

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
імені ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ

НАВЧАЛЬНИЙ ПОСІБНИК

з дисципліни

«ГЕОМЕХАНІЧНЕ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ГІРНИЧИХ РОБІТ»

*(для здобувачів вищої освіти спеціальності 184 «Гірництво»
освітнього ступеня бакалавр усіх форм навчання)*

(Електронне видання)

ЗАТВЕРДЖЕНО

на засіданні кафедри фармації,
виробництва та технологій

Протокол № 10 від 25.03.2025 р.

Київ 2025

УДК 622.831.023

Навчальний посібник з дисципліни «Геомеханічне забезпечення гірничих робіт» (для здобувачів вищої освіти спеціальності 184 «Гірництво» освітнього ступеня бакалавр усіх форм навчання) (Електронне видання) / Уклад.: Д.А. Сорока. – Київ: вид-во СНУ ім. В. Даля, 2025. – 86 с.

У навчальному посібнику надано основні поняття про геомеханічне забезпечення гірничих робіт, зокрема механізми опускання і деформації порід в околиці виробки, а також принципи розподілу напруг навколо одиночної виробки. Розглянуто основні аспекти геомеханічного забезпечення підготовчих робіт, способи управління гірським тиском у підготовчих виробках та методи прогнозування характеристик покрівлі.

Окрему увагу приділено питанням проявів гірського тиску в очисних вибоях, управлінню покрівлею в лаві, а також геомеханіці надробітку й підробітку вугільних пластів. Розглянуто методи розташування польових виробок, підготовки виїмкових полів, а також створення зон розвантаження масиву гірських порід як у лаві, так і при проведенні пластових виробок.

Наведено класифікацію схем підготовки й систем розробки пластів на великих глибинах, а також особливості розкриття шахтних полів у таких умовах. Окремо висвітлено методологію визначення параметрів тріщинуватих масивів у контексті їх зміцнення. У посібнику також надано технічні та економічні аспекти застосування різних геомеханічних рішень у процесі розробки родовищ.

Навчальний посібник розрахований на здобувачів ВО закладів вищої освіти.

Укладач:

Д.А. Сорока, ст. викл.

Рецензент:

В.Ю. Тарасов, д.т.н., проф.

ЗМІСТ

Передмова.....		4
Тема 1	Загальна характеристика геомеханічного забезпечення гірничих робіт.....	5
Тема 2	Опускання і деформації порід в околиці виробки.....	10
Тема 3	Геомеханічне забезпечення підготовчих робіт.....	15
Тема 4	Розподіл напруг навколо одиночної виробки.....	20
Тема 5	Способи управління гірським тиском у підготовчих виробках	23
Тема 6	Прогноз характеристик покрівлі.....	31
Тема 7	Прояви гірського тиску в очисних вибоях.....	36
Тема 8	Управління покрівлею в лаві.....	43
Тема 9	Геомеханіка надробки й підробки вугільних пластів.....	47
Тема 10	Розташування польових виробок.....	51
Тема 11	Підготовка виїмкових полів.....	55
Тема 12	Розташування польових виробок.....	59
Тема 13	Створення зон розвантаження масиву гірських порід лавою...	64
Тема 14	Створення зон розвантаження масиву гірських порід при проведенні пластових виробок.....	68
Тема 15	Схеми підготовки й системи розробки пластів на великих глибинах.....	73
Тема 16	Особливості розкриття шахтних полів на великих глибинах...	79
Тема 17	Методологія визначення параметрів тріщинуватих масивів стосовно до зміцнення.....	81
Список рекомендованої літератури.....		84

ПЕРЕДМОВА

Гірнича справа є однією з найважливіших галузей промисловості, яка забезпечує людство корисними копалинами та сприяє розвитку економіки. Водночас, із збільшенням глибини розробки родовищ, ускладнюються гірничо-геологічні умови ведення робіт, що висуває нові вимоги до геомеханічного забезпечення гірничих робіт. Саме цій проблематиці присвячений даний навчальний посібник, який узагальнює основні аспекти дисципліни «Геомеханічне забезпечення гірничих робіт».

У представленому матеріалі розглядаються питання стійкості гірничих виробок, механічних процесів у масиві гірських порід, методів прогнозування й управління гірським тиском. Велика увага приділена аналізу напружено-деформованого стану масиву, оцінці ризиків руйнування та методам зміцнення конструкцій. Також у посібнику розглянуті практичні аспекти геомеханіки, зокрема вибір раціональних способів кріплення виробок, заходи щодо мінімізації деформацій та забезпечення довготривалої стабільності підземних споруд.

Системний підхід, викладений у матеріалі, базується на комплексному вивченні геологічних, механічних і технологічних факторів, які впливають на стійкість виробок. Використання методів інструментального контролю, моніторингу напруженого стану масиву та впровадження сучасних технологій дозволяє не лише підвищити ефективність гірничих робіт, але й забезпечити безпеку працівників та зменшити витрати на ремонт і підтримку виробок.

Навчальний посібник розрахований на студентів спеціальності 184 Гірництво, інженерів-гірників, науковців, а також фахівців, які займаються питаннями геомеханіки та безпеки гірничих робіт. Матеріал, поданий у посібнику, дозволить отримати системні знання та навички, необхідні для прийняття раціональних технічних рішень у складних умовах розробки корисних копалин.

ТЕМА 1

ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА

ГЕОМЕХАНІЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ГІРНИЧИХ РОБІТ

Гірничо-геологічні умови відпрацьовування вугільних пластів погіршуються. Відбувається якісна зміна умов роботи лав і підтримки підготовчих виробок. Це пов'язане зі збільшенням глибини розробки вугільних пластів.

В українській частині Донбасу на глибині до 300 м працюють 14,4% лав; на глибині від 301 до 600 м – 35,6%; від 601 до 900 м – 18,8%; більше 900 м – 31,2%.

Збільшуються витрати на підтримку підготовчих виробок, головним чином через збільшення підняття подошви. Породи з міцністю 30-50 МПа під впливом очисних робіт, коли збільшується напруга в 2-3 рази в порівнянні з напруженнями в недоторканому гірничими виробками масиві, зменшують свою міцність. Такого явища не спостерігалося на малій глибині, тобто ми як би працюємо в умовах менш міцних порід.

Зі збільшенням глибини розробки значно ускладнюється відпрацьовування звиті пластів. Уже не можна залишати цілики для охорони виробок не тільки на пласті, що виймається, але й варто враховувати їхній вплив на пласти, що розташовані нижче і вище. Щорічно експлуатуються 11600 км виробок, 10,2 % яких не відповідають вимогам правил безпеки. Із всіх підземних робітників 23,4 тис. становлять кріпильщики. Трудомісткість ремонту виробок становить 53 чол-зм./1000 т вугілля; на шахтах "Луганськвугілля" трудомісткість ремонту 1 м виробки – 1,58 чол-зм. У зв'язку із прогнозованим зростанням опускання порід у виробок у три рази на глибині 1000 м у порівнянні із глибиною 500 м, варто очікувати значне збільшення обсягу ремонтних робіт.

Зменшення витрат на підтримку виробок може бути досягнуто геомеханічним обґрунтуванням прийнятих рішень, при якому передбачається ретельне вивчення гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов, вибір найвигіднішого варіанта проведення й охорони виробки з оптимальними параметрами, інструментальні спостереження за проявами гірського тиску, розробка й здійснення заходів впливу

на масив для забезпечення стійкості виробки. Що з перерахованого вище ми знаємо, що нового в курсі "Геомеханічне забезпечення гірничих робіт"?

Відомі закономірності механічних процесів, що відбуваються в масиві гірських порід (механіка гірських порід) методи розрахунку конструкцій кріплення підготовчих виробок (механіка підземних споруджень), способи й засоби регулювання параметрів механічних процесів для забезпечення стійкого стану очисних і підготовчих виробок (управління станом масиву гірських порід).

Немає рішень для запобігання підняття подошви, а якщо є для певних умов, то вони трудомісткі, не технологічні й не застосовуються на практиці. Відомі рішення розроблені для середніх умов, але не враховують особливості масивів у районах геологічних порушень, на великій глибині; недостатньо надійно визначаються вихідні дані, несвоєчасно прогнозуються, вимірюються прояви гірського тиску, несвоєчасно застосовуються додаткові заходи. Застосовувані способи управління гірським тиском повинні відповідати гірничо-геологічним умовам, що безупинно змінюються, розвитку техніки й технології гірничих робіт, жорсткості вимог до безпеки й економічності гірничого виробництва. Все це передбачено в розглянутій нижче новій навчальній дисципліні.

Геомеханічне забезпечення гірничих робіт – наукова дисципліна про прояви гірського тиску у виробках, способах і засобах зміни їхніх параметрів для забезпечення стійкості виробок. Це прикладна механіка гірських порід або практична геомеханіка, вона містить систему знань, основні елементи якої наступні:

- збір, зберігання й обробка вихідної інформації;
- визначення й прогноз базових характеристик масиву за результатами вимірів проявів гірського тиску;
- аналіз і прогнозування поведження масиву й елементів кріплення при зміні стану природотехнічної системи;
- вживання заходів.

Таким чином, необхідна замкнута система моніторингу (спостереження) за зміною гірського тиску, вживання заходів і знову спостереження за їхньою ефективністю, тобто безперервний процес контролю, прогнозу й цілеспрямованої змі-

ни стану природотехнічних систем. Для виконання цієї роботи на шахтах повинні бути створені групи гірського тиску або її виконання доручене працівникам технічного відділу шахти.

Група гірського тиску: фахівець із питань геомеханіки, геолог, двоє співробітників. Згідно з наказом б. міністра вугільної промисловості № 315 від 24.06.1980 р. комплект приладів й устаткування для оснащення групи гірського тиску: рулетка вимірювальна; стояк вимірювальний універсальний СУІ-2м; стояки реостатні СР-2, СР-3; мікрометричний стояк СМ-1; репери до стояків, глибинні репери; комплект апаратур на основі фотопружних датчиків (датчик типу ФДО, ежектор, настановна штанга; динамометри ЕД-5, ЕД-10, ЕСД-15, ЕСД-20, ЕСД-25, ЕСД-50); фотопружні датчики типу ФДО-2Є; самописний реєстратор СРТ-1; вимірник деформацій ПД-3; перемикач ПДШ-15; полярископ ПШ-1м, ПШ-2м, ПШ-3м; прилад БУ-39; індикатор тиску в гідростійках.

Завдання, що стоять перед працівниками груп гірського тиску:

- детально на науковій основі прогнозувати гірничо-геологічні умови відпрацьовування пласту на конкретній ділянці шахтного поля;
- заздалегідь визначати зони підвищеного тиску, ділянки з відмінними умовами (порушення, нестійка покрівля й ін.) і можливі прояви гірського тиску;
- забезпечити найменший вплив гірського тиску на очисні й підготовчі виробки;
- оптимізувати схеми підготовки виїмкових ділянок;
- кількісно і якісно оцінювати прояв гірського тиску у виробках.

Завдання необхідно розглядати в єдиній системі.

Системний підхід – методологія нашого курсу, тобто як вивчати (якими способами й засобами для рішення одного великого завдання). Працівниками вугільних шахт основним для рішення завдань практичної геомеханіки прийнятий метод виробничих спостережень.

Нижче наведена коротка характеристика стану наукових досліджень по кожному завданню.

Для прогнозу гірничо-геологічних умов відпрацьовування використовуються дані геологічної розвідки, дослідження й виміри при виробництві гірничих робіт. Властивості масиву оцінюються параметрами, класифікаціями по стійкості порід, обвалюємості покрівлі. Є статистичні дані для прогнозу місця, форми й довжини вивалів породи. Запропоновано кілька десятків критеріїв для оцінки стійкості покрівлі, класифікацій. В останні роки знайшли застосовуються класифікації й методи прогнозу умов відпрацьовування по багатьом параметрам. Робляться спроби створення банку умов; машинної обробки вихідної інформації.

Розроблено теорію й рекомендації практикам для визначення напруг під і над ціликами вугілля, розмірів зон підвищених і знижених напруг.

Щоб забезпечити найменший вплив гірського тиску, вибирають кріплення, способи охорони виробок, управління покрівлею в лаві. Ці питання розглянуті в спеціальних дисциплінах. Наприклад, з огляду на економічний фактор можна, допустивши більші опускання порід у виробітку, зробити додаткові витрати на ремонт, але не проводити нову виробку, а використати повторно відремонтовану виробку. У нашому курсі практичне завдання вирішують більш тонко, точно. Наприклад, які необхідні додаткові заходи, щоб не тільки зберегти виробку для повторного використання, але й забезпечити таку деформацію кріплення, щоб можна було витягти й повторно використати кріплення після ремонту, і в такий спосіб отримати істотну економію засобів. Тобто, до широко відомих способів, засобів розробляються оригінальні, пристосовані до конкретних умов.

Оптимізація схеми підготовки виїмкових ділянок обумовлена складністю структури шахти, коли роботи ведуться на великих площах, спрацьовуються одночасно трохи пласти, кілька лав з різною швидкістю просування. У нашій дисципліні передбачається розглянути нові, що не ввійшли в нормативні документи рішення, засновані на досягненнях геомеханіки й, особливо для великих глибин.

Яким чином, не тільки кількісно, але і якісно оцінити прояву гірського тиску в очисних і підготовчих виробках буде вивчено в навчальній дисципліні геомеханічне забезпечення гірничих робіт, поряд з відомими практичними рекомендаціями із запобігання вивалоутворення, роботи в складних гірничо-геологічних

умовах, ускладнення при веденні гірничих робіт, які не можна запобігти при додержанні самої удосконаленої технології.

