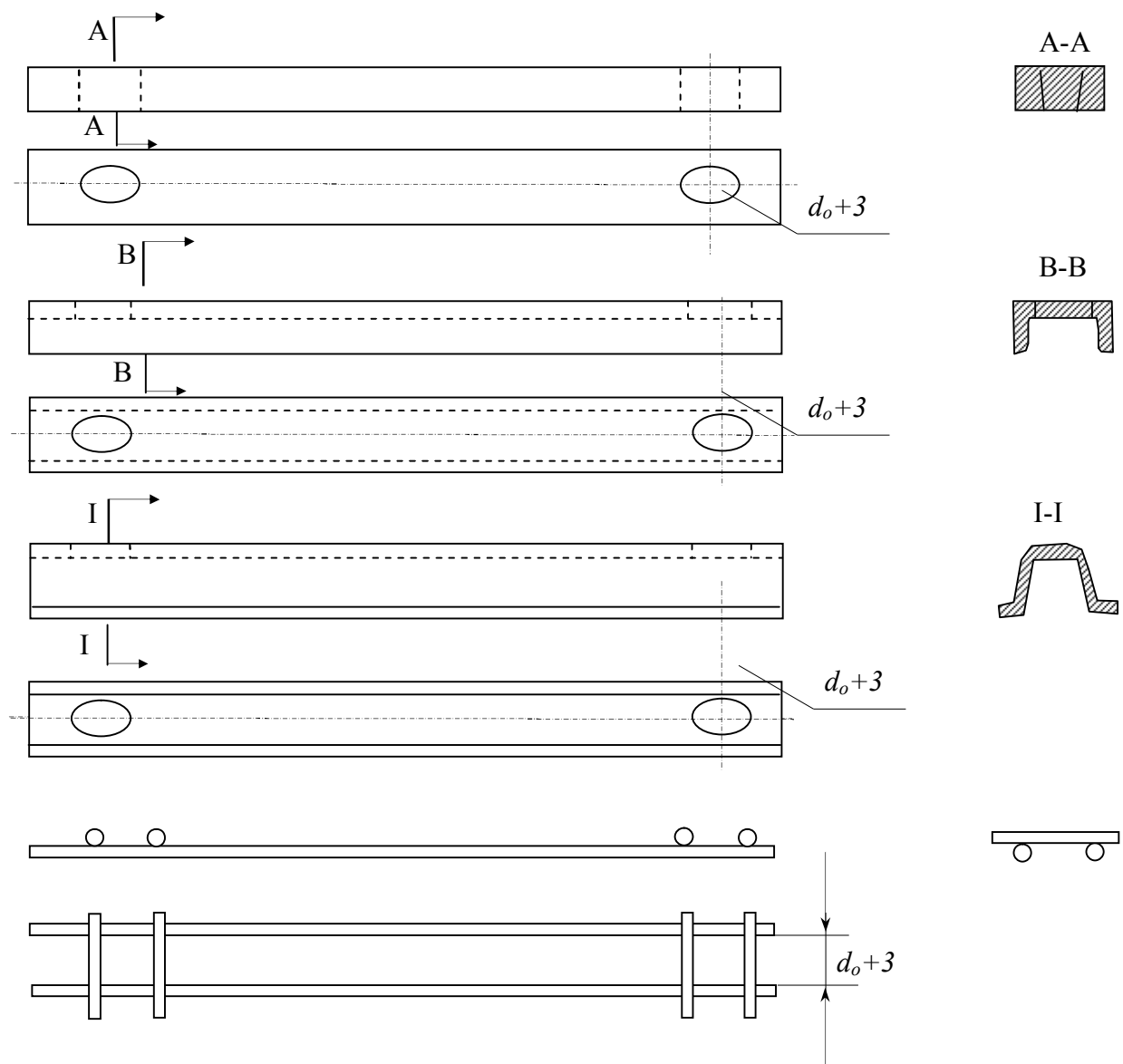


Рис. 8.10. Конструкція підхватів, що застосовуються з анкерним кріпленням

При установленні анкерів необхідну кількість ампул подають у шпур спеціальним забійником – шарнірно-роз’ємним пристроєм («зарядником»), що являє собою два поздовжньо розрізаних відрізка труби, з’єднаних шарнірно між собою (рис. 8.11). У розкритий зарядник вкладають необхідну кількість ампул, потім він закріплюється і подається у шпур.

Одразу ж за ампулами вводять армований стержень з гумовим ущільнювальним кільцем, що перешкоджає витіканню суміші. На різьбовий кінець стержня надівають чи нагвинчують спеціальну насадку (рис. 8.12).

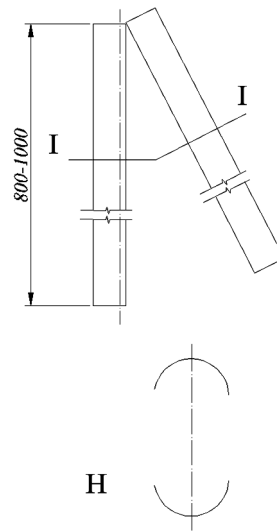


Рис. 8.11. Зарядник для одночасного досилання декількох ампул

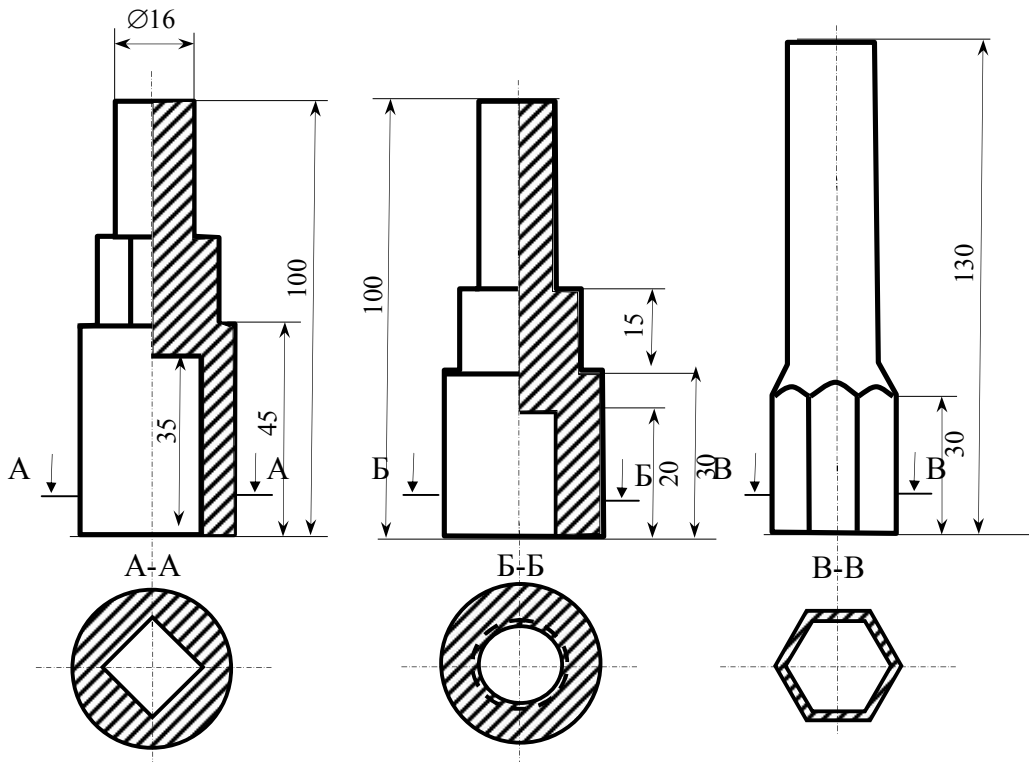


Рис. 8.12. Насадка для обертання стержня анкера

Потім на кінець насадки (хвостовик) насаджують електросвердло чи перфоратор. При включенні електросвердла стержень одержує обертальний і поступальний рух, руйнує оболонки ампул і трубок і переміщує їх склад.

Після закінчення обертання свердло знімають, а стержень утримують в початковий момент за допомогою клина, що вводять в устя шпuru. Навішування підхватів і опорних елементів відбувається після установа анкера через 20-30 хв. Натяг анкерів проводять через 40-60 хв.

Анкерне кріплення з закріпленням швидкоотвердіючими хімічними складами може бути використане за таких умов:

- ☀ як самостійне кріплення для різноманітних виробок (пластових і польових штрeків, квершлагів, бремсбергів, ухилів, хідників, а також збійок, печей і інших нарізних виробок);
- ☀ як допоміжне з'єднання з підпірним кріпленням у підготовчих і капітальних виробках різного призначення, при підвищеному гірському тиску, а також при ремонті монолітних і збірних бетонних кріплень в цих виробках;
- ☀ як тимчасове – при проведенні монтажних камер, у капітальних виробках великого перерізу з майбутнім зведенням постійного кріплення;
- ☀ для допоміжних цілей – при закріпленні приводних і натяжних головок конвеєрів, лебідок і інших механізмів.

Анкерне кріплення з швидкоотвердіючими хімічними складовими допускається застосовувати у виробках, які проводять по твердих породах і не допускається до застосування у слабких і нестійких глинистих породах.

При закріпленні виробок із водопритливом із покрівлі рекомендується застосовувати анкерне кріплення разом із рамним.

Теоретичні складові розрахунку анкерного кріплення з швидкоотвердіючими хімічними складами

Анкери з закріпленням на всій довжині свердловини хімічними складами і цементними сумішами знижують напруження на контакт з породою, і ковзання анкера по породі відсутнє. Сила закріплення цих анкерів перевищує руйнівальне навантаження на розрив металевий стержня чи труби.

Оскільки згадане анкерне кріплення застосовується для слабких і малостійких порід, навколо виробки утворюється зона непружних деформацій.

При стійких боках прямокутної виробки (рис. 8.13) висота цієї зони, в якій можливе обвалення покрівлі (в м), може бути визначена за формулою

$$h' = \frac{B}{2f_k \eta}, \quad (8.88)$$

де B – ширина виробки, м;

f_k – коефіцієнт міцності порід покрівлі за шкалою проф. М.М. Протода'яконова;

η – коефіцієнт, для структурного послаблення порід варто приймати $\eta = 0,9$, а в зоні впливу очисних робіт і при шаруватій структурі $\eta = 0,4$.

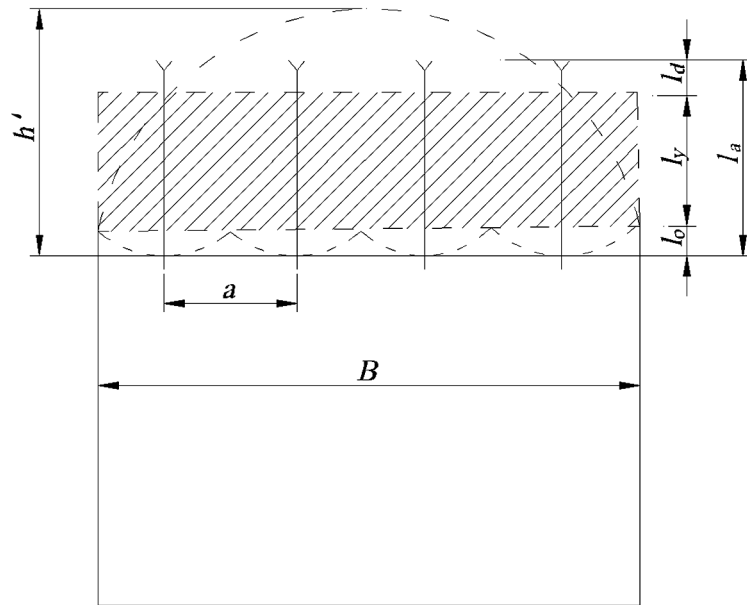


Рис. 8.13. Схема для розрахунку параметрів анкерного кріплення у підготовчій виробці з плоскою покрівлею

Повна довжина анкера (в м) в загальному випадку визначається за формулою

$$l = l_a + l_{\text{п}}, \quad (8.89)$$

де l_a – активна довжина анкера (частина анкера, що знаходиться у свердловині), м;

$l_{\text{п}}$ – пасивна довжина анкера (частина анкера, що виступає у виробку), м. На практиці $l_{\text{п}} = 0,1-0,25$ м.

Активна довжина анкера за умови закріплення його за межами зони обвалення визначається за формулою

$$l_a = h' + l_g, \quad (8.90)$$

де l_g – довжина заглиблення анкера в стійкі породи за межами зони можливого обвалення чи зони дії несучої породної плити. По даним практики l_g приймають 0,3-0,4 м.

За умови формування у склепінні виробки несучої породної плити товщиною l_y анкери повинні бути заглиблені за межі цієї зони на глибину l_g . Окрім цього, примикаючи безпосередньо до контура виробки, зона порід

товщиною l_0 може стати неробочою внаслідок можливого утворення обвалень між анкерами. Тоді активна довжина анкера (в м) визначиться

$$l_a = l_0 + l_y + l_g . \quad (8.91)$$

Довжина неробочої зони (в м) може бути визначена за формулою

$$l_0 = 0,5 \cdot a \cdot \operatorname{ctg} \varphi_0 , \quad (8.92)$$

де a – відстань між анкерами (рекомендується приймати $a = 0,7-1,3$ м);
 φ_0 – кут впливу анкера в масиві порід; $\varphi_0 = \operatorname{arctg} f_k \cdot \eta$.

Товщину несучої породної плити (в м) можна визначити за формулою

$$l_y = \frac{B}{\sqrt{\frac{3}{2} \frac{(\sigma_{\text{ст.р}} - \sigma_x)}{Pk_3}}} + f_0 \quad (8.93)$$

де $\sigma_{\text{ст.р}}$ – розрахункова опірність порід при одновісному стиску, Н/см²;

$$\sigma_{\text{ст.р}} = \sigma_{\text{ст}} q \eta ;$$

$\sigma_{\text{ст}}$ – межа міцності порід при одновісному стиску, Н/см²;

q – коефіцієнт повзучості порід; для піщаників $q = 1-0,7$, для алевролітів, аргілітів $q = 0,7-0,5$;

σ_x – горизонтальні стискальні напруження в масиві порід, Н/см²;

$$\sigma_x = \lambda \gamma' H ,$$

де λ – коефіцієнт бічного розпирання, дорівнює 0,3-0,4;

γ' – середньозважена щільність порід до поверхні, т/м³;

H – глибина розташування виробки, м;

P – тиск порід, що знаходяться в склепінні обвалення, Па;

$$P = h' \gamma ,$$

де γ – щільність порід у склепінні обвалення, т/м³;

k_3 – коефіцієнт запасу, для виробок, які проходять комбайном, $k_3 = 2-3$; для виробок, які проходять буропідричним способом, $k_3 = 4-5$;

f_0 – прогин закріпленої анкерами покрівлі виробки, м; виходячи із практичних даних можна прийняти $f_0 = 0,018$.

Підставивши у формулу (8.93) одержані залежності формул (8.91) і (8.92), активна довжина анкера визначається з виразу

$$l_a = 0,5 \cdot a \cdot \operatorname{ctg} \varphi_0 + \frac{B}{\sqrt{\frac{3}{2} \frac{(\sigma_{\text{ст.р}} + \sigma_x)}{Pk_3}}} + 0,01B + l_g . \quad (8.94)$$

Необхідна сила закріплення анкера (в кН) визначається за умови сприйняття ним ваги відшарованої товщі порід

$$P_H = \gamma \cdot a^2 \cdot (l_y + 0,5 \cdot a) k_3 \quad (8.95)$$

Силу закріплення замків (в кН) хімічними складовими чи цементними сумішами необхідно перевірити за зсувом закріплювальної складової відносно стінок свердловини;

$$P = \pi \cdot \psi \cdot D_{\text{св}} \cdot l_3 (\tau_{\text{зр}} + \sigma_H f_2 + \tau_{\text{зг}}), \quad (8.96)$$

де ψ – коефіцієнт, що враховує площу, яка чинить опір зрізу;

$D_{\text{св}}$ – діаметр свердловини, см;

l_3 – довжина закріплення анкера у свердловині, см;

$\tau_{\text{зр}}$ – допустима опірність породи чи скріплювальної складової на зріз нерівностей у боках свердловини.

Для порід середньої міцності допустиму опірність на зріз можна приймати з табл. 8.3.

Таблиця 8.3

Характеристика опірності порід на зріз

Породи	Опірність порід на зріз, Н/см ²	Породи	Опірність порід на зріз, Н/см ²
Піщаники дрібнозернисті	170-300	Алевроліти	80-110
Піщаники крупнозернисті	120-180	Аргіліти середньої міцності	80-140
Алевроліти середньої міцності	120-200	Аргіліти слабкі	30-80

σ_H – нормальне напруження бічного розпору;

$$\sigma_H = \lambda \gamma' H,$$

де f_2 – коефіцієнт тертя породи по породі чи бетону по бетону; приймається з табл 8.4;

$\tau_{\text{зг}}$ – зчеплення закріплювального складу зі стінками свердловини;

$\tau_{\text{зг}} = 280-380$ Н/см² – закріплювальна складова на основі поліефірних смол;
 $\tau_{\text{зг}} = 150-200$ Н/см² – закріплювальна складова на цементній основі.

Таблиця 8.4

Коефіцієнт тертя порід та інших тіл

Тіла, що труться між собою	Коефіцієнт тертя тіл	
	сухих	мокрих
Сталь-піщаник	0,35-0,40	0,32-0,38
Сталь-вугілля	0,41-0,50	0,39-0,42
Піщаник-піщаник	0,60-0,70	0,30-0,50
Вугілля-вугілля	0,50-0,60	0,30-0,40
Алевроліт-алевроліт	0,50-0,60	0,30-0,40
Аргіліт-аргіліт	0,40-0,50	0,26-0,30
Піщаник-бетон	0,50-0,60	0,26-0,30
Алевроліт-бетон	0,40-0,50	0,28-0,35
Аргіліт-бетон	0,35-0,45	0,25-0,30
Сталь-бетон	0,40-0,50	0,38-0,42

Із виразу (8.96), додержуючись умови $P \geq P_H$, можна визначити довжину закріплення анкера в свердловині (в см)

$$l_3 = \frac{P}{0,3\pi D_{\text{св}}(\tau_{\text{сер}} + \sigma_H f_2 + \tau_{\text{зг}})}. \quad (8.97)$$

Необхідний діаметр анкера (в см) визначається по опірності металу на розрив

$$\frac{\pi D_a}{4} \sigma_p = P, \quad (8.98)$$

звідки

$$D_a = 1,12 \sqrt{\frac{P}{\sigma_p}}$$

де σ_p – опірність сталі на розтяг, для Ст. 3 $\sigma_p = 21$ кН/м²; Ст. 5 $\sigma_p = 27$ кН/м².

Для забезпечення кращої роботи анкерного кріплення і зменшення витрат закріплювальних складових необхідно намагатись досягти меншого відношення діаметра анкера.

Кількість закріплювальних складових (в см³) визначається за формулою

$$W = 0,825(D_{\text{св}}^2 - D_a^2)l_a. \quad (8.99)$$

Знаючи об’єм однієї ампули (W_1) і необхідну кількість закріплювальної складової (W), необхідну кількість ампул на одну свердловину визначають за формулою

$$n_a = \frac{W}{W_1} . \quad (8.100)$$

При дробовому результаті приймається ціле (у бік збільшення) число ампул.

Площа покрівлі (в m^2), яка підтримується одним анкером

$$F_k = \frac{P}{\gamma(l_y + 0,5a)k_3} \quad (8.101)$$

Відстань між анкерами (в м) за квадратною сіткою їх розташування

$$a = \sqrt{F_k} , \quad (8.102)$$

а за прямокутною сіткою

$$a = \frac{F_k}{b} , \quad (8.103)$$

де b – відстань між рядами анкерного кріплення, м.

Відстань між рядами анкерного кріплення в породах середньої міцності рекомендується приймати у межах 0,5-1,3 м. Залежно від відстані між рядами анкерного кріплення визначається відстань між анкерами в ряду, причому крайні анкери повинні розташовуватись від боків виробки на відстані не більше (0,4-0,5) a (відстань між анкерами в ряду) під кутом 45-70° до покрівлі.

Тому при закріпленні покрівлі кількість анкерів в ряду

$$n_a^p = \frac{B}{a} . \quad (8.104)$$

Якщо одержані розрахункові параметри не забезпечують стійкість виробки (необхідна збільшена щільність установа анкерів, та недостатня їх довжина), можливо провести розрідження сітки установа анкерного кріплення зведенням рамного кріплення між рядами анкерів. При установа рам між рядами анкерного кріплення останні можна розрядити в 1,5-3 рази.

8.7 Визначення навантаження на анкерне кріплення, що зводиться разом з плоским рамним кріпленням

При склепистій формі підготовчої виробки необхідно значно підривати породи покрівлі, що створює труднощі при підтриманні спряжень лави зі штреком. Якщо примикаючій до лави виробці надати прямокутну чи трапецієвидну форму перерізу, то можна обійтись без значного збільшення перерізу, з мінімальними витратами і підриванням вміщуючих порід.

Спряження прямокутної виробки з очисним вибоєм легше підтримувати, ніж спряження виробки склепистої форми.

При закріпленні підготовчих виробок анкерним кріпленням разом з плоским рамним кріпленням застосовують дві основні схеми закріплення:

- ☀ анкерне кріплення установлюють одночасно при проведенні підготовчої виробки;
- ☀ підготовчу виробку при проведенні закріплюють анкерним кріпленням, а при наближенні очисного вибою підсилюють рамним кріпленням, установлюючи рами між рядами анкерного кріплення.

Науковими дослідженнями встановлено, що напруження, які виникають у покрівлі виробки внаслідок взаємодії анкерного і рамного кріплень, додаються одне до одного і діють у протилежному гравітаційному полю напрямку. Тому при розрахунку анкерного кріплення у з'єднанні з рамним несучі здатності цих кріплень необхідно підсилювати.

Виходячи з вищенаведеного пропонується методика розрахунку параметрів анкерного кріплення, що зводиться разом із рамним при проведенні виробок.

На рис. 8.14 наведена схема для розрахунку навантажень на анкерне кріплення, установленого разом з рамним.

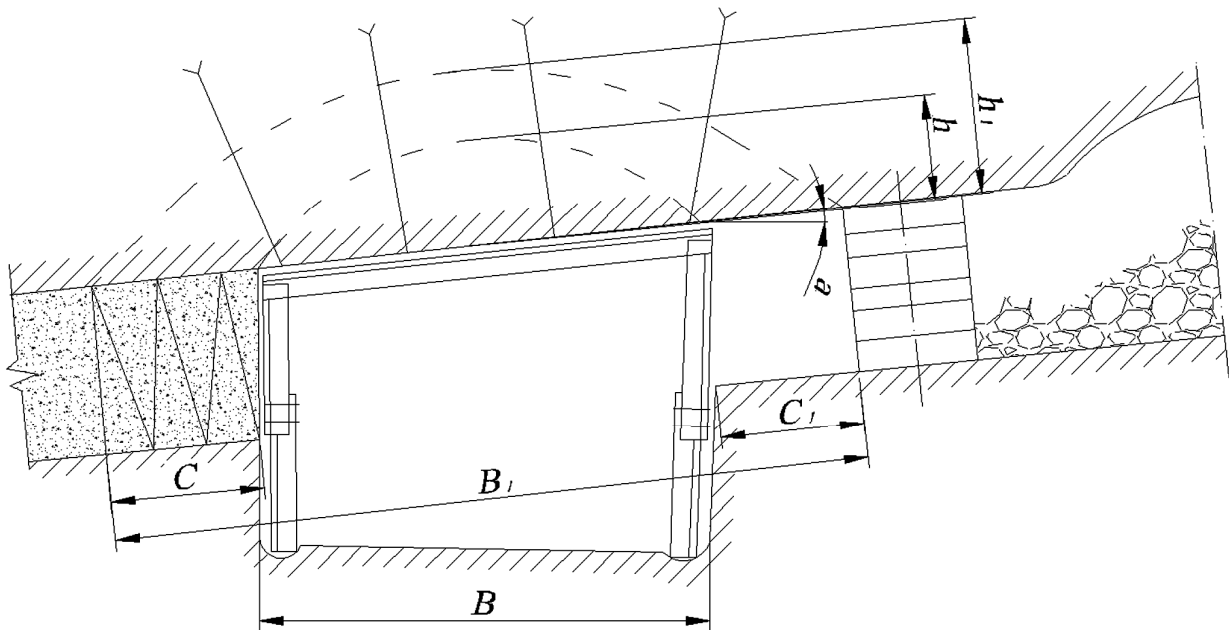


Рис. 8.14. Схема для розрахунку навантаження на анкерне кріплення, що зводиться разом з рамним кріпленням

Позначимо висоту склепіння можливого обвалення порід покрівлі при проведенні виробки по вугільному пласту та закріпленні її анкерним кріпленням h' , а при наближенні лави висота склепіння можливого обвалення порід покрівлі – h_1 .

$$N_a = Bh'\gamma', \quad (8.105)$$

де N_a – несуча здатність (навантаження) анкерного кріплення, кН/м;
 B – ширина виробки у покрівлі, м;
 h' – висота склепіння можливого обвалення порід покрівлі, м;
 γ' – середньозважена щільність порід покрівлі, т/м³.

Навантаження на рамне кріплення визначається реакцією самого кріплення, тому мінімальна несуча здатність згідно з першим гірським законом (наведена у розділу 1 та [58]), повинна бути достатньою для підтримання ваги порід у контурі склепіння природної рівноваги.

Згідно схеми (див. рис. 8.13), навантаження на рамне кріплення визначимо за формулою

$$N_p = (h_1 - h')B_1\gamma', \quad (8.106)$$

де h_1 – висота склепіння можливого обвалення порід покрівлі, м;
 B_1 – ширина зони можливого обвалення порід покрівлі, м.

Ширина зони можливого обвалення порід покрівлі при охороні виробки «штучна огорожа – масив» і нестійких боках виробки буде

$$B_1 = \frac{B}{\cos\alpha} + 2C, \quad (8.107)$$

де α – кут падіння пласта, град;
 C – віджим (відслонення) вугілля, м;

Віджим (відслонення) вугілля (в м) у боках виробки визначається за формулою

$$C = \left(\frac{k_{cm}\gamma H}{1000\eta f_{kp}^\delta} - 1 \right) \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi_\delta}{2}, \quad (8.108)$$

де k_{cm} – коефіцієнт конструкції стискальних напружень у боках виробки;
 h – потужність вугільного пласта або висота виробки, м;
 φ_δ – кут внутрішнього тертя породи у боках виробки, град.

Ширина зони можливого обвалення порід покрівлі визначається за формулою

$$B_1 = \frac{B}{\cos\alpha} + C + C_1, \quad (8.109)$$

де C_1 – відстань від боку до штучної охоронної конструкції (залізобетонні тумби, відлиті смуги, костри тощо), м.

Приклад 4. Розрахувати параметри анкерного кріплення з хімічним закріпленням.

На глибині 250 м гірничу виробку проводять буропідричним методом шириною у покрівлі 3 м прямокутного перерізу і з стійкими боками. Над виробкою залягає однорідний слабкотріщинуватий алевроліт потужністю 3,5 м з коефіцієнтом міцності за шкалою проф. М.М. Протод'яконова $f_{пок} = 3$, щільність $\gamma = 2,2 \text{ т/м}^3$. Коефіцієнт структурного послаблення порід $\eta = 0,5$.

Розв'язання вправи

1. Визначимо висоту зони можливого обвалення порід покрівлі за формулою (8.88)

$$h' = \frac{B}{2f_k\eta} = \frac{3}{2 \cdot 3 \cdot 0,5} = 1 \text{ м}$$

2. Визначимо загальну довжину анкера за формулами (8.89) і (8.91) за умови закріплення за склепінням можливого обвалення порід $l_g = 0,3 \text{ м}$, пасивна довжина анкера (при застосуванні верхняка і затяжки) $l_{\pi} = 0,2 \text{ м}$.

$$l = h' + l_g + l_{\pi} = 1 + 0,3 + 0,2 = 1,5 \text{ м}.$$

3. Визначимо необхідну силу закріплення анкера хімічним складом за формулою (8.95); при цьому відстань між анкерами прийемо за квадратною сіткою $a = 0,8$, коефіцієнт запасу $k_3 = 3$:

$$P_H = \gamma \cdot a^2 \cdot (l_y + 0,5 \cdot a) k_3 = 2,2 \cdot 0,8^2 \cdot 3 = 43 \text{ кН}.$$

4. Визначимо довжину закріплення анкера (8.97) за умови необхідної сили закріплення анкера $P_H \geq P$ міцність на зріз закріплювального хімічного складу відносно стінок свердловини (8.96) При цьому прийемо діаметр свердловини $D_{св} = 4 \text{ см}$, допустиму опірність породи на зріз $\tau_{зр} = 120 \text{ Н/см}^2$, коефіцієнт тертя породи $f_2 = 0,4$, величина зчеплення закріплювального складу з породою $\tau_{зг} = 300 \text{ Н/см}^2$.

Нормальні напруження бічного розпору $\sigma_H = \lambda \gamma' H$, де λ – коефіцієнт бічного розпору прийемо 0,3; середньозважену щільність порід до поверхні $\gamma' = 2,5 \text{ т/м}^3$; глибина розташування виробки $H = 250 \text{ м}$.

Тоді (8.97)

$$l_3 = \frac{P}{0,3\pi D_{св}(\tau_{сер} + \sigma_H f_2 + \tau_{зг})} =$$

$$= \frac{4300}{0,3 \cdot 3,14 \cdot 4(12 + 0,3 \cdot 0,0025 \cdot 25000 \cdot 0,4 + 3)} = 23 \text{ см}.$$

5. Визначимо необхідний діаметр анкера за формулою (8.98)

$$D_a = 1,12 \sqrt{\frac{P}{\sigma_p}} = 1,12 \sqrt{\frac{4300}{2100}} = 1,6 \text{ см}.$$

Практично діаметр анкера приймемо 2 см при граничному розтягу сталі Ст.3 $\sigma_p = 2100 \text{ кг/см}^2$.

Для забезпечення кращої роботи анкерного кріплення і зменшення витрат закріплювальних складових необхідно намагатись досягти меншого відношення діаметра анкера.

Кількість закріплювальних складових (в см^3) визначається за формулою (8.99):

$$W = 0,825(D_{\text{св}}^2 - D_a^2)l_a = 0,825 \cdot (4^2 - 2^2) \cdot 23 = 228 \text{ см}^3.$$

При об'ємі однієї ампули 150 см^3 приймемо дві ампули для закріплення одного анкера.

8.8 Вимоги до безпеки робіт при закріпленні виробок анкерним кріпленням

Всі роботи з установа експлуатації та виймання анкерного кріплення повинні виконуватись у відповідності з «Правилами безпеки у вугільних і сланцевих шахтах» і «Єдиними правилами безпеки при розробці рудних, нерудних і розсипних родовищ підземним способом», затвердженими паспортом закріплення з урахуванням таких вимог.

-  До робіт із зведення анкерного кріплення допускаються робітники, які ознайомились з паспортом закріплення, інструкціями з експлуатації засобів зведення кріплення і пройшли інструктаж щодо порядку й контролю за правильністю установа анкерів.
-  Буріння шпурів під анкери варто проводити після обирання покрівлі і боків виробки. Буріння необхідно проводити з сухим або мокрим пилепритисненням.
-  Анкерне кріплення необхідно устанавлювати як можливо скоріше після чергового посування прохідницького вибою.
-  При зведенні кожного чергового ряду анкерного кріплення необхідно перевірити затягування натягувальних гайок трьох попередніх рядів кріплення і при виявленні ослаблених гайок їх необхідно підтягнути до заданої величини натягу. Забороняється проводити вибухові прохідницькі роботи, якщо натягування анкерів нижче, ніж передбачено паспортом кріплення.
-  Якщо за якими-небудь причинами анкер правильно установити не вдалося, то поряд необхідно установити другий.
-  Затягування гайок і натягування анкерів варто виконувати пневматичними чи електричними болтівниками, насадками на перфоратор і електросвердло чи гідроінструментом типу УВШ-5/15. При затягуванні гайок вручну необхідно використовувати ключі накидного типу з храповим пристроєм і держакон довжиною не менше 0,7 м.

-  Залізобетонні анкери варто установлювати за допомогою пневмонагнітача типу ПН-1М, який повинен знаходитись у справному стані, а повітряна і водяна магістралі обладнуються вентилями. Пісок повинен бути просіяним на ситі з отворами не більше 5×5 мм.
-  При зведенні сталеполімерних анкерів необхідно старанно перемішувати компоненти в'язучого у шпурі упродовж 15-30 с.
-  Якість установлення анкерів перевіряється кожного місяця представниками ІТР гірничого нагляду.
-  Ділянки виробки, що піддаються інтенсивним деформаціям, підсилюються додатковими анкерами чи кріпленням підтримувального типу.
-  Міцність закріплення і натягу анкерів періодично перевіряється контрольними приладами ПКА, УВШ-5/15 і динамометричним ключем ДА-2.
-  Маркшейдерською службою шахти чи рудника періодично проводять заміри осідань покрівлі виробок, закріплених анкерним кріпленням.
-  Виймання анкерного кріплення необхідно доручати досвідченим робітникам, які пройшли спеціальний інструктаж.
-  Елементи анкерного кріплення дозволяється виймати тільки під захистом ще недемонтованих анкерів. Забороняється виймати анкери, що скріплюють розбиті тріщинами чи розшаровані легкообвалювані породи.
-  Не дозволяється перебування людей під незакріпленою покрівлею, із-під якої витягнули анкери.
-  З урахуванням місцевих специфічних умов на шахті, руднику чи басейні розробляється інструкція з використання і безпечного зведення анкерного кріплення.

8.9 Розвиток і удосконалення анкерного кріплення гірничих виробок

Елементи анкерного кріплення і самі анкери постійно удосконалюються. Замість клинових (розпирного типу) анкерів застосовуються сталеполімерні. Замість анкерних стержнів діаметром 20 мм все ширше використовуються стержні діаметром 16 мм, що значно знижує трудомісткість буріння шпурів для їх установлення, і за рахунок цього скорочується час на установлення анкерного кріплення. Окрім цього, знижуються металомісткість і вартість анкерних стержнів.

Також все частіше замість верхняків із спецпрофілю і швелера, особливо для закріплення боків гірничих виробок, застосовуються полегшені верхняки з листової сталі товщиною 2-3 мм, шириною 300 мм і довжиною 3000-4000 мм. За рахунок штампованих ребер жорсткості вони мають достатні міцнісні

параметри. Використання таких спеціальних верхняків також знижує металомісткість анкерного кріплення і здешевлює його.

Застосування сталених анкерів, металевих верхняків як основних елементів закріплення гірничих виробок металевою решіткою дозволило в цілому відмовитись від застосування деревини, що знижує пожежонебезпеку гірничих виробок, і скоротити витрати на ремонт і підтримання гірничих виробок.

За часом розвитку і впровадження анкерного кріплення можна розділити на наступні етапи:

- перший етап – розвиток анкерів клиновидного типу, тобто розпирних чи фрикційних матеріалів;
- другий етап – розвиток сталеполімерних анкерів (металевий гладкий чи рифлений стержень (штанга), які закріплюються у шпурі за допомогою хімічних смол);
- третій етап – інтенсивний розвиток і впровадження гнучких канатних анкерів або, як їх називають тепер, анкери глибокого закладання або анкери другого рівня. Глибина їх установа – 3-7 м. Технологічно вони можуть застосовуватись для закріплення оконтурювальних виймальних стовпів гірничих виробок у зонах підвищеного гірського тиску, у зонах випереджаючого гірського тиску попереду очисного вибою, що значно підвищує безпеку праці на кінцевих ділянках очисного вибою, для закріплення різноманітних камер, для підвішування балки монорейкових дизельних доріг тощо.
- наступним, четвертим етапом буде етап заміни металевих стержнів, підхватів і металевої сітки для затяжки покрівлі, боків гірничих виробок на склопластикові або виготовлені з інших штучних матеріалів.