Після виявлення недоліків конструкції кріплення або, якщо встановлено більша, ніж з розрахунку швидкість опускання порід, ознаки деформування кріплення, необхідно розробити додаткові заходи або вибрати кращі з наявних рішень, запропонувати нові. Так, більш детально, ніж у дисципліні управління станом масиву гірських порід, необхідно розробляти конструкції кріплення посилення.

ТЕМА 2

ОПУСКАННЯ І ДЕФОРМАЦІЇ ПОРІД В ОКОЛИЦІ ВИРОБКИ

Форми руйнування порід у покрівлі й у підшві підготовчих виробок: зминання; прогин породних пластів.

Зминання – спрямовані паралельно напластуванню пластичні деформації стиску. На рисунку 2.1 наведено характер деформування приконтурного масиву. У зоні шириною $2B$ (B – ширина виробки) по обидва боки штреку утворюються вертикальні, похилі тріщини. Відділені від масиву блоки порід зміщуються в порожнину виробки, стискаючи породні шари у покрівлі й у ґрунті виробки.

У тому випадку, якщо породи слабкі при малій ширині виробки утворюються гострокутні складки (рис. 2.2 а). Міцні шари при поздовжньому стиску прогинаються зі зломом (рис. 2.2 в). У тому випадку, якщо є похила тріщина, утвориться насунання (рис. 2.2 б).

Прогин породних шарів з розламом відбувається під дією навантаження від власної ваги або рядом розташованих шарів. Форма залежить від можливості бічного переміщення, потужності шарів. Розрізняють сім форм розламів, з яких виділяються: А-, Х-, V- і клиноподібні (рис. 2.3 а, б, в, і г, відповідно).

У розвантажених в горизонтальному напрямку породних шарах, тобто розрізаних підготовчою виробкою, руйнування порід викликається винятково вертикальної складової гірського тиску.

Види тріщин, розламів: по площинах зрушення (рис. 2.4 а), крихкі (рис. 2.4 б), змішаного типу (рис. 2.4 в), які далі підрозділяються на прості (1), клиноподібні (2), східчасті (3), що перетинаються (4).

Стадії розвитку деформації порід у покрівлі штреку:

I – у розрізаних штреком шарах утворюються тріщини, що приводять до ослаблення прилягаючі до боків виробки масиву;

II – зминання порід у покрівлі й у підшві з одночасним утворенням складок;

III – поширення тріщин у вище й нижчележачі шари; по площинах тріщин переміщується масив, що приводить до збільшення розмірів складок, аж до повного заповнення виробки.

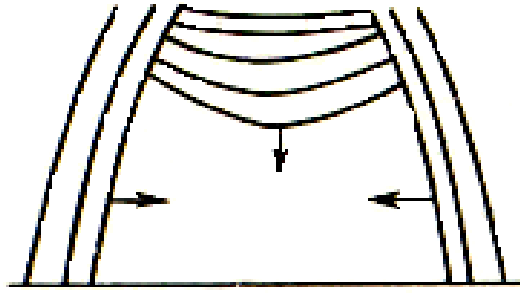


Рисунок 2.1 – Схема деформування масиву

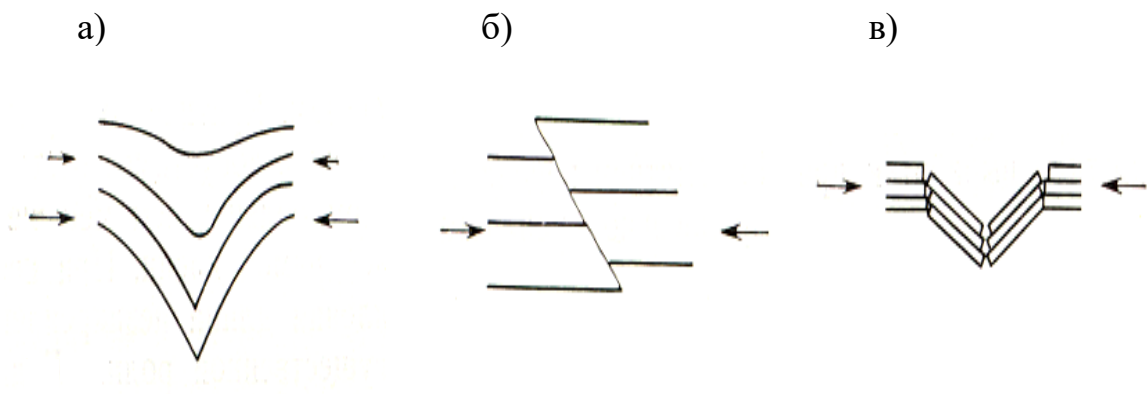


Рисунок 2.2 – Форми змінання шарів

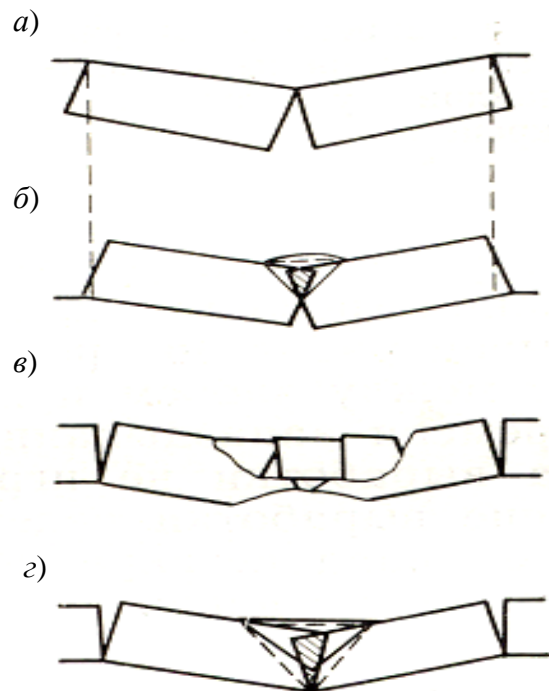


Рисунок 2.3 – Форми розламів шарів

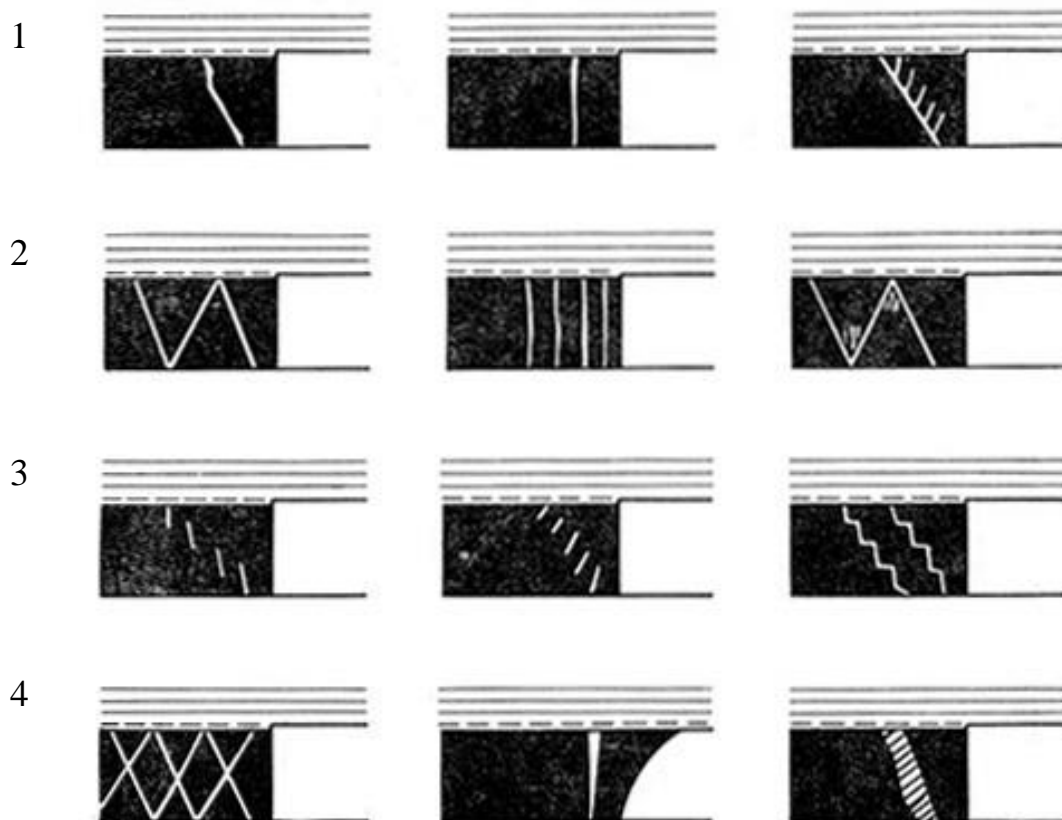


Рисунок 2.4 – Класифікація тріщин у боках виробки

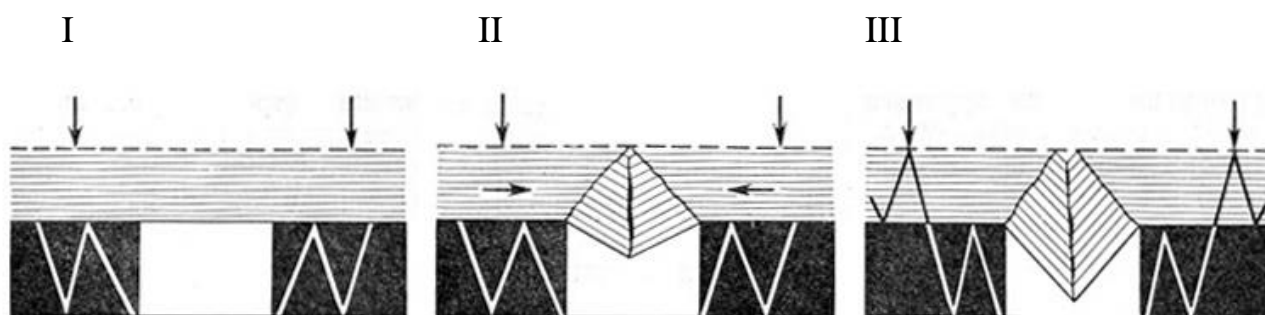


Рисунок 2.5 – Стадії розвитку деформацій порід у покрівлі штреку

Характер тріщинуватості порід навколо виємкового штреку, що використовується повторно, перед другою лавою наведено на рисунку 2.6.

Спостерігаються наступні явища.

1. Випереджальний опорний тиск створює систему розламів, які поширюються в обидва боки штреку на 15-20 м. Розлами над пластом під кутом 25-30° до осі штреку. У покрівлі й у підшві спостерігається розшарування.

2. При виїмці вугілля в першій лаві монолітний блок опускається вертикально й повертається приблизно на 20°. У покрівлі штреку розлами відбуваються під кутом 70° (розлам від вигину).

3. Покрівля над штреком роздавлена, є зони S-образних вторинних розламів.

4. Вугілля видавлюється в порожнину штреку, у безпосередній покрівлі розлами, S-образні зони вторинних розламів.

5. У підшві скидні тріщини, по яких інтенсивно підшва видавлюється у виробку, особливо, якщо поблизу розташований вугільний прошарків. Скидні тріщини.

При відпрацьовуванні другої лави з'являються тріщини в покрівлі на її сполученні зі штреком, відбуваються вивали з безпосередньої покрівлі на значну довжину уздовж лави. У верхніх шарах покрівлі, складеної потужними шарами й шорсткуватими стінками розламів, зона тріщинуватості досягає великої висоти (до трьох діаметрів виробки), але тріщинуваті породи втримуються від обвалення за рахунок бічного розпору. По шарах тріщини зміщені.