Фактична ширина виробки, закріпленої анкерним кріпленням, може бути більше розрахункової, що в свою чергу може призвести до нестійкого стану порід покрівлі за рахунок збільшення висоти склепіння обвалення, а це призведе до втрати несучої здатності анкерного стержня. Ширина виробки може значно зрости за рахунок бічного опорного тиску, який руйнує вугільний пласт, і призведе до віджиму вугілля в боках виробки внаслідок відшарування вугілля, особливо при впливі випереджаючого гірського тиску попереду очисного вибою. Для зниження проявів відслонення та віджиму вугілля в першу чергу необхідно закріплювати боки виробок анкерним кріпленням. Величина проявів відшарування (руйнування) вугілля у боках гірничої виробки може досягати 1-1,5 м і більше. Природно, найбільше відшарування і руйнування вугілля відбувається у боці підготовчої виробки з боку виймального стовпа або з боку цілика, ширина якого, як правило, менша від розрахункової. В іншому разі для укріплення стінки виймального штреку необхідно її закріплювати анкерами у шпурах за допомогою хімічних закріплювачів, наприклад, смоли. При цьому самі анкери для створення

безпечної роботи робітників повинні бути із склопластика або з іншого неметалевого матеріалу. Тому що при взаємодії металевго анкера і шнеку очисного комбайна може утворитись іскра, що призведе до вибуху газу метану чи вугільного пилу.

Величина руйнування (ослаблення) стінки виймального штреку може контролюватись одним із відомих методів:

- за допомогою ендоскопа РВП-451 у шпурі діаметром 43 мм, пробуреному у боці виробки з боку виймального стовпа (рис. 8.15);
- за допомогою радіохвильового випромінювання;
- за рахунок установлення у шпур, пробурений у бік очисної виробки, глибинних реперів (рис. 8.16);
- за рахунок установлення у шпур, пробурений у бік очисної виробки, фотопружних датчиків (рис. 8.17).

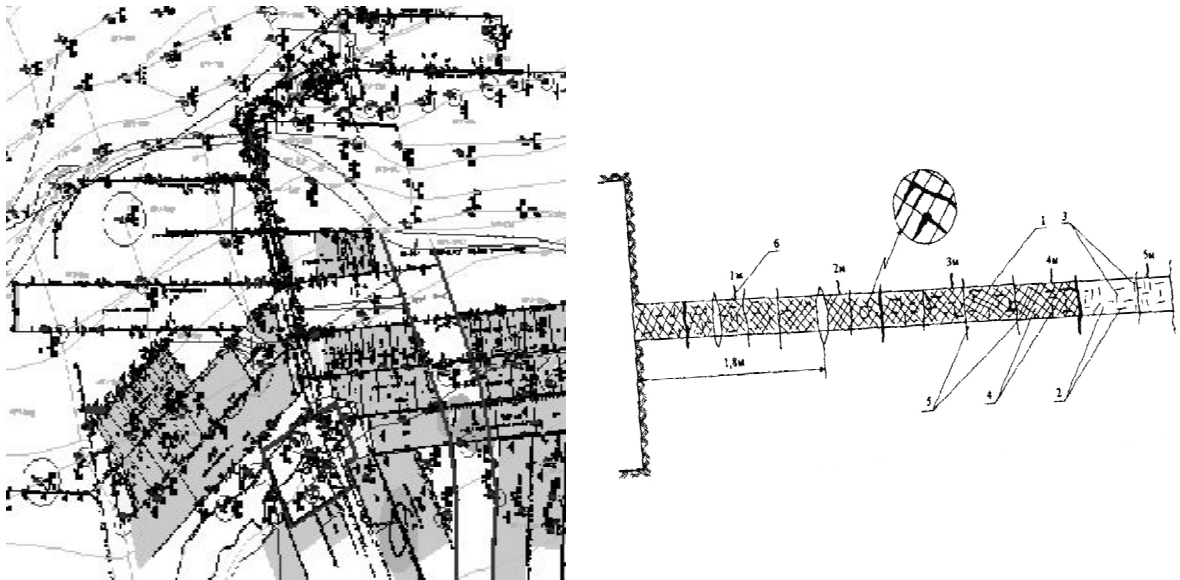


Рис. 8.15. Порушення суцільності крайової частини вугільного пласта у лавному борту вентиляційного штреку: 1 – свердловина; 2 – пошарові тріщини; 3 – нормально січна тріщинуватість; 4 – кососічна спряжена система тріщин; 5 – закрита тріщина, яка пересікає всі шари; 6 – відкрита тріщина з розкриттям 2-3 мм

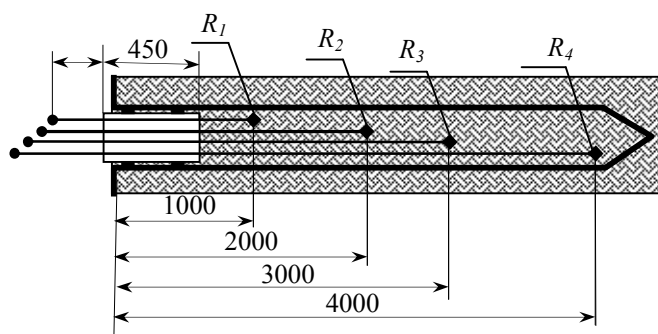


Рис. 8.16. Схема розміщення чотирьох глибинних реперів (R_1 , R_2 , R_3 , R_4) у свердловині

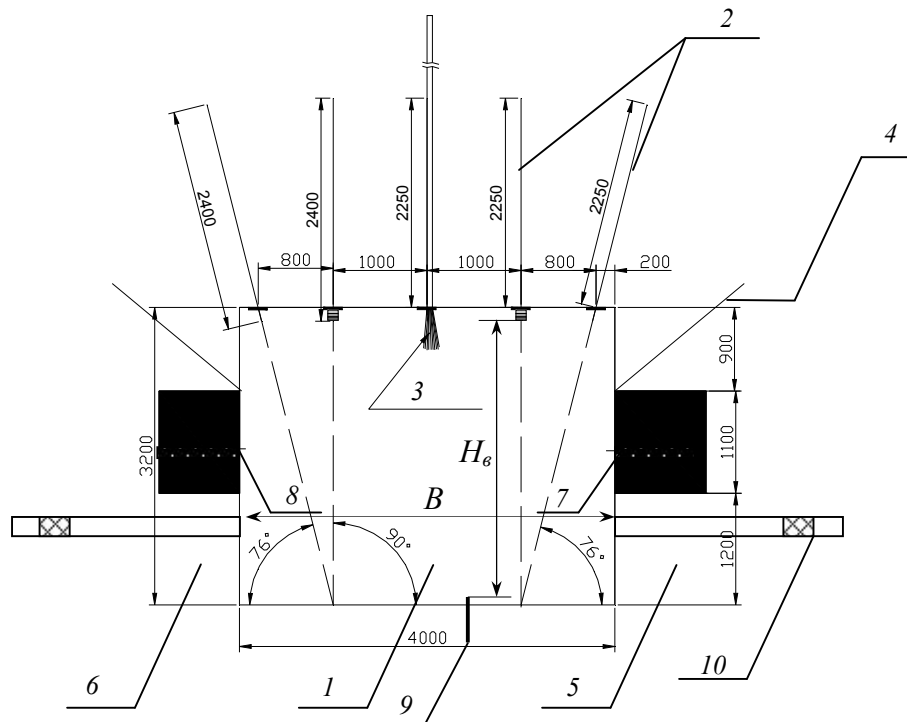


Рис. 8.17. Схема замірної станції у підготовчій виробці: 1 – вентиляційний штрек; 2 – сталеполімерні анкери; 3 – глибинні репери у покрівлі пласта; 4 – канатні анкери; 5 – крайова зона цілика (борт цілика); 6 – крайова зона пласта з боку лави (лавний борт); 7 – пластові глибинні репери у борту цілика; 8 – пластові глибинні репери лавного борту; 9 – підшовний репер; 10 – фотопружний датчик в борту пласта

Застосування оптичних методів вивчення напруженого стану порід навколо підготовчих виробок є перспективним напрямом.

У теперішній час моніторинг стану підготовчих виробок, що пов’язано у більшості випадків з безпекою їх ведення, обмежений відсутністю широкого вибору інструментів і приладів для проведення таких робіт.

Контроль за станом покрівлі гірничих виробок, закріплених анкерним кріпленням, можна здійснити за допомогою глибинних реперів. В одному шпурі встановлюються 4-5 глибинних реперів, необхідних для контролю за розшаруванням і опусканням окремих шарів гірських порід покрівлі. Установлення таких реперних станцій можливе через 80-100 м по довжині гірничої виробки.

Необхідно також розробити низку приладів для контролю за станом виробок при вивченні будови і структури порід за допомогою гнучких оптико-волоконних ендоскопів, а також для визначення міцності порід, розшарування порід покрівлі, за навантаженням на анкер. Для контролю залишкового поля напружень приконтурного масиву необхідно розробити оптико-

поляризаційний тензодатчик. Контроль і заміри несучої здатності крайової зони вугільного пласта необхідно проводити для обґрунтування методів розрахунку анкерного кріплення.

Контрольні запитання до розділу 8 “Визначення параметрів анкерного кріплення”:

1. При розрахунку довжини штанги анкерного кріплення чому необхідно враховувати висоту склепіння обвалення чи можливого обвалення приконтурних порід виробки?
2. Розкажіть, які параметри дерев'яних анкерів розраховують.
3. Як розподіляються зусилля, що діють на клин навантаженого клинощільового замка металічного анкера?
4. Розкажіть про призму сповзання боків виробки і які параметри анкерів необхідно визначити для її закріплення.
5. Перерахуйте, які параметри замків розпірних анкерів розраховують.
6. Які особливості конструкції анкерного кріплення з швидкотвердіючими хімічними матеріалами?
7. Розкажіть про основні вимоги до безпеки робіт при закріпленні виймальних виробок анкерним кріпленням.

РОЗДІЛ 9 “ФІЗИКО-ХІМІЧНЕ ЗМІЦНЕННЯ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК”

9.1 Загальні відомості

Деформування порід навколо виробок є наслідок зміни напруженого стану порід і перевищення напружень вище їх міцності.

Одним із принципово можливих шляхів підвищення стійкості виробок є збільшення міцнісних характеристик вміщуючих порід.

У тих випадках, коли порушений масив є наслідком техногенних процесів, керування його стійкістю може відбуватись як шляхом зміцнення масиву, так і шляхом зміни технології ведення робіт. Якщо ж порушення природні, то керування стійкістю може відбуватися за допомогою штучного зміцнення.

Таким чином, коли вміщуючий масив містить у собі крихкі маломіцні породи, можна, застосовуючи сучасні методи зміцнення, суттєво підвищити їх природну міцність.

9.2 Класифікація способів зміцнення порід

Залежно від методів, якими можливо впливати на породи, характеру процесів, які при цьому в них відбуваються, можна виділити наступні групи способів зміцнення: механічні, фізичні, хімічні, фізико-хімічні.

Механічні способи ґрунтуються на ущільненні пористих глинистих порід шляхом механічної дії на них. Найбільш ефективно ущільнення можна одержати за допомогою вибуху камуфлетних зарядів. Міцність порід при цьому підвищується, що дозволяє суттєво зменшити інтенсивність випинання порід підосви. Такий спосіб придатний лише для слабких глинистих порід, які можуть стискатись від вибуху.

Фізичні методи зміцнення базуються на використанні фізичних процесів для зміни властивостей порід. До них відносяться електроосмотичне ущільнення і термозміцнення.

Електроосмотичне ущільнення застосовується в глинистих водонасичених породах і ґрунтується на осушуванні останніх з використанням явища електроосмосу (направленого руху води до катода). Внаслідок цього зменшується товщина водної плівки, яка покриває мінеральні частинки, і зростають сили зчеплення між ними. Такий спосіб застосовується для боротьби з випинанням підосви виробки. На ділянці штреку з глинистими породами потужністю 12 м у підосву на глибину 1,0 м і з кроком 0,8 м забивались сталеві стержні-анооди і трубчаті електроди. Відстань між рядами катодів і анодів складала 2,0 м. Джерелом постійного струму був спеціальний випрямляч, який дає напругу 150 В і силу струму 30 А. При пропусканні струму упродовж 12 годин вологість у анодній зоні знизилась до 1,5 %, а витрати електроенергії на 1 м³ для зниження вологості на 1% склали 9,5 кВт.год.

До термічних способів зміцнення відносяться електроплавлення випалювання і заморожування.

Електроплавленням зміцнюють пливуні. Для цього по контуру виробки встановлюють електроди-нагрівачі. Під час пропускання через них електричного струму вони нагріваються і плавлять пливун. Після остигання розплаву по периметру виробки утворюється монолітна оболонка, яка забезпечує стійкість породного контура і можливість ведення прохідницьких робіт звичайним способом.

У процесі *випалювання* зміцнення здійснюється за рахунок зміни фізико-механічних властивостей порід під дією газоподібних продуктів горіння, які мають температуру 800-1000°C. Спалювання газоподібного рідкого чи пилоподібного палива здійснюється за допомогою спеціальної форсунки, яка встановлюється, наприклад, у вибої свердловини. Схема процесу зміцнення породи потоком газоподібного струменя наведена на рис. 9.1. Одночасно з паливом у форсунку подають стиснене повітря, яке сприяє проникненню розпечених газів у прилеглий масив. Таким способом зміцнюють лесові породи.

Зміцнення порід *заморожуванням* відбувається шляхом переведення води, яка знаходиться у породах, у твердий стан – лід. Ведення гірничих робіт у слабостійких і водонасичених породах без зміцнення порід і їх захисту від припливу підземних вод практично неможливо.

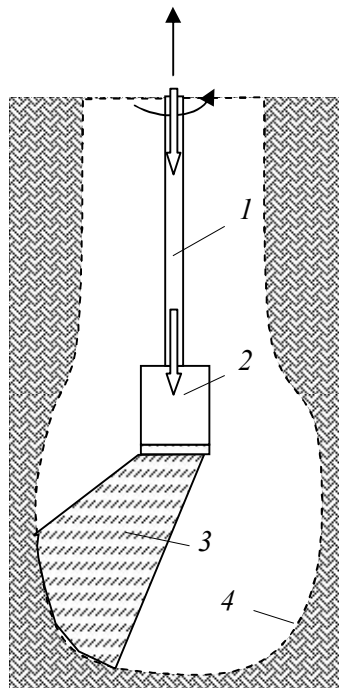


Рис. 9.1. Принципова схема процесу зміцнення породи у свердловині потоком газоподібного струменя: 1 – газопровід; 2 – обертальна форсунка; 3 – високотемпературний газовий струмінь; 4 – стінка свердловини; стрілками вказано напрям руху форсунки

Основне завдання заморожування порід навколо гірничих виробок полягає в утворенні навколо їх контура льдопородної огорожі, яка сприймає на себе тиск прилеглих незаморожених порід і перешкоджає припливу води у виробку при її проходці.

Для утворення огорожі на деякій відстані від контура майбутньої виробки (приблизно рівній половині товщини льдопородної огорожі) в один або в декілька рядів бурять заморожувальні свердловини (рис. 9.2). Зовнішня труба колонки труб за своїм зовнішнім діаметром дорівнює діаметру заморожувальної свердловини. Як холодоносії використовують розчини хлористого кальцію CaCl_2 , у якого температура замерзання при насиченні дорівнює $55,5^\circ\text{C}$. Окрім CaCl_2 застосовують для замороження рідкі холодоагенти при їх безпосередньому випарюванні. Як рідкі холодоагенти використовують азот (температура випарювання $T_{\text{в}} = -195,8^\circ\text{C}$), пропан ($T_{\text{в}} = -42,2^\circ\text{C}$), фреон ($T_{\text{в}} = -40^\circ\text{C}$), аміак ($T_{\text{в}} = -34^\circ\text{C}$).

Застосовують три схеми циркуляції холодоагента у заморожувальній колоні труб: пряма (рис. 9.3, а), коли вхідний потік холодоагента подається по центральній трубі, а вихідний видається через міжтрубний простір; зворотна (рис. 9.3, б), коли вхідний потік холодоагента подається через міжтрубний простір, а вихідний видається центральною трубою; комбінована (рис. 9.3, в), коли у зовнішній трубі розташовують дві нитки внутрішніх труб, одна з яких подавальна, а друга – для відкачування.

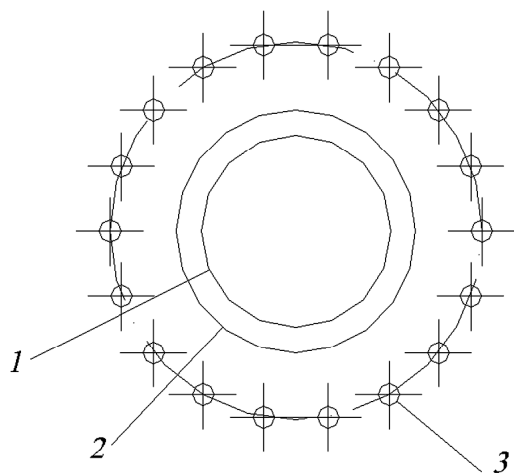


Рис. 9.2. Схема розташування заморожувальних свердловин: 1 – проектний контур виробки у світлі; 2 – проектний контур виробки у проходці; 3 – заморожувальні свердловини

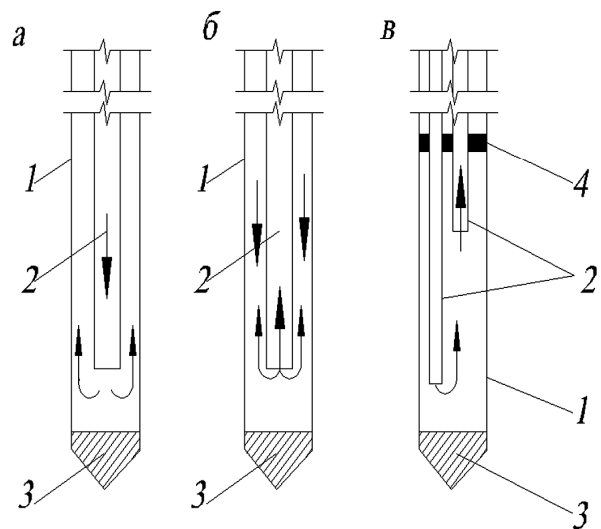


Рис. 9.3. Схеми циркуляції холодоагента: 1 – зовнішня труба; 2 – внутрішня труба; 3 – башмак; 4 – діафрагма

В останньому випадку у заморожувальній колоні в її нижній частині монтують ізолювальну діафрагму. Застосування тієї чи іншої схеми залежить від того, в якій частині масиву (близько до устя свердловини чи більш у видалених ділянках) необхідно створити більш потужну льдопородну огорожу.

Цей метод застосовується для покращення умов проведення гірничих виробок як у слабких обводнених породах, так і в тріщинуватих водоносних скальних масивах.

Хімічні способи зміцнення здійснюються шляхом нагнітання у пористі породи хімічних розчинів, які склеюють мінеральні частинки, внаслідок чого підвищується механічна міцність і водонепроникність масиву.

Для укріплення піщаних і лесових порід одержав розповсюдження метод *силікатизації*. Цей метод застосовується:

- для закріплення слабких порід з метою підвищення їх несучої здатності;
- для створення зон, які ізолюють виробку від припливу підземних вод;
- для зміцнення слабких зернистих середовищ при проведенні виробок.

У пісках з коефіцієнтом фільтрації 2-70 м/добу звичайно застосовується дворозчинна силікатизація – у свердловину почергово нагнітається рідке скло (водяний розчин силікату натрію) і розчин хлористого кальцію. В результаті хімічної реакції між цими розчинами утворюється гідрогель кремнієвої кислоти, який зв’язує піщані зерна у щільний монолітний масив. У лесові породи з коефіцієнтом фільтрації 0,1-2 м/добу достатньо нагнітати тільки розчин рідкого скла (однорозчинна силікатизація), який вступаючи в реакцію з солями, що знаходяться у лесовій породі, утворює вапняково-кремнеземисті з’єднання, що закріплюють окремі частинки.

Внаслідок силікатизації породи досягають підвищеної міцності і водонепроникності. Міцність силікатизованих порід досягає 2-4 МПа.

Другою різновидністю хімічного зміцнення є *смоління* порід, яке останнім часом одержує все більш широке розповсюдження у зв’язку зі значним розвитком хімії полімерів. При закріпленні порід синтетичними смолами у породи ін’єктують розчин смоли і отверджувач, які, вступаючи в реакцію, утворюють міцні з’єднання, що скріплюють зернисті та крихкі породи.

Як відомо, однією з основних причин випинання порід підшви у виробках є вдіяння підземних вод. Позитивний ефект досягається при використанні карбамідних смол як протифільтраційного засобу.

Для боротьби з випинанням попереду очисного вибою, що рухається за зоною впливу опорного тиску (на відстані 20-50 м), у підшві підготовчої виробки бурять ряди шпурів. Довжина шпурів 1-1,5 м, відстань між шпурами 2-3 м. У підшву виробки через шпури нагнітають розчини карбамідних смол (рис. 9.4, а). Розчин проникає між окремими структурними елементами порід і зміцнює їх, охороняючи від дії води.

Така схема обробки підшви підготовчої виробки не змінює характеру деформування порід, що оточують виробку за зоною розвитку інтенсивного здимання, однак суттєво зменшує випинання поблизу очисного вибою на відстані L (рис. 9.4, б). В результаті величини деформацій h_n у виробці зменшуються в 1,8-2,3 рази, в тому числі величина випинання знижується у 3-4 рази.

До фізико-хімічних способів відносяться електрохімічне зміцнення і цементація. *Електрохімічні способи* застосовуються для зміцнення водонасичених глинистих порід з малим коефіцієнтом фільтрації (менше 0,1 м/добу) і ґрунтуються на одночасному впливові на породи постійного струму і хімічних розчинів. Водонасичені глинисті породи в результаті цього зневоднювались, ущільнювались і зміцнювались під дією одночасно виявлення електроосмосу (направленого руху молекул води від анода до катода) й електрофорезу (направленого руху глинистих частинок) твердої речовини (від катода до анода).

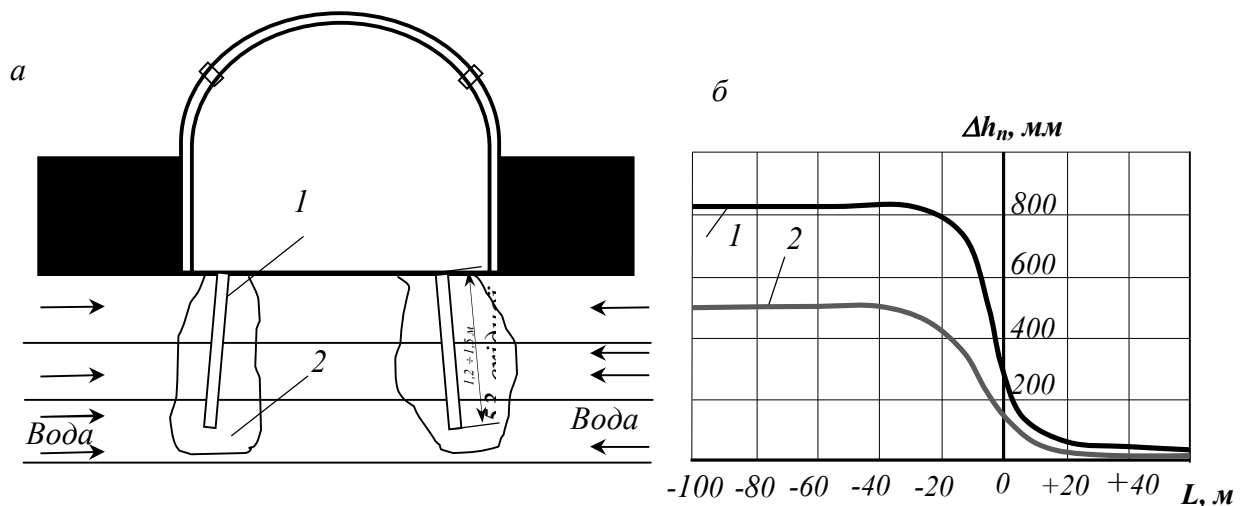


Рис. 9.4. Приклад нагнітання штучних смол у підшви виробки для боротьби з її випинанням: а – схема нагнітання; 1 – нагнітальний шпур; 2 – зона проникнення смол; б – результати нагнітання в графічній формі. 1 – конвергенція виробки без обробки підшви; 2 – конвергенція виробки після обробки підшви

Процес електрохімічного закріплення відбувається на базі трьох стадій:

- I. Електроосмосу, який супроводжується осушенням порід, зменшенням товщини плівки води на мінеральних частинках і підвищенням сил зчеплення між цими частинками, а також електрофорез.
- II. Електролізу – розкладання молекул води.
- III. Вторинних хімічних реакцій, що супроводжуються кристалізацією

зв’язків між мінеральними частинками. Внаслідок цього формується нова структура порід, підвищується їх міцність, зв’язність і стійкість у відслоненні.

Для проведення електрохімічного зміцнення застосовуються голкофільтрувальні електричні установки, насоси для забезпечення циркуляції електролітичних розчинів, бурове обладнання для буріння свердловин для установлення електродів.

На рис. 9.5 наведено приклад електрохімічного зміцнення порід підшви у підготовчій виробці для зниження інтенсивності випинання. У підшву виробки забиваються сталі стержні – електроди. До електродів подається постійний струм з напругою 150 В і силою струму 30 А. На зниження вологості порід на 1% необхідно 9,8 кВт·год/м³ електроенергії. Для підвищення ефективності процесу і зниження витрат електроенергії у породи подається хімічний розчин, який витісняє воду (типу синтетичних смол). Внаслідок цього глинисті породи набувають підвищеної міцності і не розмокають у воді.

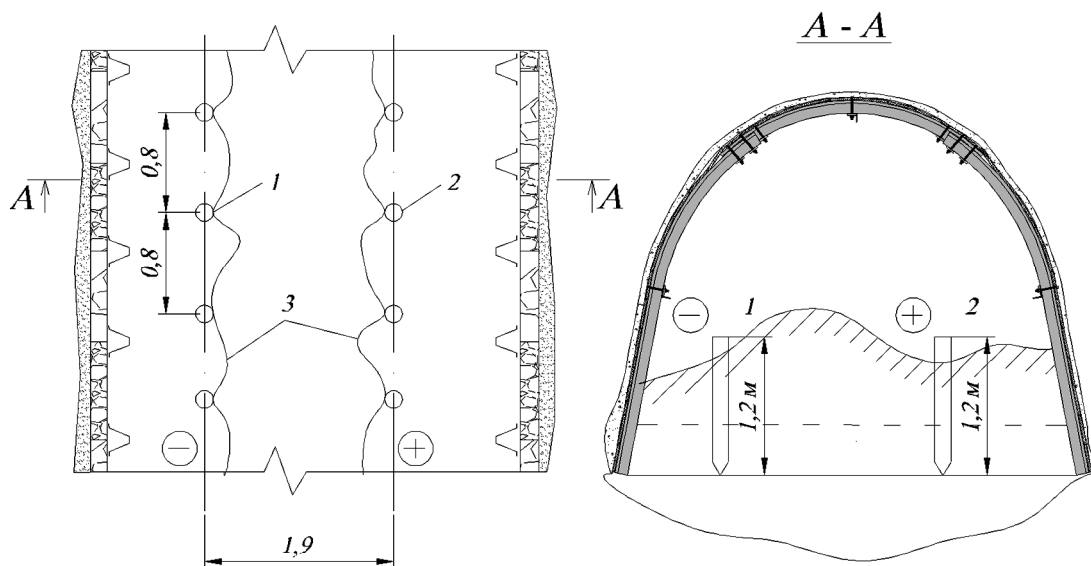


Рис. 9.5. Електрохімічне зміцнення випнутих порід у штреку:
1 – трубний катод; 2 – стержневий анод; 3 – електропровода

Цементация порід основана на нагнітанні в пористі чи тріщинуваті породи цементних розчинів, які перетворюються в гідрогель – цементний камінь, який зміцнює масив. Область застосування цементации:



зміцнення нестійких порід навколо гірничих виробок;
гідроізоляція виробок у водонасичених породах (попередня цементация);



заповнення пустот і порожнин у закріпленому просторі;
боротьба з виділенням газів у виробки.

Найкращого ефекту цементация досягає в породах міцних, скального типу. Піски з розміром зерна менше 0,8 мм цементация не піддаються.

Зміцнення сильнотріщинуватих порід з малим розкриттям тріщин здійснюється глиноземний цементом. При цементация порід з наявністю напірних вод необхідно застосовувати швидкотвердіючі цементні розчини з хімічними прискорювачами затвердіння, які підвищують пластичність цементів та стійкість до агресивних вод. Для транспортування цементних розчинів на великі відстані по трубопроводах застосовують пластифікатори.

Терміни твердіння цементних розчинів прискорює час його затвердіння у 2-2,5 рази.

Параметри цементация визначаються з умови неперевищення критичних величин деформації контура виробки за час від моменту оформлення виробки до затвердіння зміцнювального складу.

Товщина зони зміцнення масиву навколо виробки (м)

$$c = r_n - r_b,$$

де r_n – радіус зони непружних деформацій навколо виробки;

r_b – радіус виробки, залежно від ширини виробки l і літотипу порід, орієнтовно можна визначити з графіка, зображеного на рис. 9.6, а залежно від глибини робіт H , щільності порід γ і межі міцності порід на стиск $\sigma_{ст}$ – з монограми, наведеної на рис. 9.7.

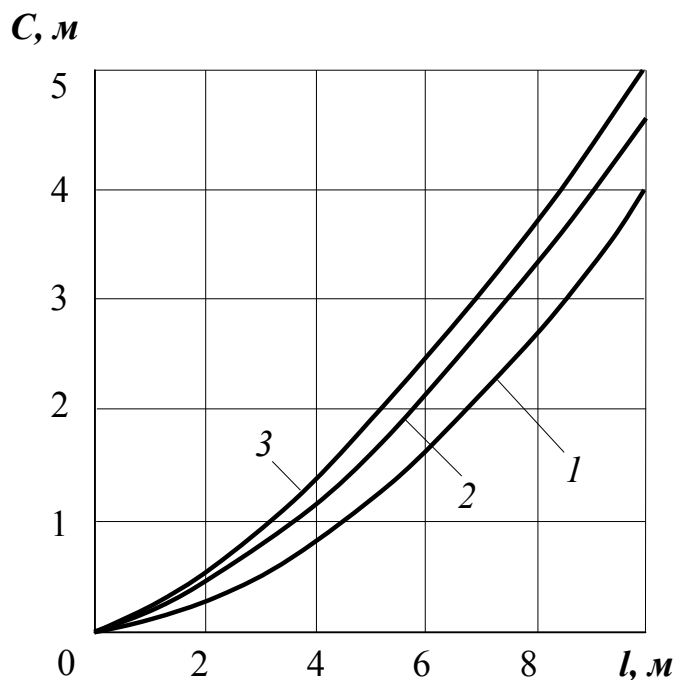


Рис. 9.6. Залежність $c = f(l)$: 1 – для піщаника; 2 – для алевроліту, аргіліту; 3 – для вугілля

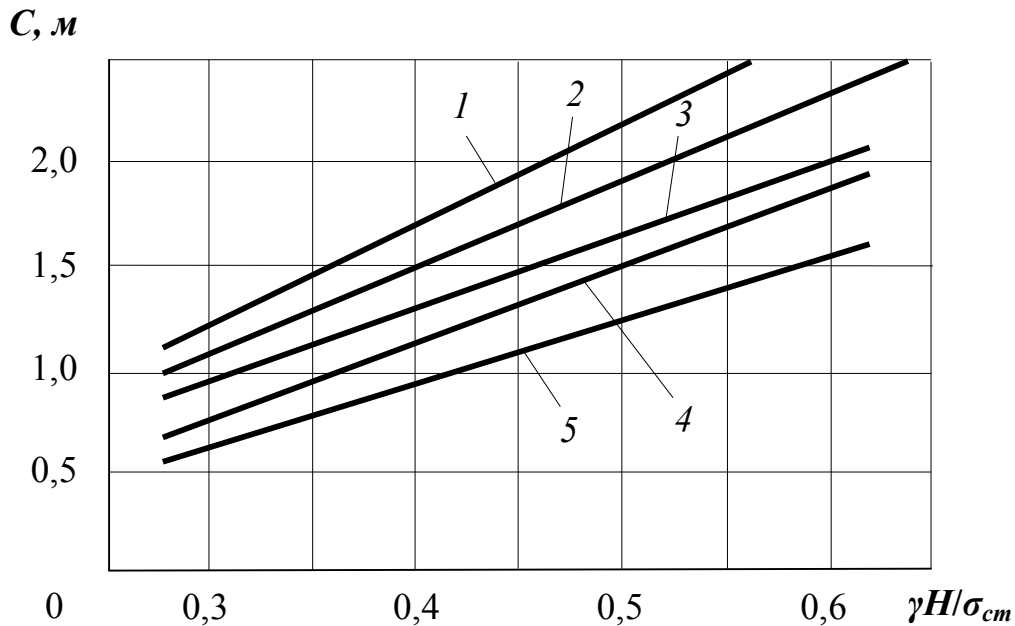


Рис. 9.7. Залежність $c = f(\gamma, H, \sigma_{cm})$: 1 – при ширині виробки $l = 6$ м; 2 – при $l = 5,2$ м; 3 – при $l = 4,6$ м; 4 – при $l = 4$ м; 5 – $l = 3,4$ м

Сподівані витрати цементного розчину (Ц – цементу, В – води) на 1 м довжини гірничої виробки визначаються з табл. 9.1.

Таблиця 9.1

Витрати компонентів цементного розчину при цементациї

Тип породи	Площа перерізу виробки начорно, m^2	Ширина виробки начорно, м	Витрати розчину у співвідношенні Ц:В, m^3					Загальні витрати	
			1:0,5	1:1	1:1	1:1	1:1	розчину, m^3	цементу, m^3
Піщаник	10,0	3,70	0,02	0,03	0,04	0,06	0,08	0,23	0,11
	13,2	4,55	0,03	0,04	0,07	0,09	0,13	0,36	0,16
	16,9	5,45	0,04	0,06	0,09	0,13	0,18	0,50	0,22
	20,5	6,15	0,06	0,09	0,15	0,20	0,28	0,76	0,33
Алевроліт, аргіліт	10,0	3,70	0,02	0,03	0,06	0,08	0,11	0,30	0,12
	13,2	4,55	0,04	0,05	0,09	0,12	0,17	0,47	0,20
	16,9	5,45	0,05	0,07	0,12	0,17	0,23	0,64	0,27
	20,5	6,15	0,08	0,11	0,19	0,27	0,36	1,01	0,43
Вугілля	10,0	3,70	0,02	0,04	0,06	0,09	0,12	0,33	0,14
	13,2	4,55	0,04	0,06	0,09	0,13	0,18	0,50	0,22
	16,9	5,45	0,05	0,08	0,13	0,19	0,26	0,71	0,30
	20,5	6,15	0,08	0,12	0,21	0,30	0,40	1,11	0,47

Проникна здатність цементних розчинів обмежує область застосування цього способу пісками з розмірами зерен не менше 0,8 мм і коефіцієнтом фільтрації понад 0,1-0,2 м/добу і тріщинуватим середовищем з величиною розкриття тріщин не менше 0,15-0,20 мм.

Бітумізація розчинами бітумних складових одержали велике поширення для тампонування водонасичених порід. Нагнітання бітумних розчинів у породи забезпечує гідроізоляцію виробок. Окрім цього, перспективним є використання бітумів для заповнення пустот у закріпленому просторі з метою забезпечення більшої ефективності керування взаємодією кріплення виробки і вуглепородного масиву.

Технологія нагнітання бітумних складових в гірські породи аналогічна технології зміцнення масиву однокомпонентними полімерними в'язкими речовинами.