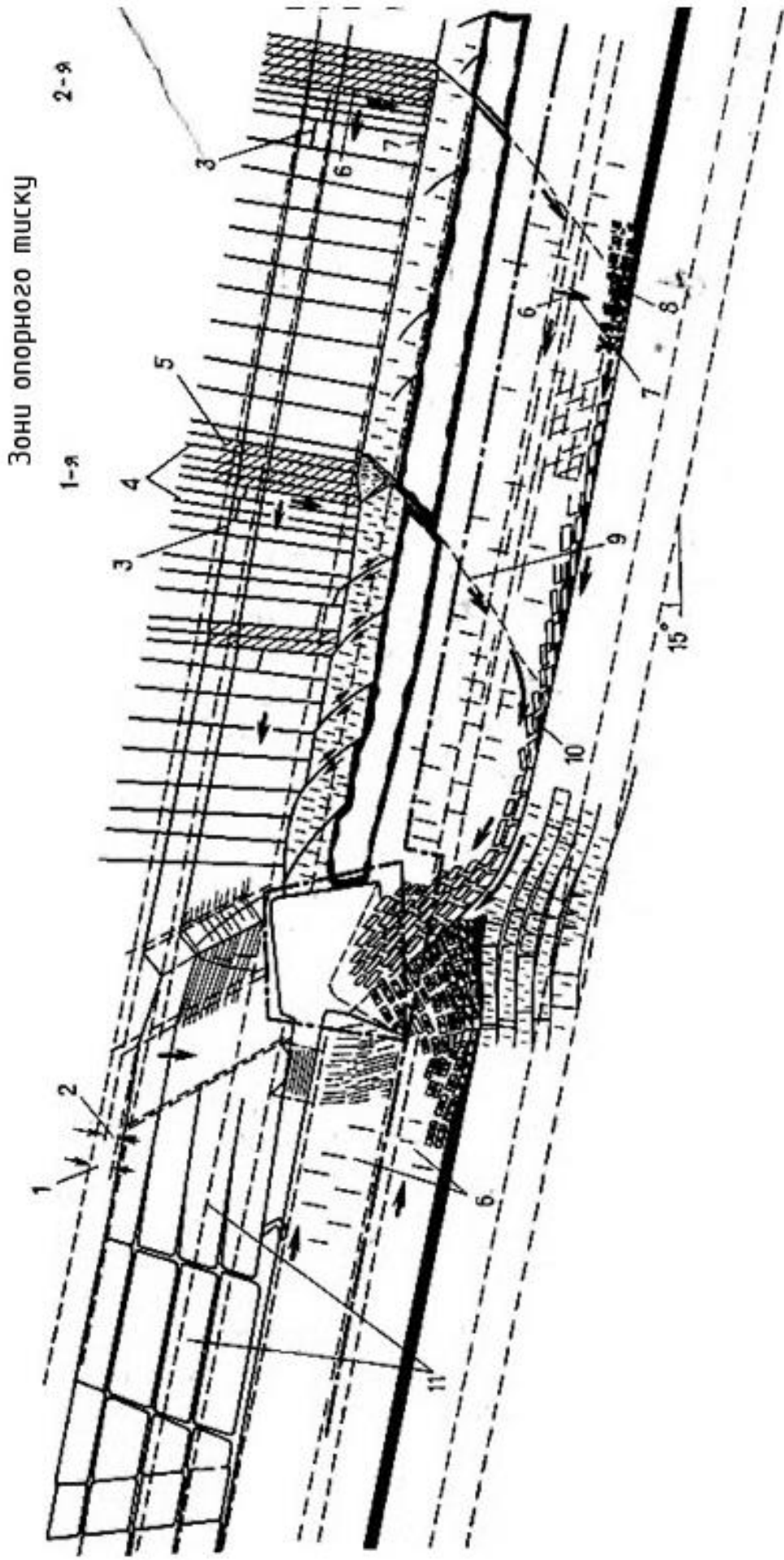


Рисунок 2.6 – Стан масиву гірських порід перед другою лавою

ТЕМА 3

ГЕОМЕХАНІЧНЕ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ПІДГОТОВЧИХ РОБІТ

3.1 Вплив типу кріплення й форми поперечного перерізу виробки на характер руйнування порід

Виділяють дві моделі роботи кріплення:

- кріплення з уповільненим сприйняттям навантаження (рамне кріплення);
- кріплення зі швидким сприйняттям навантаження (анкерне кріплення).

Змінання покрівлі у виробку з арковим кріпленням можна запобігти встановленням 3 анкерів, що заміняє кріплення з несучою здатністю 350 кН/м^2 . Анкерне кріплення відразу починає сприймати навантаження на відміну від рамного кріплення. На рисунку 3.1 показана зміна залишкової площі виробки залежно від реакції кріплення. Чим вище опір кріплення, тим менше конвергенція порід у виробку.

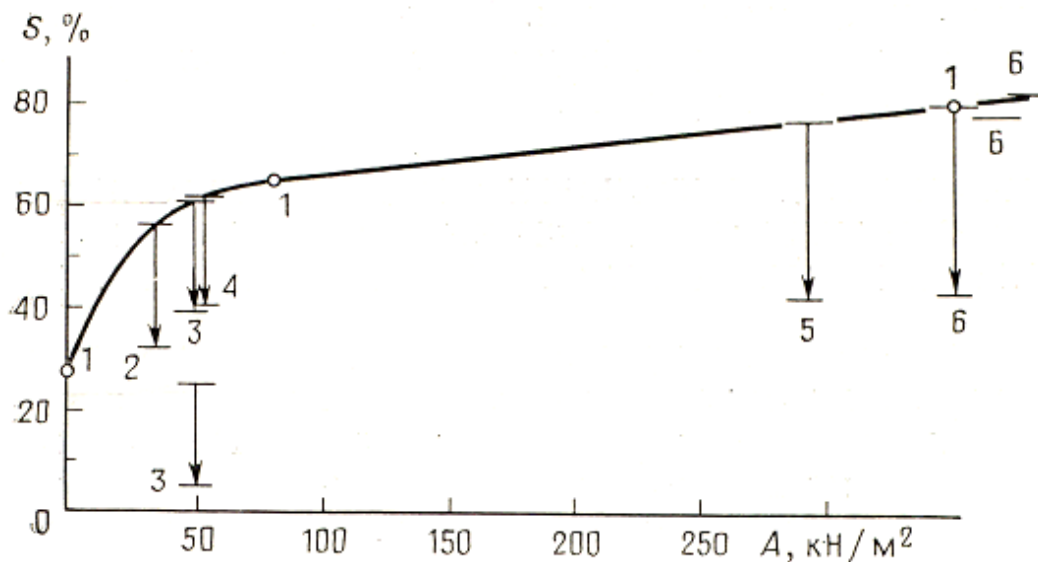


Рисунок 3.1 – Зміна залишкової площі виробки в залежності від реакції кріплення

Якщо опір кріплення більше, можливе утворення положистого насування в покрівлі. При опорі кріплення більше 100 кН/м^2 подальше збільшення реакції кріплення практично не зменшує конвергенцію бічних порід.

Аркове кріплення відповідає штучному зводу в архітектурі, у якому консолі створюються за рахунок виступів плит. Це зменшує зминання й зменшує конвергенцію у виробку за рахунок зменшення ширини прольоту верхніх суцільних породних плит у виробку. Якщо при прямокутній формі виробки зсув $0,5 \text{ м}$, то при арковій усього $0,1 \text{ м}$. Так, як виробки аркової форми мають більшу висоту в порівнянні з виробками прямокутної форми, то відносна конвергенція ще менше. Один лише арковий перетин виробки забезпечує таку ж несучу здатність контуру виробки, як рамне кріплення у виробки прямокутного перетину з несучою здатністю 100 кН/м^2 . Підпирна дія консолей у міру розвитку деформацій припиняється через їхній облом і виробка переходить у прямокутну. Необхідно, щоб підривка покрівлі у виробки була не менш $0,7 \text{ м}$.

Зона розпушення порід на досягнутих глибинах утвориться, як правило, у зв'язку з тим, що напруги в масиві більше межі міцності порід. Зона розміцнення є захистом для виробки. Її розміри від 3 до 15 м залежно від міцності порід. Теоретично зведенням кріплення у виробки можна запобігти руйнуванню порід. На практиці вже при глибині розробки понад 600 м неможливо це забезпечити навіть у міцних породах, тому що необхідно кріплення з робочим опором $1,5\text{-}1,7 \text{ МН/м}^2$, а сучасні кріплення мають опір до $0,2 \text{ МН/м}^2$ (20 т/м^2), але кріплення здатне обмежити поширення зони руйнування навколо виробки.

3.2 Стійкість породних оголень

По М.С. Буличеву стійкість гірських порід – властивість зберігати форму й розміри оголень, утворених при будівництві гірничих виробок. Є інше визначення. *Стійкість* – здатність гірських порід зберігати рівновагу при їхньому оголенні.

Три форми втрати стійкості показані на рисунку 3.2: вивалоутворення; руйнування; надмірні зсуви.

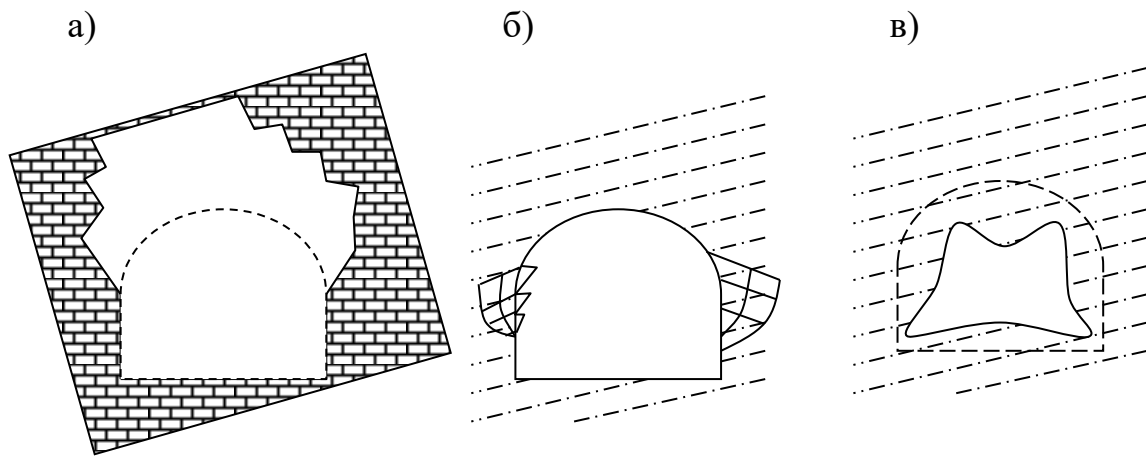


Рисунок 3.2 – Форми втрати стійкості виробки

Вивалоутворення відбувається під дією власної ваги порід.

Руйнування порід відбувається в зоні концентрації напруг від ваги всієї товщі порід.

Надмірні зсуви оголеної поверхні без помітного руйнування порід відбувається внаслідок пластичних деформацій.

Стійкість тріщинуватих порід по М.С. Буличеву визначається показником:

$$S = f \frac{K_M \cdot K_R \cdot K_W}{K_N \cdot K_t \cdot K_A \cdot K_\alpha}, \quad (3.1)$$

де f – коефіцієнт міцності порід по М. М. Протодьяконову;

K_M – коефіцієнт, що враховує ступінь тріщинуватості;

K_N – коефіцієнт враховує кількість систем тріщин;

K_R – для оцінки впливу шорсткості стінок тріщин;

K_W – враховує зволоження породи;

K_t – для урахування ступеня розкриття тріщин;

K_A – враховує характер заповнення тріщин;

K_α – для урахування кута між виробкою й основною системою тріщин.

Залежно від величини S виділено 5 класів від цілком стійких ($S > 70$) до досить нестійких ($S > 0,05$). Для всього діапазону стійкості значення S може змінюватися в 1400 разів, у тому числі K_M в 20 разів, K_N в 40 разів (найбільш впливовий фактор), K_t і K_A , K_R в 8 разів, K_W в 3 рази, K_α в 2 рази.

Критерій стійкості при руйнуванні - розмір умовної зони порушення суцільності масиву, під якою розуміється область, що примикає до виробки, пружного масиву, у якій не виконується умова спеціальної граничної рівноваги по поверхнях ослаблення (контакти пластів, поверхні шарів, поверхні тріщин).

$$\tau = K^* + \sigma_n \cdot \operatorname{tg} \varphi^* , \quad (3.2)$$

де K^* – коефіцієнт зчеплення для площин ослаблення;

φ^* – кут внутрішнього тертя;

τ , σ_n – дотична й нормальна напруги.

Критерій стійкості монолітних порід – умовна зона непружних деформацій, тобто зона, у якій не виконується умова міцності Кулона-Мора:

$$(\sigma_r - \sigma_Q)^2 + 4\tau_{rQ}^2 \leq [(\sigma_r + \sigma_Q) + 2 \cdot \operatorname{ctg} \varphi]^2 \cdot \sin^2 \varphi , \quad (3.3)$$

де σ_r , σ_Q – радіальні й тангенціальні нормальні напруги.

Критерій стійкості пластичних порід:

$$K_\sigma \cdot \gamma \cdot H \leq \sigma_c K . \quad (3.4)$$

3.3 Вивали порід у привибійній зоні підготовчих виробок

У термінологічному словнику "Гірничі справи" **вивалоутворення** – місцеве випадання в гірничу виробку частини, що відокремилася від масиву, гірських порід або корисної копалини. Механізм вивалоутворення по М.С. Буличеву досить

простий: вага порід перевищує їхній опір відриву, породи відокремлюються від масиву й обвалюються у виробку. Вивалоутворення залежить від стійкості покриття, боків виробки й технології кріплення. Шар породи потужністю 0,08 м здатний перебороти опір відриву 0,002 МПа при дзеркальній поверхні шарів. Розрізняють дві стадії: підготовча; сам вивал під дією власної ваги.

Форми вивалів залежать від відношення адгезії й міцності порід на стиск: призматична, коли відношення становить менш 10 %; склепінна – менш 20 %; східчаста – менш 50 %; конусна менш 70 %.

На підставі шахтних спостережень встановлено, що інтенсивність вивалів залежить від відстані до кріплення й часу зведення кріплення (часу запізнювання кріплення). У підготовчій виробки вибійна зона становить 5 м від вибою, привибійна 25 м. Для кожного типу порід свій час запізнювання кріплення.

Установлено:

- час запізнювання кріплення тим більше, чим менше відстань від вибою до першої рами кріплення;
- при невеликому часі запізнювання кріплення відстань від вибою до першої рами кріплення не грає істотної ролі для стійких порід; для нестійкої породи $t = 2$ доби при $l = 2,5 l_p$; $t = 1$ доба, при $l = 5 l_p$; l_p – відстань між рамами кріплення;
- для порід середньої стійкості $t = 4$ доби при $l = 4 l_p$;
- при слабкій породі, якщо відбувся вивал породи, то він буде розвиватися;
- при середній міцності порід і міцних після великого вивалу можуть відбуватися невеликі вивали.