Зміцнюючі склади на основі *ангідриту* (*gipsu*) застосовуються для підвищення стійкості капітальних і підготовчих виробок, а також для заповнення пустот у покрівлі очисних вибоїв. Основою розчину є молотий природний ангідрит, збагачений добавками – вапном, випаленим доломітом, сульфатними каталізаторами. Від типу і кількості добавок в значній мірі залежать фізико-механічні властивості кінцевого продукту, а також час затвердіння складу. Суттєвою перевагою ангідритових розчинів є постійність об'єму упродовж всього періоду від введення його у породи до затвердіння, можливість тривалого зберігання без використання спеціальних засобів, незначна вартість вихідного продукту, простота технології виготовлення розчину. Технологія зміцнення подібна технології нагнітання у масив цементних розчинів.

Вищенаведені способи дозволяють підвищити міцнісні показники порід, які мають незначну природну міцність. Однак в гірничій практиці часто зустрічаються випадки, коли необхідно підвищити стійкість порід, які мають високу природну міцність, і з тих чи інших причин зруйнувались і стали нестійкими. Причинами, що викликають руйнування скальних масивів, можуть бути: тектонічні процеси, які формують зони геологічних порушень, технологічні діяння на масив при проведенні виробок і геомеханічні процеси, внаслідок яких навколо виробок утворюються зони непружних деформацій. У цьому випадку, говорячи про зміцнення порід, мають на увазі відновлення їх природної міцності.

Найбільш ефективним способом зміцнення тріщинуватих скальних порід є *ін'єкція* в них скріплювальних розчинів і в подальшому, незалежно від типу розчину, що нагнітається (цементного, хімічного та ін.), такий спосіб має назву *ін'єкційного*. Стосовно до ін'єкції цементних і цементно-піщаних розчинів часто застосовується термін «*тампонаж*».

Останніми роками все більше поширюється застосування ін'єкційного зміцнення порід для підвищення стійкості виробок, навколо яких існують (ділянки геологічних порушень) чи поширюються з часом зони тріщинуватості. Цементне або хімічне зміцнення є достатньо технологічним і

може застосовуватись як самостійно, так і в купі з різним кріпленням та іншими способами при проведенні виробок чи в процесі їх експлуатації.

9.3 Визначення місць ін’єкційного зміцнення порід у підготовчих виробках

Для можливості застосування ін’єкційного зміцнення порід необхідно знати, як розвивається зона зруйнованих порід. Спостереженнями встановлено, що у підготовчій виробці поза зоною впливу очисних робіт можна виділити три ділянки, в яких швидкості зміцнення відрізняються. Перша ділянка характеризується зростанням швидкості зміщень, і є ділянкою в 15-18 м від прохідницького вибою розпочинається дільниця релаксації напружень і інтенсивного зменшення швидкостей зміщень покрівлі довжиною близько 35-40 м, де реєструється 25% всіх зміщень поза зоною впливу очисних робіт. На більшій відстані від прохідницького вибою швидкості зміщень стабілізуються і залежать від опірності кріплення і часу.

Наприклад, на шахті ім. Стаханова експериментальні дослідження підтвердили, що в 5-7 м від прохідницького вибою породи покрівлі порушені на глибину до 2 м, а в 16 м – перевищили 6 м.

Таким чином, при напруженнях вище межі миттєвої міцності зона зруйнованих порід формується переважно поблизу вибою на ділянці виконання технологічних процесів і операцій з проведення виробки. Зміцнення на дальшій відстані від вибою є наслідком зростання коефіцієнта розширення порушених порід. Він на відстані від контура виробки на 1-2 м зростає упродовж 50 діб. Верхній метровий шар породи на відстані 30 м від вибою розширювався, а потім поперемінно стискався і розширювався. Після утворення зони зруйнованих порід і значних зміщень кріплення виробка починає взаємодіяти із зруйнованим масивом.

Опорний тиск у зоні впливу очисних робіт викликає також деформації раніше незруйнованих порід. При значних порушеннях і розшаруваннях поза цією зоною опірність кріплення призводить до стискання порід. Зміцнення на контурі виробки розпочинається в 30-100 м попереду першої лави і є наслідком закону спадковості деформаційних процесів у підготовчих виробках, що призводить до збільшення зони зруйнованих порід, а також зростання їх коефіцієнтів розширення.

Проведення виробок і вплив очисних робіт призводять до руйнування порід не тільки у покрівлі, але і в боках виробки. Тут розмір зони зруйнованих порід досягає 2-3 м і зростає в зоні впливу очисного вибою, що в свою чергу погіршує стійкість покрівлі поблизу спряження лави з підготовчою виробкою і знижує показники роботи.

Сформулюємо основні чинники ін’єкційного зміцнення порід. Воно може здійснюватись за наявності тріщин і розшарувань певних розмірів. Розвиток тріщин і розшарувань відбувається в часі і пов’язаний з технологією

ведення робіт, він призводить до зростання об’єму гірських порід, зміщенню їх у виробки, зменшенню площі перерізу виробки і запасу піддатливості кріплення.

При визначенні відстані від вибою, на якій необхідно вести роботи з фізико-хімічного зміцнення, необхідно приймати до уваги наступні обмеження:

- ✗ зміцнення не можна виконувати у зоні впливу вибою виробки, де утворюються пружні деформації та спостерігаються максимальні швидкості зміщень порід;
- ✗ не рекомендується проводити нагнітання при довжині шпурів менше 2-3 м;
- ✗ зміцнення слід виконувати за межами зони виконання технологічних процесів із проведення виробки, не допускаючи великих значень коефіцієнта розширення порід. Перерахованим обмеженням задовольняє віддалення від вибою 15-20 м.

На такій відстані розпочинається ділянка релаксації напружень, швидкість зміщень починає падати, а коефіцієнти розширення порід не мають максимального значення. Встановлено, що у 18 м від вибою коефіцієнт розширення порід у чотириметровій зоні склав 1,06, максимальне його значення 1,13. Тому при зміцненні порід на такій відстані від вибою можна майже в 2 рази знизити коефіцієнт розширення порід. Збільшення відстані від вибою зменшує ефективність робіт із зміцнення порід.

Друге рішення може бути прийняте, якщо розмір зони зруйнованих порід поза зоною впливу очисних робіт не перевищує 3 м, а формування її закінчується в 60-100 м і більше від вибою. Зміцнення порід можна проводити поза зоною впливу очисних робіт попереду вибою. Оскільки зміцнення на контурі виявляються на меншій відстані від лави, ніж довжина зони опорного тиску, зміцнення необхідно вести до початку виявлення зміщень на контурі. На глибині 800-1000 м при заляганні у покрівлі глинистих і піщаних сланців віддалення від очисного вибою повинно бути 50-70 м.

Зміцнення порід може виконуватись і попереду очисного вибою без зміцнення порід поза зоною впливу очисних робіт. У цьому випадку витрати зміцнювального (наприклад, поліуретанового) складу набагато зростає. При значному проміжку часу між проведенням виробки й очисними роботами і при значних деформаціях порід зміцнення може бути проведене двічі: за проведенням виробки і попереду зони впливу очисних робіт.

Розглянуті міркування були використані при експериментальних роботах на шахті №9 «Нововолинська». У підготовчій виробці поліуретаном зміцнювались породи покрівлі на кінцевій ділянці лави разом із проведенням виробки. В її боках бурили шпури довжиною 4 м. Поліуретан нагнітався в 20-30 м від вибою вентиляційного штреку. Під час очисних робіт вимірювались опускання покрівлі в лаві поблизу спряження штреку на відстані від підготовчої виробки 0,6; 1,6 і 2,5 м. Зміцнення покрівлі при зміцненні їх

поліуретаном в 0,6 м від штреку були в 1,5 рази меншими, ніж на контрольній ділянці, в 1,6 м – в 1,3 рази і в 2,5 м від спряження – в 1,2 раза нижче (рис. 9.8).

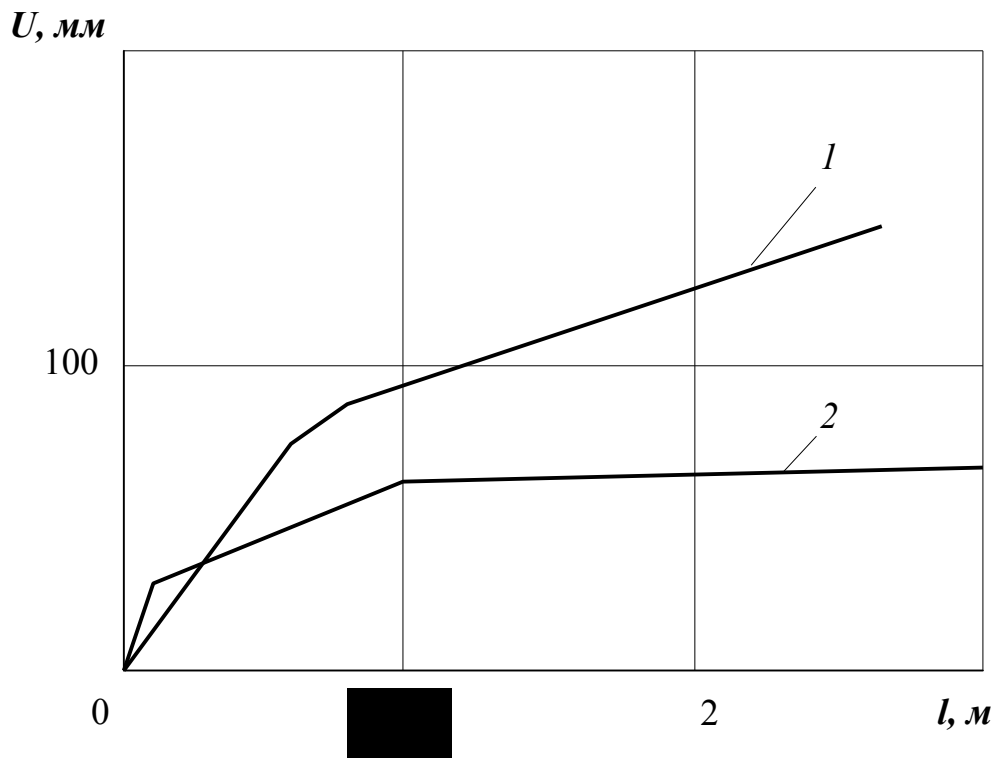


Рис. 9.8. Графіки зміни зміщень U покрівлі на кінцевій ділянці лави залежно від відстані l до спряження: 1 – експериментальна ділянка; 2 – контрольна

Як бачимо з графіків, ефективність зміцнення зменшується із зростанням відстані до спряження лави із штреком.

Важливим фактором є не тільки зміцнення масиву порід покрівлі, але й взаємодія їх з кріпленням, а також його деформації. В тій же виробці в 50-70 м від вибою штреку зміцнювались породи покрівлі, які вже опустились на кріплення після руйнування в зв'язку з великим розміром закріпного простору. На експериментальній і контрольній ділянках заміряли опускання верхняк кріплення, ширину виробки, просідання у замках. З рис. 9.9 бачимо, що після зміцнення порід опускання покрівлі зменшилось зі 144 до 67 мм у порівнянні з опусканням на контрольній ділянці в 250 м від вибою, а зміщення боків – з 298 до 109 мм. Просідання у замках кріплення зменшились в 3-8 разів.

Також була експериментально апробована схема зміцнення порід покрівлі попереду очисного вибою при заляганні у покрівлі дрібношаруватих піщаних сланців. Зміцнення поліуретановим складом відбувалось в 50 м попереду очисного вибою. Шпури довжиною 4 м бурили у покрівлю 4 м. На експериментальній і контрольній ділянках були встановлені по п'ять замірних станцій, де і заміряли зміщення покрівлі, які на експериментальній ділянці в 80 м позаду лави були в 1,6-1,9 раза меншими, ніж на контрольному.

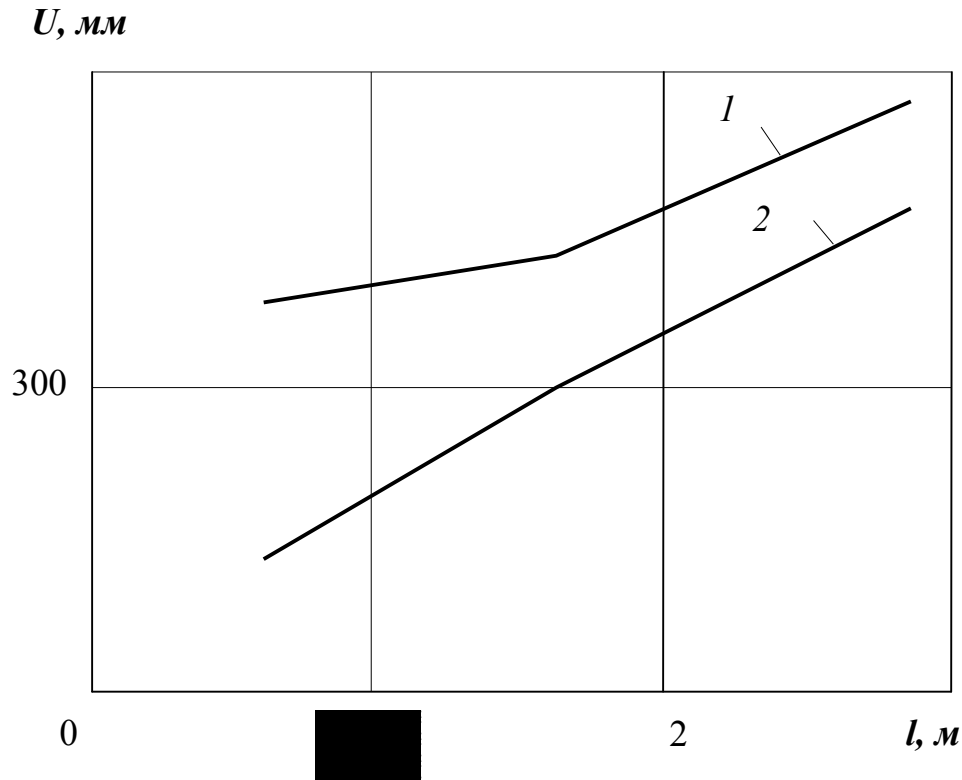


Рис. 9.9. Графіки зміни опускання U верхняка на експериментальній (крива 1) і контрольній (2) ділянках залежно від відстані l

Таким чином, зміцнення порід покрівлі підготовчих виробок з метою запобігання або зниження інтенсивності деформування, а також зменшення розмірів зон зруйнованих порід повинно робитися в 15-20 м від вибою за межами ділянки, де виконуються технологічні процеси з проведення виробки.

Зміцнення порід покрівлі для створення сприятливих умов взаємодії зруйнованих порід, що опустились на рамне кріплення, проводиться в 50-60 м від вибою. При розмірах зон зруйнованих порід менше 3-4 м зміцнення порід покрівлі необхідно вести попереду очисного вибою поза зоною його впливу (в 50-70 м попереду лави), а поблизу спряжень вибою з виробкою – попереду лави поза зоною впливу очисних робіт. Фізико-хімічне зміцнення порід покрівлі в 1,8-2,9 разів зменшує зміщення покрівлі і значно покращує взаємодію порід з кріпленням.

9.4 Геомеханічні процеси при ін'єкційному зміцненні гірських порід

Залежно від умов виникання і розвитку приконтурних тріщин можна застосовувати декілька методів ін'єкційного зміцнення:

- попереднє чи наступне зміцнення порід під час проведення виробок в зонах геологічних порушень;
- зміцнення порід при проведенні виробок, навколо яких утворюється тріщинувата зона непружних деформацій;

- підвищення стійкості виробок, кріплення яких деформується через зміщення порід, які продовжуються тривалий час, внаслідок їх руйнування.

Найбільш руйнівним способом проведення гірничих виробок є буропідричний. Тому нижче розглянемо геомеханічні параметри зміцнення, які відносяться до виробок, проведених цим способом.

Розглянемо два варіанта закріплення порід для підвищення стійкості породних відслонень. Перший, коли навколо виробки існує система тріщин (геологічних, технологічних – викликаних буропідричними роботами), де з плином часу формується зона непружних деформацій, що супроводжується руйнуванням порід і розкриттям в них тріщин.

У першому варіанті ін’єкції закріплювальних розчинів у приконтурні тріщини запобігають вивалу у виробку окремих кусків породи й охороняють масив від вивітрювання і подальшого руйнування. Подібна схема має місце при закріпленні виробок набризкбетоном і має зміцнювальні властивості.

Другий варіант забезпечує нагнітання закріплювальних розчинів у тріщинуваті породи в зони непружних деформацій та утворює породну оболонку – кріплення з великою несучою здатністю, яка може суттєвим чином вплинути на параметри взаємодії системи «кріплення – масив».

Специфікою застосування ін’єкційного зміцнення в зонах геологічних порушень і в експлуатованих виробках стан яких погіршується (наприклад, у зв’язку з підходом очисних робіт), є наявність навколо виробок зони зруйнованих порід значних розмірів і неможливість достовірної оцінки початкової геомеханічної ситуації. В таких умовах коректний прогноз параметрів способу утруднений і зводиться до визначення оптимальної глибини та зміцнення, виходячи із загальних принципів механіки зруйнованих порід і практичного досвіду.

Найбільший інтерес з точки зору ефективності і практичного використання становить застосування ін’єкційного зміцнення як основного способу забезпечення стійкості підготовчих виробок в умовах розвитку навколо них зони непружних деформацій. Сутність такого способу полягає в наступному. При проведенні виробка закріплюється тимчасовим кріпленням, яке дозволяє породам деформуватись і запобігати їх обваленню. Через деякий час нагнітають закріплювальний розчин у зруйновані від напружень породи приконтурної зони. Твердіючи, розчин скріплює між собою окремі куски і блоки породи, утворюючи потужну породно-бетонну оболонку. Працюючи як несуча конструкція, ця оболонка може сприйняти значні навантаження з боку масиву і протистояти подальшому розвитку зони непружних деформацій.

Застосування складів на основі карбамідних, фенолформальдегідних і інших смол, що дають в процесі затверднення осадку зв’язуючого складу в тріщині, не бажане, особливо для тріщин великого об’єму: утворюються нові мікротріщини, накопичення яких може не забезпечити необхідну стійкість масиву. Навпаки, бажано спінювати складні – спроможність збільшувати

об’єм в процесі затверднення. Спінення призводить до виникнення допоміжних, розпірних сил між блоками порід, що сприяють їх утриманню у рівноважному стані.

Зміцнений масив як в процесі тверднення скріплюючими складами, так і після нього може підпадати зсувним деформаціям від дії динамічного характеру робіт (наприклад, буропідричних). Для таких умов необхідний склад, який має еластичність в затверділому стані, що сприяє збереженню рівноважного стану блоків порід, пов’язаних між собою, при малих зміщеннях один відносно одного.

В окремих випадках до складів пред’являють вимоги водостійкості, здатності затверднення при низькій температурі, достатньої адгезії до глянцевиx поверхонь порід тощо.

Карбамідні скріплюючі склади холодного отверднення готують на основі карбамідоформальдегідних смол і отверджувача у вигляді 5-10% - них розчинів ортофосфорної кислоти H_3PO_4 , хлористого заліза $FeCl_3$ або щавлевої кислоти $HNOOC-COOH$.

Для підвищення ефективності також застосовується спінююча композиція на основі смоли КФ-Ж, яка модифікована поліізоціантом. Під час реакції поліізоціанту з водою, яка міститься у смолі, утворюється нестабільний продукт, який розкладається з виділенням діоксиду вуглецю (CO_2). Внаслідок цього продукт стає пористим, відбувається спінення системи, збільшення його об’єму і зростає зчеплення складових з породами.

Встановлено, що важливою властивістю зміцнюваних гірських порід, є здатність до вологопоглинання: чим порода менше насичена вологою до початку взаємодії із складовими і чим вище її вологопоглинальна здатність, тим міцніша порода.

Фенолформальдегідні склади на основі смоли СФЖ-3032Д, модифікованого діетіленгликолю ДЕГ являють собою 80%-й водний розчин продуктів конденсації фенолу і формальдегіду в присутності гідроокису натрію як каталізатора широко застосовуються для зміцнення гірських порід.

Поліуретанові склади для зміцнення порід показали себе найбільш надійними. Утворення пінополіуретану відбувається в результаті взаємодії поліефірної композиції (суміші) багатофункціональних спиртів – гликолів чи поліефірів і поліізоціанту.

Перемішування обох компонентів поліуретану веде до утворення отвердженого пінопласту, що має високу адгезію до гірських порід і достатню міцність на згин і розтяг.

Завдяки утворенню високомолекулярного з’єднання з багатьма гнучкими, еластичними зв’язками пінополіуретан досягає властивостей піддатливості без відриву від породи і без розриву когезійних зв’язків не тільки при макродеформаціях, але і значних взаємних зміщень пов’язаних блоків порід.

Ці дві відмінні якості – спінення у процесі полімеризації й еластичність в отверділому вигляді – роблять поліуретан найбільш універсальним

компонентом для зміцнення порід в різних гірничо-геологічних умовах будь якої тріщинуватості і стану, окрім вологих і низькотемпературних (менше 16°C).

Для покращення технологічних можливостей і прискорення термінів ведення робіт розроблено два типи поліуретану: нормальний з терміном схоплення 20-30 хв і прискорений, що схоплюється за 1,5-2 хв.

Прискорювана система застосовується в екстремальних випадках, наприклад, коли нагнітальні склади через тріщинуватість масиву великими об’ємами витікають на відкриту поверхню виробки, або через підготовлений до наступного нагнітання сусідній шпур, а також при появі у шпурах вологи.

В’язкість компонентів поліуретану для зміцнення порід низька і не перевищує 350 сПз (сантіпауз), що забезпечує його високу проникність у мілкі тріщини. Спінення в процесі полімеризації також сприяє його додатковому самонагнітання в тріщини. Порівняно невисока в’язкість компонентів поліуретану дозволяє застосовувати для його нагнітання нескладне технологічне обладнання. Доставка компонентів поліуретану в зону проведення укріплювальних робіт відбувається в закритих металевих ємкостях – банках чи бочках.

Геомеханічні параметри цього способу : несуча здатність і піддатливість тимчасового кріплення, яке повинно забезпечити підтримання виробки до утворення оболонки із зміцнених порід; час відставання ін’єкційних робіт від прохідницьких; глибина зміцнення; необхідна міцність породного масиву після зміцнення та ін.

9.5 Стійкість заін’єктованих порід на контурі гірничої виробки

Несуча здатність оболонки заін’єктованих порід визначається їх міцністю. Проведені лабораторні дослідження фізико-механічних властивостей зразків породи, які в спеціальній камері заповнювались цементними розчином показали, що порожнистість зразків складала близько 50%. Зміна коефіцієнта порожнистості в межах 0,4-0,5 практично не впливає на міцнісні властивості зацементованих порід.

Реально оцінити властивості заін’єктованих порід можна наступним чином. При визначенні міцності такого масиву необхідно мати на увазі можливу її нерівномірність в різних точках контура виробки. Це обумовлено характером тріщин і їх напрямком відносно діючих зусиль, яке визначається кутом нахилу площини тріщини до площадок головних напружень. Так, якщо площа тріщини розташована перпендикулярно до діючих навантажень (рис. 9.10, а), то на міцність масиву порід вона буде впливати незначно. Якщо ж тріщини направлені так, що скріплені блоки працюють на чистий зсув у площині тріщини (рис. 9.10, б), то міцність масиву буде визначатись наявністю і величиною сил тертя і зчеплення у цій тріщині.

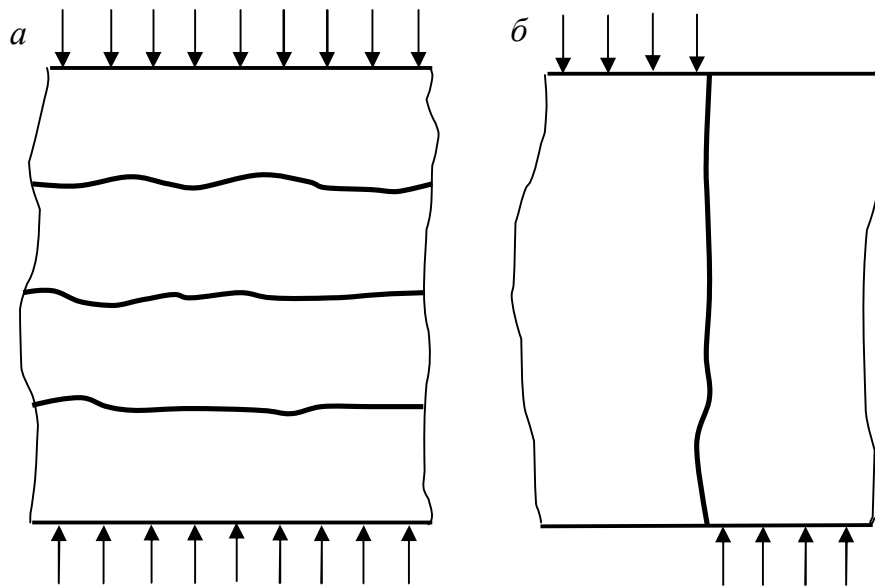


Рис. 9.10. Схема можливого розташування тріщин по відношенню діючих зусиль

На практиці тріщини можуть бути направлені під самими різними кутами до контура виробки і діючих зусиль, що призведе до нерівної міцності укріплених порід по периметру виробки. Очевидно, що мінімальна міцність укріпленої породи буде визначатись величиною зчеплення у затампонованій тріщині. В свою чергу величина цього зчеплення залежить від рельєфу скріплюваних поверхонь. Якщо закріплюються дві гладкі поверхні, то руйнування може відбутись або на контакті породи з затверділим розчином, або по розчину, залежно від того, що менше – коефіцієнт зчеплення розчину з даним типом породи чи коефіцієнт зчеплення самого тампонажного каменя. Якщо скріплювані поверхні чи стінки тріщини нерівні (що звичайно має місце в реальних умовах), то навіть за відсутністю зчеплення між породою і цементним каменем скріплені блоки породи можуть сприймати зусилля зсуву і для цих умов зчеплення по затампонованій тріщині буде визначатись в гіршому випадку зчепленням самого тампонажного каменя.

Виходячи із вищенаведених міркувань, були проведені дослідження міцнісних властивостей порід, заін'єктованих цементним розчином, які визначали дві величини: коефіцієнт зчеплення цементного розчину з породами (піщаник, глинистий і піщанистий сланці) і коефіцієнт зчеплення самого цементного каменя. Ці величини дозволяють визначити нижню межу міцності, укріплених цементним розчином порід (табл. 9.2, 9.3).

Водоцементне співвідношення впливає досить сильно на величину коефіцієнта зчеплення. Так, при збільшенні водоцементного співвідношення від 1:3 до 2:1 коефіцієнт зчеплення цементного каменя знижується в 3,8 рази, а величина зчеплення зменшується відповідно: з піщаником – у 3,7; з піщанистим сланцем – у 5,0; з глинистим сланцем – у 7 разів.

Таблиця 9.2

Результати випробувань кернів породи, насичених цементним розчином

Порода	Співвідношення води і цементу: В:Ц у розчині	Коефіцієнт зчеплення цементного каменя (МПа) з породою при терміні твердіння (доба)			
		1	4	7	28
Глинистий сланець	2:1	0,07	0,24	0,30	0,40
	1:1	0,15	0,54	0,70	0,90
	1:2	0,30	1,10	1,40	1,80
	1:3	0,47	1,70	2,20	2,70
Піщаний сланець	2:1	0,15	0,50	0,60	0,70
	1:1	0,29	0,90	1,20	1,40
	1:2	0,50	1,70	2,10	2,40
	1:3	0,73	2,10	3,00	3,50
Піщаник	2:1	0,56	1,20	1,50	1,80
	1:1	0,84	1,80	2,40	2,70

Таблиця 9.3

Межа міцності кернів при випробуванні на одновісний стиск

Співвідношення В:Ц	Коефіцієнт зчеплення цементного каменя (МПа) з породою при терміні твердіння (доба)				Межа міцності зразків (кернів) при стиску на 28 добу, МПа
	1	4	7	28	
2:1	0,40	1,20	1,80	2,80	8,60
1:1	0,80	2,50	3,50	4,40	14,00
1:2	1,80	4,80	6,10	7,30	24,30
1:3	2,70	6,80	8,50	1,60	35,40

Досліди показали, що при зміні водоцементного співвідношення кут внутрішнього тертя цементного каменя змінюється незначно (в межах 22-26°). Тому можна вважати кути внутрішнього тертя цементного каменя і порід однаковими.

Більшість тріщин у зоні інтенсивного тріщиноутворення мають, як правило, шершаві поверхні і змінну направленість. Тому можна вважати, що руйнування буде відбуватись по заповненому у тріщині цементному каменю і при цьому для розрахунків можна прийняти міцність затампованих порід, що дорівнює міцності цементного каменя. Орієнтовні значення рекомендованих міцностей порід, заін'єктованих цементним розчином на базі портландцементу марки 400, наведені в табл. 9.4.

Міцнісні властивості порід, заін'єктованих хімічними речовинами на базі смол, досліджені недостатньо і в основному відносяться до крихких піщаних порід з великою порожнистістю.

Таблиця 9.4

Межі міцності затампонованих порід

Співвідношення В:Ц	Межа міцності затампонованих порід (МПа) при терміні твердіння (доба)			
	1	4	7	28
2:1	0,40	1,20	1,80	2,80
1:1	0,80	2,50	3,50	4,40
1:2	1,80	4,80	6,10	7,30

За результатами досліджень зчеплення деяких розчинів смол з глинистим сланцем (табл. 9.5) можна оцінити зміцнювальні властивості хімічних розчинів.

Таблиця 9.5

Зчеплення розчинів смоли з глинистим сланцем

Смола (отверджувач)	Зчеплення розчинів смол з глинистим сланцем (МПа) у віці					
	30 хв	1 рік	3 рік	1 доба	3 доба	7 діб
Епоксидна ЕД-5 (УП-583)	-	-	5,2	8,0	10,3	16,4
Епоксидна ЕД-5 (В-ТФ)	5,0	-	6,9	-	8,9	-
Поліефірна ПН-1 (ванадій)	1,0	3,1	4,4	8,0	-	14,8
Поліефірна ПН-1 (нафтенат кобальта)	0,8	1,0	1,2	19,4	20,2	27,1
Епілокс ЕГК-54 (ВТФ)	3,8	4,0	4,5	4,5	4,5	4,6

При цьому необхідно звернути увагу, що на ефективність хімічного зміцнення впливають склад порід, співвідношення компонентів розчину (смола – отверджувач – добавки), обводненість гірського масиву, температура. Тому в кожному конкретному випадку перед початком хімічного зміцнення необхідно провести випробування міцнісних властивостей заін’єктованих порід в умовах, максимально наближених до реальних.

9.6 Технологічні схеми зміцнення гірських порід

Фізико-хімічне зміцнення виконується шляхом ін’єкції у пористі чи порушені породи хімічних розчинів, які склеюють мінеральні частинки. Внаслідок цього зростає механічна міцність і водонепроникність масиву. Для такої технології необхідний великий обсяг робіт з буріння ін’єкційних свердловин.

Технологічні схеми буріння й обладнання свердловин

Ін’єкційні свердловини бурять діаметром 32-100 мм залежно від розмірів бурових коронок і конструкцій кондукторів. Глибина свердловин визначається розміром приконтурної зони зруйнованих і тріщинуватих порід. Свердловини

бурять по периметру виробки у радіальному напрямку – одна свердловина на 2-5 м² площі її поверхні. Відстань між свердловинами залежить від стану заін’єктованої товщі порід – зі зниженням тріщинуватості приконтурного масиву зменшується відстань між свердловинами.

Для буріння ін’єкційних свердловин у слабких породах з коефіцієнтом міцності $f \leq 4$ (згідно шкали проф. М.М. Протод’яконова) застосовують електросвердла ЕР14Д, ЕР18ДМ, СЕР-19М та ін. При бурінні свердловини у міцних породах з $f \geq 6$ застосовують пневматичні ручні перфоратори типу ПР з пневмодержакми.

Бурильна установка БУЕ-1А призначена для буріння шпурів і вибурювання вугілля при проведенні виробок на шахтах і для анкерування.

Для нагнітання розчину в масив свердловини обладнуються ін’єкторами (кондукторами). Залежно від способу закріплення у свердловині ін’єктори можуть бути одноразового або багаторазового використання. Ін’єктори одноразового використання (рис. 9.11) установлюються у свердловині на швидкоотвердіючому цементно-піщаному розчині.

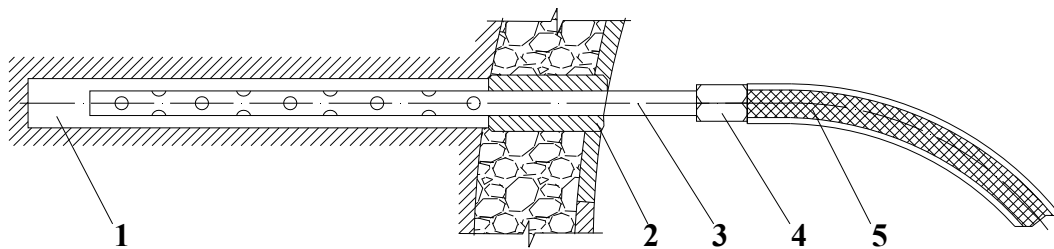


Рис. 9.11. Схема установлення ін’єктора одноразового використання при зміцненні вміщуючих порід: 1 – свердловина; 2 – ущільнення із цементно-піщаного розчину; 3 – ін’єктор з перфорацією труби; 4 – накидна гайка; 5 – високонапірний шланг

При багатократному використанні ін’єктор (рис. 9.12) розпирається у свердловині за допомогою механічних ущільнювальних пристроїв різноманітної конструкції. Такий пристрій має один або декілька гумових кілець, які розширюються при їх стисканні вздовж осі ін’єктора (рис. 9.12, а). Є пристрої, складені з пружної оболонки, яка розтиляється під тиском за допомогою рідини, повітря чи ін’єкційного розчину (рис. 9.12, б).

На закріплені ін’єктори встановлюють крани або цементацийні головки залежно від прийнятого способу нагнітання розчину. Розчин у свердловину подають при постійному тиску чи при постійних витратах. При цьому виділяють три схеми нагнітання (рис. 9.13): затискну, циркуляційну і півциркуляційну.

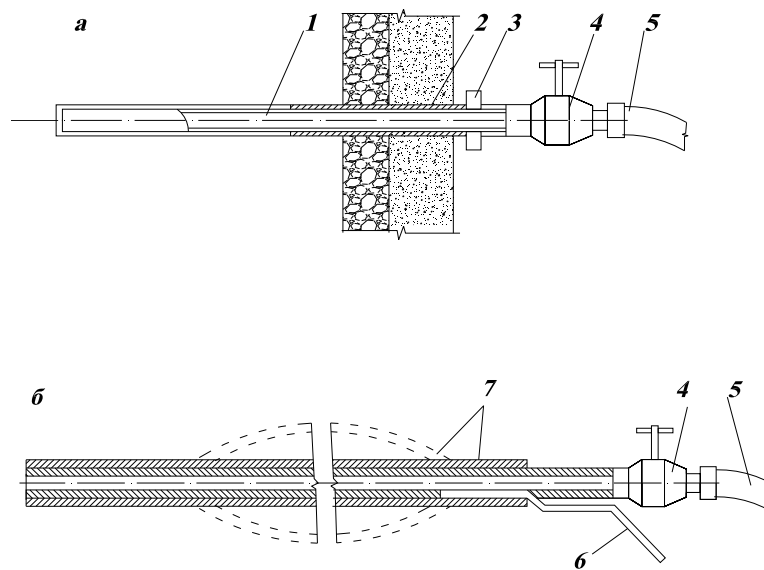


Рис. 9.12. Конструкція ін’єкторів багаторазового використання: а – з розширним гумовим кільцем; б – з розширеною оболонкою: 1 – ущільнювальне гумове кільце; 2 – затискна втулка; 3 – затискна гайка; 4 – запірний кран; 5 – шланг; 6 – підвід стисненого повітря; 7 – розширна пружна оболонка

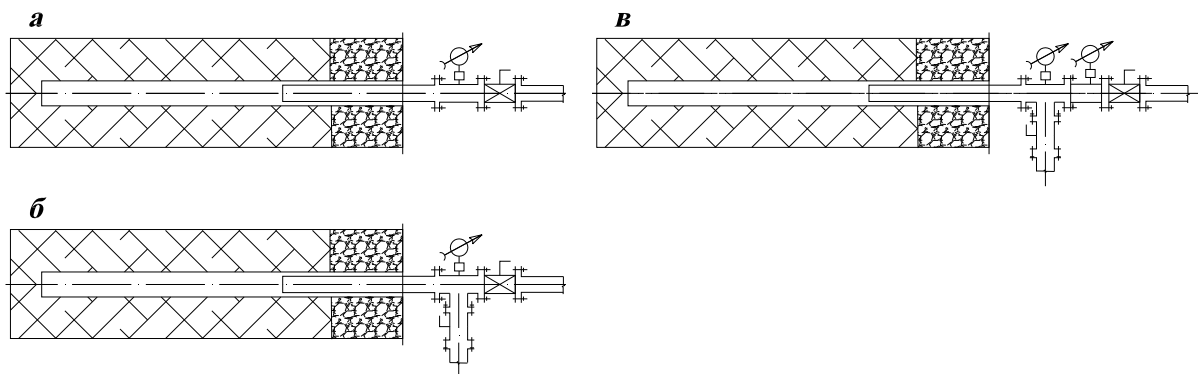


Рис. 9.13. Схема нагнітання розчину: а – затискна; б – напівциркуляційна; в – циркуляційна

Найбільшого поширення на практиці набула циркуляційна схема нагнітання. При цій схемі розчин подають по нагнітальній трубі до вибою свердловини при постійному тиску і витратах більших, ніж може поглинути масив. Зайва кількість розчину рухається вздовж стінок свердловини і повертається назад у витратну ємкість. Тим самим забезпечується постійна циркуляція розчину у свердловині та у всій нагнітальній системі.

Перевагою циркуляційної схеми є те, що вона забезпечує високу якість ін'єкції тріщин і пустот при нагнітанні розчинів різної концентрації. Таку схему нагнітання доцільно застосовувати при тампонажі дрібно тріщинуватих порід, бо постійна циркуляція розчину виключає закупорювання устя тонких тріщин частинами твердої фази.

При півциркуляційній схемі нагнітання розчин у свердловині рухається від устя до вибою, а циркуляція його відбувається поза свердловиною, тобто між насосом і цементаційною головкою по трубопроводам. Ця схема застосовується для тампонування порід з мілкими і крупними тріщинами. Висока якість ін'єкції порід досягається введенням у розчин добавок для зменшення осадження твердої фази із розчину у свердловині і для підвищення його проникної здатності.

Для одержання щільного заповнення тріщин скріплюючим розчином при циркуляційній і півциркуляційній схемах нагнітання ін'єктування ведуть при постійному тиску і змінних витратах розчину, який досягає нуля в кінці нагнітання.

За затискною схемою розчин нагнітається в свердловину у кількості, що відповідає продуктивності насоса.

Розчин, що подається при постійних витратах, рухається у свердловині від устя до вибою. При цьому тиск нагнітання підвищується при поступовому заповненні тріщин цементуючим матеріалом. Ін'єкція відбувається до різкого підвищення тиску тобто до відказу.

При нагнітанні густими скріплюючими розчинами можливе передчасне осадження твердих частинок і швидке закупорювання свердловини. Якість ін'єктування в цьому випадку знижується, бо відбувається заповнення тільки устя свердловини. Для більш рівномірного тампонування свердловини на всій її довжині при затискній схемі нагнітання необхідно застосувати ін'єктори з перфорацією корпусу. Розчин від насоса до свердловини рухається у металевих (постійних) чи гнучких трубопроводах. За гнучкі елементи трубопроводів напірної лінії використовують рукава:

- гумові напірні з нитками обплетення;
- гумотканинні напірні;
- бурові обплітальні.

Для транспортування розчинів при постійній напірній лінії застосовують безшовні гарячекатані труби.

Технологічні схеми й обладнання для приготування і нагнітання розчинів

Приготування якісних скріплюючих розчинів відбувається у високообертальних малогабаритних лопатевих і турбулентних змішувачах. Лопатеві розчинозмішувачі мають вертикальний чи горизонтальний вал, який пересікає при обертанні весь об'єм, завантажених в ємкість матеріалів і змішує їх. В турбулентних розчинозмішувачах (рис. 9.14) перемішування виконується ротором, діаметр якого в 2-2,5 рази менший від діаметра змішувальної ємкості.

Частота обертання ротора в 10-15 разів вища, ніж у лопатевого валу звичайних змішувачів. Для інтенсивного приготування розчину турбулентною змішувачем застосовується постадійне змішування. Спочатку у змішувачі перемішують воду і цемент, а потім додається пісок. При цьому загальний час перемішування маси не перевищує 1 хв.

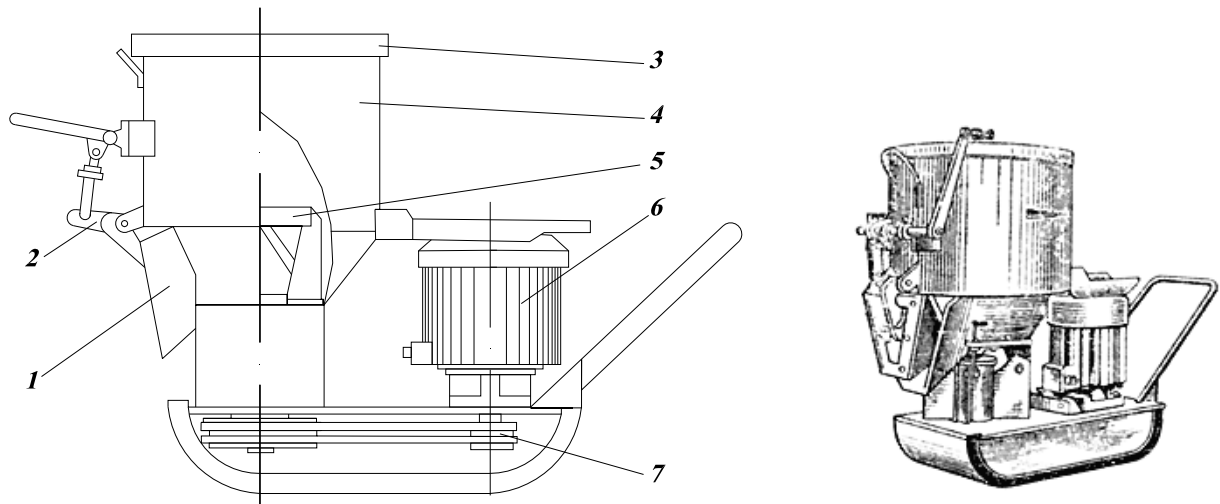


Рис. 9.14. Турбулентний розчино змішувач СБ-43: 1 – лоток; 2 – розвантажувальний пристрій; 3 – кришка; 4 – бак; 5 – ротор; 6 – електродвигун; 7 – клинопасова передача

Одночасно з великим скороченням часу приготування розчину досягається активізація цементу, що призводить до суттєвого зростання міцності цементного каменя. Розчини, оброблені у швидкісному змішувачі, відзначаються підвищеною дисперсністю, високою пластичністю та стабільністю, кращою проникною здатністю. Підвищення стабільності розчину і зниження його шаруватості дозволяє збільшити дальність транспортування скріплюючої суміші у трубах.

При відсутності вищезгаданих механізмів приготування розчинів відбувається у звичайних шахтних вагонетках з глухим дном, які обладнанні лопатевим чи шнековим змішувачем з приводом від пневмо або електродвигуна (рис. 9.15). Розчин також може перемішуватись за допомогою стисненого повітря. Для цього на дно вагонетки укладають конструкції з металевих перфорованих труб (рис. 9.16).

Нагнітання скріплюючих розчинів в гірський масив відбувається за допомогою насосів. Для цих цілей застосовують насоси типу НГР-250/50, 11ГрІ, Гр-16/40, НБЗ-120/40 і розчинонасоси СО і С.

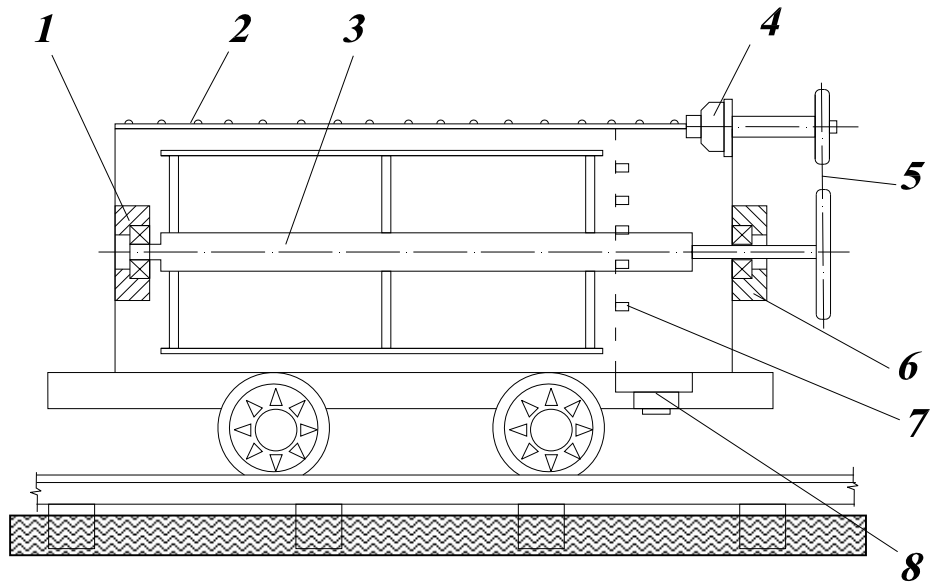


Рис. 9.15. Принципова схема вагонетки-змішувача: 1 – підшипник; 2 – сітка; 3 – вал з лопатями; 4 – двигун; 5 – ремінна передача; 6 – підшипник; 7 – решітка; 8 – прямок всмоктування

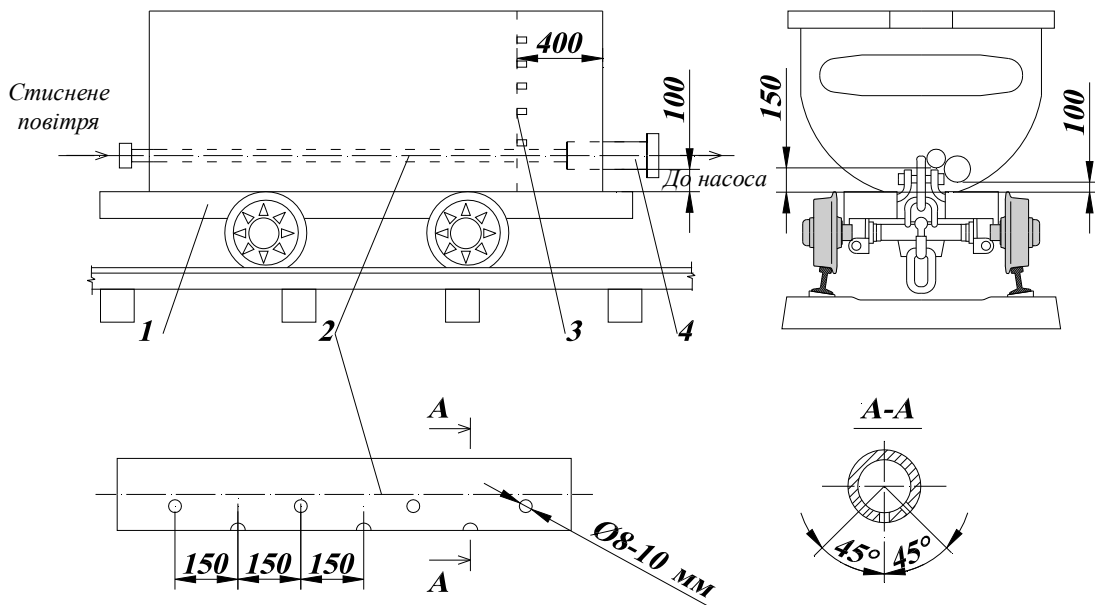


Рис. 9.16. Схема пристрою вагонетки-змішувача, що працює на стисненому повітрі: 1 – вагонетка; 2 – перфорована труба діаметром 50 мм; 3 – фільтруюча перегородка з отворами діаметром 4-5 мм; 4 – перехідний патрубок

Специфіка робіт із зміцнення вимагає великих витрат цементно-пісчаних розчинів з тиском нагнітання до 0,2-0,3 МПа і невеликих витратах цементного розчину при тиску до 1-1,5 МПа. За технічними вимогами вміст піску чи інших абразивних частинок в рідині, що перекачується у трубах, не повинен перевищувати 5%, а її щільність – 1,2-1,4 г/см³. Тому для нагнітання скріплюючих розчинів, які містять частинки цементу і піску, застосовують тарілчасті і кульові клапани (рис. 9.17). Тарілчасті клапани працюють на пружинах, кульові – без пружинного навантаження. При цьому ущільнення відбувається по лінійній кільцеподібній поверхні.

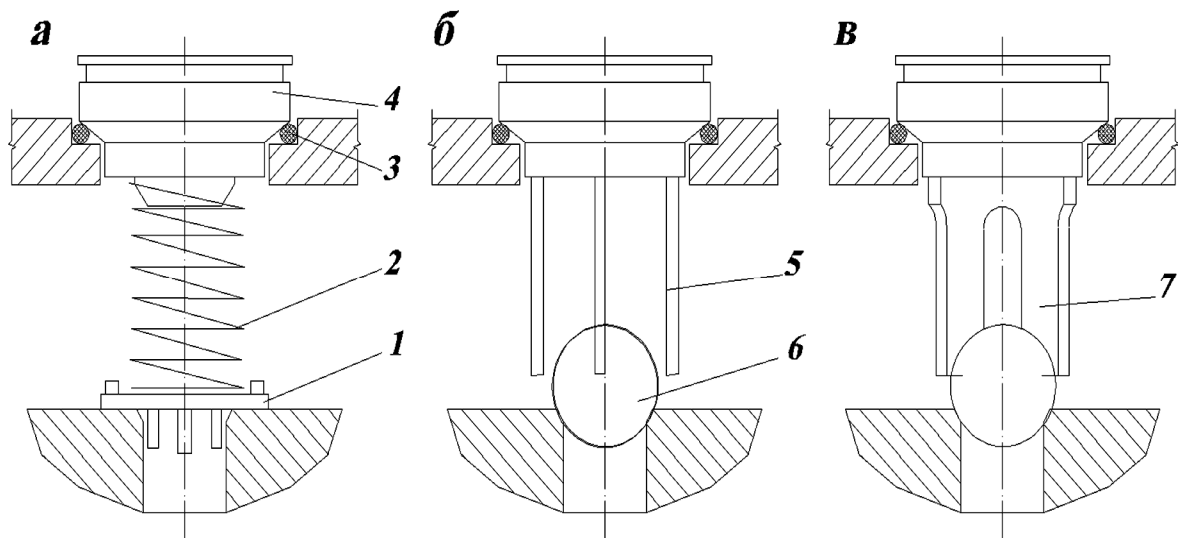


Рис. 9.17. Схема заміни тарілчастих клапанів поршневого насоса на кульові: а – тарілчастий клапан; б і в – кульові клапани: 1 – тарілка; 2 – пружина; 3 – ущільнювальне гумове кільце; 4 – кришка; 5 – напрямні шпильки; 6 – куля; 7 – напрямна втулка з прорізами

Для нагнітання густих цементно-пісчаних розчинів при тампонажі закріпного простору використовують розчинонасоси (рис. 9.18), які являють собою з’єднання одноступеневого горизонтального плунжерного насоса простої дії з діафрагмовою камерою. Кривошипно-шатунний механізм насоса приводить в дію плунжер, який, діючи на проміжну рідину, викликає періодичну деформацію гумової діафрагми. Остання, згинаючись, забезпечує всмоктування і нагнітання розчину через кульові клапани в розчинопроводі.

Роботи з фізико-хімічного зміцнення гірських порід навколо підготовчих виробок відбувається шляхом нагнітання (ін’єкції) скріплюючих розчинів у пористий і порушений масив, які склеюють мінеральні частинки. Внаслідок підвищується механічна міцність і водонепроникність масиву.

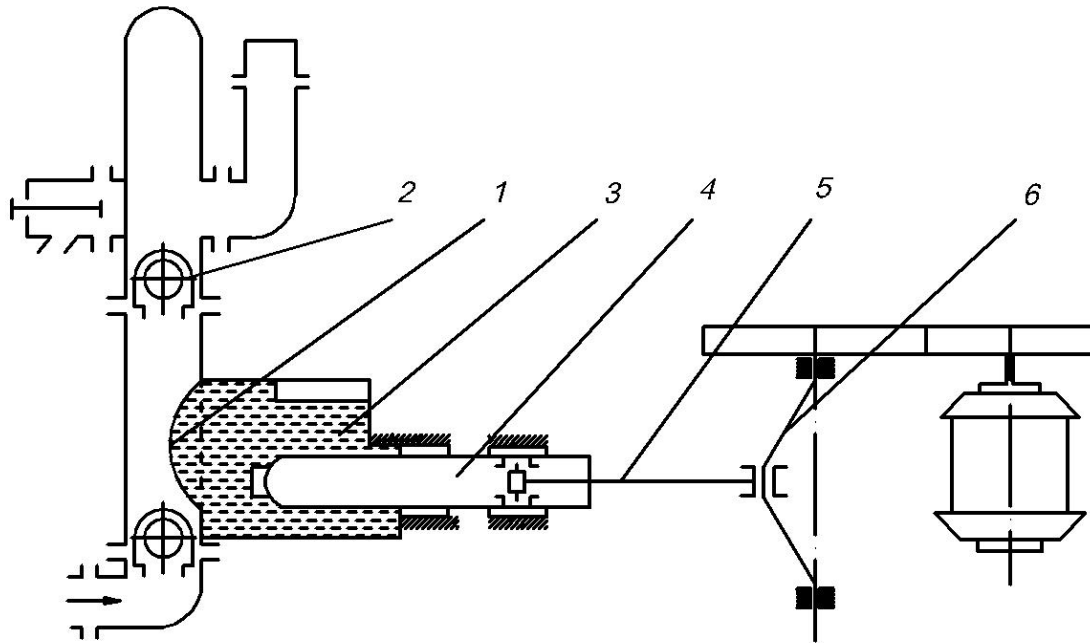


Рис. 9.18. Принципова схема розчинонасоса типу СО: 1 – діафрагма; 2 – кульовий клапан; 3 – робоча камера з рідиною; 4 – плунжер; 5 – шатун; 6 – колінчастий вал

Технологічні схеми зміцнення порід нагнітанням в'язучого матеріалу

У виймальних виробках, які зазнають вплив очисних робіт, зміцнення порід виконують з метою збереження їх стійкості на період проходження лави.

Сутність цього методу полягає в наступному.

Після проведення виробки у породах відбувається пружний перерозподіл напружень. Якщо при цьому напруження не перевищують тривалої міцності порід у масиві, то зміцнення останніх відбуваються у межах пружних деформацій і закінчуються після відходу вибою на 10-15 м. На цій відстані відбувається стримувані вплив вибою. В таких умовах породний контур є стійким і кріплення, як несуча конструкція, не потрібне.

Якщо міцність порід поблизу контура виробки стає меншою від виникаючих в них напружень, то вони руйнуються. Навколо виробки упродовж 10-30 діб формується зона тріщинуватості шириною 1-2 м, породи в якій розбиті тріщинами на окремі куски і блоки (рис. 9. 19). Розпушення порід в зоні руйнування виявляється на контурі виробки у вигляді зміщень, які досягають приблизно 50% від кінцевих. Утворення зони інтенсивної тріщинуватості протягом відносно тривалого часу (до місяця) пов'язано з ослабленням масиву внаслідок буропідричних робіт і зниженням міцності порід під дією гравітаційних сил. За зоною тріщинуватості утворюється область порід, які деформуються без розриву суцільності під дією в'язкопластичної течії.



Рис. 9.19. Характер тріщинуватості порід навколо виробки

При розрахунку параметрів методу зміцнення порід нагнітанням скріплюючих матеріалів визначають необхідну глибину проникнення в'язучого розчину (σ_y) умовну міцність зміцнених порід , а для економічної оцінки – необхідну витрату розчину.

Необхідна ширина (d) зони зміцнених порід безпосередньо визначається за формулою

$$\text{—} \quad (9.1)$$

де – півпрогін виробки в напрямку виконуваного зміцнення порід, м;
– кут внутрішнього тертя.

На рис. 9.20 наведено, як змінюється безрозмірний радіус зміцнення зони залежно від кута внутрішнього тертя порід (безрозмірний радіус зміцнення зони r_y – відношення радіуса зміцнення до радіуса виробки). Так, для виробки радіусом 2 м ширина зони зміцнення коливається від 0,9 до 1,5 м,

тобто не перевищує розміра зони інтенсивної тріщинуватості, яка утворюється навколо виробки. Збільшувати глибину тампонажу більше розрахункової, яка визначається за формулою (9.1), недоцільно.

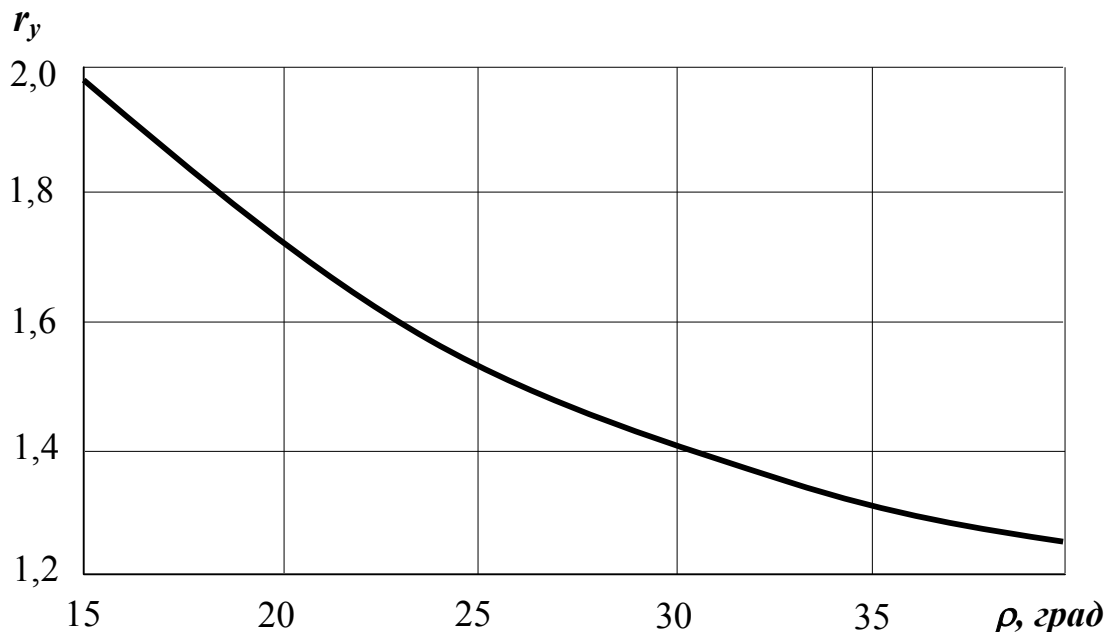


Рис. 9.20. Залежність відносного радіуса зміцненої зони від кута внутрішнього тертя породи

Якщо немає фактичних даних про значення кута внутрішнього тертя φ при сильно деформованих породах у межах зони непружних деформацій (наприклад, пересікання ділянки з тектонічними порушеннями виробкою, яка споруджується буропідричним способом) в розрахунку можна прийняти $\varphi = 20^\circ$. При відсутності тектонічних порушень і спорудженні виробки буропідричним способом – $\varphi = 40^\circ$, при комбайновому спорудженні виробки – відповідно 30 і 50° .

Оскільки зміцнення досягається за рахунок проникнення тріщини зони інтенсивної тріщинуватості і зони непружних деформацій зміцнюючого розчину, звичайно можна очікувати зниження ефекту його скріплення зі зменшенням розміру і кількості тріщин у міру віддалення від контуру виробки в глиб масиву. Останнє показує, що там відбувається зниження міцності цементного каменя. Тому важливо знати, як змінюється міцність у закріпленій зоні по радіусу.

З видаленням від контуру виробки напружений стан стає об'ємним і умови роботи масиву покращуються.

Необхідна міцність укріплених порід на контурі виробки визначається за формулою

$$\sigma_{\text{ст}}^y = (1 + q^y) \sigma_{\text{ст}}, \quad (9.2)$$

де q^y – коефіцієнт зміцнення

$$q^y = \frac{2\gamma H}{k\sigma_{\text{ст}}} - 0,6, \quad (9.3)$$

k – коефіцієнт стійкості порід ($k = 0,75-1,0$);

$\sigma_{\text{ст}}$ – міцність порід на стиск.

При $q^y \leq 0$ застосування методу зміцнення недоцільно, тому що можлива при цьому умовна міцність порід буде недостатньою для протидії напруженням і запобіганню зміцненням порід.

Необхідна міцність укріплених порід із збільшенням відстані від контура виробки знижується (рис. 9.21). Звідси впливає важливий для практики висновок про доцільність особливо старанного проведення робіт із зміцнення порід поблизу контура гірничої виробки.

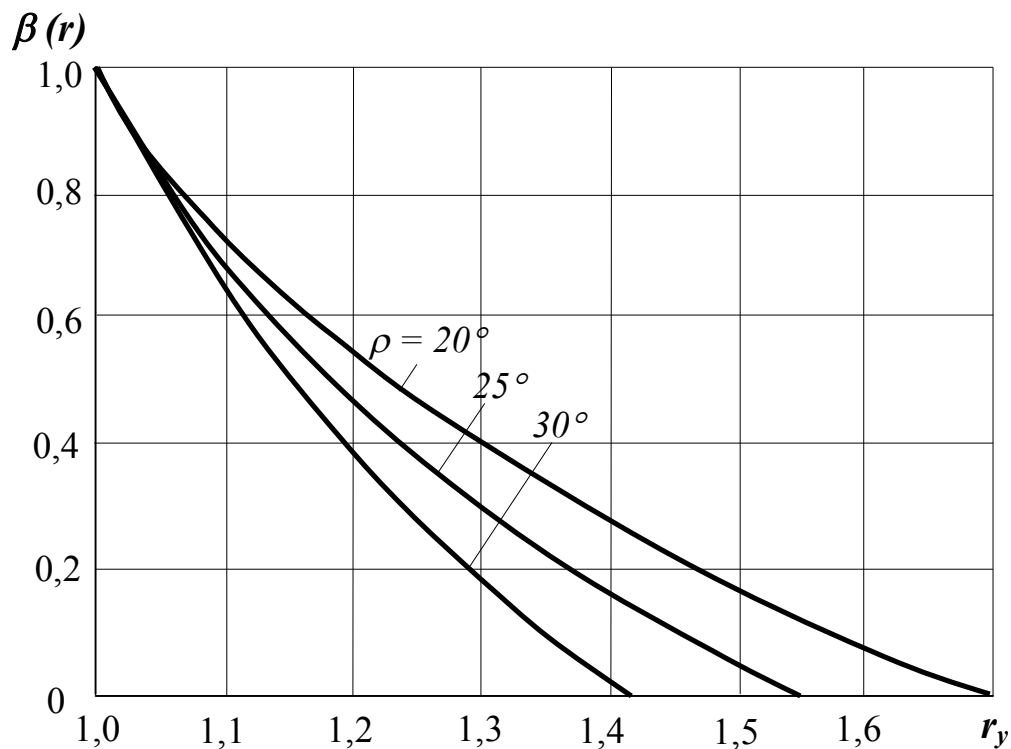


Рис. 9.21. Залежність відносної міцності затампонованих порід $\beta(r)$ від відносного радіуса зміцненої зони

Необхідну кількість компонентів для приготування 1 м^3 піщано-цементного розчину визначають за формулами:

- цементу

$$W_{ц.р} = \frac{Ц \cdot \rho_{ц} \cdot \rho_{в} \cdot \rho_{п}}{Ц\rho_{в}\rho_{п} + В\rho_{ц}\rho_{п} + П\rho_{ц}\rho_{в}};$$

- піску

$$W_{ц.р} = \frac{П \cdot \rho_{ц} \cdot \rho_{в} \cdot \rho_{п}}{Ц\rho_{в}\rho_{п} + В\rho_{ц}\rho_{п} + П\rho_{ц}\rho_{в}};$$

- води

$$W_{ц.р} = \frac{В \cdot \rho_{ц} \cdot \rho_{в} \cdot \rho_{п}}{Ц\rho_{в}\rho_{п} + В\rho_{ц}\rho_{п} + П\rho_{ц}\rho_{в}},$$

де Ц, П, В – кількість частин відповідно цементу, піску і води (по вазі);
 $\rho_{ц}, \rho_{в}, \rho_{п}$ – щільність цементу, піска і води, т/м.

Як в'язучий матеріал приймають портландцемент марки 400 і більше, при агресивних водах – сульфатостійкий цемент.

Кількість зміцнюваних свердловин приймають із розрахунку одна свердловина на 1,5-2,0 м² площі породних відслонень виробки, їх глибина – $\epsilon_y + 10$ см. При всебічному закріпленні порід у виробках роботи необхідно розпочинати у боках виробки, далі – у покрівлі та її підшві. Процес схоплення при добавлянні прискорювачів (наприклад, рідке скло тощо) розпочинається через 1-3 хв після подачі розчину у породний масив, а через одну добу укріплена порода починає працювати як моноліт, забезпечуючи несучу здатність до 8-9 МПа.

Зміцнення порід необхідно виконувати у два етапи. Перший етап – за допомогою кондуктора 1 (рис.9.22) заповнюють пустоти і крупні тріщини піщано-цементним розчином, який подається під тиском 0,15-0,35 МПа.

Другий етап – за допомогою кондукторів 2 піщано-цементний розчин складу 1/1 - 2/1 чи цементний розчин подають у породний масив під тиском до 2,0 МПа через 6-9 діб після робіт першого етапу для заповнення середніх і мілких тріщин. Через 4-6 діб після закінчення робіт другого етапу фактична несуча здатність зміцненого породного масиву досягає 25-30 МПа.

Для визначення витрат матеріалу на зміцнення ділянки виробки необхідно знати об'єм пустот закріпного простору й об'єм тріщин зони непружних деформацій, в які необхідно подати розчин.

Об'єм пустот за штрековим кріпленням на 1 м виробки визначають за формулою

$$Q_{п} = \varphi h_{ср} P, \quad (9.5)$$

де φ – коефіцієнт, який враховує наявність забутки за кріпленням (при нормально забутованому закріпному просторі $\varphi = 0,4-0,6$);

$h_{ср}$ – середня висота пустот закріпного простору, м;

P – периметр перерізу виробки начорно, м.

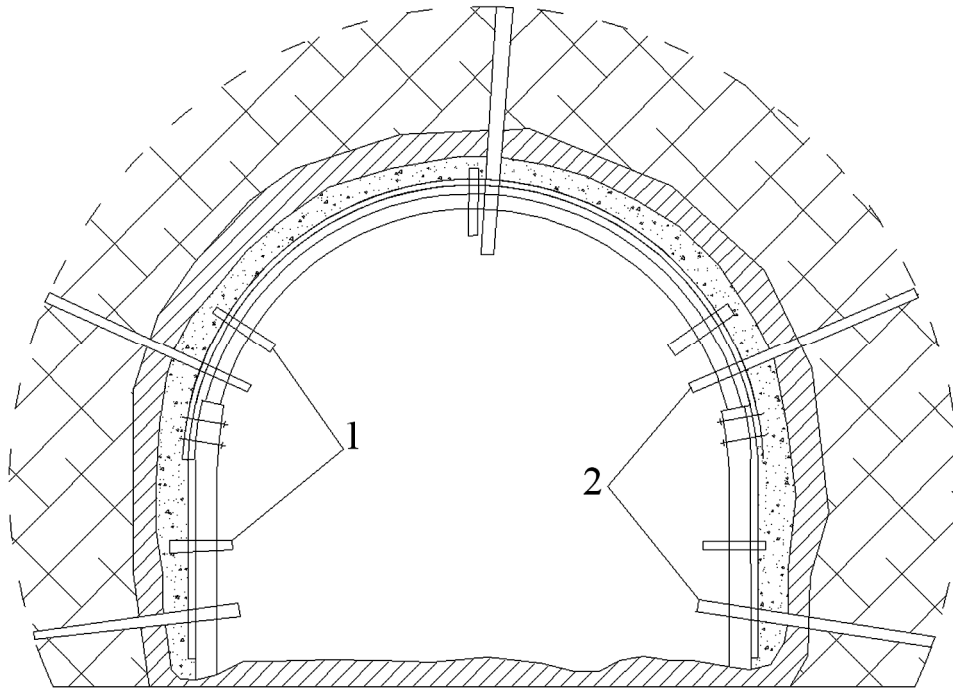


Рис. 9.22. Схема зміцнення порід піцано-цементним розчином: 1 – кондуктори для заповнення пустот і крупних тріщин; 2 – кондуктори для нагнітання розчину в середні і мілкі тріщини

Витрати скріплюючого розчину (м^3) на 1 м виробки визначаються виходячи з того, що середній коефіцієнт розпушення порід в зоні інтенсивної тріщинуватості дорівнює 1,1, тобто

$$Q_T = 0,1\rho d, \quad (9.6)$$

де d – ширина зони зміцнення, м.

Фактична витрата розчину з урахуванням 10% виробничих втрат

$$Q_\Phi = 1,1\rho(\varphi h_{\text{ср}} + 0,1d).$$

9.7 Основні вимоги до ін'єкційних розчинів

Ефективність кріплення і методів забезпечення стійкості виробок при ін'єкційному зміцненні порід, в першу чергу залежить від ефективності застосування скріплюючих розчинів.

Весь комплекс вимог до ін'єкційних розчинів можна згрупувати за чотирма напрямками: геомеханічним, технологічним, економічним і санітарно-гігієнічним.

Аналіз взаємодії системи «породобетонна оболонка–масив» дозволяє сформулювати такі якісні вимоги до механічних характеристик породобетонної оболонки: зменшення модуля пружності заін’єктованих порід і зростання повзучості тампонажного каменя (у порівнянні з аналогічними характеристиками гірського масиву) знижують вимоги до несучої здатності оболонки і міцності заін’єктованих порід. Тому при розробці нових розчинів для зміцнення необхідно орієнтуватись на такі матеріали і композиції, які при твердінні утворюють низькомодульний тампонажний камінь з великим ступенем повзучості, ніж породний масив. Міцність заін’єктованого масиву визначається зчепленням у затампонованій тріщині, тому коефіцієнт зчеплення тампонажного каменя $c_{зч}$ визначається за формулою

$$c_{зч} = \frac{R_y(1 - \sin\rho)}{2\cos\rho}, \quad (9.7)$$

де R_y – міцність заін’єктованих порід, МПа;

ρ – кут внутрішнього тертя у затампонованій тріщині.

На рис. 9.23 наведено діапазон необхідного зчеплення тампонажного каменя.