Для визначення параметрів вивалоутворення в районі розривного геологічного порушення пропонується статистичний метод проф. Кошелева К.В.

ТЕМА 4

РОЗПОДІЛ НАПРУГ НАВКОЛО ОДИНОЧНОЇ ВИРОБКИ

Для оцінки стійкості порід, що оголюють при спорудженні виробки, необхідно знати розподіл напруг у пружному середовищі, ослабленому отвором.

На рисунку 4.1 показана розрахункова схема для визначення напруг навколо круглої виробки.

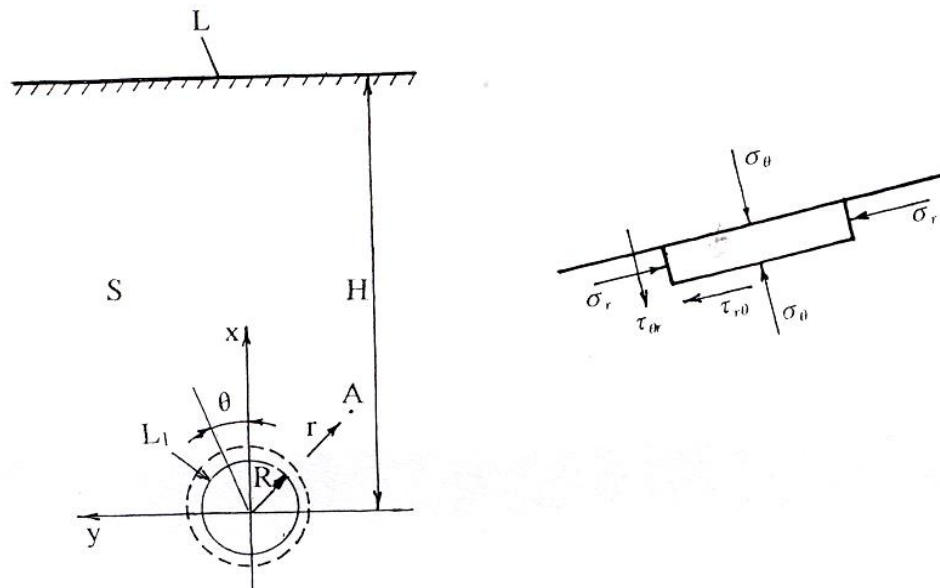


Рисунок 4.1 – Розрахункова схема для визначення напруг навколо круглої виробки

Вирішено плоска задача теорії пружності про напівнескінченний вагомий масив (область s), обмежений земною поверхнею L й ослаблений виробкою (контур L_1).

Нижче наведені формули для визначення напруг: нормальних радіальних (G_p), тангенціальних (G_a), дотичних (Gr):

$$\sigma_r = -\gamma \cdot H \left[\frac{1+\lambda}{2} \left(1 - \frac{R^2}{r^2} \right) + \frac{1-\lambda}{2} \left(1 + 3 \frac{R^4}{r^4} - 4 \frac{R^2}{r^2} \right) \cdot \cos 2Q \right], \text{ МПа}; \quad (4.1)$$

$$\sigma_Q = -\gamma \cdot H \left[\frac{1+\lambda}{2} \left(1 + \frac{R^2}{r^2} \right) - \frac{1-\lambda}{2} \left(1 + 3 \frac{R^4}{r^4} \right) \cdot \cos 2Q \right], \text{ МПа}; \quad (4.2)$$

$$\tau_{rQ} = \gamma \cdot H \frac{1-\lambda}{2} \left(1 - 3 \frac{R^4}{r^4} + 2 \frac{R^2}{r^2} \right) \cdot \sin 2Q, \text{ МПа}. \quad (4.3)$$

На контурі виробки $\sigma_r = 0$, $\tau_r = 0$ при $r = R$;

$$\sigma_Q = -\gamma \cdot H [(1+\lambda) - 2(1-\lambda) \cdot \cos 2Q], \text{ МПа}, \quad (4.4)$$

де r – радіус виробки;

R – відстань до крапки в масиві;

λ – бічний розпір;

γ – об'ємна маса порід.

При $Q = 0, \Pi$ (крапка А на рис. 4.2)

$$\sigma_Q = -\gamma \cdot H (3\lambda - 1), \quad (4.5)$$

При $Q = \Pi/2, 3\Pi/2$ (крапка В)

$$\sigma_Q = -\gamma \cdot H (3 - \lambda). \quad (4.6)$$

При $\lambda = 0$ (безрозпирний масив) у крапці В

$$\sigma_Q = -\gamma \cdot H; \quad K = \frac{\sigma_Q}{\gamma \cdot H} = 3. \quad (4.7)$$

При $\lambda = 1$ (гідростатичне поле напруг)

$$\sigma_r = -\gamma \cdot H \left(1 - \frac{R^2}{r^2}\right), \text{ МПа}; \quad (4.8)$$

$$\sigma_Q = -\gamma \cdot H \left(1 + \frac{R^2}{r^2}\right), \text{ МПа}. \quad (4.9)$$

Напруги залежать тільки від r і не залежать від Q .

На контурі:

$$\sigma_Q = -2\gamma \cdot H, \text{ МПа}. \quad (4.10)$$

При $r = 3R$ σ змінюється на 10 %;

при $r = 5R$ σ змінюється на 4 %;

при $r = 10R$ σ змінюється на 1 %.

На рисунку 4.2 показаний розподіл напруг навколо виробки відповідно до наведених вище формул.

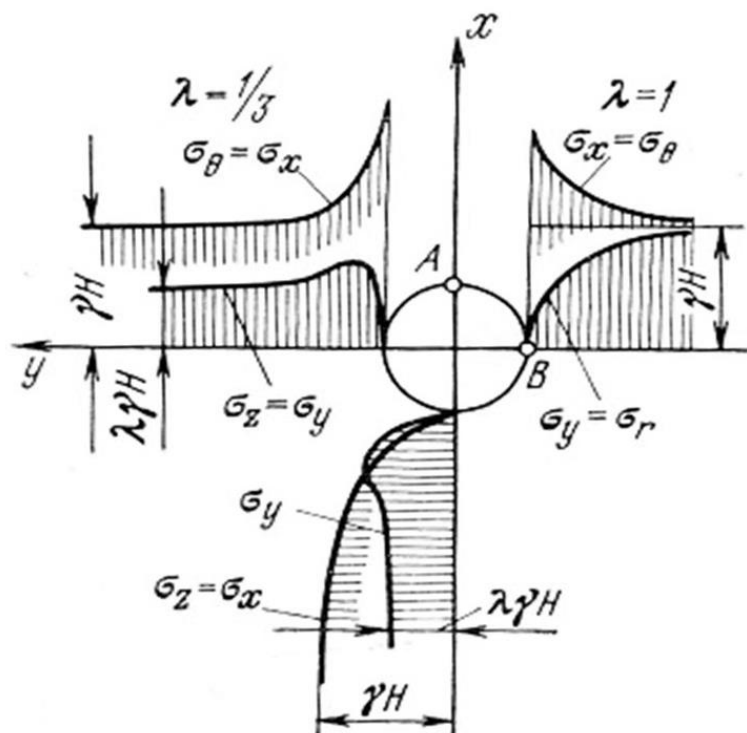


Рисунок 4.2 – Розподіл напруг навколо виробки

ТЕМА 5

СПОСОБИ УПРАВЛІННЯ ГІРСЬКИМ ТИСКОМ У ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБКАХ

5.1 Контроль за станом підготовчих виробок

Завдання, розв'язувані методом спостережень для одержання необхідної інформації про стан підготовчих виробок, такі:

- стан приконтурного масиву підготовчих виробок (загальне опускання покрівлі й підняття підосви й роздільно підняття підосви, висота, ширина виробки);
- стан кріплення (ступінь деформування кріплення, найбільш деформовані елементи, осідання кріплення в місцях з'єднання стояків і верхняка, стан міжрамних стяжок, зміни конструкції кріплення).

У спостережуваній виробки вибираються певні контрольні рами, на яких виконуються всі виміри. Перша рама перебуває на початку виробки. Відстань між контрольними рамами повинне бути однаковим 20-50 м залежно від довжини виробки, щоб число контрольних рам у виробки було не більше 30. При кожному вимірі фіксується положення щодо лави, виміри повторюються в міру посування вибою штреку або лави на 20-50 м.

Для визначення підняття підосви в поперечному перерізі виробки визначається так називана середня лінія, для чого на стояках рам на певній відстані від верху або низу відзначаються крапки (крейдою, шляхом насічки й ін.) між якими натягається туго шнур, від якого вимірюється відстань до підосви (рис. 5.1).

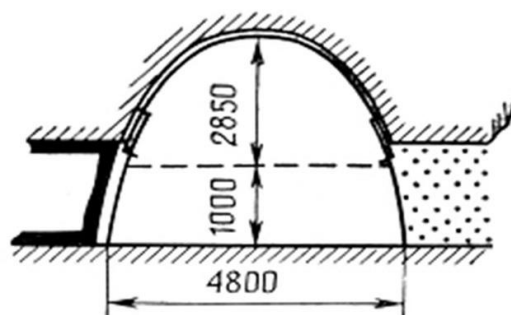


Рисунок 5.1 – Схема вимірів параметрів перетину виробки

Можна вимірювати відстань між головками реперів, закріплених у покрівлі, підосві, у боках виробки. Тоді це буде зсув контуру виробки, але не кріплення.

По даним вимірів час вимірів на одній контрольній рамі 6 хвилин; два чоловіки можуть за зміну зробити виміри у двох виробках. Крім виміру зміщення кріплення або порід, вивчається стан кріплення: величина деформації стояків і верхняків, стан з'єднань елементів рами (ослаблення накладок, розрив), зміна кріплення (поставлені посилюючі рами, перекріплення тим же або іншим кріпленням, підбивка). Для полегшення запису й обробки, записи виконуються у формулярах, ступінь деформації кріплення уніфікується.

Для обліку впливу порожнеч у просторі за кріпленням в дев'ятьох крапках контрольної рами вимірюється відстань між кріпленням і породним контуром виробки (рис. 5.2).

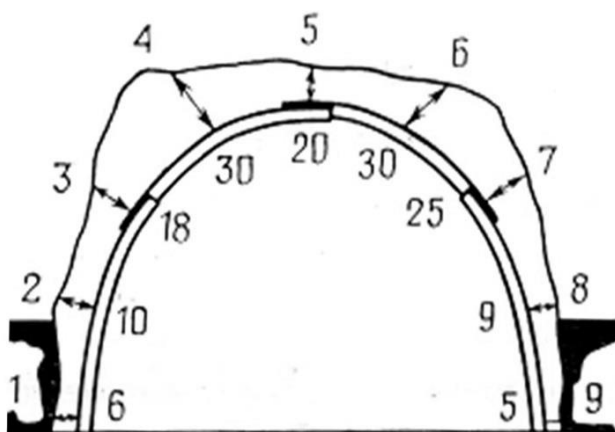


Рисунок 5.2 – Схема розташування крапок вимірів порожнеч за кріпленням

Ці виміри виконують відразу після установки рами кріплення у вибої. Якщо за кріпленням простір заповнений пінопластом, його протикають мірною рейкою до упору, якщо забутовочний матеріал міцний (порода), то заміряють до нього. Відомі залежності для уточнення опускання порід.

Для контролю стану сполучень лави з виробками роблять спостереження роздільно у двох зонах: перед конвеєром і за ним, тобто лінія розподілу цих зон проходить по вибійній стороні конвеєра. Схема вимірів на сполученні лави зі штреком наведена на рисунку 5.3.

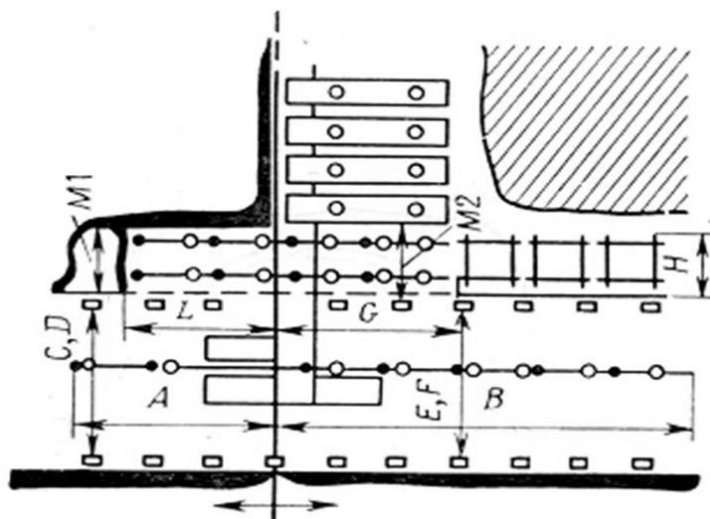


Рисунок 5.3 – Ескіз сполучення лави з виробкою

Ширина й висота штреку вимірюється в найближчій до ніші рами штрекового кріплення й у першій рами в кінці штучного огороження (смуги, ЖБТ, костри). Фіксується довжина ніші, параметри кріплення, скільки знято стояків кріплення для пересувки конвеєра. Підраховується кількість тріщин паралельно вибою лави й штреку (тріщина паралельна лаві якщо кут становить до 45°). Вимірюються розміри вивалів перед конвеєром і за ним (форма вивалу, якими тріщинами він оконтурений, висота вивалу реєструється більше 5 см, ширина й відстань від початку вивалу до вибою ніші). Результати всіх вимірів фіксуються в спеціальних формулярах.