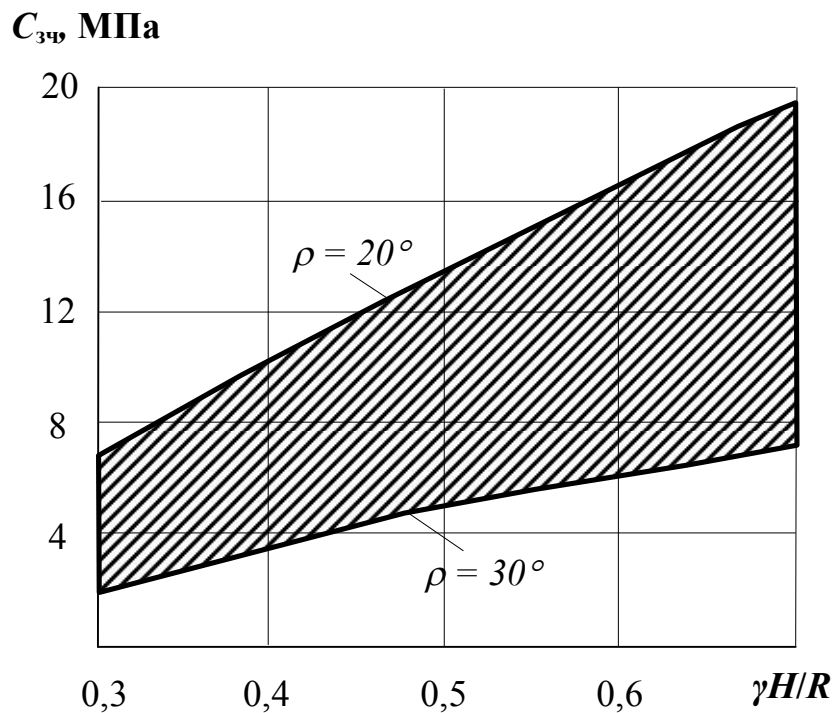


Рис. 9.23 Діапазон необхідного зчеплення тампонажного каменя для різних значень кута внутрішнього тертя

За специфікою підземних умов ін’єкційні розчини повинні утворювати тампонажний камінь, який твердіє і набирає міцності у різному діапазоні вологості вміщуючих порід і стійкий до агресивних шахтних вод. Крім цього, осадження тампонажного каменя при затвердненні повинно бути мінімальним.

Технологічні вимоги до ін’єкційних розчинів такі:

- бути рухливими, що дозволяє перекачування їх існуючими типами насосів;
- забезпечувати проникну спроможність і седиментаційну стійкість для достатнього радіуса розповсюдження розчину;
- забезпечувати можливість транспортування і зберігання вихідних компонентів у шахтних умовах.

Основні параметри нагнітання ін’єкційного розчину визначаються за формулами:

- максимальний час нагнітання

$$T_{н.мах} = \frac{\pi L_p (r^2 + R_p^2 \vartheta \alpha)}{60Q}, \quad (9.8)$$

- динамічна в’язкість розчину

$$\mu' = \frac{168 \Delta^2 \cdot \vartheta \cdot 10^{-6} \pi L_p P}{Q}, \quad (9.9)$$

де L_p – довжина робочої частини свердловини, м;

r – радіус ін’єкційної свердловини, м;

R_p – радіус розповсюдження зміцнюючого розчину, м;

ϑ – коефіцієнт порожнистості;

α – коефіцієнт заповнення тріщин, м;

Δ – середня величина розкриття тріщин, м;

P – тиск нагнітання, Па;

Q – витрати розчину, м³/с.

Використовуючи вирази (9.8) і (9.9), визначимо необхідний діапазон зміни динамічної в’язкості залежно від радіуса розповсюдження розчину при середніх значеннях інших вихідних параметрів ($\Delta = 0,1 \div 10$ мм, $L_p = 1,5$ м, $T_{н.мах} = 600$ с, $\vartheta = 9 \cdot 10^{-3} \div 9 \cdot 10^{-5}$, $\alpha = 0,75$, $P = 6$ МПа, $r = 0,042$ м, $Q = 0,0001$ м³/с).

На рис. 9.24 графічно наведені результати аналізу, які показують, що динамічна в’язкість ін’єкційних розчинів повинна змінюватись від 0,04 до 0,29 Па·с.

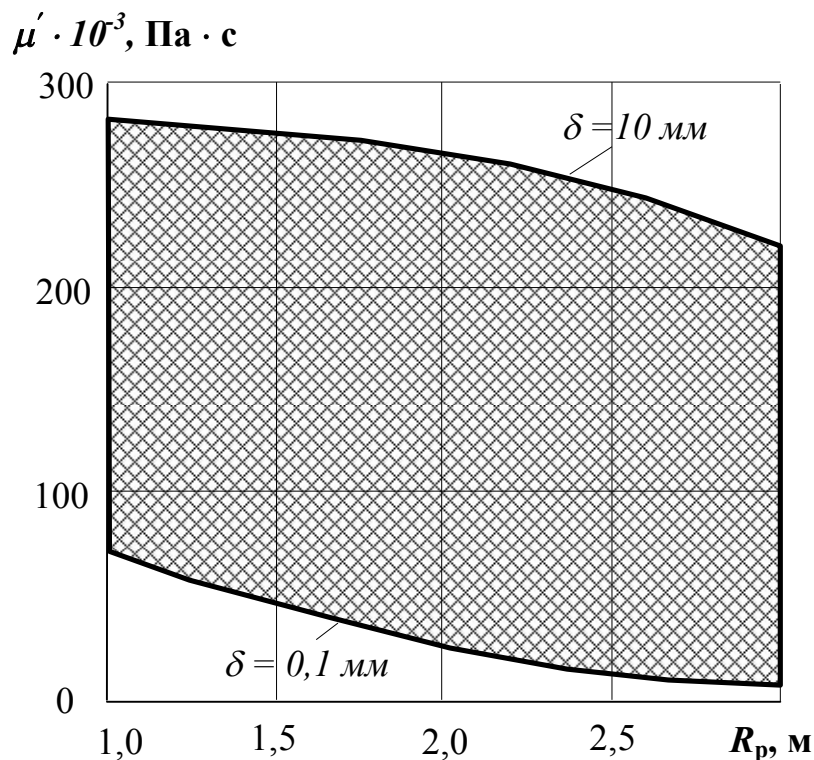


Рис. 9.24. Діапазон необхідної динамічної в'язкості розчину для різних радіусів розповсюдження

Для зменшення в'язкості розчину до нього добавляють рідину, однак треба пам'ятати, що при цьому суттєво знижуються міцнісні властивості тампонажного каменя. Так, збільшення водоцементного відношення В:Ц від 0,35 до 0,8 веде до зниження міцності цементного каменя на згин у 10 разів.

Економічні вимоги до ін'єкційних розчинів спрямовані на зниження вартості, трудомісткості їх приготування і нагнітання.

У відповідності з санітарно-гігієнічними вимогами ін'єкційні розчини повинні:

- ✚ не створювати агресивного впливу на довкілля виділенням летких речовин, аерозолів, що перевищують гранично допустимих концентрацій;
- ✚ не погіршувати температурно-вологі параметри шахтної атмосфери;
- ✚ не вимагати спеціальних засобів захисту органів дихання, зору, шкіряного покриву робітника при транспортуванні, приготуванні та нагнітанні.

Неорганічні в'язучі, що застосовуються тепер, за своїм хімічним складом мають в основному оксиди MgO , CaO , SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 і т.п., присутність яких у повітрі підлягає контролю.

Нижче наведені гранично допустимі концентрації (мг/м³) хімічних речовин у повітрі:

MgO.....	10	Fe ₂ O ₃	4
CaO.....	5	SO ₄	10
SiO ₂	1		
Al ₂ O ₃	2	Лужних металів.....	0,5

Одним із ефективних заходів із зниження рівня забрудненості шахтної атмосфери при застосуванні ін’єкційного зміцнення порід є зміна існуючої технології транспортування, завантаження і змішування вихідних компонентів шляхом використання спеціальних транспортних (пневмотранспорт у трубах, вагонетки-бункери тощо) і завантажувальних засобів чи приготування готової суміші на поверхні.

До недоліків традиційних цементних, цементно-піщаних і хімічних розчинів, застосовуваних у теперішній час, слід віднести наступні. В розчинах на базі цементів використовують дефіцитний і дорогий портландцемент; вони мають низьку проникну здатність у породах і малу седиментаційну стійкість.

Для забезпечення перекачування і підвищення проникної здатності розчинів йдуть шляхом збільшення їх водоцементного співвідношення. При цьому у розчині зростає в 5-8 разів більше води, ніж необхідно для гідратації цементу. Тому твердіння тампонажного каменя іноді до 50-60%.

Хімічні розчини токсичні, дефіцитні, мають високу вартість, для їх приготування необхідно організувати спеціальне виробництво.

Тому перспективним напрямом удосконалення існуючих і створення нових ефективних розчинів, відповідних сучасним вимогам технічної політики з ресурсозбереження, є застосування для цих цілей відходів виробництва (вторинної сировини) і місцевих матеріалів.

9.8 Місцеві матеріали і вторинні ресурси для зміцнюючих розчинів

Найбільш перспективним напрямком для приготування ін’єкційних розчинів є застосування вторинної сировини. При цьому відходи виробництва і місцеві матеріали використовуються в розчинах як активні добавки і заповнювачі, які зменшують витрати цементу, а також як компоненти нових в’язучих, що дозволяють взагалі відмовитись від дефіцитних будівельних цементів чи полімерних сполук.

У табл. 9.6 наведені відомості про відходи виробництва і місцевих матеріалів, що використовуються для приготування тампонажних і ін’єкційних розчинів.

Таблиця 9.6

Матеріали, які застосовуються для приготування скріплюючих розчинів

Вторинна сировина як компонент для тампонажного розчину	Відходи виробництва	Застосування
Гранульовані шлаки	Металургійне виробництво	При виробництві цементу, будівельних матеріалів
Перегоріла порода шахтних відвалів	Вугільна промисловість	В дорожньому будівництві, у виробництві цегли
Хвости збагачення металовмісних руд	Гірничорудна промисловість	В закладних сумішах у рудниках
Зола – винос	Теплові електростанції	При виробництві цементу, будівельних матеріалів і виробів. При будівництві і ремонті доріг
Порошок магнезитовий каустичний ПМК-75, ПМК-83	При виробництві магнезитових порошків	При виробництві вогнетривких матеріалів
Пил з цементних заводів	При виробництві цементного клінкера	При виробництві цементу, місцевих змішаних в’язучих. Добрива для сільського господарства
Шлами дистильної рідини	При виробництві кальцинованої соди	У сировинних сумішах при виробництві портландцементу
Відходи вуглезбагачення	При збагаченні кам’яного вугілля	У закладних сумішах
Ангідрит	Супутня сировина при видобуванні гіпсу	Те ж саме
Фосфогіпс	При виробництві мінеральних добрив	При виробництві будівельних матеріалів
Доломітовий пил	При виробництві металургійного доломіту	При нейтралізації кислих ґрунтів у сільському господарстві

Як активні добавки і замітники цементу в тампонажних розчинах і закладних сумішах ефективно застосовуються зола-винос, що вловлюється при спалюванні кам’яного вугілля на теплових електростанціях, пил, який утворюється при виробництві цементного клінкера, подрібнені доменні шлаки. На основі вищенаведених компонентів залежно від призначення та необхідних вимог розроблені різні композиції, які дозволяють замінити у розчинах від 30 до 100 % цементу.

Зола-винос є сумішшю негорючих речовин, які залишаються після спалювання пиловидного палива у топках котлів теплоелектростанцій. Склад золи характеризується наявністю у кількості 70-90% частинок сферичної, голкової, пластинчастої і губчастої форм розміром менше 60 мкм.

Зола-винос має низку переваг порівняно з іншими інертними добавками. По-перше, вона має деякий в'язучий ефект. По-друге, невеликі розміри (близькі до крупності частинок цементу чи менше) і обкатана форма частинок золи сприяє підвищенню рухомості та перекачуваності розчину.

Дослідженнями встановлено, що у тих випадках, коли висока міцність тампонажного каменя не потрібна, можлива заміна значної частини цементу більш дешевим матеріалом – золою-виносом. Ступінь впливу добавки золи-виносу на міцність тампонажного каменя при використанні як в'язучого портландцементу марки 400 наведена на рис. 9.25.

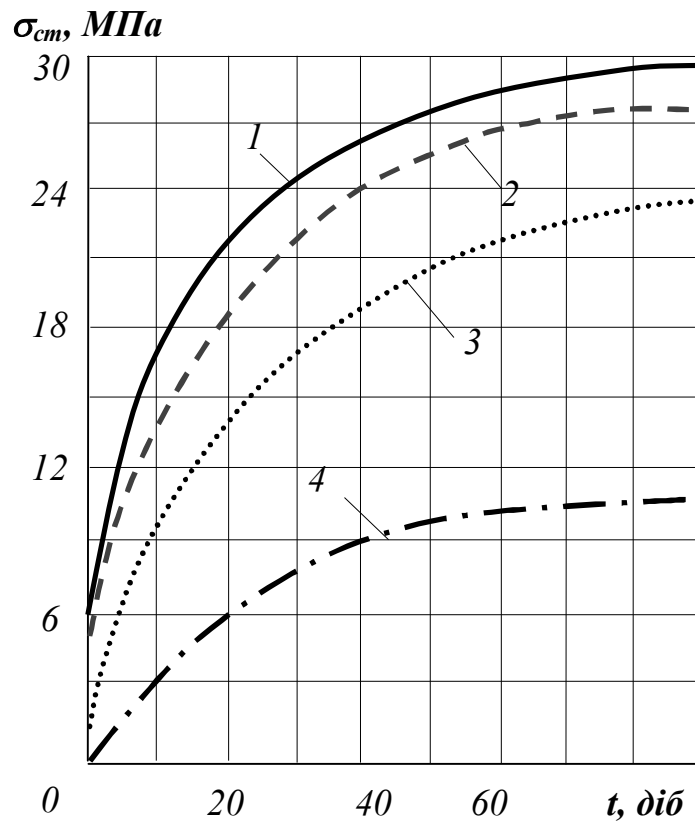


Рис. 9.25. Графік зміни міцності розчину цементного каменя на основі портландцементу марки 400 з добавкою золи-виносу при складах: (Ц+З):В: 1 – (1+0):0,5; 2 – (0,75+0,25):0,5; 3 – (0,5+0,5):0,5; 4 – (0,25+0,75):0,5

Залежно від гідравлічної активності зола-винос може застосовуватись у складі закріплюючого розчину як:

- пластифікатори і регуляторів виходу каменя (5-10% від маси цементу);

- активної мінеральної добавки чи інертного наповнювача (10-40% від маси цементу);
- замітника частини в’язучого (30-60% в перерахунку на масу твердої фази).

Як в’язучі для ін’єкційних розчинів можуть застосовуватись склади на основі золошлакових відходів теплових електростанцій і цементного пилу.

Заміщується в’язуче водою, потреба в якій підвищується зі збільшенням вмісту у суміші шлаку. Терміни схоплення і міцність утворено тампонажного каменя залежать від кількості цементного пилу, що добавляється. Так, зростання вмісту останнього з 20 до 50% призведе до збільшення міцності каменя від 2,7 до 10 МПа.

Ефективним заміником цементних і цементно-піщаних розчинів при ін’єкційному зміцненні порід зарекомендували себе розчини на основі фосфогіпсу (74%) і води (26%). Розчин швидко схоплюється, тому для зниження терміну схоплення застосовують триполіфосфат натрію (0,1-0,12% від маси в’язучого). Перевагами фосфогіпсового в’язучого є швидкий набір міцності (через 20 хв – 8-10% від кінцевої міцності, через добу – 45-50%). При оптимальному вмісті води міцність фосфогіпсового каменя через 24 доби досягає 40 МПа, але зростання водовмісту у розчині суттєво знижує цю величину (зростання вмісту води на 10% знижує міцність в 1,5-2 рази). Основним недоліком фосфогіпсового в’язучого є його низька водостійкість і висока вартість.

З метою зниження вартості фосфогіпсового розчину і регулювання його термінів схоплення застосовують різноманітні мінеральні добавки: пісок, горілу породу, зол-винос тощо. Але всі вони знижують міцнісні властивості тампонажного каменя. Так, при добавлянні піску (склад – фосфогіпс:пісок:вода= 1:1:0,4) міцність каменя на стиск через 28 діб знижується до 12-21 МПа. Для підвищення водостійкості фосфогіпсового каменя застосовується склад: фосфогіпс (50%), тонкомелений доменний шлак (33%), портландцемент (10%) і вапно (7%). Однак і він не має достатньої водостійкості при застосуванні в обводнених виробках.

Значний інтерес з точки зору одержання високо міцного тампонажного каменя мають розчини на основі шлаку-Лужний цемент одержують шляхом сумісного подрібнення гранульованого шлаку із з’єднаннями лужних металів або замішування молотого гранульованого шлаку розчинами цих з’єднань.

Лужний компонент найчастіше застосовують у вигляді розчинів, які вводять безпосередньо у бетономішалку замість води. Сода і водо-лужний склад використовується у вигляді 15%-го розчину щільністю 1,14-1,16 г/см³; рідке скло – у вигляді розчину щільністю 1,20-1,25 г/см³.

Утворений камінь має високу водопроникність і міцність на стиск при природному твердненні до 50 МПа. Як наповнювач можуть використовуватись дрібнозернисті піски з модулем крупності до 0,9, які містять велику кількість глинистих (до 5%) і пилових сумішей (до 20%).

Розроблена розширювана шлако-лужна суміш для закріплення анкерів і закладання закріпного простору, яка містить у собі молотий граншлак, портландцемент, рідке скло, алюмінієвий порошок ПАК-4. Початок тужавіння суміші 2 хв, межа міцності на стиск через 1 і 28 діб дорівнює відповідно 37,3 і 53,0 МПа. Розширення суміші при твердненні складає 25%.

Недоліком шлако-лужних в'язучих є їх багатокомпонентність і складність приготування, які вимагають точного дозування і застосування спеціальних змішувальних установок.

Останнім часом широко застосовується твердіючий матеріал на основі природного ангідриду. Цей матеріал успішно застосовується при заповненні пустот закріпного простору у підготовчих і капітальних виробках, обвалень порід на штреках.

Ангідрид – це міцна і щільна порода, яка супроводжує поклади гіпсу. При одержанні ангідритового в'язучого породу піддають помелу з введенням різних добавок-каталізаторів.

Інтерес до ангідритового в'язучого виявляється за рахунок його дешевизни і можливістю механізувати процеси, пов'язані з його застосуванням.

9.9 Технологія зміцнення гірських порід ін'єкційними розчинами

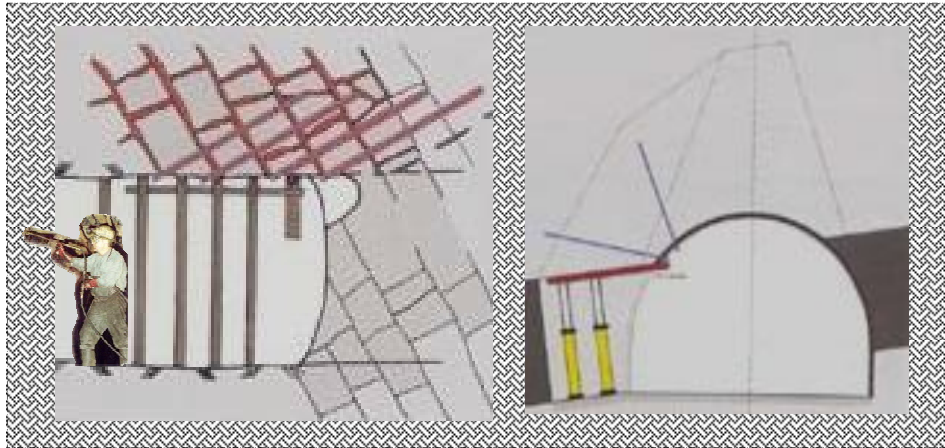
Технологія закріплення при проведенні підготовчої виробки у порушених породах

Ін'єкційні свердловини необхідно розташувати таким чином, щоб вони пересікали всі зміцнювані шари породи. Через одну свердловину можна зміцнити породні шари на глибину до 1,5 м. Якщо покрівля пласта на контурі підготовчої виробки порушена на більшу глибину, то ін'єкційні свердловини необхідно бурити так, щоб кожна друга з них досягала порід вище порожнини вивалу.

Зміцнення порід синтетичними смолами при проведенні виробки здійснюється шляхом буріння трьох шпурів довжиною до 3 м кожен під кутом 50-60° (рис. 9.26).

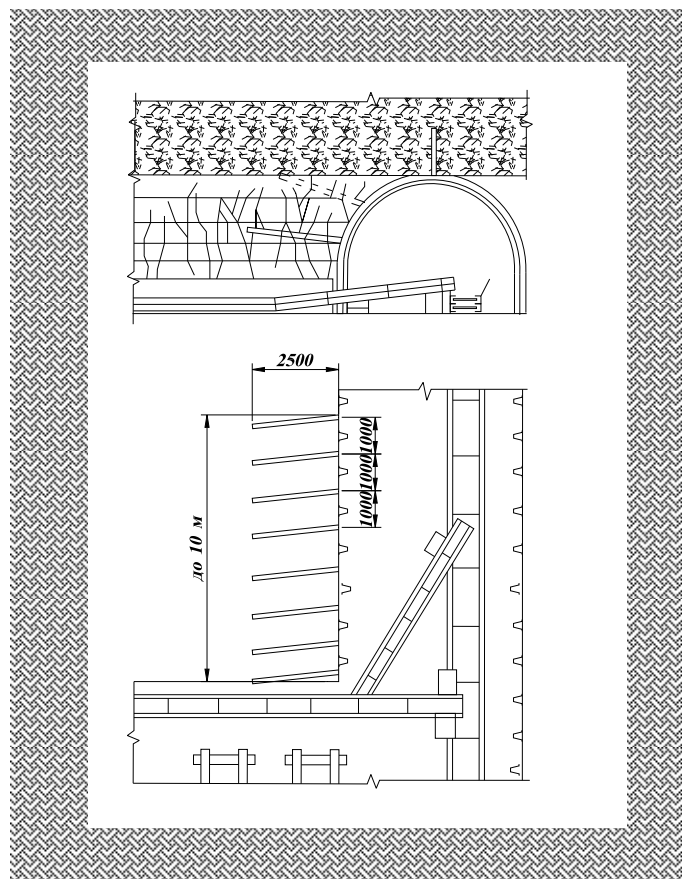
Після нагнітання в них поліуретану у вибої бурять ще два горизонтальних шпури довжиною по 4,5 м під кутом 15°, в які вводять триметрові відрізки арматурної сталі. Витрати поліуретану на заходку складають близько 500 кг.

Магнезіальне в'язуче застосовується як скріплюючий розчин при зміцненні порід у тих випадках, коли цементні суспензії і синтетичні смоли малоефективні, а наразі при пересіканні породного масиву пластами і прошарками вугілля та наявності зволжених в'язучих найбільш поширене при зміцненні масиву на спряженні лава-штрек і при вивалоутвореннях у покрівлі виробок.



Зміцнення порід синтетичними смолами при проведенні виробки (рис.9.27).

Технологію робіт із зміцнення порід на спряженні лава-штрек розглянемо на наступному прикладі (рис. 9.27).



Безпосередньо покрівлю вугільного пласта потужністю 1,3 м є слабкий, сильнотріщинуватий глинистий сланець, який при посуванні лави обвалювався до піщаника. В цих умовах металеве арокне кріплення із спецпрофілю не

забезпечувало підтримання виробки на ділянці сполучення лави із штреком, що утруднювало виконання кінцевих операцій в очисному вибої.

Ін’єкційні роботи із зміцнення породного масиву вели на відстані 10 м попереду лави. Для цього з боку лави у товщі глинистого сланцю бурили сітку свердловин глибиною 2,5 м. Нижче шпури розташовували на 0,5 м вище вугільного пласта, а верхні – бурили під таким кутом, щоб досягти площини піщаника. У покрівлі виробки на відстані 2 м одна від одної бурили більш короткі свердловини на глибину утворення зони тріщинуватості. У процесі ін’єктування із крупних тріщин масиву частково виливається розчин, тому проводиться повторне нагнітання магнезійного в’язучого у ті ж самі свердловини. Загальні витрати розчину на 1 м штреку складають 0,48 м³.

Технологія зміцнення порід із складними гірничо-геологічними умовами

Метод базується на примусовому впровадженні у породу розчинів, які більш чи менш щільно заповнюють тріщини, пори і пустоти і перетворюють тріщинуваті і сипучі породи у міцні, монолітні, покращуючи при цьому чи поновлюючи до деякого ступеня порушені в них зв’язки. Внаслідок цього створюється товща зміцнених порід, яка здатна сприймати значні навантаження з боку масиву.

На шахтах «Благодатна», «Ювілейна», «Павлоградська», і «Західно-Донбаська» ВАТ «Павлоградвугілля» проведені випробування із зміцнення гірських порід розчинами полімерів, щоб підвищити стійкість виробок і знизити водоприпливи в них. Для зміцнення порід застосовували мочевиноформальдегідні (карбамідні) і ненасичені поліефірні полімери (закріплювачі М-2, М-3, ПН-3, ПНТ-5М, КССОМ-0,1П).

Комплекс робіт із зміцнення гірських порід розчинами полімерів включав: буріння і промивання водою чи продування стисненим повітрям ін’єкційних шпурів; визначення питомого водопоглинання, коефіцієнта фільтрації порід, радіуса розповсюдження розчину полімеру у масиві; монтаж і випробування шлангопроводів, з’єднувальної, запірної і регулювальної арматури, а також контрольно-вимірювальних приладів; герметизацію ін’єкційних шпурів; приготування і нагнітання розчинів; контроль за якістю розчину, режимом нагнітання і роботою обладнання; виймання обладнання перед закінченням зміни чи робіт на даній дільниці; демонтаж обладнання після завершення робіт.

Перед зміцненням порід оглядали виробку. Щоб запобігти витіканню розчину у виробку, закріпленої рамним кріпленням, замінювали деформовані та зруйновані залізобетонні затяжки (затяжки з розкриттям тріщин менше 5 мм не замінювали), підтягували кріпильні хомути рам, виконували роботи з закладання зазорів між затяжками, після цього з тампонування закріпного простору цементно-піщаним розчином.

Нагнітання проводили через шпури діаметром 42 мм і глибиною залежно від товщини зміцнюваної зони і напрямку шпурів. По довжині виробки вони розташовувались рядами у покрівлі і стінка, іноді у підшві виробки.

Закріплюючи розчини на основі карбамідних полімерів (закріплювачі М-2; М-3 і КССОМ-01П) готували перед нагнітанням в гірські породи. Вихідні компоненти перемішували вручну у робочій ємкості установки для нагнітання. В ємкість, обладнану лопатевою мішалкою, заливали полімер, тонким струменем додавали отверджувач (водний розчин щавлевої кислоти чи хлорне залізо).

Розчини на основі ненасичених полієфірних полімерів (ПНТ-5М ПН-3) готували у два етапи. Спочатку не поверхні готували розчин ненасиченого полієфірного полімеру з ініціатором отверднення – перекисом метилетилкетону, а потім розчин цього полімеру з прискорювачем процесу – диметиланіліном чи нафтенатом кобальту. Розчини змішували безпосередньо перед застосуванням (з урахуванням часу початку гелеутворення) у робочій ємкості установки для нагнітання. Така технологія приготування розчину забезпечує безпечність і необхідні санітарно-гігієнічні умови роботи в шахтах. Ініціатор і прискорювач отверднення повинні знаходитись тільки у розчині з полімером. Контакт ініціатора і прискорювача не допускається.

У гірські породи розчини нагнітали через шпури спеціальною установкою (рис. 9.28).

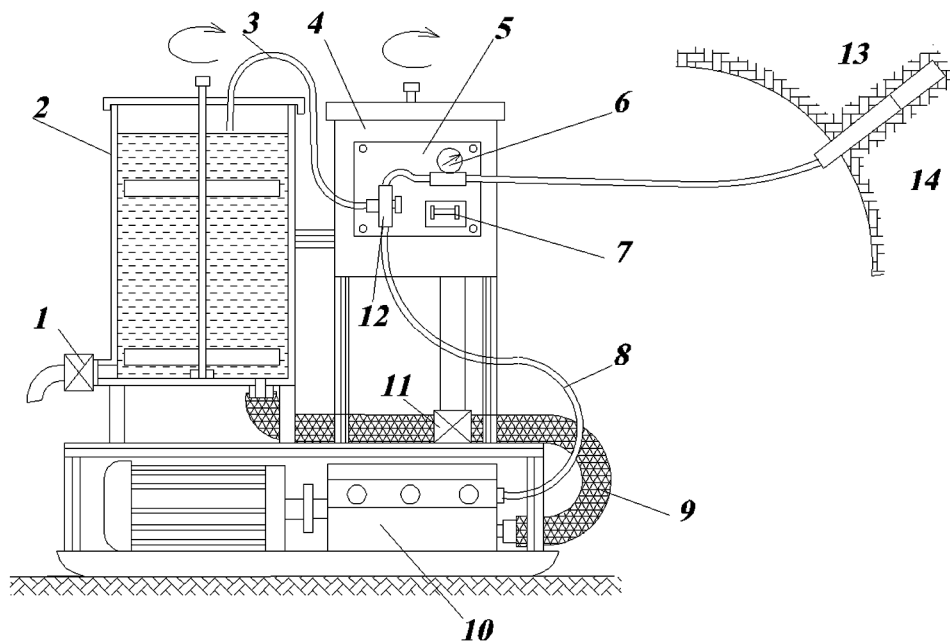


Рис. 9.28. Схема установки для зміцнення гірських порід нагнітанням розчинів полімерів: 1 – зливний кран; 2 – ємкість для робочого розчину; 3, 8 і 9 – рециркуляційний, нагнітальний і всмоктувальний трубопроводи; 4 – ємкість для промивної рідини; 5 – щит управління; 6 – манометр; 7 – кнопка включення і вимкнення установки; 10 – насос НВУ-30м; 11 – триходовий кран; 12 – трійник з краном; 13 – шпур для нагнітання розчину; 14 – герметизатор шпуру

Тиск нагнітання насосом НВУ-30М (3 МПа) не перевищує граничний, при якому могли б виникнути прориви розчину через кріплення у виробку. Тривалість нагнітання у шпур складала в середньому 20 хв. Нагнітання припинялось при питомому поглинанні розчину менше 10^{-3} м³/с·МПа. При нагнітанні розчинів у масив застосовувався шланговий герметизатор шпурів, що відкривається при тиску 1 МПа. Залежно від тріщинуватості порід і проникної здатності розчинів їх витрати на шпур складали 10-180 л чи 5,9-10,8 л на 1м³ зміцненої породи. Роботи з укріплення порід проводили в ремонтну зміну.

При укріпленні карбамідними смолами обладнання, що при цьому тут застосовувалось, промивалося водою. Відказів обладнання через неякісне промивання не було.

Полімерні розчини добре проникали в тріщини і пори, тверділи через 1-1,5 години і забезпечували добре зчеплення з породами. Навколо виробок утворювалась товща зміцнених порід потужністю 2-3 м, в 5-8 разів знизилась величина і швидкість зміщень породного контуру, зменшились витрати на підтримання виробок.

9.10 Довговічність і стійкість полімерів і зміцнених ними порід

Для забезпечення довговічності тампонажного каменя необхідно, щоб закріплюючі матеріали зберігали у часі свої міцнісні та протифільтраційні властивості. Фізико-хімічні процеси, що відбуваються у полімерному камені і в системі тампонажний камінь – шахтна вода, із часом можуть призвести до зниження міцності, зростанню водопроникності і навіть до руйнування тампонажного каменя, оскільки в природних умовах отверднені хімічні розчини транспортуються через хімічну і фізичну деструкцію.

Були проведені випробування тампонажних зразків при зберіганні їх на повітрі, у воді та в агресивних середовищах.

Якщо в полімері міститься значна кількість води, то при зберіганні у повітряно-сухих умовах вона випаровується. Об’ємна маса каменя знижується, ступінь такого зменшення пропорціональний розбавленню смоли водою. Міцність каменя деяких зразків 7-добового віку тимчасово зростає. Це пов’язано з тим, що структура змінюється внаслідок втрати деякої кількості води, камінь стає більш пористим, його структура порушується, міцність зменшується, вони тріскаються, а при тривалому зберіганні руйнуються. Причому, чим менша концентрація смоли у розчині, тим активніше відчувається руйнівальний вплив повітряно-сухих умов.

Щоб визначати тривалість полімерного каменя в агресивних середовищах, зразки полімеру поміщували на зберігання в розчини їдкої лужності сірчанокислового натрію різної концентрації, контрольні зразки – у воду. У визначені терміни зразки виймали, оглядали і три з них випробували на міцність при стисканні.

У табл. 9.7 наведені дані при зміні міцності полімерних зразків у часі залежно від лужності (pH) середовища.

Таблиця 9.7

Характеристика міцності зразків полімерного каменя

Смола	Склад розчину, %			Середовище, в якому зберігались зразки		Міцність зразків на стиск (H/cm^2) у віці (доба і місяць)								
	смола	вода	Отверд-жувач	Склад	pH	3*	7*	28*	3	6	12	18	21	36
Закріплювач К	50	20	30	вода	7,7	11,5	19,8	22,0	24,0	25,0	26,0	26,5	27,0	29,0
				5%Na ₂ SO ₄	3,1	13,0	22,0	23,0	25,0	26,0	27,0	28,0	29,0	30,0
				1%NaOH	12,7	11,0	16,0	18,0	20,0	21,0	22,0	22,0	23,0	24,0
УКС	66	32	2	вода	7,7	89,0	94,0	101,0	104,0	105,0	107,5	107,5	108,0	110,0
				5%Na ₂ SO ₄	3,1	92,0	96,0	103,0	105,0	106,0	108,0	109,0	110,0	114,0
				1%NaOH	12,7	76,0	83,0	85,0	89,0	90,0	91,0	92,0	92,0	95,0
Закріплювач К	40	50	10	вода	7,7	11,2	12,5	13,2	15	15,0	15,3	16,5	17,2	18,0
				20%NaCl	6,5	11,0	11,8	12,2	12,9	13,8	13,8	14,5	16,0	17,0
ТСД-9	55	28	17**	вода	7,7	121,0	137,0	150,0	160,0	165,0	169,0	171,0	175,0	178,0
				5%Na ₂ SO ₄	3,1	110,0	140,0	155,0	165,0	168,0	173,0	176,0	181,0	184,0
				1%NaOH	12,7	0	0	0	0	0	0	0	0	0

Примітка: * – вік зразків (доба), в інших випадках у місяцях.
** – формалін, в інших розчинах – соляна кислота.

Міцність зразків на основі смоли ТСД-9 у нейтральному середовищі нарастає менш інтенсивно, ніж у кислій. Загальний характер закономірності зберігається для смол «Закріплювач К» і УКС. В 1%-му розчині їдкого натру відбувається повна втрата міцності зразків на основі смоли ТСД-9, а міцність зразків смол «Закріплювач КС» і УКС в цих умовах через 3 міс. стабілізується. При зберіганні у воді міцність зразків зростає паротягом тривалого часу (понад 24 міс.).

Згідно вимог тампонажний камінь вважається агресивно стійким у даному середовищі, якщо коефіцієнт стійкості K_c (відношення міцності на стиск при зберіганні в агресивному середовищі до міцності при зберіганні у воді) зразків дорівнює 0,8-0,9. Як бачимо з табл. 9.4, у кислих і лужних середовищах $K_c = 0,82-0,95$, тому агресивну стійкість полімерного каменя необхідно вважати задовільною, за виключенням лужного середовища для смоли ТСД-9. Однак лужні води зустрічаються рідко.

Довговічність зміцнених порід визначають за зміною у часі їх водопроникності, оскільки завданням водоподавлення є зниження до мінімуму коефіцієнта фільтрації k_f . Його визначали через 1, 3, 6 і 9 міс. на зразках, які випилювали із керна.