Оперативна обробка результатів виконується вручну. Протягом 20 хвилин графічно отримують наступні характеристики: висота виробки, опускання покрівлі, підняття підосви, необхідна глибина підривки, ширина виробки, деформація контрольних рам. При машинній обробці результатів спостережень отримують більше детальну інформацію, узагальнену. Оперативна оцінка результатів необхідна для прийняття керівництвом шахти мер по посиленню кріплення, підривки покрівлі або підосви, висновків про можливість виймання кріплення й доцільності його повторного використання й ін.

Періодична оцінка результатів необхідна працівникам технічних відділів при:

- розробці заходів для підтримки виробки у зонах геологічних порушень або підвищеного гірського тиску;
- оцінці кріплення, штучних огорожень для встановлення доцільності застосування в проєктованих штреках;
- порівняння роботи кріплення на різних ділянках одної виробки;
- порівнянні роботи кріплення у виробках на інших пластах з подібними гірничо-геологічними умовами.

5.2 Геомеханічні способи й механічні засоби управління гірським тиском у підготовчих виробках

Підготовчі виробки повинні забезпечувати транспорт вугілля, породи, матеріалів, устаткування, подачу енергії, повітря, пересування людей без обмеження навантаження на лаву. Основне правило – обмеження навантаження на лаву припустимо лише по факторах, що виникають безпосередньо в очисному вибої.

З попередніх курсів нам відомі геомеханічні способи охорони виробки, що примикають до лав, основних (підготовлюючих), капітальних виробок (розкривних). Головні, що розкривають і підготовляють, виробітки проєктуються, як правило, з умов їхньої безремонтної підтримки із проведенням тільки планово-профілактичних заходів; для виробок, що примикають до лав, допускається підривка подошви, заміна окремих елементів кріплення. Тому основну увагу приділимо виробкам, пов'язаними з лавами.

При проєктуванні всіх виробок головне визначити опускання порід. Якщо опускання перевищує 50 % вихідної висоти, спосіб охорони не годиться; якщо понад 40 % – стан незадовільний; 20-40 % – стан задовільний й менш 20 % – гарне. Емпіричні формули для визначення опускання порід дозволяють одержувати значення з певним ступенем імовірності. Залежно від надійності прогнозу виділені два напрямки проєктування: при високому ступені надійності для окремих ділянок проєктується кріплення; якщо надійність прогнозу недостатня необхідно вибрати один спосіб, одне кріплення, але при зміні умов застосовувати додаткові

заходи, які можна згрупувати в такий спосіб:

- управління закріпним простором за кріпленням;
- анкерування порід;
- удосконалювання кріплення посилення;
- огороження виробки з боку лави.

Порожнечі за кріпленням підлягають ретельній забутовці. Якщо застосувати механізовану закладку опускання порід зменшиться на 1/3. Для попередження опускання, розпушення порід у покрівлі штреку його варто проводити з розкоскою шириною в кілька метрів, забезпечуючи переміщення в неї зони перекошу породних пластів і паралельне опускання порід над штреком у вигляді одного блоку. При охороні основних штреків ціликами, останні відокремлюють від виробки порожниною шириною двох дерев'яних кострів, а при нестійких породах до 10 м. Штреки для повторного використання - проводити з розкоскою шириною 0,6 м з кожної сторони виробки. Опускання бічних стінок й підняття підшви залежать від ширини розкоски.

Анкерне кріплення у виробках з арковою формою поперечного переріза як самостійне кріплення застосовується в сполученні із затягуванням з металеві дротяної сітки (діаметр дроту 3 мм). Перевагу варто віддавати сталеполімерному кріпленню (анкерам, із закріпленням по всій довжині шпуру). На рисунку 5.4 зроблена діаграма випробування анкера на розтягання.

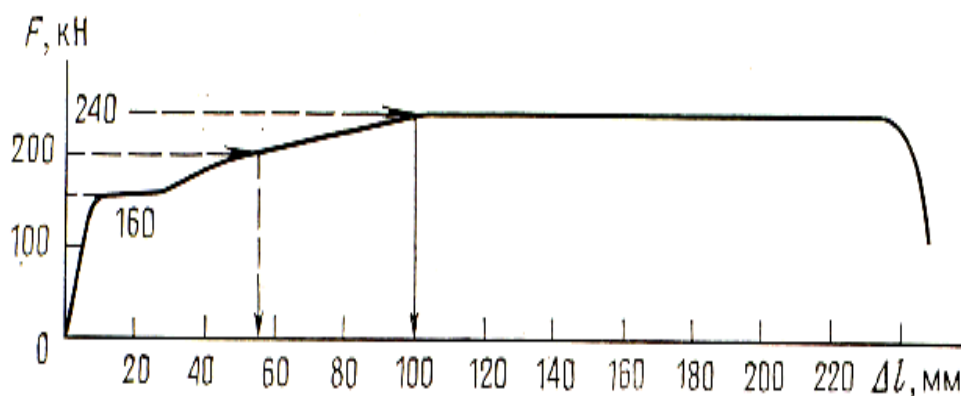


Рисунок 5.4 – Діаграма зусилля – розтягання анкера

При розрахунках надійності анкерного кріплення враховуються тільки анкери, закріплені на довжині не менш 0,5 м у приконтурном масиві за межами блоку, і які перетинають блок не менш 0,6 м (рис. 5.5). Коефіцієнт запасу 1,5. Анкери розраховують не на статичне навантаження, а на так називане "динамічне навантаження при падінні тіла з нульової висоти", яке дорівнює двом статичним навантаженням.

Параметри розташування анкерів:

– відстань у ряді між анкерами, м	0,6 – 1,0;
– відстань між рядами анкерів, м	0,7 – 1,05;
– довжина анкера, м	2,1 – 2,8;
– щільність установки, шт/м покрівлі, боків	1,43 – 2,15;
– кількість анкерів на 1 м штреку, штук	9 – 13.

При застосуванні ковзних, податливих анкерів допускається їхнє подовження до 10 % довжини.

Основний напрямок удосконалювання кріплення посилення - застосування механізованих кріплень сполучення лави з виробкою. Обмежене застосування кріплень сполучення на шахтах Донбасу пов'язане з великим підняттям підосви, опускання порід перед першою лавою, скрутністю робіт в умовах малої потужності пластів. Рекомендується кріплення УКС.

У цей час використовуються: індивідуальні кріплення сполучення: дерев'яні стояки, стояки тертя, гідравлічні. Дерев'яні стояки можна застосовувати при невеликій конвергенції перед першою лавою. Дерев'яні стояки варто замінити на податливі стояки тертя, які експлуатуються на ділянці до 250 м за лавою, гідравлічні – при меншій довжині ділянки (60-100 м). Повторна заміна на дерев'яні стояки в 60-250 м за лавою. Недоліки податливих стояків тертя – мале зусилля початкового розпору, повільне наростання опору й стрибкоподібне осідання. Недоліки гідравлічних стояків: чутливі до корозії; гублять несучу здатність при тривалому навантаженні; ушкоджуються при невеликому нецентровому навантаженню; мають недостатнє для великої конвергенції просідання.

До пристроїв, що підхоплюють, арки штрекового кріплення, пред'являються наступні вимоги:

- можливість установки із зовнішньої сторони аркового кріплення (у закріпному просторі) щоб уникнути захаращення поперечного перерізу виробки;
- можливість зняття й установки знову бічного стояка після проходу лави;
- надійне запобігання обвалення покрівлі на сполученні лави зі штреком;
- забезпечення розпору бічних сегментів арок після проходу лави.

Використання в пристроях, що підхоплюють, прогонів, розташованих із зовнішньої сторони арок штрекового кріплення (у закріпному просторі), є найбільш ефективним і технічно правильним рішенням (рис. 5.6 а) при висоті підривки більше 0,75 м; якщо висота підривки більше 1,9 м, на тонких пластах у штреках, проведених без підривки підшви, застосовуються арки зі складними ніжками (рис. 5.6 б). При цьому прогін розташовується на рівні крайки пласта, а відстань між вузлами піддатливості розділеної на дві частини ніжки становить не менш 0,7 м.

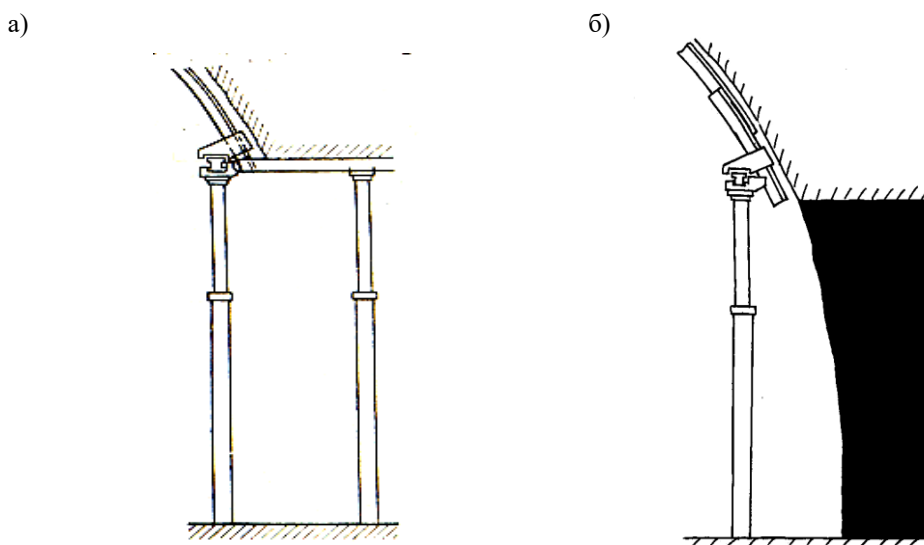


Рисунок 5.6 – Схеми розташування прогонів

ТЕМА 6

ПРОГНОЗ ХАРАКТЕРИСТИК ПОКРІВЛІ

Характеристики покрівлі очисних вибоїв: обвалюємість, стійкість, стан.

Обвалюємість гірських порід – переміщення порід переважно зверху вниз із відділенням від масиву окремих шматків, блоків.

У виробленому просторі обвалення порід характеризується: кроком обвалення, кутом обвалення, потужністю одночасно обвалюємих порід; надійною характеристикою обвалюємісті є величина опускання покрівлі в лаві. Основні фактори: міцність порід, потужність шарів.

Стійкість оголень покрівлі – здатність не обвалюватися в привибійному просторі протягом деякого часу без підтримки кріпленням оголеної поверхні покрівлі. Залежить від форми й розмірів оголення, кратності, місця розташування оголення, реакції кріплення й випадкових факторів, таких як рівень організації й культури робіт, кваліфікації й дисципліни виконавців.

Критерії стійкості покрівлі:

- кут нахилу покрівлі;
- радіус кривизни вершини зводу природного обвалення;
- еквівалентний проліт;
- наведені напруги, що розтягують;
- тривала міцність порід;
- залишкова міцність порід;
- безрозмірний коефіцієнт, що враховує тріщинуватість й ін.;
- коефіцієнт лінійної тріщинуватості $N = 20/f$;
- відносна відстань між блоками;
- швидкість опускання покрівлі (збільшення швидкості у два рази за зміну або в 10 разів за 1 хвилину);
- будова й состав покрівлі (класифікація ДонВДІ).

Досить нестійкі покрівлі – обвалюються при виїмці вугілля; нестійка й малостійка - смуга покрівлі шириною 1 м не обвалюється протягом 2-3 годин.

В останнє десятиліття все більше поширення знаходять класифікації, засновані не на одному критерії, а на комплексній оцінці великої кількості факторів, що впливають на стійкість породного масиву. Кожен фактор оцінюється балом, сума балів визначає категорію стійкості покрівлі.

Маркшейдерсько-геологічна класифікація запропонована для Північно-уральського бокситового родовища (Сероштан В.С.). У ній враховані: потужність шарів, кількість тріщин на 1 м, характеристика шарів (литотип: вапняки, сланці), потужність прошарків, їхня кількість. Коефіцієнт стійкості $K_y = G_c/10$. Від величини коефіцієнта стійкості залежить час стійкого стану покрівлі, обрахований по емпіричній формулі. Усього виділено 5 класів.

Для умов Донецького басейну ДонбасНДЛ Міністерства геології СРСР (Смірнов Б.В., Бароньян Э.Л. й ін.) запропонована інженерно-геологічна класифікація стійкості покрівлі й подошви вугільних пластів. У ній враховані: фаціальна належність відкладень, літологія, марка вугілля, міцність порід, потужність безпосередньої покрівлі, пласта, кут падіння й глибина розробки, вологість порід. На підставі аналізу й з урахуванням впливу факторів складаються прогнозні карти стійкості покрівлі, подошви.

У галузевий НДЛ Мінвуглепрому СРСР при Новочеркаському політехнічному інституті (Пластудо І.І., Лось М.М.) запропонований геолого-математичний метод для прогнозу стійкості покрівель. Для Донбасу: стійкі покрівлі при сумарній площі вивалів у безстояковому просторі лав менш 10 %; середньої стійкості – 10-30 %; нестійкі – 30-50 %; досить нестійкі – 50 % і більше. Пропонується враховувати літоструктуру покрівлі на відстані 30-40 м над пластом, потужність пласта, потужність безпосередньої, основної покрівлі, міцність порід, реакцію кріплення, модуль літологічної динаміки, динамічність опадонакопичення, крок осідання основної покрівлі, площа вивалів, тріщинуватість і кліваж, глибину розробки й ін., усього 20 факторів. Для спільного обліку пропонується геолого-математичний метод прогнозу з використанням ЕОМ.