Аналіз одержаних результатів показав, що полімер, який заповнив пори і тріщини, в процесі подальшого отверднення зміцнюється і стає меншої проникності через збільшення щільності поперекових зв’язків. Однак через наявність в отвердненій смолі вільних метилольних груп CH_2OH , що ведуть до нещільності і усадочним явищам, зразки зміцнених порід мають деяку проникність, але абсолютне значення величини їх водопроникності не перевищує допустимих норм (табл. 9.8).

Таблиця 9.8

Коефіцієнти фільтрації і гранична міцність зразків

Порода	Склад зміцнюючого розчину	Коефіцієнт фільтрації $k_f \cdot 10^{-2}$ м/добу зразків у віці, міс.				Гранична міцність на стиск (H/cm^2) зразків у віці, доба		
		1	3	6	9	1	7	28
Мілкозернистий пісок	50% смоли «Закріплювач К»	0,28	0,25	0,22	0,20	2,7	33	35,0
	50% смоли УКС, 50% води, 2% $(\text{COOH})_2$	0,54	0,52	0,42	0,35	1,9	26,4	28,0
Дрібно і середньозернистий піщаник	50% смоли «Закріплювач К» 20% води, 30% HCl	2,25	2,10	1,90	1,70	1,6	1,4	1,3

Дослідженнями і візуальними спостереженнями за зразками зміцнених порід у часі при зберіганні в різних середовищах встановлено наступне:

✚ в одному (еталонному) середовищі контрольні зразки мали високу стійкість, їх початковий зовнішній вигляд залишився до кінця випробувань, а міцність стабілізувалась. У лужному середовищі результати аналогічні;

✚ у розчинах сірчанокислового натрію міцність зразків зросла на 20%, а по закінченню випробувань вони зберегли початковий стан;

✚ розчини соляної кислоти залежно від концентрації мають різнобічну дію. Так, на зміцнені піски розчини з концентрацією більшою за 0,1% діяли руйнівно. Це пояснюється тим, що у досліджуваних зразках паралельно проходили процеси подальшого твердіння розчину, і тому його зміцнення і переважальний процес деструкції полімеру, який викликає зниження міцності (в деяких випадках повне руйнування зразків).

Таким чином, піски, зміцнені хімічними методами в лужних розчинах і нейтральних солях, є стійкими. В кислих розчинах їх стійкість залежить від концентрації: в середовищі з $\text{pH} > 0,5$ вони стійкі, а з $\text{pH} < 0,5$ підпадають під корозію.

Довговічність і агресивна стійкість полімерного каменя і зміцнених хімічними розчинами порід у водних умовах є досить надійними. Карбамідні смоли і зміцнені породи не сприймають тривалих навантажень в лужному і кислому середовищі. У повітряно-сухих умовах полімерний камінь швидко знижує міцність, стає пористим, тріщинуватим і водопроникним, тому в них застосувати розчини карбамідних смол для ін’єктування породних конструкцій не варто.

9.11 Безпека робіт при зміцненні гірських порід хімічними методами

При виборі полімерних матеріалів для зміцнення порід необхідно враховувати їх санітарно-гігієнічні властивості та горючість. Сечоформальдегідні полімери можуть виділяти в навколишнє середовище формальдегід, фенол і метанол. Щавлева кислота (у сухому вигляді), яка використовується як отверджувач, у процесі розпилювання у повітрі створює подразнюючу дію на слизову оболонку очей і верхніх дихальних шляхів; хлорне залізо практично нетоксичне.

Неотверднені сечоформальдегідні полімери є негорючими, а отверднені – важко піддаються горінню; температура займання 400°C, теплота згоряння 20,9 МДж/кг. Токсичність і горючість ненасичених полієфірів визначаються наявністю і маркою скріплюючого мономеру (стиролу для ПН-3 і діметакрилового ефіра триетиленгликолю для ПНТ-5М).

Потенційна небезпека полієфіру ПНТ-5М визначається вмістом 3 – 4 % толуола у діметакриловому ефірі триетиленгликоля. В отвердненому стані ненасичені полієфіри горять, температура займання 250-400°C, теплота згоряння 29,3 МДж/кг. У зміцненому масиві ненасичені полієфірні полімери не горять.

Із деяких розчинів полімерів виділяються фенол, стирол, метанол, які відносяться до малотоксичних речовин; толуол і перекис метилетилкетону – до більш токсичних, а діметиланілін і формальдегід – до високо токсичних. Розчини полімерних в'язучих складів №1, 2, 3 і 5 (табл. 9.9) вміщують у малих дозах токсичні речовини, які погано розчиняються у воді і знаходяться у зв'язаному стані, тому вони не становлять небезпеки для здоров'я людини при роботі з ними. Для запобігання вибухів і пожегарів необхідно дотримуватись технології приготування розчинів.

Таблиця 9.9

Хімічні склади зміцнюючих розчинів

Компонент	Складові				
	№1	№2	№3	№4	№5
Закріплювач М-2	75	-	-	-	-
Закріплювач М-3	-	92-98	-	-	-
КССОМ-0,1П	-	-	75	-	-
ПН-3	-	-	-	91,5-92,6	-
ПНТ-5М	-	-	-	92,1-96,4	-
Щавлева кислота (9%-й водний розчин)	24	-	25	-	90-97,6
Хлорне залізо	-	2-8	-	-	-
Перекис метилетилкетона (ПНЕК)	-	-	-	0,4-0,5	2-6
Диметиланілін (ДМА)	-	-	-	-	0,4-4
Нафтенат кобальта (НК-1)	-	-	-	7-8	-
Алкіл (акрил) силсеоквіоксанин	1	-	-	-	-

Примітка: 1. Кількість компонентів наведено у процентах.

2. Склади №1, 2, 4 і 5 розроблені в ІГД ім. Скочинського, склад №3 – у ДонВУГІ

Проведені експериментальні дослідження підтвердили можливість застосування розчинів на основі полімерів «Закріплювачі М-2 і М-3», КССОМ-0,1П і ПНТ-5М у шахтних умовах. При цьому зміцнення гірських порід нагнітанням розчинів полімерів підвищують безпечність, покращують умови підтримання виробок і роботу кріплення в них, дозволяє застосовувати більш легке і дешеве кріплення, зменшити витрати на закріплення і підтримання виробок, і є одним із перспективним напрямків для вирішення проблеми стійкого підтримання виробок упродовж всього терміну служби.

Безпека технологічних процесів зміцнення порід нагнітанням розчинів полімерів повинна забезпечуватись в результаті вибору методу, технологічної схеми, режимів робіт і порядку обслуговування обладнання; вибору і розміщення обладнання; організації та розташування місць роботи; вибору вихідних матеріалів і порядку приготування розчинів полімерів, способу зберігання і транспортування основних, допоміжних матеріалів і відходів виробництва; професійного відбору і навчання працюючих, а також застосування спеціальних засобів захисту: гумові рукавиці, захисні окуляри і т.д. Для захисту рук від дії розчинів полімерів можна використовувати захисні пасти, мазі, креми.

До роботи із зміцнення гірських порід полімерами повинні допускатися тільки особи, які пройшли попередній медичний огляд і не мають протипоказань за станом здоров'я – шкіряних і алергічних хвороб, хронічних хвороб верхніх дихальних шляхів.

Породи зміцнені розчинами полімерів, не повинні стимулювати ріст мікрофлори, що існує у навколишньому повітряному середовищі; створювати у виробках стійкого специфічного запаху протягом тривалого часу; виділяти у довкілля леткі речовини в кількості, що перевищують гранично допустиму концентрацію і погіршувати температурно-вологий шахтний мікроклімат.

Дотримання особистої гігієни і виконання інструкцій з безпеки робіт дозволяє повністю зберегти здоров'я працюючих при зміцненні порід розчинами полімерів.

У той же час якість робіт необхідно контролювати на всіх етапах технологічного процесу – від моменту дозування і змішування розчинів до їх нагнітання. Для цього доцільно використовувати методи реометрії, звукове чи радіометричне зондування й інші способи.

Контрольні запитання до розділу 9 “Фізико-хімічне зміцнення масиву гірських порід навколо підготовчих виробок”:

1. Які способи зміцнення при контурних порід виймальних виробок Ви знаєте?
2. На якій відстані від очисного вибою необхідно розпочинати зміцнення порід покрівлі попереду лави?

3. Розкажіть які геомеханічні процеси відбуваються при ін'єкційному зміцненні порід покрівлі попереду лави?
4. Чи достатня стійкість заін'єктованих порід на контурі виймальної виробки?
5. Розкажіть про технологію робіт при фізико-хімічному укріпленні масиву гірських порід навколо виробки.
6. Чому необхідно проводити зміцнення порід поблизу контура виробки, а не на глибині?
7. Які вимоги до ін'єкційних розчинів Ви знаєте?
8. Розкажіть про місцеві матеріали і вторинні ресурси для фізико-хімічних зміцнюючих розчинів використовують в наш час.
9. Які технологічні особливості зміцнення порід фізико-хімічними матеріалами?
10. Навіщо потрібно забезпечувати безпечність технологічних процесів нагнітання розчинів полімерів для зміцнення порід?

РОЗДІЛ 10 “ЗАКРІПЛЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД НАБРИЗКБЕТОНОМ”

10.1 Загальні відомості

Для підтримання гірничих виробок успішно застосовується бетонування шляхом нанесення на контур виробки набризкбетону. Він являє собою суміш цементу, інертних заповнювачів, прискорювачів твердіння і води.

Набризкбетонне кріплення використовується у довготривалих капітальних виробках (присловбурні двори, камери різного терміну існування і призначення, квершлаги, польові штреки, тунелі і т.п.), які проведені у стійких і середньої стійкості гірських породах з коефіцієнтом міцності за шкалою проф. М.М. Протод’яконова більше 2-3.

Область застосування набризкбетону значно поширюється шляхом розробки змішаного виду кріплення, що є комбінацією двох і більше видів, наприклад, анкерного і набризкбетонного.

Набризкбетонне кріплення захищає породи від доступу повітря і зберігає їх від вивітрювання і руйнування. Окрім цього, має високу міцність, підсилює кріплення, в комбінації з яким працює. У порівнянні з іншими видами кріплення набризкбетон має ще такі переваги: повна механізація зведення кріплення, негорючість, спроможність з часом збільшувати міцність щільним заповнюванням природних тріщин, низькою трудомісткістю зведення кріплення, особливо у капітальних виробках великого поперечного перерізу.

Звичайно поверхню виробки покривають шаром набризкбетону товщиною 3-30 см разом із металевими сітками, анкерним і рамним кріпленням. Набризкбетон у теперішній час достатньо широко застосовується для оновлення кріплення і ремонту гірничих виробок.

Набризкбетон можна застосовувати для підсилення раніше зведених анкерного, комбінованого і набризкбетонного кріплень, які під дією очисних робіт руйнуються. В цьому випадку проводять вибирання відшарованої породи, додатково встановлюють анкери у зоні найбільшої тріщинуватості та покривають виробку набризкбетоном. Крім цього, покриття дерев’яного кріплення набризкбетоном товщиною 5-10 мм додає йому вогнестійкості та знижує гнилісні процеси.

Набризкбетон більш щільний, у нього велике зчеплення з гірськими породами, значно підвищується ефективність і надійність роботи.

10.2 Визначення матеріалів для набризкбетонного кріплення

Для набризкбетону потрібний більш якісний підбір гранулометричного складу заповнювача і підвищений вміст цементу. Як заповнювач беруть пісок, гравій, щебінку з вмістом глинистих частинок не більше 3-4%. Максимальний розмір фракцій інертного заповнювача не повинен перевищувати 30 мм, при цьому внутрішній діаметр шланга для подавання набризкбетону (50 мм)

перевищує максимальну крупність заповнювача в 1,67 разів. Так, для цемент-пушки С-320 максимальний розмір заповнювача повинен бути не більше 5-8 мм, а для бетономішалки БМ-60 – не більше 25 мм.

Велике значення має природня вологість заповнювача. Суміш набризкбетону на заповнювачах необмеженої вологості погано переміщується і змочується водою у соплі, що погіршує якість матеріалу і збільшує пилоутворення. Підвищена вологість заповнювачів викликає появу пробок у шлангах при роботі бетономішалки. Оптимальна вологість заповнювачів 4-7%.

Оптимальне співвідношення кількості води і цементу для набризкбетону дорівнює 0,3. При цьому відбувається порівняно невелике відскакування матеріалу від стінок виробки в процесі нанесення набризкбетону, виключається сповзання бетону з боків і покрівлі виробок і досягається товщина шару набризкбетону 3-5 см за один прийом нанесення. Ознака правильного підбору набризкбетону – слабкий маслянистий блиск поверхні нанесення.

Для прискорення схоплення набризкбетону використовують препарати-прискорювачі: фтористий натрій – 2-3% від ваги цементу, суміш із 4% хлористого кальцію і 5% будівельного гіпсу. Прискорювачі схоплення із алюмінату натрію і хлористого заліза забезпечують початок і кінець схоплення набризкбетону за 5-20 хв, що в значній мірі підвищують його ефективність.

Встановлено, що міцність набризкбетону на одновісний стиск залежить від активності застосування цементу й якості його нанесення, причому міцність набризкбетону на розтяг приблизно на 10% вище міцності бетону тієї ж марки.

Додавання у суміш сталеної стружки і порубаного дроту в кількості 5-8% від ваги цементу збільшує міцність бетону в 1,4-1,8 рази. При довжині відрізків дроту 30-36 мм бетон досягав міцності 574 Н/см², а при довжині 12-16 мм – 505 Н/см². Металева стружка є менш ефективною, бо вона має густу сітку мілких тріщин і легко руйнується на дрібні куски.

Розроблено швидкосхоплюваний і швидкотвердіючий цемент БВЦ для набризкбетону. Початок і кінець його схоплення відповідно 5 і 8 хв, а міцність зразків через 3 години більше 75 Н/см², відскакування при нанесенні бетону на контур виробки складає 5% від маси суміші.

На практиці суміш цементу та інертних заповнювачів готують, як правило, у співвідношенні 1:3 чи 1:2.

Питоме зчеплення набризкбетону з гірськими породами залежить не тільки від різновиду і марки цементу, його складу та наявності прискорювачів схоплення і твердіння. Діють і інші чинники, серед яких важливе місце займає чистота забетонованої поверхні і ступінь вологості порід. Сухі породи втягують вологу свіжезведеного бетону, в результаті чого він стає рихлим, а між породою і бетоном утворюється шар пилу з незатверділих матеріалів. Тому перед нанесенням бетону необхідно зволожити гірські породи і старанно промити їх для видалення частинок пилу. Зчеплення набризкбетону з вугільним масивом значне гірше, оскільки при нанесенні бетону окремі куски

вугілля руйнуються, а між вугільним масивом і бетоном утворюється шар вугільного пилу.

Метод набризкбетону значно підвищує активність цементу. Навіть без прискорювачів набризкбетон тужавіє через 1,5-2 години після нанесення, тоді як при звичайному укладанні бетон тужавіє через 5-6 год.

Додавання в цементно-піщаний розчин прискорювача схоплення CaCl_2 в кількості 3 і 6 % дає збільшення питомого зчеплення відповідно на 10 і 20%.

Величина питомого зчеплення $K_{зч}$ набризкбетону з гірськими породами для шлакопортландцементу марки 400 і CaCl_2 6% може бути визначена за емпіричною формулою, одержаною методами математичної статистики:

$$K_{зч} = a_1 + b_1 t + q_1 t^2, \quad (10.1)$$

при $\eta_0 = 0,85-0,98$ і $V = 3,1-18,2\%$, де a_1 , b_1 , q_1 – постійні коефіцієнти, визначені для різних гірських порід при Ц : П = 1:1, Ц : П = 1:3.

Формула (10.1) одержана в інтервалі часу твердіння набризкбетону до $t=7$ діб. Набризкбетон за рахунок зчеплення працює сумісно з породним контуром виробки, при цьому зчеплення його з гірськими породами може досягати 20 Н/см^2 і більше (табл. 10.1).

Таблиця 10.1

Значення коефіцієнтів для визначення питомого зчеплення
шлакопортландцементу марки 400 з гірськими породами

Порода	Ц : П = 1:1			Ц : П = 1:3		
	a_1	b_1	q_1	a_1	b_1	q_1
Піщаник крупнозернистий	13,4	0,158	0,27	17,0	0,50	0,027
середньозернистий	11,7	0,72	0,16	15,9	0,74	0,021
дрібнозернистий	11,4	0,60	0,159	15,5	0,55	0,0217
Алевроліт	11,0	0,40	0,15	14,6	0,01	0,023
Аргіліт	10,3	0,60	0,09	13,8	0,08	0,02
Вугільний масив	10,0	0,24	0,055	12,8	0,356	0,01

За останні роки теоретичні дослідження формування структури закріплення набризкбетоном, міцності його контактів з поверхнею породи, адгезійних якостей цементів і чинників, що впливають на відскакування матеріалу, дозволили застосовувати замість багат шарового нанесення суміші одношарове при товщині набризку до 14-18 см.

10.3 Технологія зведення набризкбетону

У теперішній час переважно застосовують набризк, коли суха суміш (цемент і інертні заповнювачі) замішується (змочується) водою на виході з напрямного сопла. Порівняно з мокрими сумішами (готуються у

бетономішалках) цей метод забезпечує велику відстань транспортування суміші, невеликі витрати стисненого повітря, велику міцність набризкбетонного кріплення, можливість нанесення за один прийом більш товстого шару бетону, менші технологічні складності, що пов’язані з завантаженням машини і замішуванням суміші.

Для подачі сухої бетонної суміші до місця роботи змочування суміші водою й укладання на поверхню за допомогою стисненого повітря без опалубки застосовують цемент-пушку С-320 (рис. 10.1, а). Вона працює наступним чином. Із бункера 1 суха суміш цементу з інертними матеріалами направляється у барабан 2, при обертанні якого суміш просипається через отвори в корпусі барабана у пази дозатора 3, що обертається. При суміщенні паза дозатора 3 з відповідним патрубком 4 суміш видувається стисненим повітрям у шланг 5 і далі в напрямне сопло 6, де замішується водою і наноситься на бетоновану поверхню. Установка змонтована на візку 7 і приводиться в дію електродвигуном 8 через редуктор 9. Притискний пристрій 10 і притискне кільце 11 створюють у машині необхідну герметизацію. Вимикач 12 знаходиться безпосередньо у машині.

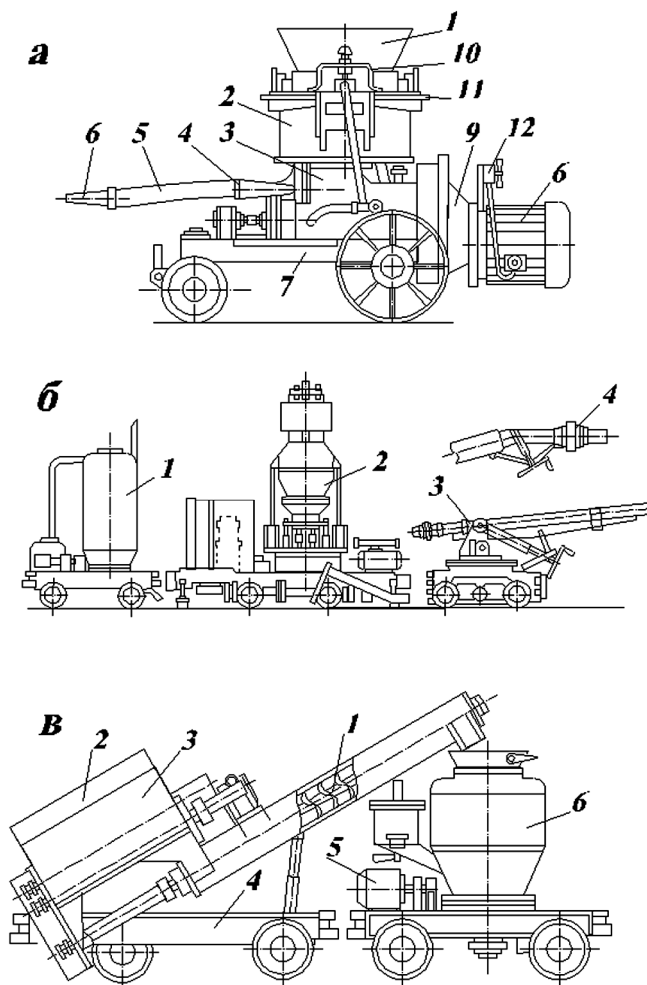


Рис. 10.1. Машини для зведення набризкбетону: а – цемент-пушка С-320; б – установка «Моноліт-2»; в – змішувально-завантажувальна машина

Технічна характеристика цемент-пушки С-320

Продуктивність на суху масу, м ³ /год.....	1,5
Відстань подачі суміші по горизонталі, м.....	30
Діаметр шлангів, мм.....	40
Максимальна крупність фракцій сухої бетонної суміші, мм.....	8
Робочий тиск стисненого повітря, Н/см ²	3-3,5
Потужність електродвигуна, кВт.....	4,5
Габарити, м: довжина, ширина, висота.....	1,5×1,0×1,55
Вага машини, кг.....	850

Створено спеціальний комплекс «Моноліт-2» для нанесення набризкбетону у виробках великого поперечного перерізу, а також укладання бетонної суміші за опалубку (рис. 10.1, б). Комплекс має дозовану місткість з цементом 1, бетономашину 2, маніпулятор 3, кінцевий патрубок 4 з соплом.

Комплекс працює у такій послідовності. В окремих вагонетках до місця роботи доставляють цемент і гравійно-піщану суміш. Цемент ежектором (вакуум-насосом) перевантажується у дозовану місткість 1, що являє собою однокамерну машину. Піщано-гравійна суміш завантажується із вагонетки в машину 2 за допомогою грейферного пристрою. Одночасно з дозованої місткості через шланг стисненим повітрям вдувається в бетономішалку 2 відповідна кількість цементу. Цемент і піщано-гравійна суміш перемішуються в процесі їх пересування у шланзі до сопла. Камера змішування бетонної суміші водою знаходиться на відстані 4-5 м від кінцевого патрубку, що встановлюється на маніпуляторі.

Віддаленість камери змішування бетонної суміші від сопла і прийнятий метод введення цементу майже повністю виключає утворення пилу у місцях роботи.

Для ведення набризкбетонних робіт також застосовується компактна змішувально-завантажувальна машина (рис. 10.1, в). Вона має шнековий навантажувач 1, бункер 2 з двома відділеннями для цементу й інертних заповнювачів, дозованого пристрою 3, візка 4 на колісному ході для пересування по рейках і електродвигуна 5. Цемент і гравійно-піщану суміш завантажують у різні відділення бункера, звідкіля через вихідні отвори вони поступають у приймальне вікно шнекового навантажувача 1. Розміри отворів підібрані таким чином, щоб піщано-гравійна суміш і цемент просипались через них. Шнековий навантажувач довжиною 4 м забезпечує якісне перемішування цементу і заповнювачів і одночасно транспортує їх в бетоноукладацьку машину 6.

Для механізації робіт з набризкбетону застосовується механізм пересування сопла по контуру виробки. Він являє собою маніпулятор, змонтований на самохідному гусеничному ході. Напряме сопло шарнірно закріплено на кінці стріли маніпулятора. Під час нанесення набризкбетону

маніпулятор дозволяє змінювати положення сопла у просторі, а також може встановлюватись на різній висоті.

Маневруванням роботою маніпулятора, витримується відстань від сопла до поверхні виробки в межах 0,8-1,2 м при перпендикулярному розташування сопла.

Дослідження показали, що середня міцність бетону на одновісний стиск через 7 діб склала 120 Н/см^2 , через 14 діб – 184 і через 28 діб – 276 Н/см^2 .

На ділянках підготовчих виробок, закріплених дерев'яним рамним кріпленням, породи покрівлі змістились на 9-12 мм за 25 днів, а на ділянках з набризкбетонним кріпленням вони не змістились. Це підтверджує про значне збільшення несучої здатності гірських порід. Набризкбетон на контурі виробки виглядав монолітним. Фактична товщина його, що замірювалася щупом, була 3-4 см, а у западинах порід – до 7-12 см.

Для забезпечення кращого твердіння набризкбетону його кожної доби протягом 5-7 діб зволожували розпилим струменем води. У противному разі порода витягувала б з бетону вологу і міцність зчеплення знижувалась.

10.4 Розрахунок параметрів набризкбетонного кріплення

При відомій величині сподіваного зміщення породного контуру U товщину набризкбетонного кріплення визначають за формулою

$$b = \{(ua_{\Pi}^c): [3,73\sigma_{\text{CT}}^r/\gamma H + 128,84\sigma_{\text{CT}}^{\text{HБ}}K_{\text{ЗЧ}}/(\gamma H)^2 + 2,48E_{\Pi}/E_{\text{К}} - 6,74]\}^{1/2}, \quad (10.2)$$

де a_{Π}^c – півпрогін виробки у світлі, см;

σ_{CT}^r – гранична межа міцності порід на стиск, Н/см^2 ;

γ – щільність гірських порід, Н/см^3 ;

H – глибина розташування виробки від поверхні, см;

$\sigma_{\text{CT}}^{\text{HБ}}$ – гранична межа міцності на одновісний стиск набризкбетону;

$E_{\Pi}, E_{\text{К}}$ – модулі пружності відповідно породи і кріплення, Н/см^2 .

Встановлено, що набризкбетон з цементу марки 400 (нормативна міцність на стиск $\sigma_{\text{CT}} = 280 \text{ Н/см}^2$) доцільно застосовувати при глибині розташування виробок до 500 м, а із цементу марки 600 ($\sigma_{\text{CT}} = 400 \text{ Н/см}^2$) – при глибині розташування виробки понад 700 м.

Високоміцний набризкбетон із цементу марок 400, 500 і 600 дозволяє зменшити товщину кріплення порівняно з виконуваною набризкбетоном з нормативною міцністю 210 Н/см^2 на 10-18%.

Якщо очікуване зміщення гірських порід у виробку, закріпленої набризкбетоном, невідоме, товщину кріплення розраховують за формулою

$$b = 4n\gamma_c a_{\Pi} (a_{\Pi} + h\psi\eta) L_{\text{В}} \cos\alpha / 3L_{\text{max}} \sigma_{\text{ЗР}} K^{\Pi} f^{\Pi}, \quad (10.3)$$

де n – коефіцієнт запасу, що враховує недостатню вивченість взаємодії набризкбетонного кріплення з гірськими породами (рекомендується $n = 3-4$);

γ_c – середня щільність гірських порід у межах можливого склепіння обвалення, Н/см³;

a_n – півпрогін виробки, см;

h – висота виробки у проходці, см;

$\psi = K_{ст}\gamma H/1000K^6f^6 - 1$ – коефіцієнт, який характеризує стійкість боків виробки; при $\psi \leq 0$ кріплення боків не потрібно, вони стійкі. У цьому випадку набризкбетон наноситься на боки з метою захисту їх від ерозії та вивалів кусків гірських порід, від розкриття тріщин після вибухових робіт. При $\psi \leq 1$ виробку можна кріпити набризкбетоном, при $\psi > 1$ доцільно набризкбетон використовувати в комбінації з іншими видами кріплення: анкерного, металевого, рамного тощо;

L_b – довжина виробки, дорівнює 1 м;

α – кут нахилу виробки до горизонтальної площини, град;

L_{max} – максимальна довжина поверхні виробки, на якій може відбутись зрізання набризкбетону, $L_{max} = 2L_b$, см;

$\sigma_{зр}$ – гранична міцність набризкбетону на зріз, дорівнює 0,04-0,06 Н/см². При використанні цементу марки 400 $\sigma_{ст} = 280$ Н/см², а марки 600 – $\sigma_{ст} = 400$ Н/см²);

f^n – коефіцієнт міцності гірських порід, що залягають у покрівлі виробки в межах, які дорівнюють її висоті;

$K_{ст}$ – коефіцієнт концентрації стискальних напружень на контурі виробки;

K^n – коефіцієнт, який враховує зменшення міцності порід, які залягають у покрівлі виробки, від їх тріщинуватості та дії тривалого навантаження;

K^6 – коефіцієнт, який враховує зниження міцності порід у боках виробки;

η – коефіцієнт, який характеризує нахил призми сповзання у боках виробки;

Коефіцієнти $K_{ст}$, K^n , K^6 , η визначаються за таблицями 10.2 і 10.3.

Таблиця 10.2

Коефіцієнти концентрації стискальних напружень на контурі виробки

Форма перерізу виробки	$2a_n/h$	$K_{ст}$
Кругла	1	2
Прямокутня	1; 1,5; 2	2,8; 3; 3,2
Трапецієвідна	1; 1,5	2,6; 2,7
Склеписта	1; 1,5	2; 2,5
Арочна	1; 1,5	1,8; 2,0
Полігональна	1; 1,5	2,5

Таблиця 10.3

Значення коефіцієнтів $K^п$, $K^б$, η залежно від коефіцієнта міцності порід за М.М. Протод'яконовим

Коефіцієнт	Вугілля з f					Порода з f				
	до 1	1-1,5	1,5-2	2-4	2-4	4-5	5-6	6-7	7-9	9-16
$K(K^п, K^б)$	0,75	0,68	0,67	0,60	0,62	0,65	0,68	0,72	0,80	0,90
η	0,45	0,38	0,26	0,13	0,15	0,09	0,08	0,07	0,06	0,04

γ – середня щільність товщі порід, які залягають над виробкою до поверхні ($\gamma = 0,0023-0,0027 \text{ Н/см}^3$);

$f^б$ – коефіцієнт міцності гірських порід за М.М. Протод'яконовим у боках виробки.

За наявності в покрівлі різних шарів гірських порід приймається середнє значення коефіцієнта міцності гірських порід

$$f = \sum_i^n f^i m_i / \sum_i^n m_i, \quad (10.4)$$

де m – потужність шару порід однієї міцності, см.

При цьому сумарна потужність породних шарів приймається рівною висоті виробки.

У виробках склепистої й аркової форм висота можливого вивалу гірських порід з боку покрівлі виробки, що формує навантаження на кріплення, у порівнянні з плоскою покрівлею повинна бути відповідно зменшена, оскільки частина порід у можливому склепінні обвалення (породи вище рівня п'яти склепіння) фактично виймається при проведенні виробки:

$$h_B^c = (a_{п} + h\psi\eta)/K^п f^п - (\lambda/4a_{п})h, \quad (10.5)$$

де h_B^c – висота можливого вивалу гірських порід з боку покрівлі у виробках склепистої й аркової форм, см;

λ – стріла підйому склепіння (контура покрівлі) виробки, см.

У цьому випадку формула (10.3) для виробок аркової форми матиме вигляд

$$b = 4a_{п}\gamma_c nL_B \cos\alpha / 3L_{max}\sigma_{зр} [(a_{п} + h\psi\eta)/K^п f^п - (\lambda/4a_{п})h]. \quad (10.6)$$

При закріпленні виробок комбінованим кріпленням (анкерним і набризкбетонним) товщина набризкбетону визначається за формулою

$$b = n(a_{п} + h\psi\eta)S_a S_p \gamma_c / K^п f^п \sigma_{зр} (S_a + S_p), \quad (10.7)$$

де S_a – відстань між анкерами в ряду, см;

S_p – відстань між рядами анкерів, см;

У тому випадку, коли виробка при комбінованому кріпленні закріплена анкерами з підхватами, товщина набризкбетонного кріплення визначається за формулою

$$b = n(a_{\Pi} + h\psi\eta)S_a\gamma_c/4K^{\Pi}f^{\Pi}\sigma_{зр}l_{\Pi}), \quad (10.8)$$

де l_{Π} – довжина анкерного підхвата, см.

Нижче наведені приклади рішень задач з визначення параметрів набризкбетонного кріплення.

Приклад 1. Пластовий вентиляційний штрек проведено по пласту з коефіцієнтом міцності $f = 4,2$ за шкалою проф. М.М. Протод’яконова. Пласт потужністю 1,2 м з кутом падіння 6-8°. Безпосередня покрівля потужністю 0,8-1,2 м складена шарами і пропластками алевролітів і аргілітів з коефіцієнтом міцності 4, основна – потужністю 15-20 м – міцними піщаниками з коефіцієнтом міцності 6. Підшва пласта складена стійкими алевролітами. Виробка розташована на глибині 330 м від поверхні і має прямокутний переріз шириною в проходці 3 м і висотою 2 м. Середня щільність порід, що залягають над виробкою до поверхні, складає 0,00245 кг/см³, а в склепінні можливого вивалу гірських порід – 0,0025 кг/см³. Для приготування набризкбетону застосовується цемент марки 400.

Визначити товщину набризкбетону для кріплення вентиляційного штреку.

Розв’язання вправи

1. Визначимо коефіцієнт, що характеризує стійкість боків виробки

$$\psi = K_{ст}\gamma H/1000K^6f^6 - 1 = 3 \cdot 0,00245 \cdot 33000/1000 \cdot 0,63 \cdot 4,2 - 1 = -0,084.$$

Оскільки $\psi \leq 0$, то кріплення боків не потрібно, вони стійкі. В цьому випадку необхідно покрити бокові стінки виробки шаром набризкбетону товщиною 3-5 см для запобігання їх ерозії:

$$\sigma_{зр} = 0,05\sigma_{ст} = 0,05 \cdot 280 = 14 \text{ Н/см}^2.$$

2. Визначимо середньозважений коефіцієнт міцності гірських порід покрівлі

$$f = \sum_i^n f^i m_i / \sum_i^n m_i = (4,1 + 6 \cdot 1)/(1 + 1) = 10/2 = 5.$$

3. Визначимо товщину набризкбетонного кріплення для виробки арочної форми

$$b = 4n\gamma_c a_{\Pi} (a_{\Pi} + h\psi\eta) L_{\text{в}} \cos\alpha / 3L_{\text{max}} \sigma_{\text{зр}} [(a_{\Pi} + h\psi\eta) / K^{\Pi} f^{\Pi} - (\lambda/4a_{\Pi})h] = \\ = 4 \cdot 4 \cdot 0,0025 \cdot 150 [150 + 200(-0,084) \cdot 0,13] \cdot 100/3 \cdot 200 \cdot 14 \cdot \\ \cdot 0,65 \cdot 5 = 886,92/273 = 3,23 \text{ см.}$$

Приклад 2. Визначити товщину набризкбетону для закріплення ухилу. Потужність пласта 1-1,5 м, кут падіння 4-6°, коефіцієнт міцності вугілля $f = 1-1,2$. Ухил шириною 3 м і висотою 2,2 м розташований на глибині 350 м від поверхні. Безпосередня покрівля пласта потужністю 3-5 м складена з аргіліту з коефіцієнтом міцності 3,5, вище якого залягає алевроліт потужністю 5-6 м з коефіцієнтом міцності 6. У поперечному перерізі ухил має прямокутну форму. Для набризкбетону застовується цемент марки 400.

Середня щільність порід, що залягають над ухилом складає $0,0028 \text{ кг/см}^3$, а в склепінні можливого вивалу гірських порід теж $0,0028 \text{ кг/см}^3$.

Розв'язання вправи

1. Визначимо коефіцієнт, який характеризує стійкість боків виробки

$$\psi = K_{\text{ст}} \gamma H / 1000 K^6 f^6 - 1 = 2,8 \cdot 0,0025 \cdot 35000 / 1000 \cdot 0,68 \cdot 1 - 1 = -0,63.$$

Кріплення боків виробки не потрібно.

2. Визначимо товщину набризкбетонного кріплення для виробки аркової форми

$$b = 4n\gamma_c a_{\Pi} (a_{\Pi} + h\psi\eta) L_{\text{в}} \cos\alpha / 3L_{\text{max}} \sigma_{\text{зр}} [(a_{\Pi} + h\psi\eta) / K^{\Pi} f^{\Pi} - (\lambda/4a_{\Pi})h] = \\ = 4 \cdot 4 \cdot 0,0028 \cdot 150 [150 + 220(-0,63) \cdot 0,38] \cdot 100/3 \cdot 200 \cdot 14 \cdot \\ \cdot 0,15 \cdot 3,5 = 607,34/44,1 = 13,8 \text{ см.}$$

Приклад 3. Визначити товщину набризкбетону для закріплення квершлягу, що проведений у породах з коефіцієнтом міцності $f = 5$. Квершлаг аркової форми проведено на глибині 340 м від поверхні. Ширина квершлягу 4,5 м, висота 4,04 м. Середня щільність порід, що залягають над виробкою до поверхні, складає $0,00245 \text{ кг/см}^3$, у межах можливого вивалу гірських порід – $0,0028 \text{ кг/см}^3$. Стріла підйому склепіння виробки дорівнює 2,25 м. Для кріплення застосовується цемент марки 400.

Розв'язання вправи

1. Коефіцієнт стійкості боків виробки визначимо за формулою

$$\psi = K_{\text{ст}} \gamma H / 1000 K^6 f^6 - 1 = 1,8 \cdot 0,00245 \cdot 34000 / 1000 \cdot 0,65 \cdot 5 - 1 = -0,955.$$

Кріплення боків виробки не потрібно.

2. Визначимо товщину набризкбетонного кріплення виробки аркової форми

$$b = 4n\gamma_c a_{\Pi} L_{\text{в}} \cos \alpha / 3L_{\text{max}} \sigma_{\text{зр}} [(a_{\Pi} + h\psi\eta) / K^{\Pi} f^{\Pi} - (\lambda/8)] = \\ = 4 \cdot 4 \cdot 0,00245 \cdot 225 \cdot 100 \cdot 1/3 \cdot 200 \cdot 14 \cdot \\ \cdot ([225 + 404(-0,955) \cdot 0,09] 0,65 \cdot 5 - \frac{225}{8}) = 3,0 \text{ см.}$$

Мала товщина набризкбетону свідчить про значне підвищення стійкості виробки за рахунок надання їй аркової форми. Нижче розрахуємо параметри кріплення виробки прямокутної форми.

3. Визначимо коефіцієнт, який характеризує стійкість боків виробки прямокутної форми

$$\psi = K_{\text{ст}} \gamma H / 1000 K^6 f^6 - 1 = 3 \cdot 0,00245 \cdot 34000 / 1000 \cdot 0,65 \cdot 5 - 1 = -0,923.$$

4. Визначимо товщину набризкбетону у виробці прямокутної форми

$$b = 4n\gamma_c a_{\Pi} (a_{\Pi} + h\psi\eta) L_{\text{в}} \cos \alpha / 3L_{\text{max}} \sigma_{\text{зр}} K^{\Pi} f^{\Pi} = \\ = 4,4 \cdot 0,00245 \cdot 225 \cdot [225 + 300(-0,923) \cdot 0,09] 100 \cdot 1/3 \cdot 200 \cdot \\ \cdot 14 \cdot 0,65 \cdot 5 = 6,34 \text{ см.}$$

Таким чином, необхідна вдвічі більша товщина набризкбетону порівняно з виробкою аркової форми. Тому при застосуванні набризкбетону для закріплення гірничих виробок їм потрібно надавати аркову чи склеписту форму.

Контрольні запитання до розділу 10 “Закріплення гірських порід набризкбетоном”:

1. Чим відрізняється набризкбетонне кріплення від звичайного рамного кріплення?
2. Які матеріали використовуються для набризкбетону?
3. Розкажіть про технологію зведення набризкбетону.
4. Які параметри необхідно розрахувати для набризкбетонного кріплення?

РОЗДІЛ 11 “ПОКРИТТЯ ПОВЕРХНІ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК ПЛІВКАМИ”

11.1 Загальні відомості

Плівкові покриття застосовують для нанесення їх на поверхню гірничих виробок для запобігання руйнування їх породного контура, для відвернення тріщиноутворення у породах з коефіцієнтом міцності до $f = 8-10$.

Плівкові покриття виготовляються з полімерних матеріалів чи рідкого скла. Плівкові покриття застосовуються як самостійний вид кріплення, подібний до набризкбетону або як додаткове кріплення до основного кріплення виробки. Товщина плівки покриття складає 2-5 мм.

Як синтетичний полімерний матеріал використовують карбамідну смолу МФ-17 з отверджувачем, а також МФ-19-60.

Склади полімерів готують механізовано: компоненти полімерів (без отверджувача) завантажують у кульовий млин і перемішують 15-20 хв. Після перемішування додають в як отверджувач хлористий амоній, розчини сірчаної і соляної кислот, або щавлевої кислоти.

Встановлено, що міцність полімерів на основі полімерної смоли МФ-17 залежить від правильного підбору складових компонентів: смоли, кварцевого піску, добавок і отверджувача. При концентрації отверджувача до 30-35% міцність зростає, а більше 35% міцність знижується.

Додавання дрібного шамоту в кількості 5% від ваги смоли покращується вогнестійкість полімерного складу, що має важливе значення для газових шахт.

Зчеплення полімеру з породою залежить від марки полімеру і зростає із збільшенням часу твердіння. Так, зчеплення полімеру марки 270 Н/см² з породою на 20-25 % вище, ніж у полімерів марок 230-240 Н/см².

Склад плівкового покриття поверхні виробок на основі рідкого скла рекомендується застосовувати у таких вагових пропорціях: рідке скло: кварцовий пісок : діабазова мука : тальк : вода = 24,5 : 35,5 : 35,5 : 2,25 : 2,25.

Покриття з рідкого скла має низку переваг у порівнянні з набризкбетоном: менші терміни схоплення, високі адгезійні властивості, високі пружні й інші міцнісні властивості, порівняно невисока вартість недифіцитних компонентів.

Рідке скло має наступний хімічний склад (у процентах): SiO₂ – 28,45; Al₂O₃ – 0,59; Fe₂O₃ – 0,08; CaO – 0,18; MgO – 0,15; SO₃ – 0,58; K₂O – 9,45 і H₂O – 60,52.

Добавки, що скорочують час схоплення рідкого скла: хлористий кальцій, хлористий амоній і фтористий натрій.

Міцнісні характеристики набризк-силікату залежать від правильного вибору компонентів і часу перемішування складу. Зростання часу перемішування складу у кульовому млині з 1 до 4 годин веде до зростання міцності набризк-силікату в середньому на 30%. При перемішуванні складу більше 4 годин міцність набризк-силікату знижується через розшарування частинок наповнювача з рідким склом. Додавання тальку в кількості 5-10% від

ваги рідкого скла збільшує міцність набризк-силікату на 8-10%, а також скорочує час схоплення.

Міцність набризк-силікату залежно від часу витримки змінюється наступним чином: у перші години після приготування розчину міцність силікатної пасти (без добавки) складає 5-7% від кінцевої міцності, а через добу – 10-12%. Процес набирання міцності набризк-силікатом закінчується на 14-ту добу, а з добавками на 3-4 доби раніше.

Встановлено, що найбільше схоплення набризк-силікату з породою спостерігається при товщині плівки 2-3 мм. При підвищеній шершавості поверхня зчеплення набризк-силікату з породою знижується внаслідок сповзання плівки на гладких сколах. При зниженні шершавості контура виробки зростають адгезійні властивості набризк-силікату. Зі збільшенням товщини набризк-силікату більше 2-3 мм адгезійні властивості зменшуються внаслідок неповної полімеризації самої плівки. По закінченні 28 діб міцність кристалічної решітки повністю відновляється і зчеплення набризк-силікату досягає максимального значення – 50-60 МПа/см².

11.2 Технологія виготовлення плівкових покриттів

Для закріплення контура виробок застосовують такий склад: рідке скло з силікатним модулем 2,75-2; 8 – 20%, кварцевий пісок – 40%, діабазова мука – 20% і талькова пудра – 5-6%.

Вказані компоненти перемішували поблизу вибою у змішувачі. Схема установки наведена на рис. 11.1, а.

Тиск стисненого повітря в камері сопла підтримується близько 4-5 Н/см². Сопло знаходиться від поверхні, що покривається, на відстані 0,8-1 м. При швидкості витікання суміші з сопла 80-100 м/с відскакування розчину від поверхні виробки не перевищує 10-12%. За один прийом набризк-силікатом можна покрити близько 3000 м² поверхні. Товщина шару 2 мм і на виступах (западинах) – 3-5 мм.

Отверджувачем був водний розчин щавлевої кислоти 15-20%-ї концентрації отверджувач подається з дозатора місткістю 10 л (рис. 11.1, б), подачу регулюють голкою, встановленою в середині дозатора, а також пробковим краном, розташованим на патрубку сопла.

Питоме зчеплення плівки з породами складає 50-60 Н/см², або в два і більше рази вище, ніж у набризкбетону. При цьому, через 3 години після приготування складу, міцність набризк-полімеру складає 50-60% від кінцевої міцності, а через добу – 80-85%. У вологих виробках у порівнянні з сухими міцність набризк-полімеру зростала на 4-5%.

Покриття контура виробок силікатною пастою і полімерним складом запобігає їх від вивітрювання і тріщиноутворення як у процесі проходки, так і в період експлуатації, скорочує до мінімуму виділення шкідливих газів із масиву і знижує аеродинамічну опірність повітряному струменю.

Плівкові покриття перспективні також у комбінації з анкерами при закріпленні гірничих виробок.

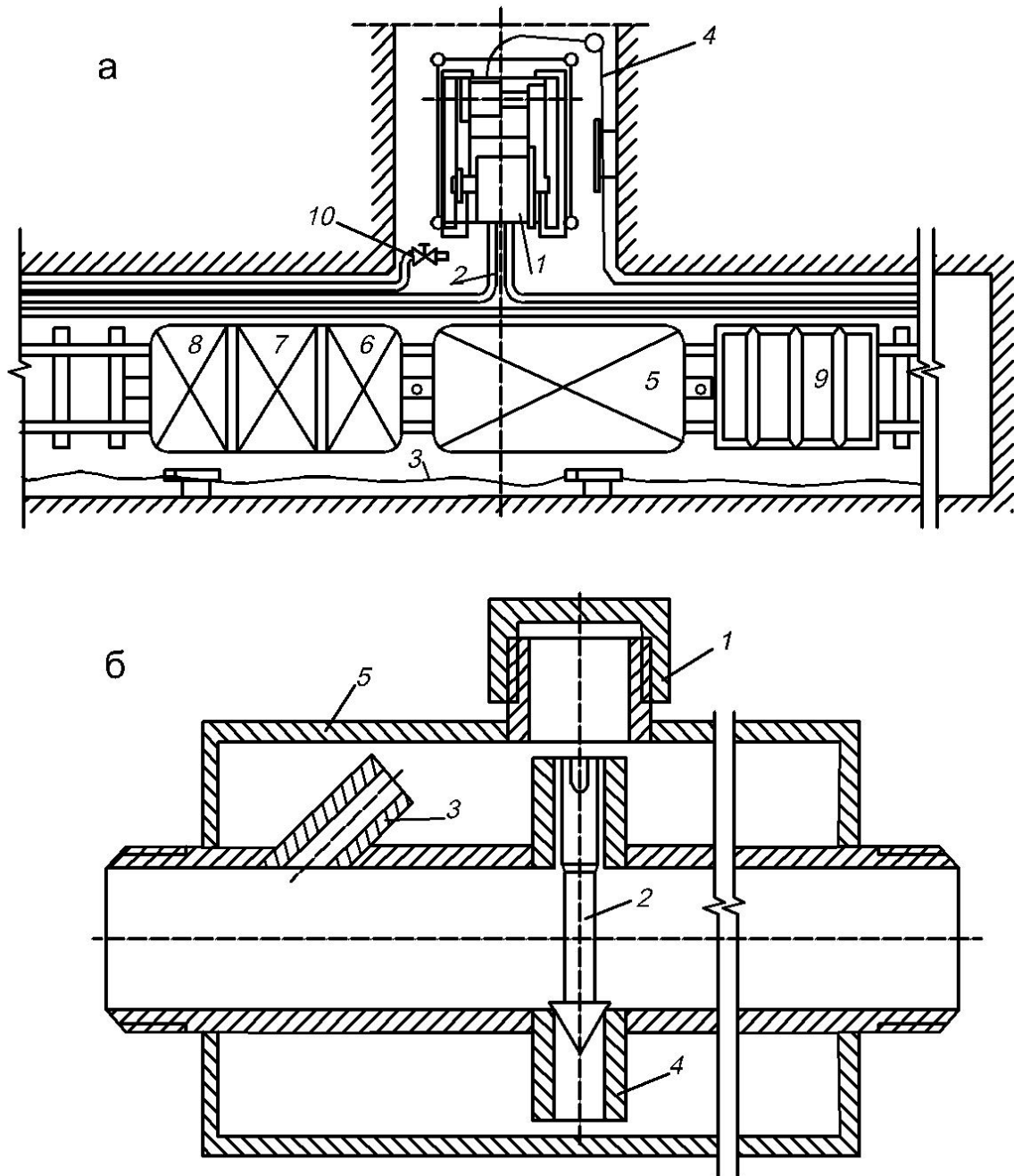


Рис. 11.1. Обладнання для нанесення плівкових покриттів на контур виробки: а – схема установавання обладнання у шахті: 1 – кульовий млин; 2 – водостічна канава; 3 – освітлювальний кабель; 4 – силовий кабель; 5 – вагонетка для наповнювачів; 6-8 – відповідно місткості для добавок і отверджувача; 9 – місткість для рідкого скла чи смоли, що встановлюється на платформі; 10 – водопровідний кран; б – схема дозатора для подавання отверджувача: 1 – заглушка; 2 – регульовальна голка; 3 – канал для тиску; 4 – патрубок для подавання отверджувача; 5 – корпус дозатора

Контрольні запитання до розділу 11 “Покриття поверхні гірничих виробок плівкою”:

1. Навіщо потрібно покривати поверхню гірничої виробки плівкою?
2. З яких матеріалів готується плівкове покриття?
3. Розкажіть про технологію виготовлення плівкових покриттів.
4. Яким обладнанням наносять плівкове покриття контура виробки?

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Повышение устойчивости подготовительных выработок угольных шахт / И.Ю. Заславский, В.Ф. Компаниец, А.Г. Файвишенко, В.М. Клещенко. – М.: Недра, 1991. – 235 с.
2. Охрана подготовительных выработок без целиков / Н.П. Бажин, В.В. Райский, Ю.В. Волков и др. – М.: Недра, 1975. – 225 с.
3. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах. – Л.: ВНИМИ, 1985. – 138 с.
4. Черняк И.Л., Бурчаков Ю.И. Управление горным давлением в подготовительных выработках глубоких шахт. – М.: Недра, 1984. – 304 с.
5. Якоби О. Практика управления горным давлением : Пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 566 с.
6. Максимов А.П. Горное давление и крепь выработок. – М.: Недра, 1973. – 288 с.
7. Руководство по применению метода разгрузки для определения напряженного состояния в глубине массивов на породах слабых и средней прочности. – Л.: ВНИМИ, 1966. – 42 с.
8. Геомеханика охраны выработок в слабометаморфизованных породах / Б.М. Усаченко, В.П. Чередниченко, И.Е. Головчанский и др. – Киев: Наук. думка, 1990. – 144 с.
9. Глушко В.Т., Цой Т.Н., Вагонов И.И. Охрана выработок глубоких шахт. – М.: Недра, 1975. – 200 с.
10. Горбачев Т.Ф., Штумпф Г.Г., Стрыгин Б.И. Применение анкерной крепи в подготовительных выработках. – Новосибирск: Наука, 1972. – 296 с.
11. Заславский Ю.З., Зорин А.Н., Черняк И.Л. Расчеты параметров крепи выработок глубоких шахт. – Киев: Техника, 1972. – 156 с.
12. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. – М.: Недра, 1981. – 288 с.
13. Усаченко Б.М. Свойства пород и устойчивость горных выработок. – Киев: Наук.думка, 1979. – 135 с.
14. Черняк И.Л. Предотвращение пучения почвы горных выработок. – М.: Недра, 1978. – 237 с.
15. Калфакциян А.П. Комплекс способов управления напряженно-деформированным состоянием крутых тонких пластов. – Днепропетровск: Сич, 1994. – 129 с.
16. Черняк И.Л. Геомеханическое обеспечение ведения горных работ. – М.: Недра, 1989. – 215 с.
17. Забигаило В.Е., Васючков Ю.Ф., Репка В.В. Физико-химические методы управления состоянием угольно-породного массива. – Киев: Наук.думка, 1989. – 192 с.
18. Управление горным давлением / А.А. Борисов, В.И. Матанцев, В.П. Воскобоев и др. – М.: Недра, 1983. – 168 с.
19. Комисаров М.А., Федорчук А.Т., Павленко И.Я. Исследование способа охраны наклонных выработок в шахте №15 треста «Шахтерскантрацит». // Уголь. – 1968. – С. 31-34.

20. Кошелев К.В., Трумбачев В.Ф. Повышение устойчивости капитальных горных выработок на больших глубинах. – М.: Недра, 1972. – 127с.
21. Костоманов А.И., Сапицкий К.Ф. Устойчивость подготовительных выработок при разработке свиты пологих пластов. – М.: Недра, 1987. – 119 с.
22. Зборщик М.П., Братишко А.С., Прокофьев В.П. Выбор способов охраны и места расположения подготовительных выработок. – Киев: Техника, 1970. – 220 с.
23. Дружко Е.Б., Заславский Ю.З., Перепичка Ф.И. Устойчивость основных горных выработок. – Донецк: Донбасс, 1975. – 144 с.
24. Инструкция по поддержанию горных выработок на шахтах Западного Донбасса. / Научн.-исслед. ин-т горной геомеханики и маркшейдерского дела // Западно-Донбасский научно-производственный центр «Геомеханика». – Санкт-Петербург – Павлоград, 1994. – 95 с.
25. Бесцеликовая отработка пластов / Ю.Л. Худин, М.И. Устинов, А.В. Брайцев и др. – М.: Недра, 1983. – 280 с.
26. Парчевский Л.П., Табаченко Н.М. Совершенствование охраны выемочных штреков на шахтах Львовско-Волынского бассейна // Уголь Украины. – 1977. – №5. – С.12-16.
27. Горное давление в подготовительных выработках угольных шахт / И.Л. Давыдович, Н.П. Бажин, Ю.П. Коренной и др. – М.: Недра, 1971. – 288 с.
28. Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О. Охрана и ремонт горных выработок. – М.: Недра, 1990. – 218 с.
29. Зборщик М.П. Охрана выработок глубоких шахт в выработанном пространстве. – К.: Техника, 1978. – 176 с.
30. Кошелев К.В., Томасов А.Г. Поддержание, ремонт и восстановление горных выработок – М.: Недра, 1985. – 216 с.
31. Проскураков Н.М. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1991. – 368 с.
32. Спосіб охорони підготовчої виробки / О.В. Колоколов, М.М. Табаченко, В.Ю. Медяник та ін. Деклараційний патент № 36714 А (UA) від 01.02.2000. № д.р.2000020523. Опубл. 16.04.2001. Бюл.№3.
33. Медяник В.Ю., Медяник Ю.А. Поддержание подготовительных выработок при комбинированной системе разработки на глубоких горизонтах. / Матер. конф. “Форум горняков -2002” // Науковий вісник НГАУ. – 2002. – №6. – С. 50-52.
34. Новикова Л.В., Заславская Л.И., Медяник В.Ю. Обоснование способа охраны повторно используемой подготовительной выработки // Матер. междунар. конф. “Форум горняков -2003” / Сб. научн. трудов НГУ.–№ 17, том 1. – Днепропетровск: РИК НГУ, 2003. – С.22-25.
35. Медяник В.Ю. Охрана подготовительных выработок глубоких шахт // Сб. научн.тр.НГУ. – № 15, том 1. –Днепропетровск: РИК НГУ, 2002. –С. 122-126.
36. Колоколов О.В., Медяник В.Ю., Расстрига В.П. Определение основных технологических параметров комбинированной системы разработки в условиях глубоких шахт Чистяково-Снежнянского промышленного региона // Науковий вісник НГУ. – 2004. – №7. – С. 12-15.

37. Кухарев В.Н. Исследование и разработка эффективных способов вскрытия и подготовки пластов Донбасса на больших глубинах: Автореф. дис... докт. техн. наук. – Днепропетровск: ИГТМ, 1974. – 37 с.
38. Технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах Украины. – Донецк: ДонУГИ, 1998. – 244 с.
39. Горная энциклопедия. Том 4. – М.: Советская энциклопедия, 1989. – 623 с.
40. Болгожин Ш. А.-Г., Лезин Г.Д. Охрана, крепление и поддержание выработок на большой глубине. – Алма-Ата: Наука, 1988. – 58 с.
41. Колоколов О.В., Медяник В.Ю. Эффективная технология очистных работ при разработке пологих пластов на больших глубинах // Сб. научн. тр. НГАУ. – № 5. “Проблемы аэрологии горнодобывающих предприятий”. – Днепропетровск: РИК НГА Украины, 1999. – С. 34-40.
42. Совершенствование разработки угольных пластов на глубоких горизонтах /Б.К.Куклин, А.Г. Лепихов, В.Г. Кулешов и др. – К.: Техника, 1989. – 184 с.
43. Григорьев В.Л. Основы проектирования глубоких шахт. – М., 1987.
44. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород /Под ред. Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, М.М. Протодяконова. – М.: Недра, 1975. – 279 с.
45. Катков Г.А., Диманштейн А.С., Мининберг В.Я. Охрана и крепление глубоких угольных шахт // Итоги науки и техники. Сер. Разработка месторождений твердых полезных ископаемых. Том. 45. Подземные работы. – М., 1989. – С. 40-72.
46. Григорьев В.Л. Охрана и поддержание подготовительных и выемочных (участковых) выработок, подверженных влиянию очистных работ // Добыча угля подземным способом. – М.: ЦНИЭИуголь, 1981. – №7. – С. 20-22.
47. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 360с.
48. Ардашев К.А., Бажин Н.П. Геомеханические основы выбора и совершенствования бесцеликовых способов охраны и поддержания подготовительных выработок //Уголь. –1976. – №9. – С. 29-31.
49. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах // Горное давление. – М.: Госгортехиздат, 1961. – С. 59-164.
50. Цымбаревич П. М. Рудничное крепление. – М.: Углетехиздат, 1957.
51. Андриенко В.М., Шевченко В.В. Повторное использование выработок на больших глубинах. // Технология очистных работ на угольных шахтах, разрабатывающих тонкие пласты. – Донецк: ДонУГИ, 1980. – С. 143-153.
52. Симанович А.М., Сребный М.А. Охрана выработок на глубоких горизонтах. – М.: Недра, 1976. –144 с.
53. Воскобоев Ф.Н. Бесцеликовое поддержание подготовительных выработок на глубоких шахтах Рурского бассейна. //Уголь. –1977. – № 1. – С. 66-72.
54. Иррерсбергер Г. Управление горным давлением в лавах и штреках на большой глубине // Глюкауф. –1980. – № 5.
55. Андриенко В.М., Шевченко В.В. Повторное использование выработок на больших глубинах // Технология очистных работ на угольных шахтах, разрабатывающих тонкие пласты. – Донецк: ДонУГИ, 1980. – С. 143-153.

56. Геомеханика взаимодействия анкерной и рамной крепей горных выработок в единой грузонесущей системе / В.И. Бондаренко, Ю.Я. Чередниченко, И.А.Ковалевская, Г.А. Симанович, А.В. Вивчаренко, В.В. Фомичов // Монография. – Днепропетровск: «ЛизуновПрес», 2010. – 174 с.
57. Бондаренко В.И., Мартовицкий А.В., Ковалевская И.А., Черватюк В.Г. Развитие научных основ повышения устойчивости горных выработок шахт Западного Донбасса. / Монография. – Днепропетровск: ООО «ЛизуновПрес», 2010. – 340 с.
58. Закони та закономірності гірничої науки (Учбове видання) / Бондаренко В.І., Табаченко М.М. – Дніпропетровськ НГА України, 1998. – 40 с.
59. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – Л.: ВНИМИ, 1985. – 212 с.
60. Прогрессивные паспорта крепления, охраны и поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой технологии отработки угольных пластов. – 1-е изд. – Л.: ВНИМИ, 1984 – 105 с.; 2-е изд. – Л.: ВНИМИ, 1985.
61. Кузьмич А.С., Видулин А.Е. О проведении и креплении выработок на больших глубинах // Уголь. –1983. – № 9. – С. 25.
62. Костоманов А.И., Сапицкий К.Ф. Устойчивость подготовительных выработок при разработке свиты пологих пластов. – М.: Недра, 1987. – 119 с.
63. Горное давление и крепление // Научн. сообщения XXV Ин-та горного дела им. А.А. Скочинского. – М.: Недра, 1965. –127 с.
64. Крулькевич М.И., Сапицкая И.К., Охременко А.Ф. Содержание и ремонт горных выработок угольных шахт. – К.: Техника, 1988. – 127 с.
65. Калимов Ю.И., Левчук В.Н. Совершенствования бесцеликовой технологии выемки угля // Уголь. –1981. – №7. – С. 20.
66. Иванов А.Т., Стародубцев Ю.А. Охрана подготовительных выработок железобетонными тумбами на кострах // Уголь Украины. –1972. – №3. – С. 20-22.
67. Способы и средства охраны подготовительных горных выработок / Н.А. Алышев, Н.А. Шаповал, Ю.А. Пивень и др. – Донецк, 1997. – 80 с.
68. Исследование проявления горного давления и разработки научных основ для выбора рациональных способов и средств крепления поддержания подготовительной выработки : Краткий научный отчет / Под рук. М.Н. Гелескула. – М., 1967. – 48 с.
69. Временные технологические схемы охраны подготовительных выработок полосами из твердеющих смесей для бесцеликовой отработки угольных пластов. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1987. – 24 с.
70. Бабенко П.С., Десятерик Н.И., Кардаков В.Е. Об охране выработок на шахте объединения "Октябрюголь" // Уголь Украины. – 1982. – № 5. – С. 9.
71. Кузяра В.И., Сусло А.И., Афендигов В.С. Охрана выработок на шахтах объединения "Макеевуголь" // Уголь Украины. – 1984. – № 10. – С. 9.
72. Ардашев К.А. Поддержание выработок при бесцеликовой разработке пластов // Уголь. – 1983. – №9. – С. 27.

73. Колоколов О.В., Литвинов Ю.Г., Озерова А.С. Целесообразность установки пневматических костров в верхней части лавы // Уголь Украины. – 1983. – № 2. – С. 11.
74. Безремонтное содержание горных выработок при разработке тонких и средней мощности угольных пластов /В.И. Барановский, М.И. Весков, А.Я. Графова и др. – М.: ЦНИЭИУголь, 1973. – 40 с.
75. Рева В.Н., Мельников О.И., Райский В.В. Поддержание горных выработок. – М.: Недра, 1995. – 270 с.
76. Парчевский Л.Я., Симанович А.М. Исследование влияния породных полос на состояние подготовительных выработок // Тез. докл. и сообщ. республ. межвуз. научн.-технич. совещ. по охране подготов. выработок на шахтах Донецкого бассейна. – Коммунарск, 1966. – С. 45-51.
77. Совершенствование способов охраны подготовительных выработок /А.М. Симанович, А.М. Сребный, В.И. Малов, И.Л. Белинский. – Донецк: Донбасс, 1973. – 120 с.
78. Проведение штреков широким забоем на пологих пластах / Я.Э. Некрасовский, Н.Т. Гришко, Б.С. Локшин, А.В. Савостьянов и др. – М.: Недра, 1969. – 128 с.
79. Технологические схемы проведения, крепления и охраны выработок, сохраняемых позади очистного забоя, на пологих и наклонных пластах Донбасса. – Донецк: ДонУГИ, 1984. – 75 с.
80. Об определении несущей способности искусственных ограждений для охраны выемочных выработок / В.Ф. Хуторной, А.С. Диманштейн, Н.Я. Мининберг, Н.Г. Галкина // Уголь Украины. – 1980. – №1. – С.14-16.
81. Морозов И.Т. Охрана выемочных штреков в выработанном пространстве при сплошной системе разработке (в условиях Красноармейского района Донбасса): Автореф. дис.... канд. техн. наук. – Днепропетровск: НГА Украины, 1998. – 16 с.
82. Проведение и поддержание выработок в неустойчивых породах / В.А. Потапенко, Ю.В. Казанский, Б.В. Цыплаков и др. – М.: Недра, 1990. – 336 с.
83. Тупиков Б.Т., Шевченко В.В. Экономическая оценка поддержания выработок при столбовой и комбинированной системах разработки // Технология добычи и совершенствования горного хозяйства шахт Украины. – / Тр. ДонУГИ /. – 1991. – С. 65-74.
84. Протодяконов М.М. Давление горных пород и рудничное крепление – Ч.1. – Давление горных пород – Л.: ОГИЗ, 1931. – 104 с.
85. Оценка устойчивости кровли горных выработок / В.К. Бранчугов, Е.З. Гелюта, В.В. Куликов, И.М. Трофимов. – М.: МУП СССР ЦНИЭИуголь, 1974.
86. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах // Горное давление. – М.: Госгортехиздат, 1961. – С. 59-164.
87. Ritter W. Die Static Der Tunnel – gewolbe, Berlin, 1879.
88. Сулаев В.И. Обоснование параметров технологии отработки тонких пластов с закладкой присекаемых пород в выработанное пространство: Дис.... канд. техн. наук. – Днепропетровск: НГАУ, 1995. – 202 с.

89. Авершин С.Г. Расчет деформаций массива горных пород под влиянием подземных разработок // Сб. научн. тр. / ВНИМИ. – 1960. – С. 5-40.
90. Белов С.Ф. Влияние закладки выработанного пространства на изменение напряженно-деформированного состояния системы “массив горных пород-закладочный массив” во времени // Горнотехнические проблемы: Научн. сообщ. / Ин-т горн. дела им. А.А. Скочинского. – М., 1988. – С. 86-91.
91. Муллер Р.А. Влияние горных выработок на деформацию земной поверхности. – М.: Углетехиздат, 1958. – 76 с.
92. Грицко Г.И., Власенко Б.В. Общие принципы оценки напряженного состояния массива экспериментально-аналитическим методом механики горных пород // Аналитические методы и вычислительная техника в механике горных пород. – Новосибирск, 1975. – С. 109-116.
93. Грицко Г.И., Посохов Г.Е. Геомеханические основы прогнозирования проявлений горного давления при системах разработки с закладкой // Вопросы горного давления. – Новосибирск, 1977. – Вып. 35. – С.3-8.
94. Либерман Ю.М., Хаимова-Малькова Р.И. Методика расчета напряжений и деформаций угольного пласта при различных способах управления кровлей. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1980. – 28 с.
95. Немировский Ю.В., Миренков В.Е. Напряженное состояние массива горной породы с горизонтальной выработкой при наличии закладки // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1973. – №3. – С.3-10.
96. Рыжков Ю.А., Волоков А.Н., Гоголин В.А. Механика и технология формирования закладочных массивов. – М.: Недра, 1985. – 191 с.
97. Слесарев В.Д. Разработка свиты пластов. – М.: Углетехиздат, 1954. – 184 с.
98. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. – М.: Углетехиздат, 1954. – 383 с.
99. Ерофеев Б.Н. Прогнозирование устойчивости горных выработок. – Алма-Ата: Наука, 1977. – 81 с.
100. Громов Ю.В., Стеценко В.П. Определение устойчивых пролетов кровли выработок // Управление деформациями горного массива. – Л.: ВНИМИ, 1986. – С. 8-13.
101. Кузнецов Г.Н. Аналитические расчеты на базе механики раздельно-блочной среды // Сб. научн. тр./ ВНИМИ. – 1970. – Вып. 78. – С. 13-35.
102. Ержанов Ж. С. Расчет нагруженности опорных и поддерживающих целиков. – Алма-Ата: Наука, 1973. – 139 с.
103. Шевяков Л.Д. О расчете прочных размеров и деформаций опорных целиков // Изв. АН СССР. Отд. техн. наук. – 1941. – №7-8. – С. 3-13; №9. – С. 43-58.
104. Шерман Д.И. К вопросу о напряженном состоянии целиков // Изв. АН СССР. – 1952. – №6. – С. 840-857; № 7. – С. 992-1010.
105. Космодамианский А.С. О напряженном состоянии горного массива, ослабленного большим количеством выработок квадратного сечения // Сб. научн. ВНИМИ. – 1962. – Т.45. – С. 194-203.

106. Савин Г.Н. Распределение напряжений вокруг отверстий. – К.: Наукова думка, 1968. – 887 с.
107. Рахимов В.В. Определение давлений на междукammerные и барьерные целики, образующие периодическую последовательность // Физико-механические свойства, давление и разрушение горных пород. – М.: Изд-во АН СССР, 1962. – Вып.1. – 284 с.
108. Бурошнековая выемка подработанных угольных пластов / В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, П.П. Корж, Г.А. Симанович. – Днепропетровск: ГНПП «Системные технологии», 1998. – 123 с.
109. Модестов Ю.А. Метод совместного расчета междукammerных и барьерных целиков при разработке угольных месторождений // Вопросы горного дела / Сб. статей, посвященных 70-летию С.Д. Сониной. – М.: ГНТИ по горному делу, 1962. – С. 319-325.
110. Борисов А.А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов. – М.: Недра, 1964. – 277 с.
111. Бублик Ф.П. Некоторые вопросы определения несущей способности целиков // Безлюдная выемка угля. – М.: Недра, 1965. – С. 39-45.
112. Крауч С., Старфилд А. Методы граничных элементов в механике твердого тела. – М.: Мир, 1987. – 328 с.
113. Тищенко В.А. Влияние ширины выработанного пространства на параметры зоны опорного давления // Уголь Украины. – 1998. – № 11. – С.11-12.
114. Закладочные работы в шахтах: Справочник / Под ред. Д.М. Бронникова, М.Н. Цыгалога. – М.: Недра, 1989. – 400 с.
115. Управление горным давлением в механизированных очистных забоях / Ф.Н. Воскобоев, В.И. Распопов, А.Ф. Остапенко и др. – Под общ. ред. Ф.Н. Воскобоева. – М.: Недра, 1983. – 199 с.
116. Ободовский Б.А., Ханин С.Е. Сопротивление материалов в примерах и задачах. – 4-е изд., перераб. Харьков: Вища школа, Изд-во при Харьков. ун-те, 1981. – 344 с.
117. Ержанов Ж.С. Теория ползучести горных пород и ее приложения – Алма-Ата: Наука, 1964. – 175 с.
118. Рекомендации по расчету смещений контура и нагрузок на крепь горных выработок по экспериментальным показателям деформирования пород за пределами прочности. – Л.: ВНИИ горной механики и маркшейдерского дела, 1982. – 36 с.
119. Метод граничных элементов в задачах горной геомеханики / Л.В. Новикова, П.И. Пономаренко, В.В. Приходько, И.Т. Морозов. – Днепропетровск: Наука и образование, 1997. – 180 с.
120. Методические указания по исследованию проявлений горного давления в очистных и подготовительных выработках угольных и сланцевых шахт. – Л.: ВНИИМ, 1980. – 23 с.
121. Исследование и внедрение комбинированной системы разработки с закладкой выработанного пространства на шахте "Благодатная" ПО

- "Павлоградуголь": Отчет о НИР (заключительный) / Днепропетровский горный институт им. Артема /ДГИ/; Руководитель А.В. Савостьянов. № ГР 01900006866. – Днепропетровск, 1990. – 89 с.
122. Произвести промышленную эксплуатацию систем разработки с расположением в разгруженных зонах подготовительных выработок и повторным их использованием": Отчет о НИР / Ин-т горного дела им. А.А. Скочинского /ИГД/; Руководитель А.Е. Видулин – Люберцы, 1989. – 65 с.
123. Олейник Е.Н. Технология сооружения подготовительных выработок: – К.: Техника, 1981. – 168 с.
124. Колоколов О.В. Технология закладки выработанного пространства в шахтах и рудниках. – Днепропетровск: Сич, 1997. – 135 с.
125. Машины и комплексы оборудования для очистных и проходческих работ: Каталог-справочник. – М.: ЦНИИЭИуголь, 1978. – 247 с.
126. Чаповский Е.Г. Лабораторные работы по грунтоведению и механике грунтов. – М.: Недра, 1975. – 304 с.
127. Промышленное применение способа охраны выработок разгрузкой скважинами по пласту на шахте "Кировская" / В.А. Воронин, В.В. Мяснянкин, А.А. Студенников, М.А. Комиссаров // Уголь Украины. – 1975. – №1. – С. 8-10.
128. Разработка и внедрение мероприятий по освоению проектной мощности шахтой "Прогресс" ПО "Торезантрацит": Отчет о НИР / Донецкий политехн. ин-т / ДПИ /; Руководитель К.Ф. Сапицкий. – Донецк, – 1979. – 89 с.
129. Литвинский Г.Г. Опорное давление и устойчивость подготовительных выработок // Уголь Украины. – 1981. – № 4. – С. 19-21.
130. Анализ и обобщение проявления горного давления и опыта крепления выемочных выработок. // Прогрессивные паспорта охраны и поддержания выемочных выработок. – ДонУГИ, 1982.
131. Альбом схем вскрытия и систем разработки пологих пластов Донбасса на больших глубинах с расположением выработок в разгруженных зонах. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1990. –168 с.
132. Руководство (типовые паспорта) по управлению кровлей и креплению очистных забоев с индивидуальной крепью на пластах с углом падения до 35°. – Донецк: ДонУГИ:, 1991. – 115 с.
133. Поддержание штреков при сплошной системе разработки на глубоких горизонтах /А.Л. Селезень, Б.Т. Тупиков, В.В. Шевченко, Л.Ф. Трунов //Уголь Украины. – 1991. – №8. – С. 25-27.
134. Малышев Ю.Н., Золотарев Г.М., Анциферов Ю.С. Отработка пологих угольных пластов с оставлением породы в шахте // Уголь. – 1991. – №6. – С.21-23.
135. Агапов Л.Г., Колупаев А.Г. Метод односторонней разгрузки напряженного горного массива с целью охраны подготовительных выработок // Уголь. – 1991. – №6. – С. 24-28.
136. Черняк И.Л., Гринько С.Н., Петренко В.Н. Поддержание откаточного штрека без оставления целика // Уголь Украины. – 1990. – №5. – С.9.