Геолого-геофізична класифікація (Бакланів В.Г., Климов А.І.) містить геологічні фактори: потужність пласта, глибину розробки, літологічний склад порід,

межі міцності на розтягання, стиск і геофізичні параметри: відносний питомий опір, швидкість проходження пружних хвиль, наведений діаметр свердловини. Параметри визначаються по геофізичних діаграмах, а міцність порід і літологія по кореляційних зв'язках з їхніми фізичними параметрами.

Геомеханічна класифікація порід прибортового масиву (Бахарева Г.П. й ін.) містить 5 класів і враховує міцність порід, розмір і форму блоків порід, орієнтування тріщин і вплив вологи.

Геолого-фізичний спосіб прогнозування стійкості вуглевміщуючих порід Західного Донбасу враховує залежність між фізико-механічними властивостями порід геологічними й геофізичними параметрами. Так встановлено (Безазьян А.В.) для трьох груп фацій: континентальних, перехідних, морських відкладень ріст міцності порід, відповідно 20 МПа, 30 МПа й 50 МПа. Відзначено різні форми руйнування. Ослаблені зони присвячені до континентальних і перехідних фацій опадонакопичення.

Ймовірно-статистичні класифікації стійкості покрівлі за-пропоновані ДонбасНДЛ, проф. Р.А. Фрумкіним, де використовується формула Бейеса, спеціальні таблиці, придатні для орієнтовного прогнозу умов відпрацьовування шахтних полів, вугленосних районів. Стосовно до проектування очисних робіт у конкретних лавах краще підходить класифікація ДонВДІ по стійкості покрівлі.

Особливе місце займає класифікація стійкості Глушко В.Т., у якій використане два показники; відносний акустичний показник дорівнює відношенню коефіцієнтів загасання в реальному й у нетріщинуватому масивах і коефіцієнт, що враховує відношення амплітуди хвилі при частоті 100 Гц й амплітуді при частоті 2000 Гц. Обидва показники характеризують тріщинуватість, порушеність порід і в остаточному підсумку – стійкість. Шляхом безпосередніх вимірів визначається ділянка нестійкого стану порід.

У досліджуваній дисципліні основним є метод виробничих спостережень і засновані на ньому методики прогнозу стійкості виробок, стану порід.

Стан покрівлі – ступінь порушеності поверхні гірських порід у привибійному просторі. Воно визначається багатьма факторами. Якісна оцінка: погане, за-

довільне, гарне. Що під цим мається на увазі і як оцінити? Розглянемо класифікацію стану покрівлі в очисних вибоях А.А. Орлова (табл. 6.1).

Таблиця 6.1 – Класифікація стану покрівлі в лавах

№ п/п	Клас	Оцінка стану покрівлі	Категорія	Бал	Характеристика стану
1	I	гарне	а	7	Рівна суцільна
2			б	6	Рівна, є тріщини без зсуву по них
3	II	задовільне	а	5	Східчаста, виступи до 0,1 м
4			б	4	Те ж, виступи більше 0,1 м
5	III	погане	а	3	Східчаста з вивалами уздовж заколів, висота вивалів до 0,5 м
6			б	2	Те ж, висота вивалів більше 0,5 м
7	IV	дуже погане	а	1	Східчасте з безпорядковими вивалами значної висоти

Критерії кількісної оцінки стану покрівлі:

- середня питома площа вивалів перед кріпленням;
- сумарна довжина вивалів висотою більше 0,3 м;
- число уступів висотою більше 0,1 м на 100 м² площі покрівлі.

У таблиці 6.2 наведено оцінки стану покрівлі.

Таблиця 6.2 – Оцінка стану покрівлі й ефективності управління покрівлею

Критерій стану покрівлі			
Середня питома площа вивалів перед кріпленням, %	Менш 10	– 10-30	Більше 30
Сумарна довжина вивалів висотою більше 0,3 м, %	Менш 10	– 10-30	Більше 30
Число уступів висотою понад 0,1 м на 100 м ² площі	Менш 5		Більше 5
Стан покрівлі	гарне	задовільне	незадовільне
Ефективність управління покрівлею	ефективно		неефективно

ТЕМА 7

ПРОЯВИ ГІРСЬКОГО ТИСКУ В ОЧИСНИХ ВИБОЯХ

Первинне руйнування виникає в тому місці масиву, де напруги перевищують межу міцності порід. Це руйнування змінює напружений стан у прилягаючій зоні, виникає концентрація напруг, що після невеликих деформацій спричиняє нові руйнування (вторинні). Кріплення може впливати тільки на вторинні руйнування.

Види руйнувань покрівлі в очисних вибоях такі ж як і для підготовчих виробок: по площинах зрушення, нормальні до нашарування, комбіновані.

Основні види тріщин: R1 – паралельні напластуванню, R2 – нормальні до нашарування; R3 – падаючі на вугільний вибій, R4 – падаючі убік виробленого простору, R5 – клинчасті, показані на рисунку 7.1.

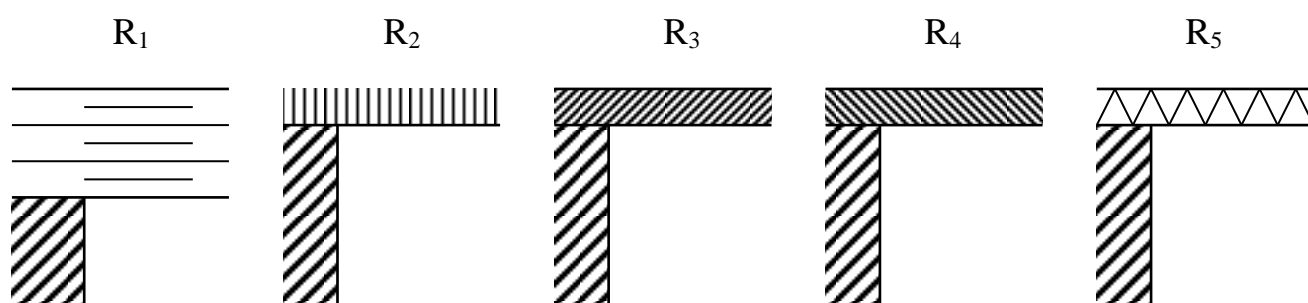


Рисунок 7.1 – Види тріщин

У міру просування очисного вибою утвориться певна система осідання породного масиву в результаті систематично повторюваних процесів тріщиноутворення.

Тріщини R1 з'являються в безпосередній покрівлі тільки над привибійним або виробленим простором, але не над пластом, де сильний вертикальний стиск на контактах шарів.

Тріщини R2 з'являються в результаті опускань покрівлі над крайовою частиною пласта й в умовах сильного підпору покрівлі пластом, де немає переміщень шарів по контактах через більші сили тертя.

Тріщини R3 з'являються над вугільним пластом при вертикальному тиску й зсуві (видавлюванні) пласта в привибійний простір, що за рахунок зусиль тертя передає зусилля на породи покрівлі. Над вугільним пластом розкриття тріщин відбувається у верхній частині шару, у привибійному просторі – у нижній частині, що може привести до вивалів породи. У привибійній частині пласта тріщини R3 утворюються, коли покрівля й вугілля приблизно однакової міцності.

Тріщини R4 зустрічаються при слабких породах безпосередньої покрівлі й міцному вугіллі. Породи безпосередньої покрівлі зрушуються над опорою (крайова частина пласта) у бік привибійного простору. Тріщини R4 нахилені у бік виробленого простору, мають сліди ковзання, тому що є результатом зрушення від опорного тиску; вони зустрічаються часто.

Тріщини можуть утворюватися й у змішаних формах: R12, R23, R34, R13 (R5 – клинчасті тріщини), R13 й ін.





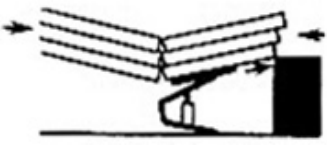

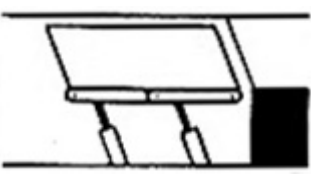

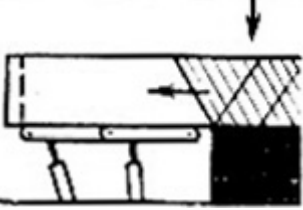

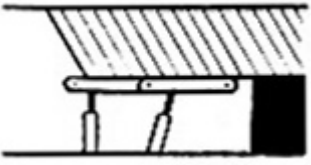

Форми руйнування покрівлі й деформації вибою лави наведені в таблиці 7.1.

На підставі ознак стану покрівлі (тріщини, вивали, сліди ковзання) судять про характер її опускання, про причини тиску на опори (стояки, закладний масив). Розрізняють види опускання породних пластів: по тріщинах напластування; по нормальним до нашарування тріщинам; по тріщинах R3; по тріщинах R4. У першому виді й другому відсутня можливість бічного зсуву; при третьому виді відбувається взаємний зсув блоків; зсув по тріщинах R4 відбувається при відсутності опори.

У покрівлі лави утворюються тріщини декількох типів. Форма вивалу залежить від сполучення тріщин. Найпоширеніше сполучення R2-R3, R2-R4, R3-R4 й у такий спосіб – клиноподібні вивали.

Аналіз статистичних даних про геологічні порушення, хибної покрівлі на шахтах Донбасу за 2010 рік наведений нижче. Амплітуда розривних геологічних порушень: до 0,3 м – 17,2 %; 0,31-0,6 м – 35,9 %; 0,6-1,2 м – 11,2 %; більше 1,2 м – 8,9 %. Слід зазначити, що вивали поширюються на 5-15 м в околиці порушень й їхня висота визначається потужністю слабких порід й у меншій мірі залежить від амплітуди порушення. Усього лавами за рік зустрінуто 334 порушення.

Таблиця 7.1 – Форми руйнування покрівлі (згідно [1])

Форма руйнування	Характеристика руйнування	Форма руйнування	Характеристика руйнування
	Обвалення покрівлі, переважно в зупинених лавах		Обвалення безпосередньої покрівлі по тріщинах R2, R3, R4
	Зависання породної плити за відсутності бічного опору, обвалення консолі (переважно під час відходу лави від розрізної печі)		Вивали покрівлі по тріщинах R2, R3, R4
	Зависання породної плити за наявності бічного опору за рахунок поздовжнього вигину й утворення складки, зокрема, під час відходу лави від розрізної печі		Вивали великої висоти, висипання породи з покрівлі
	Зміщення породного блоку в бік виробленого простору або за падінням пласта, зміщення кріплення		Осідання покрівлі по тріщинах R2, R3 або R4
	Зминання безпосередньої покрівлі		Віджимання верхньої частини пласта
	Зміщення лінії обрізу покрівлі до вибою через додаткове обвалення безпосередньої покрівлі над кріпленням		Видавлювання вугільного вибою – безперервне або періодичне удароподібне

По потужності нестійка покрівля розподілена в такий спосіб: до 0,3 м – 45,6 % всіх ділянок; 0,31-0,6 м – 42,7 %; 0,61-1,2 м – 17,3 % і більше 1,2 м-4,4 %. Всіх ділянок нестійкої покрівлі – 132.

Фактори, що впливають на вивалоутворення:

1. Вивали відбуваються в основному при покрівлях, складених аргілітами.
2. У лавах, де потужність аргіліту безпосередньої покрівлі менш 2 м, стан покрівлі значно гірше, ніж там, де потужність безпосередньої покрівлі більше 2,0 м.
3. Робочий опір кріплення впливає тільки на частоту вивалів висотою більше 0,3 м.
4. Питома площа вивалів перед кріпленням росте зі збільшенням відстані між вибоєм і кінцями верхняків (між першою крапкою контакту верхняка з покрівлею). Так при відстані 0,28 м питома площа вивалів 7%, при відстані 1 м – 20 % при відстані 1,77 – 48 %.
5. Показник схильності покрівлі до вивалам може залежати від швидкості просування лави. При збільшенні швидкості у два рази в 4 рази зменшується питома площа вивалоутворення за рахунок збільшення швидкості кріплення, зменшення запізнювання в установці кріплення.
6. Вивали, утворені в смузі без кріплення в результаті розвантаження секцій, поширюються на всю ділянку покрівлі в привибійному просторі (топтання покрівлі).
7. Над секціями кріплення утворюються скупчення породного дріб'язку, що підвищує піддатливість кріплення. Тому, треба попереджати навіть невеликі вивали породи перед кріпленням за рахунок зменшення відстані між консоллю перекриття й вибоєм.
8. Несвоєчасне пересування кріплення, недостатній розпір - два фактори, які приводять до того, що покрівля тривалий час залишається без кріплення. Вивал відбувається, при виїмки вугілля або через 60-70 хвилин, а середній час запізнювання кріплення значно більше (при струговій виїмці 2-4 години, при комбайнової 30 хвилин). При повнім виключенні запізнювання кріплення вдається скоротити приблизно на чверть всіх вивалів, і на 70 % число вивалів висотою більше 0,5 м.

Від початку вивалоутворення до розвитку його на висоту 0,5 м протікає 1 година, подвоєння висоти вивалу – через 3 години. Запізнювання кріплення може бути обумовлено організацією робіт у лаві.