137. Табаченко Н.М. Исследование и совершенствование технологии безнишевой выемки угля и бесцеликового способа охраны подготовительных выработок: Дис.... канд. техн. наук. – Днепропетровск: ДГИ, 1980. – 200 с.
138. Рекомендации по выбору паспортов охраны и крепления повторно используемых выработок. – Донецк: ДонУГИ, 1997. – 47 с.
139. Глушко В.Т. Проявления горного давления в глубоких шахтах. – К.: Наукова думка, 1971. – 172 с.
140. Виноградов В.В., Глушко В.Т. Разрушение горных пород и прогнозирование проявлений горного давления. – М.: Недра, 1984. – 415 с.
141. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика подземных сооружений и конструкции крепей. – М.: Недра, 1984. – 415 с.
142. Фармер Я. Выработки угольных шахт: Пер. с англ./ пер. Е.А. Мельников. – М.: Недра, 1990. – 269 с.
143. Проскуряков Н.М. Управление состоянием массива горных пород: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1991. – 368 с.
144. Литвинский Г.Г., Бабиюк Г.В., Коробкин С.Г. Управление напряженным состоянием пород вокруг выработки // Уголь Украины. – 1982. – № 10. – С. 6.
145. Десятерик Н.И., Кардаков В.Е., Нелюбов А.И. Охрана подготовительных выработок разгруженными от опорного давления ленточными целиками угля // Уголь Украины. – 1981. – № 11. – С. 14.
146. Тупиков Б.Т., Компаниец В.Ф. Устойчивость пластовых выработок в массиве на больших глубинах // Уголь Украины. – 1998. – № 6. – С. 15.
147. Колоколов О.В., Шмиголь А.В., Халимендик Ю.М. Определение места расположения выработок, проводимых вприсечку к выработанному пространству на пластах со слабыми боковыми породами // Разработка месторождений полезных ископаемых: – К.: Техника, 1988. – С. 26-30.
148. Чолак Э.О. Повышение эффективности добычи угля в сложных горно-геологических условиях. – К.: Техника, 1991.
149. Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1995. – 395 с.
150. Зборщик М.П., Назимко В.В. Охрана выработок глубоких шахт в зонах разгрузки. – Киев: Техника, – 1991. – 247 с.
151. Литвинский Г.Г. Новый способ сооружения обратного свода крепи // Шахтное строительство. – 1986. – № 2. – С. 24-26.
152. Технологические схемы разработки пологих пластов на угольных шахтах. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1991. Ч. 1. – 206 с.; Ч. 2. – 413 с.
153. Кириченко В.Я. Геолого-геомеханическое обоснование параметров способов повышения устойчивости подготовительных выработок на глубоких горизонтах шахт Западного Донбасса: Автореф. дис... канд. техн. наук. – Днепропетровск, 1990. – 18 с.
154. Усаченко Б.М., Кириченко В.Я., Шмиголь А.В. Охрана подготовительных выработок глубоких горизонтов шахт Западного Донбасса: Обзор/ ЦНИИЭУголь. – М., 1992. – 168 с.

155. Исследование состояния выемочных штреков при отработке сближенных пластов Западного Донбасса / В.И. Бузило, В.Е. Васильев, А.Г. Кошка, А.Р. Мамайкин, В.Ю. Медяник // Сб. научн. тр. КТУ / "Разработка рудных месторождений." – Кривой Рог, – 2004. – Вып. 87. – С. 32-34.
156. Фрумкин Р.А. Комплексное прогнозирование условий ведения горных работ на шахтах Донецкого бассейна: Дис.... докт. техн. наук. – М.: МГИ, 1989. – 496 с.
157. Кириченко В.Я. Новые экономические крепи для условий повышенного горного давления // Геотехническая механика, – 2000. – № 20. – С. 98-101.
158. Кириченко В.Я. Розробка штрекового високоресурсного металевого кріплення, як основи комбінованих охоронних систем виробок // Геотехническая механика. – 2002. – № 38. – С. 152-157.
159. Кириченко В.Я., Сутаренко Г.Г., Сальников Ю.В. О концепции обоснования плотности крепления подготовительных выработок глубоких шахт // Геотехническая механика, 2002. – № 40. – С. 229-284.
160. Колоколов О.В., Медяник В.Ю., Бескровный В.И. Оставление породы в шахте как фактор повышения эффективности разработки угольных пластов на больших глубинах // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 9. – С. 26–30.
161. Исследование способа охраны подготовительных выработок полосами переменной жесткости / Медяник В.Ю., Яворский В.Н., Лапко В.В., Мамайкин А.Р. // Науковий вісник НГУ, – 2007. – № 6. – С. 33-37.
162. Medyanyk V.Ju., Korsz P. P. Repairless maintenance of development workings at exploitation of thin flat coal seams on big depths Międzynarodowy kongres XVII School of Underground Mining – International Mining Forum 2008. Poland. Kraków-Szczyrk, 25-29 lutego 2008 rok. – P. 571-578.
163. Табаченко М.М., Медяник В.Ю., Тищенко С.О. Спосіб розвантаження для покращення стійкості підготовчих виробок // Матер. II Міжнар. науково-практичної «Школа підземної розробки», Дніпропетровськ-Ялта. Крим 2008, 5-12 жовтня 2008 року. – С. 258–262.
164. Бондаренко В.И., Почепов В.Н., Медяник В.Ю., Демидов М.С. Эффективная технология безлюдной добычи угля на весьма тонких пластах // Збірник наукових праць НГУ.– Дніпропетровськ: РВК НГУ, – 2008, – №31. – С.42-48.
165. Медяник В.Ю. Підвищення стійкості підготовчих виробок при розробці пологих вугільних пластів на великих глибинах: Монографія. – Дніпропетровськ.: Національний гірничий університет, 2009. – 141 с.
166. Методы расчета перемещений и упрочнения приконтурных пород горных выработок шахт Западного Донбасса / В.И. Бондаренко, И.А.Ковалевская, Г.А. Симанович, А.В. Мартовицкий, А.Ф. Копылов // Монография. – Днепропетровск: ООО «Предприятие "Дриант"», 2010. – 328 с.

АЛФАВІТНО-ПРЕДМЕТНИЙ ПОКАЖЧИК

А		Бремсберг	95, 167
Абсорбція	202	Брили	178
Автоподавач	254	Бровка	233
Агрегат	228	Бункер	227
Адгезія	115	Буріння:	
Адсорбція	203	обертальне	253
Аеродинамічна опірність	381	свердловин	38, 106
Азот	42	шпурів	35, 235
Акриламід	43	Бутові смуги	28
Активатор	223	Бутокостри	218
Алевроліт	83		
Алкіл	366	В	
Аміак	42	Ванадій	339
Амоній хлористий	380	Вапняки	83, 220
Амортизаційна подушка	191	Взаємодія	76
Амплітуда	231	Верхняк	52
Аналогія	177	Вологість	117
Ангідрид	223	Вибухові роботи	160
Анкер:		Вивал	160
дерев'яний	275	Вивалоутворення	160
клинощільові металічні	277	Вивітрювання	144
склопластикові	303	Вигин поздовжньо-поперечний	174
сталіні	303, 317	Видавлювання	30, 98
Анод	321	Викиди порід	160
Аномалія	156	Виключення	15
Антрацит	207	Викривлення	150
Аргіліт	128	Вилка	260
Арки	43	Вимірність	15
Арматура	249	Випалювання	40, 322
Асиметрія	69	Випинання	4, 237
		Випромінювання радіохвильове	318
Б		Випрямляч	321
Балка	75, 169	Вироблений простір	89
Башмак опорний	60	Витиснення	70
Беведоль-беведан	112	Витривалість	127
Берма	214	Витяжний прилад	263
Бетоноблок	230	Виймання вугілля безнішеве	119
Бітум	42	Висаджування	196
Бітумізація	329	Віджим	313
Бойок	260	Відкатка	70
Боковий розпор	127	Відновлення	37, 59, 63, 151
Боковини	65	Відпор кріплення	
Болтівник	315	(реакція опіру кріплення)	35, 10, 184
Борозни ковзання	144	Відпрацювання запасів	123
Борт лавний	319	Вікно лави	109

Водостійкість	115	Грейферний пристрій	373
Вперехрест	75	Гумінові кислота	205
Вприсічку	212		
Втрати	145	Г	
Вузли піддатливості	58	Грунт	177
В'язкопластична течія	127		
Г		Д	
Газоочисник	258	Датчик фотопружний	319
Гармонізація	69	Двотавр	74
Гачки	75	Деструкція	363
Гелеутворення	362	Держак (рукоятка)	264
Геомеханічні процеси	155	Деформації	100, 151
умови	141	Деформація пластична	120
Герметизація	115	Дзеркальні поверхні	144
Гігроскопічність	115	Диметиланілін	362
Гідратація	355	Динамічний вплив	160
Гідрогель	323	Динамометри	
Гідродинамометр	264	гідравлічні	263
Гідроізоляція	100	магнітоприжні	263
Гідрозатвор	209	пружинні	263
Гідрообробка	209	тензометричні	263
Гідроокис натрію	335	шарикові	263
Гідроперит комола	203	Динамометричний ключ	250
Гідропідйомник	107	Діабазова мука	380
Гідростояки	63	Діапазон	69
Гідростатичне поле напружень	192	Діафрагма	323
Гільзи	249	Діетіленглицоль	335
Гіпс	223	Ділянка	93
Гірничі кріплення	43	Діметакриловий ефір	366
Гірський тиск	3	Діорит	148
Гірський масив	15	Дозування	261
Гірські породи	148	Домкрат	254
Гірські удари	160	Доломітовий пил	116
Гладкостінне підривання	33	Доставка	107
Гликоль	335	Дрібняк буровий	254
Глинизація	40	Дрот в'язальний	111
Глиноземистий цемент	249	Дюбель	228
Глибина гірничих робіт	10	Е	
Голкофільтрувальня	326	Ежектор	373
Горизонт	192	Економічний ефект	80
Гофроване перекриття	107	Експлуатація виробок	162
Гравітаційні сили	150	Експлуатаційний стан виробки	149
Граденти	204	Ендоскоп	319
Граніт	148	Енергія	
Гранична рівновага	120	деформації	76
Граншлак	359	вибуху	194

поверхнева	202
Енергопоїзд	229
Електроліз	325
Електроліт	202
Електроосмос	321
Електроушільнення	40
Електросилікатизація	40
Електроосушення	40
Електрофорез	325
Епілокс	339
Ерозія	375
Ефект	76

Ж

Жолоб	61
Жорсткість	78, 170

З

Задири	56
Зазори	62, 76
Забарна міцність	126
Забруднення	261
Забутування	76, 154, 184
Завали	66
Заглиблення	272
Замаслювання	261
Замки	59
Замозаклинювання	159
Заморожування	40
Зарядник	305
Заклинювання	98
Закон пластичної деформації	23
Закріплення гірничих виробок	149
Закріпний простір	77, 100
Западини	170, 374
Запобігання	100, 191
Заповнювач	78, 249
Започаткування	120
Затоплення	83
Затяжки	73
Заходка	107
Защіпка	264
Зберігання	40
Збійка	167, 250
Зближення	45, 190
Зв'язність	206
Зворотне склепіння	138

Здатність	144
Здимання порід підшви	3, 237
Зім'яття	172
Зминання	147
Зміцнення порід	41, 317
Зміщення	151
Значення	76
Знеміцнювання	206
Зносостійкість	253
Зняття напружень	104
Зола	111
Зола-винос	111, 356
Зондування радіометричне	367
Зони непружних деформацій	98, 156
Зрівноважений стан	100
Зчеплення	56, 108, 195

І

Ізотропне середовищі	192
Ініціатор отверднення	362
Інтенсивність	
зсувів	120
процесів деформацій	142
шумів	265
Ін'єкція	329
Іржавіння	261

Ї

Їдкий натр	364
------------	-----

Й

Ймовірність	261
-------------	-----

К

Камера монтажна	167
Канат	249
Каолінові глини	83
Каретка	254
Карналіт	148
Каскадний комплект	74
Каталізатор	223
Катод	321
Кварцовий цемент	146
Квершлаг	252
Кільця	43
Когезійні зв'язки	335

Коефіцієнт		комбіноване	369
бокового тиску	103	металеве	50, 62
безрозмірний	195	набризкбетонне	369
витримки блоків	233	металобетонне	154
газопроникності	203	опорно-піддатливе	94
дифузії	206	рамне	43, 375
запасу	273	Кривизна	67
заповнення шпура	195	Критерії відносності	126
зміцнення	349	Крок установки кріплення	172
зниження міцності порід	252	Кромка	74, 241
концентрації	252	Кронштейн	259
міцності порід	253	Кутики з'єднувальні	94
Пуассона	300	Кут внутрішнього тертя	283
порожнистості	353	Клинопасова передача	343
стійкості порід	193, 349	Кліваж	21, 144
стійкості тумби	233	Клінкер цементний	356
рідинопроникності	203	Компенсаційні щілини	32
розширення	102	Кувалда	256
розпушення порід	193	Кумулятивність	129
тертя	310	Кумулятивний ефект	143
укладання тумби	233	Купол	126
Ковзання	59	Куполоутворення	177
Комірки	294	Кущі із стояків	129
Коливання пружне	144	Л	
Колонка переносна	250	Лава	71
Компактність	108	Ламінарний режим	206
Компенсація	243	Лебідка	227
Конвеєр	74	Лежень	94
Конвергенція	37, 95, 131	Ліквідація виробок	85
Конденсація	335	М	
Кондуктори	115	Макродефекти	144
Конкурентоспроможність	67	Макродефектні породи	169
Консистенція	23, 114	Макропори	203
Консолідація	68, 75	Макроструктура	145
Консоль	78, 231	Манжети	264
Контакти шарів	21	Маніпулятор	108, 250, 373
Конвеєр забійний скребковий	227	Манометр	205
Контейнеровоз	227	Масив гірських порід	42
Контур	58	Масоперенос	205
Конфігурація	177	Межа міцності	146
Кореляційне співвідношення	160	Мергель	83
Костри	28	Металопрокат	108
Крайова частина пласта	126	Метанол	366
Кріплення:	43	Метод	
автономне	75	зшивання	245
анкерне	369		
бетонне	154		

охорони виробок	191	Неузгодженість	76
оптично-поляризаційний	199	Нехтування	37
підшивки	245	О	
реометрії	367	Обирання	109
Механічні процеси	149	Обрис	44
Мікротріщини	203	Обрізання покрівлі	227
Мікропори	203	Обробка фізико-хімічна	137
Міпорит	198	Обводнення	83, 145
Міцність гірських порід	33, 40	Обвали	67, 184
Млин кульовий	382	Обвалення покрівлі	137
Моделювання	103	Оберігання	301
Модель	199	Обжигання порід	40
Модрина	275	Обламування	241
Модуль силікатний	381	Оболонка	77
Монорейка	107	Овоїд	67
Монтморилонітові глини	83	Огорожа	42
Моноліт	110	Одновісний стиск	126
Муфта розпірна	288	Однорідність	256
Н		Однорізки	270
Навантаження		Ознаки деформації	169
на кріплення	78, 150	Озон	203
точкове	111	Окислювач	203
ударне	125	Оконтурення	152
Надійність	70	Опалубка	110, 225
Надробка	37, 172	Опорний тиск	150, 237
Набризкбетон	334	Органні ряди	129
Набризк-силікату	380	Орієнтування виробки	145
Набризк-полімеру	381	Ортофосфорна кислота	335
Набухання	172	Осадкотворення	178
Накатник	166	Основна покрівля	138
Накопиченість	129	Ослаблення	70
Напластування	59, 120	Отверджувач	323
Насадка	61	Охорона:	
Напівверхняк	59	виробок	150
Напуск	118	навколишнього середовища	366
Натяг поверхневий	202	П	
Нафтенат кобальта	339, 362	Патрон	260
Начорно	193	Параметри вивалоутворення	160
Невивідність	15		
Нейтралізація	187	Паспорт кріплення виробок	141
Ніпельний затвор	110	Паспорт проведення виробок	267
Ніша	227	(погашення)	266
Номенклатура	119	Перебори	108, 124
Нормаль	59	Перевантажувач	98
Нерівнозважений стан масива	176	Перекріплення	151
Нерівномірність	75	Перекис метилетилкетону	362
Нестійкість	98		

Перемички	115	несправжня	145
Перерозподіл напружень	78, 131	Полієфіри	335, 366
Перетяжка	169	Поліізоціант	335
Перекис метілетилкетону	366	Поліуретан	200, 331
Пероксид бензолу	203	Пологі пласти	129
Перфоратор	256	Помости	53, 64
Пиловловлювач	254	Поперечник	177
Півгільзи	248	Поперечка підсилююча	73
Підвішення	271	Пори	43
Піддатливість	67	Порожнини	98
Піддирання	151	Порушеність	83, 171
Підошва несправжня	201	Портландцемент	223, 249
Підривка підшви	92	Порфірит	148
Підтримання гірничих виробок	151	Посадка покрівлі	131
Підняття	45, 237	Послаблення	120
Підробка	207	Посування	77
Підсвіжіння	240	Потужність пласта	43
Підсилення	67, 240	Похил	167, 250
Підхвати	167, 249	Полістирол	199
Підшипник	260	Пористість	199
Пінопласт	335	Порожнини	42
Пінополіуретан	335	Порожнистість	336
Піридин	203	Пневмобетономашина	117
Піски	41	Привантаження	113, 134
Пісковик	83	Придатність	37
Пісок кварцовий	380	Призми сповзання	283
Піч розрізна	167	Прирощення	96
Піч вентиляційна	250	Прирост	97
Пластина	59	Присікання	69, 169
Пластична течія	173	Прискорювальні добавки	303, 362
Пластичність	256	Притискання	78
Пливун	41	Прямокутне всмоктування	344
Плинність часу	144	Пробивання	109
Плити покрівлі	166	Прогони	30
Плівкові покриття	380	Прогин	70
Площини обмеження	124	Проведення гірничих виробок:	
Пневмонагнітач	256	прохідницькими комбайнами	152
Повзучість	95	буропідливним способом	153
Поведінки порід	252	Прокладки гумові	64
Повітропроникність	219	Проміжки	73
Погашення гірничих виробок	141	Проникненість порід	
Поглиблення	172	акустична	265
Подолання	280	електрична	265
Пожежонебезпечність	317	Пропан	42, 322
ударонебезпечна	239	Просік	167
ендогенна	239	Простукування порід	265
Покрівля		Протидія	159
безпосередня	177	Протифільтрація	111

Прошарки	147, 169	Система розробки	
Прояви гірського тиску	149	довгими стовпами	129
Пружні деформації	38, 121	комбінована	239
Пружність	78	суцільна	214
Пудра талькова	381	Сітка металева	170
Р		Скат	250
Рама	43, 63	Скло рідке	380
Раптові викиди		Скоба	56
вугілля	239	Сколювання	222
породи	239	Складки у шарах	172
газу	239	Складка формувальна	120
Реакція опіру кріплення	118	Склеювання порід	129
Регулятиви	8	Склепіння рівноваги	176
Релаксація	205	Склепінняутворення	178
Ремонт гірничих виробок	151	Скловолокно	249
Реологічні властивості	100	Скупчення метану	111
Репера	100	Сланець	128
Рихтування	107	Смоління порід	323
Рівновага	68, 103	Смоли	
Роботоздатність	85, 105	епоксидна	339
Розвантаження масиву	129	карбамідні	334
Розгортання	162	карбамідоформальдегідні	335
Розклинювання	107	синтетичні	40
Розкриття тріщин	149	поліефірні	309, 339
Розлом	173, 235	поліуретанові	112
Розпірний пристрій	118	фенолформальдегідні	334
Розпор	62	Смуги із бетону	137
Розпушення порід	69, 161, 191	Сопло	117
Розшарування	70, 131	Спадкове накопичення	143
Розпорки	107, 184	Спецпрофіль	55, 60
Розчинозмішувач	115	Спінення	335
Розчинонасос	115	Спільність	15
Розщеплення	170	Сповзання	127, 166
С		Сполуки	
Самогальмування	277	органічні	42
Самозаймання	111	полімерні	355
Самозамикання	67	Сполучення	68
Самонагнітання	336	Сповзаючі призми	183
Сантіпауза	336	Спорудження	229
Свердловини розвантажувальні	188	Спосіб охорони	151, 192
Сегменти кріплення	67	Спосіб підготовки:	
Сечоформальдегідні полімери	366	панельна	239
Сильвініт	148	погоризонтна	239
Силікатизація	40	поверхова	239
Сипуче середовище	149	Спадковість процесів	139
		Спрацювання	102
		Спряження	60, 94
		Стабілізація	78

Стакан	260	Триполіфосфат	114
Станина	259	Трійник	362
Стикування	109	Тріщинуватість гірських порід	149
Стирол	366	Тріщиноутворення	106, 151
Стійкість	38, 70, 143	Тужавіння	224
Стріла	376	Тумби	137, 233
Структура	149	Тунель	369
Стовбур	117, 268	Тюки	112
Стовп порід	188	Тяжіння	103
Стояки			
гідравлічні	62	У	
тертя	129	Ударник	260
підсилення	138	Укріплення виробок	85
Стріла склепіння	68	Улаштування	201
Стріла з помостом	259	Уподібнювання експлуатаційні	250
Стрічкова сталь	167	Усадка	189
Стяжки міжрамні	61, 184	Ускладнення	141
Сульфанол	209	Уступ	222
Суміш		Ухил	95, 265
золошлакова	111	Ущільнення	
твердіюча	111	електроосмотичне	321
Суспензії		порід вибухом	40
магнезіальні	359	Ущільнювач	115, 264
цементні	359		
Суцільність	206	Ф	
Схильність до обвалень	98	Фенол	335
Т		Феномен	76
Тальк	380	Ферма підсилення	118
Тампонаж, тампонування	42, 329	Фіксатор	78
Твердіючі смуги	219	Фільтрація	203
Текстура	170	Фланці	70
Тенденції	94	Флюорит	223
Тензодатчик	319	Форми вивалів породи:	
Термін	68	конусна	162
Термозміцнення	321	склеписта	161
Тертя	152	ступінчата	162
Тертя ковзання	78	призматична	162
Течія в'язка	149	стаціонарні	162
Типорозмір	61, 87	розгортальні	162
Толуол	366	Форма перерізу виробки	
Торець	59	арочна	43, 51, 375
Торпедування	240	кругла	38, 375
Травматизм	240	полігональна	62, 375
Транспорتابельність	256	прямокутня	43, 375
Трансформація	120	склеписта	51, 375
Триетиленгликоль	366	трапецієвідна	43, 375
		Формалін	364

Формальдегід	335	Штрек:	
Формування стану	144	вентиляційний	369
Фосфогіпс	114, 223	відкотний	369
Фракції	147	польовий	252, 369
Фреон	43	Штуцер	264
Фронт	203	Шуми	265
Футеровка	228	Щ	
Х		Щабеля	97
Хвостовик	306	Щавлева кислота	335
Хлорне залізо	366	Щебень	227
Хомути	43	Щити кріплення	110
Холодоагент	323	Щілина	117
Холодоносії	42, 322	Щільність	85, 182
Храповик	264	Щітки	115
		Щуп	374
Ц		Ю	
Цементация	42, 326	Ювілейна	361
Цикл	65		
Циліндр повороту	259	Я	
Циркуляція	326	Ядро склепіння	238
Цілик	167, 212	Ярус	213
Ч			
Чавун	279		
Чуракова перемичка	135		
Чинники стійкості	146		
Ш			
Шамот	380		
Шарикопідшипники	115		
Шари порід	83		
Шарніри	39, 60		
Шаруватість	21, 149		
Швелер	167		
Швидкість			
деформування	144		
розповсюдження	144		
Шлак	226		
Шлам буровий	254		
Шестерня	260		
Шпіндель	260		
Шприці ручні	256		
Штамп	222		
Штанга	249		

	Стор.
ПЕРЕДМОВА	3
РОЗДІЛ 1 “МЕТОДОЛОГІЯ ВИЯВЛЕННЯ ЗАКОНІВ І ЗАКОНОМІРНОСТЕЙ ГІРНИЧОЇ НАУКИ”	5
1.1 Основні положення	5
1.2 Сутність та умови виявлення законів, закономірностей, понять і принципів	8
1.3 Геомеханічна характеристика деформаційних процесів у гірничих виробках	23
1.3.1 Вплив способу проведення гірничих виробок на їх стійкість	23
1.3.3 Деформації порід у гірничих виробках у зонах тимчасового опорного тиску при їх повторному використанні	26
Контрольні запитання до 1 розділу	31
РОЗДІЛ 2 “МЕТОДИ ПІДВИЩЕННЯ СТІЙКОСТІ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК”	32
2.1 Класифікація способів управління гірським тиском у підготовчих виробках	32
2.2 Характеристика геомеханічних методів підвищення стійкості гірничих виробок	33
2.3 Рамне кріплення підготовчих виробок	43
2.3.1 Вимоги до гірничого кріплення і його класифікація	43
2.3.2 Визначення перерізу і типу кріплення підготовчих виробок	44
2.3.3 Умови роботи кріплення гірничих виробок	49
2.3.4 Металеве арочне піддатливе кріплення і область його використання	51
2.3.5 Розрахунок параметрів піддатливого аркового кріплення	53
2.4 Спеціальні кріплення підготовчих виробок крутих пластів	56
2.5 Удосконалення конструкції аркового піддатливого кріплення	64
2.6 Методика розрахунку зсувів порід у підготовчих виробках	80
2.7 Вплив опірності кріплення на зсуви порід навколо підготовчих виробок в зоні очисних робіт	93
2.8 Вплив заповнення закріпного простору на стійкість гірничих виробок	98
2.9 Вплив якості спорудження металевого арочного кріплення на умови його роботи	102
2.10 Основні гірничотехнічні причини деформації металевого арочного кріплення	105
2.11 Удосконалення технології кріплення гірничих виробок	107
2.12 Основні проблеми і напрямки розвитку рамного кріплення для підготовчих виробок	119
Контрольні запитання до 2 розділу	123

РОЗДІЛ 3 “КУМУЛЯТИВНИЙ МЕХАНІЗМ ДЕФОРМАЦІЙНИХ ПРОЦЕСІВ У ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБКАХ”	124
3.1 Особливості деформації гірських порід	124
3.2 Динаміка кумулятивності у підготовчих виробках на межі з виробленим простором	129
Контрольні запитання до 3 розділу	143
РОЗДІЛ 4 “ОСНОВИ ГЕОМЕХАНІЧНОГО СТАНУ ГІРСЬКОГО МАСИВУ І ЙОГО ВПЛИВ НА СТІЙКІСТЬ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК”	144
4.1 Визначення поняття терміну «стійкість»	144
4.2 Основні термінологічні чинники	149
4.3 Особливості впливу гірничопрохідницьких робіт на стійкість виробок	151
4.4 Геомеханічні процеси в породному контурі гірничої виробки	155
4.5 Деформації порід покрівлі у підготовчих виробках пологого падіння пластів	159
4.5.1 Вивалоутворення порід у виробках, закріплених рамним кріпленням	159
4.5.2 Деформації підготовчих виробок на пластах крутого падіння	164
4.5.3 Деформування порід покрівлі у виробках, закріплених анкерним кріпленням	167
4.5.4 Причини втрати стійкості гірничих виробок	171
4.6 Деформації порід підосви підготовчих виробок	172
4.7 Геомеханіка утворення склепіння рівноваги над підготовчими виробками	177
4.8 Вплив порожнин поза рамним кріпленням на осідання гірських порід покрівлі штреків	184
Контрольні запитання до 4 розділу	186
РОЗДІЛ 5 “ЗНИЖЕННЯ НАПРУЖЕНЬ ПОРОДНОГО МАСИВУ НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ШТУЧНИМИ МЕТОДАМИ І ГІРНИЧИМИ РОБОТАМИ”	187
5.1 Загальні поняття	187
5.2 Методи розвантаження гірського масиву навколо виробок попереду очисного вибою	187
Контрольні запитання до 5 розділу	215
РОЗДІЛ 6 “МЕТОДИ РОЗВАНТАЖЕННЯ ГІРСЬКОГО МАСИВУ ЗА ОЧИСНИМ ВИБОЄМ”	216
6.1 Загальні відомості	216
6.2 Методи охорони підготовчих виробок	217
6.3 Охорона підготовчих виробок жорсткими відлитими смугами	218
6.3.1 Параметри твердіючих смуг	220
6.3.2 Матеріали для спорудження твердіючих смуг	223

6.3.3 Технологія спорудження жорстких смуг із твердіючих матеріалів	225
6.4 Охорона підготовчих виробок міцними опорами (блоками високої міцності)	230
6.5 Охорона підготовчих виробок елементами змінної жорсткості із цементно-бутових конструкцій і вугільних смуг	235
6.6 Охорона підготовчих виробок елементами змінної жорсткості з дерев'яних конструкцій і вугільних смуг	240
Контрольні запитання до 6 розділу	245
РОЗДІЛ 7 “АНКЕРНЕ КРІПЛЕННЯ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК”	246
7.1 Технологічні схеми анкерування масиву порід	246
7.2 Форми перерізу підготовчих виробок при застосуванні анкерного кріплення	250
7.3 Технологія установа анкерного кріплення	253
7.4 Комплексна механізація зведення анкерного кріплення	261
7.5 Контроль за якістю зведення анкерного кріплення	263
7.6 Застосування анкерного кріплення для допоміжних цілей	265
Контрольні запитання до 7 розділу	269
РОЗДІЛ 8 “ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ АНКЕРНОГО КРІПЛЕННЯ”	270
8.1 Визначення довжини штанг і відстані між анкерами для закріплення покрівлі виробок	270
8.2 Вибір основних параметрів анкерного кріплення покрівлі виробки	275
8.3 Визначення параметрів анкерного кріплення у боках виробки	283
8.4 Розрахунок міцності закріплення замків розпирних анкерів	287
8.5 Приклади розрахунку параметрів анкерного кріплення підготовчих виробок	292
8.6 Розрахунок параметрів анкерного кріплення з закріпленням хімічними складовими і цементними сумішами	303
8.7 Визначення навантаження на анкерне кріплення, що зводиться разом з плоским рамним кріпленням	311
8.8 Вимоги до безпеки робіт при закріпленні виробок анкерним кріпленням	315
8.9 Розвиток і удосконалення анкерного кріплення гірничих виробок	316
Контрольні запитання до 8 розділу	320
РОЗДІЛ 9 “ФІЗИКО-ХІМІЧНЕ ЗМІЦНЕННЯ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК”	321
9.1 Загальні відомості	321
9.2 Класифікація способів зміцнення порід	321
9.3 Визначення місць ін'єкційного зміцнення порід у підготовчих виробках	330
9.4 Геомеханічні процеси при ін'єкційному зміцненні гірських порід	333

9.5 Стійкість заін'єктованих порід на контурі гірничої виробки	336
9.6 Технологічні схеми зміцнення гірських порід	339
9.7 Основні вимоги до ін'єкційних розчинів	351
9.8 Місцеві матеріали і вторинні ресурси для зміцнюючих розчинів	355
9.9 Технологія зміцнення гірських порід ін'єкційними розчинами	359
9.10 Довговічність і стійкість полімерів і зміцнених ними порід	363
9.11 Безпека робіт при зміцненні гірських порід хімічними методами	366
Контрольні запитання до 9 розділу	368
 РОЗДІЛ 10 “ЗАКРІПЛЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД НАБРИЗКБЕТОНОМ”	 369
10.1 Загальні відомості	369
10.2 Визначення матеріалів для набризкбетонного кріплення	369
10.3 Технологія зведення набризкбетону	371
10.4 Розрахунок параметрів набризкбетонного кріплення	374
Контрольні запитання до 10 розділу	379
 РОЗДІЛ 11 “ПОКРИТТЯ ПОВЕРХНІ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК ПЛІВКАМИ”	 380
11.1 Загальні відомості	380
11.2 Технологія виготовлення плівкових покриттів	381
Контрольні запитання до 11 розділу	383
 СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ	 384
АЛФАВІТНО-ПРЕДМЕТНИЙ ПОКАЖЧИК	394
ЗМІСТ	403

Для нотаток

[illegible]

Учбове видання

Укладачі:

Бондаренко Володимир Ілліч
Бузило Володимир Іванович
Табаченко Микола Михайлович
Медяник Володимир Юрійович

ГЕОМЕХАНІЧНІ ОСНОВИ ПІДВИЩЕННЯ СТІЙКОСТІ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК навчальний посібник

для студентів освітньо-професійної програми підготовки бакалаврів, спеціалістів і магістрів
з гірництва за галуззю знань 0503 «Розробка корисних копалин» спеціальності 6.050301 і
7.(8) 05030101 Розробка родовищ та видобування корисних копалин (за способом
видобування

ДРУКУЄТЬСЯ ЗА РЕДАКЦІЙНОЮ ОБРОБКОЮ АВТОРІВ РЕДАКЦІЙНО-ВИДАВНИЧИЙ КОМПЛЕКС

Відповідальний за випуск завідувач кафедри підземної розробки родовищ
В.І. Бондаренко, д-р техн. наук, проф.

Редактор Л.С. Шломіна
Комп'ютерний набір В.Ю. Медяник
Комп'ютерна верстка В.В. Лапко
Відповідальний за друк видання В.М. Четверик
Підписано до друку 21.01.2011. Формат 30х24/4
Папір Maestro. Ризографія. Умовн. друк. арк. 12,33.
Обліково-видавн. арк. 1,3. Тираж 300 прим. Зам № ____

ДВНЗ «НГУ»
49000, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.

Надруковано в типографії ЧМП «Економіка»
Свідоцтво ДП №68-р від 07.08.2001 р.
49000, Дніпропетровськ, вул. Виконкомівська, 63