У такий спосіб частота вивалів залежить від будови покрівлі, величини гірського тиску, відстані від вибою до кінця верхняків, реакції кріплення. Інші фактори: скупчення породного дріб'язку над перекриттями кріплення, тріщини тектонічного походження, вологість порід мають локальне значення, не можуть бути статистично враховані, також як дані про організації робіт у лаві.

На рисунку 7.2 наведений алгоритм для прогнозу відносної довжини вивалів висотою більше 0,3 м у лаві. Гірський тиск варто визначати рівним двом значенням гідростатичного тиску, тобто $2 \gamma H$ ($\gamma = 0,025 \text{ МН/м}^3$).

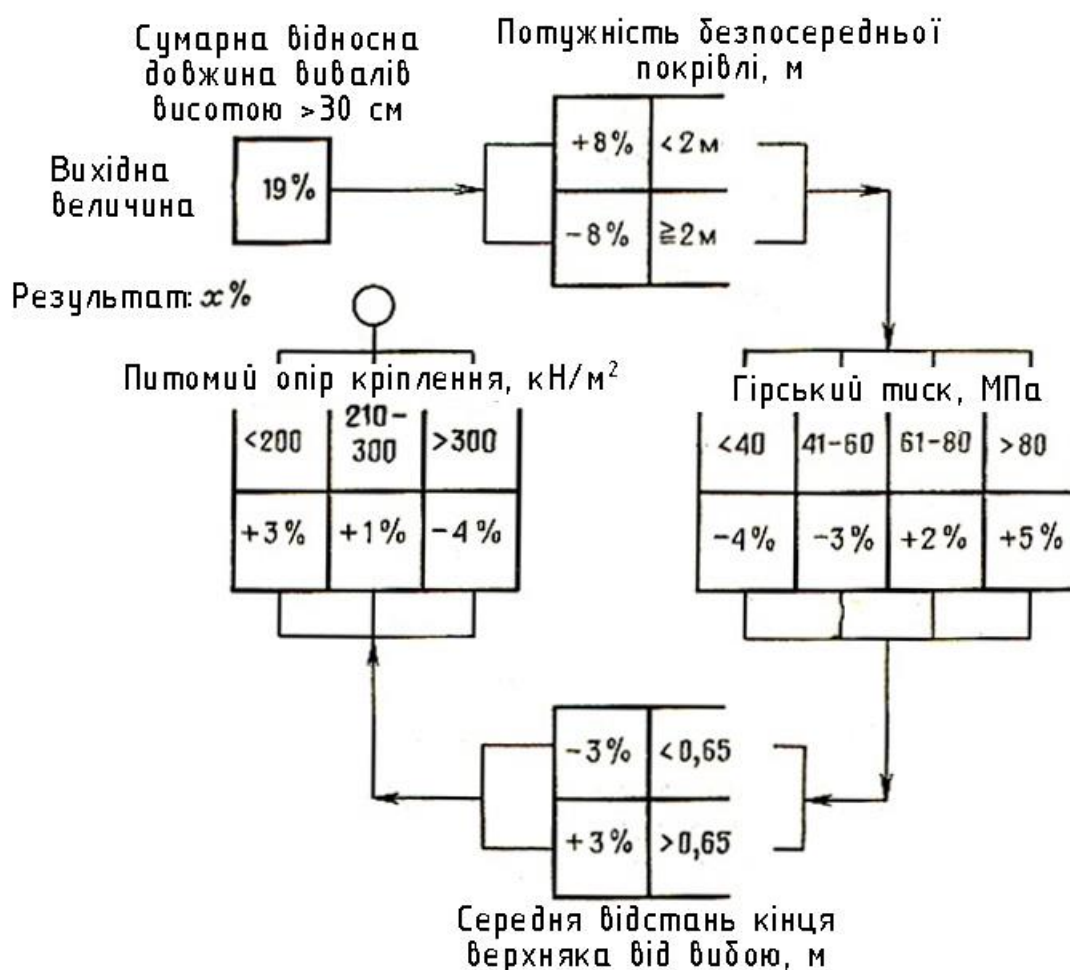


Рисунок 7.2 – Алгоритм для обчислення очікуваної відносної довжини вивалів з покрівлі в лаві (згідно [1])

Основні причини вивалів з висипанням великого обсягу роздробленої породи: занадто велика відстань між кінцями верхняків і вибоєм (через віджим вугілля); занадто велике опускання покрівлі в нормальному до пласта напрямку (недостатній опір кріплення внаслідок вивалів, неправильно обрані паспорти); недостатній розпір (горизонтальний) покрівлі внаслідок неповного заповнення виробленого простору; випуск породи із зони обвалення, у результаті чого вивал поширюється аж до виробленого простору, лінія обрізу переміщається до вибою, а завалені породи розташовуються на секціях кріплення з укосом близько 45° . Міри до запобігання висипання:

- не допускати віджим вугілля;
- зміцнювати верхню частину вугільного пласту;
- пробурити свердловини в покрівлі над пластом й установити в них міцні штанги (балки), які одним кінцем опираються на бруси, покладені на верхняки секцій кріплення;
- викласти над секціями дерев'яні костри або заповнити порожнечу поліуретаном, що змінюється, або іншою речовиною.

Причиною східчастого опускання може бути знижений гірський тиск при недостатньому опорі кріплення. Знижений гірський тиск виникає при надробітці пласта, коли покрівля зруйнована. При виїмці вугілля в покрівлі пласта виявляються виступи висотою в кілька сантиметрів. Через кілька годин їхня висота може збільшитися до декількох десятків сантиметрів, до метра й більше.

Опускання покрівлі з утворенням великих виступів відбуваються при малому опорі кріплення, міцних породах покрівлі, великому гірському тиску. Опір кріплення повинен бути не менш 400 кН/м^2 .

Віджим вугілля у вибої звичайно відбувається по площинах тріщин осідання, а не по тріщинах кліважу, тому положення лінії вибою щодо простягання пласта в більшості випадків не впливає на віджим вугілля. Частота віджима й ширина оголюємої полоси, що, зростають зі збільшенням потужності пласта. Сприяють віджиму: велика конвергенція покрівлі при зменшенні опорі кріплення нижче критичного $200\text{-}100 \text{ кН/м}^2$; несприятлива структура пласта, коли прошарок поту-

жністю більше 0,2 м і тріщини кліважу від 0 до 35° до лінії вибою; відпрацьовування пласта лавами по повстанню, шаруватому пласті й тріщинами кліважу до 35° до лінії вибою.

Періодичне осідання покрівлі відбувається не тільки при міцних породах основної покрівлі, але й при слабких тонкошаруватих породах безпосередньої покрівлі. Варто брати до уваги періодичні обвалення верхніх породних шарів у результаті прогину й розвантаження їх від горизонтальних напруг, що відбувається майже з постійними інтервалами. При подальшому просуванні лави в породах покрівлі знову виникають горизонтальні напруги, поки знову не повториться прогин шарів з їхнім розвантаженням від горизонтальних напруг. Цей процес може впливати на стан покрівлі в лаві й у виїмкових штреках. Якщо ж верхні шари тонкошаруваті але більше міцні (50 МПа), у них не утвориться звід обвалення й виникаючі тріщини розламу приведуть до періодичних опадів покрівлі.

ТЕМА 8

УПРАВЛІННЯ ПОКРІВЛЕЮ В ЛАВІ

8.1 Виробничі спостереження проявів гірського тиску в лавах

Метою виробничих спостережень за проявами гірського тиску в лавах є оцінка ефективності управління покрівлею в лавах для розробки технічних й організаційних заходів, що поліпшують стан покрівлі.

Завдання:

- визначити відхилення фактичного вивалоутворення з покрівлі від розрахункового й визначити його причини;
- одержати кількісну оцінку (параметри) поведження покрівлі для проектування нових ділянок на тій же пласту;
- одержати однозначні результати випробування кріплення;
- установити закономірності між станом і технічними заходами щодо управління покрівлею і її геологічною будовою.

Критерій ефективності кріплення є частота й розміри вивалів породи з покрівлі. Якщо середня питома площа вивалів перед кріпленням і сумарною довжиною вивалів висотою більше 0,3 м більше 30 %, тоді вважається, що управління покрівлею не ефективно.

Методика виробничих спостережень полягає в наступному. Лава ділиться на рівномірно розподілені по всій її довжині ділянки спостережень шириною 1-1,5 м (наприклад, над кожною четвертою секцією кріплення). На кожній ділянці виміряються розміри вивалів й уступів у покрівлі, підраховуються число тріщин і реєструється стан поверхні вибою, а також положення конвеєра й кріплення в лаві. У спеціальну таблицю заносяться відстань від кінця козирка кріплення до вибою, відстань між носком підстави секції й конвеєром, між завальною стороною конвеєра й вибоєм, відстань від кінця козирка до першої крапки його контакту з покрівлею, висота породної подушки над козирком кріплення й ін. (рис. 8.1).

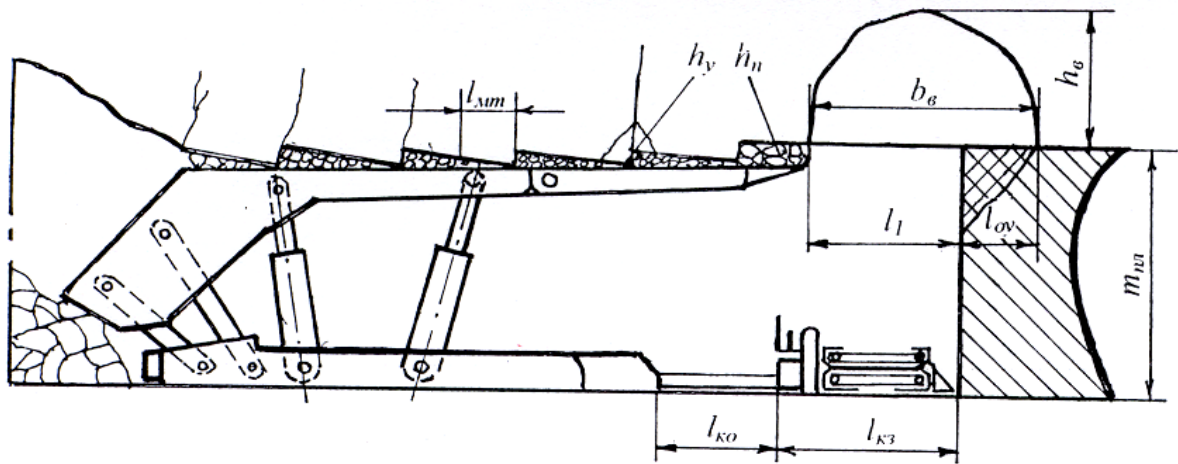


Рисунок 8.1 – Ескіз стану покрівлі в лаві

Спостереження в кожній лаві проводяться звичайно двічі на тиждень, при гарній покрівлі - рідше, при поганий - частіше. Можна лаву обстежити вибірково через 20-30 м просування або систематично. На обстеження одна людина затрачає 2-3 години.

Тиск у гідростійках виміряється за два тижні на чотирьох секціях самописними манометрами, які переставляються через 2-3 дні на нові секції. По стрічках самописних манометрів визначається тиск початкового розпору, середнє за цикл і максимальне, потім множиться на площу поперечного перерізу циліндра гідростійки й визначається опір кріплення.

Робочим опором кріплення називається зусилля, з яким кріплення опирається опусканню покрівлі; питомий робочий опір – опір віднесений до одиниці площі кріплення, підтримуваним кріпленням; номінальний – паспортний опір.

На підставі узагальнення спостережень установлено, що початковий розпір звичайно нижче номінального через: недостатньої тривалості розпору; наявності вивалів у покрівлі; недостатньої продуктивності насосної станції; великих втрат у магістралі.

Тиск і витрата робочої рідини в гідросистемі кріплення реєструється протягом декількох годин у видобувну зміну за допомогою самописних манометрів і

витратомірів, установлених на кінцевих секціях кріплення в лаві. Це дозволяє одержати дані про перепад тиску на нижньому й верхньому кінцях лави залежно від витрати рідини під час пересування кріплення. Дослідження необхідні для:

- установлення недостатності робочого опору кріплення для даних умов і встановлення причин недостатньої продуктивності насосної станції: малий діаметр трубопроводу; uszkodження клапанів, гідророзподільників;
- оцінки стану кріплення;
- нагромадження статистичних даних.

8.2 Проектування способу управління покрівлею в лаві

Успішна робота очисного вибою в значній мірі залежить від уміння запобігти утворенню вивалів і східчастого опускання покрівлі очисних вибоїв, що визначається правильним вибором наступних параметрів: реакції кріплення; відстані між вибоєм і кінцями привибійних консолей перекриттів; тривалості запізнювання кріплення. Рекомендації:

- при терміні служби кріплення 8-10 років її варто перевіряти на найбільш несприятливі умови, якщо умови різні;
- варто враховувати, що реальні параметри не витримуються при експлуатації кріплення, так робочий опір дорівнює тільки початковому розпору; відстань між вибоєм і кінцями верхняків кріплення приблизно у два рази більше паспортного;
- варто застосовувати кріплення з питомим опором не менш 400 кН/м^2 ;
- якщо відстань між вибоєм і кінцями секцій кріплення більше 0,3 м, варто передбачити убудовані додаткові елементи, що зменшують цю відстань;
- час запізнювання кріплення повинен бути як можна меншим (2-4 секції, для чого придатна схема пересувки кріплення з резервування кроку пересування, для більше міцних порід – без резервування);
- для запобігання поширення вивалів породи з покрівлі передбачати зміцнення порід хімічними анкерами або нагнітанням речовин.

Основою для вибору типу механізованого кріплення є відповідність її характеристики гірничо-геологічним умовам експлуатації, перевірка механізованого кріплення по фактору гірського тиску.

ТЕМА 9

ГЕОМЕХАНІКА НАДРОБКИ Й ПІДРОБКИ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ

У шахтному полі в більшості випадків розташований не один, а більше пластів, тобто звита пластів. Якщо пласти розташовані на значних відстанях один від іншого (70-200 м), то порядок відпрацювання пластів може бути як знизу нагору, так і зверху вниз. При невеликій відстані між пластами порядок відпрацювання пластів відіграє велику роль. У зв'язку із цим, зближені пласти, при розробці яких треба враховувати їхнє спільне залягання.

Спадний порядок виїмки пластів має найбільше поширення. Якщо виїмка зближених пластів починається з верхнього пласта, то такий порядок називається надробкою пласта. Верхній пласт – що надробляє; нижній – надробляемий.

Надробляемий пласт піддається складному процесу навантаження й розвантаження на площі більшої, ніж відпрацьована площа, верхнього пласта. Під впливом виявляються очисні й підготовчі виробки надробляемого пласта (рис. 9.1).

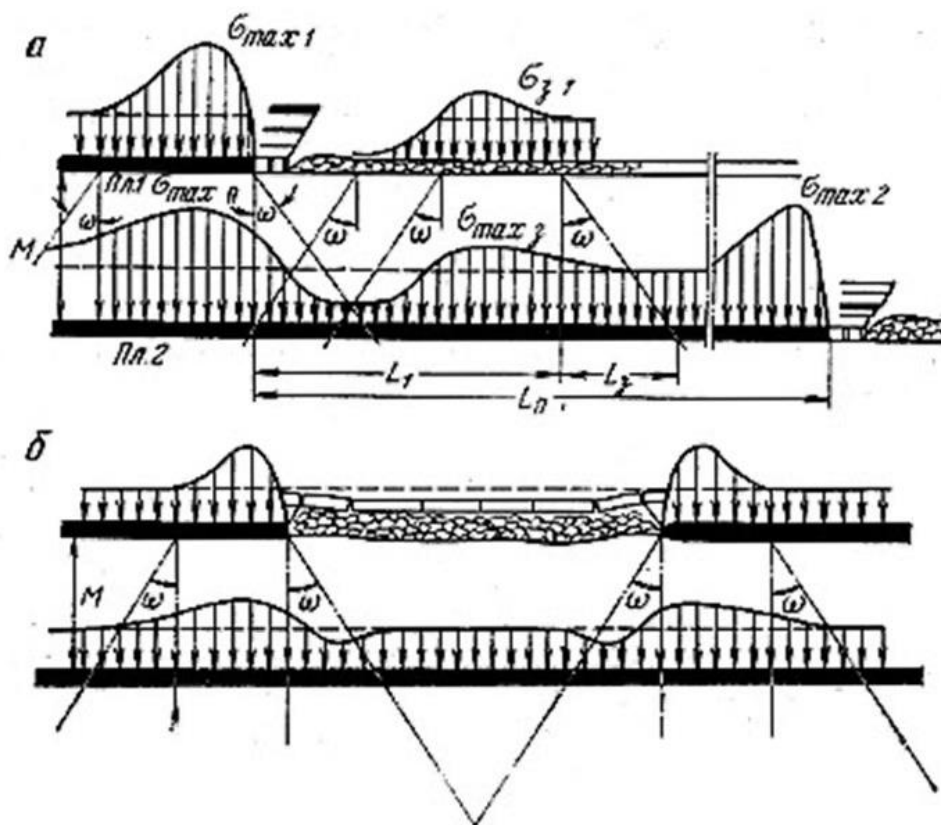


Рисунок 9.1 – Схема надробки пласта

Для безпечного ведення очисних робіт на нижньому пласті необхідно знати відстань, на яку повинен відставати вибій лави на нижньому пласті, визначається по формулі:

$$L_H \geq L_1 + L_2 + L_3, \quad (9.1)$$

де L_1 – відстань від вибою лави до границі опорного тиску верхньої лави (80-120 м);

$$L_2 = M \cdot \operatorname{tg} \omega, \quad (9.2)$$

M – міжпластя, м;

L_3 – запас, що враховує нерівномірність просування лав, дорівнює 30-40 м;

Нижній шар у результаті надробки перетерплює поперемінно стиск і розвантаження від двох хвиль напруг – передньої й задньої зон опорного тиску пласта, що надробляє. Це приводить до зменшення потужності пласта, до його руйнування або зменшенню потужності, створює сприятливі умови для газовиділення, а в місці знижених напруг відбувається розширення пласта.

Для того, щоб нижній пласт не підробив верхній пласт, мінімальне його відставання не повинне бути менше, визначеного по формулі:

$$L_H = M \cdot \operatorname{tg} \delta + L_3, \quad (9.3)$$

де δ – кут зрушення порід по простяганню (85 град.).

Характер і величина деформації порід у надроблених виробках залежать від потужності, структури й властивостей порід міжпластя, способу проведення виробки, її охорони. У підроблених й надроблених зонах виділяють три зони (рисунок 9.1): I – зона стиску пласта й порід; II – зона розвантаження пласта й порід; III – зона ущільнення надробленої товщі. У зоні стиску надробляемого пласта при M

= 50 м зафіксоване зменшення потужності пласта на 0,3 %; у зоні розвантаження – розширення на 0,4 % за рахунок збільшення пористості надроблених порід і пласта. Зона ущільнення протяжна; процес ущільнення тривалий; напруги відновлюються до гідростатичних. Загальний характер удруге подробленого масиву аналогічний характеру деформацій порід товщі при первинної надробки. Однак, при вторинної надробки максимальні величини й швидкості деформацій у зонах стиску й розвантаження характеризуються меншими величинами. Таким чином, первинна надробка супроводжується якісною зміною властивостей пластів і порід, які зберігаються тривалий час (більше 5 років).

Підробок пласта – це вплив розробки нижнього пласта (підробляючого) на вищерозташований (підробляємий) пласт. При підробки верхній пласт може знаходитися в різних зонах. Дозволяється підроблять пласт, якщо він знаходиться у II зоні зрушення масиву (зоні послідовного, пошарового прогину порід з розривом суцільності) і у верхні, але не в I зону обвалених порід. При цьому міжпластя повинне бути:

$$M \geq 12 \cdot t + 3.5 \cdot t^2, \quad (9.4)$$

де t – потужність пласта, м, (до 2,0 м).

Для Донбасу при потужності пласта до 1,5 м придатна формула А.П. Кілячкова:

$$M \geq 6 \cdot t \cdot \cos \alpha, \quad (9.5)$$

де α – кут падіння пласта, град.

На рисунку 9.2 показане взаємне розташування лав при підробці пласта, де також, як і при надробці виділені три зони напруг.

У зоні стиску на верхньому пласті (II зона) його потужність зменшується на 0,2 % при міжпласті 25 м, а в зоні розвантаження збільшується на 0,4 %. Відбувається дренаж газу, осушення верхніх пластів, попередньо розламується основна

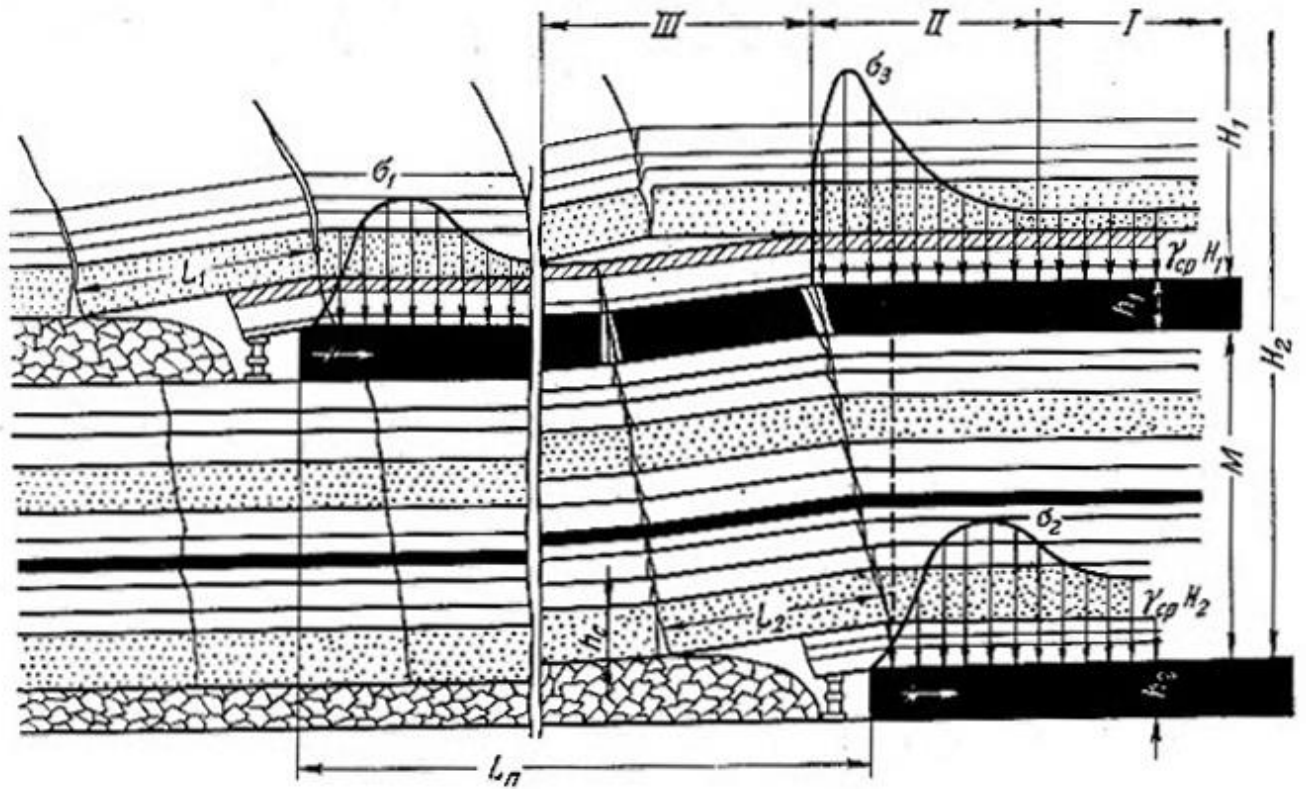


Рисунок 9.2 – Схема підробки пласта

покрівля, що сприятливо позначається при відпрацьовуванні верхнього пласта. Це приводить до того, що небезпечні по гірських ударах і раптових викидах вугілля й газу пласти стають не небезпечними. Підробка і надробка пластів – найефективніший захід для запобігання динамічних явищ.

$$L_{\text{п}} \geq 3L_2, \quad (9.6)$$

де L_2 – крок опади основної покрівлі.

ТЕМА 10

РОЗТАШУВАННЯ ПОЛЬОВИХ ВИРОБОК

ВНДМІ рекомендує охороняти основні виробки: ціликами; в оболонці ціликів (див. рис. 10.1).



Рисунок 10.1 – Охорона виробок ціликами по ВНДМІ

Розташування ціликів над ціликами приводить до синергетичному ефекту, а взаємодія зон опорного тиску сприяє його множенню й, тому цілики повинні бути шириною 300 м і більше.

Назімко В.В. й ін. (ДонДТУ) запропонували три способи охорони виробок (рис. 10.2): утворення регіональної зони розвантаження (а) і збереження її захисними смугами вугілля по власному пласту й запобіжних ціликах по суміжних пластах; б – для підвищення надійності збереження розвантажувальної зони використати закладний масив; в - спосіб на використанні ефекту розвантаження, що виникає на ділянках накладення крайових частин вироблених просторів.

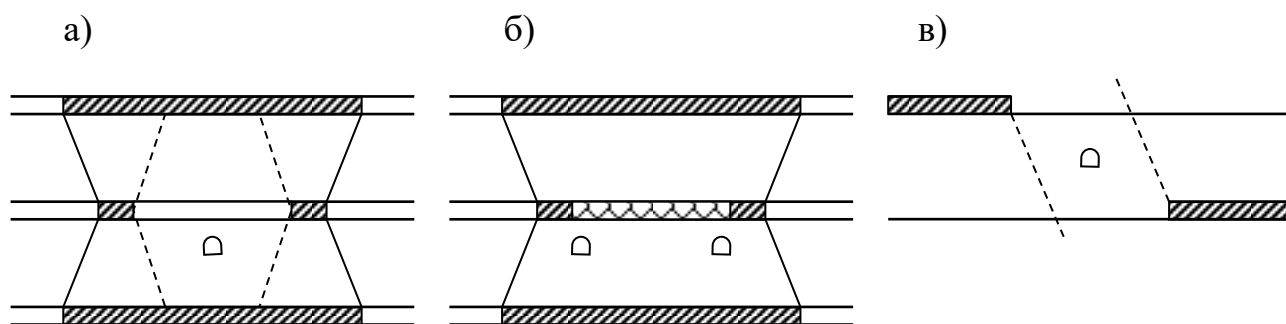


Рисунок 10.2 – Способи охорони виробок ДонДТУ

Запропоновані також три механізми деформування надробляємих виробок: руйнування під дією напруг, що віджимають, у зоні I під вугільним шаром (рис. 10.3).

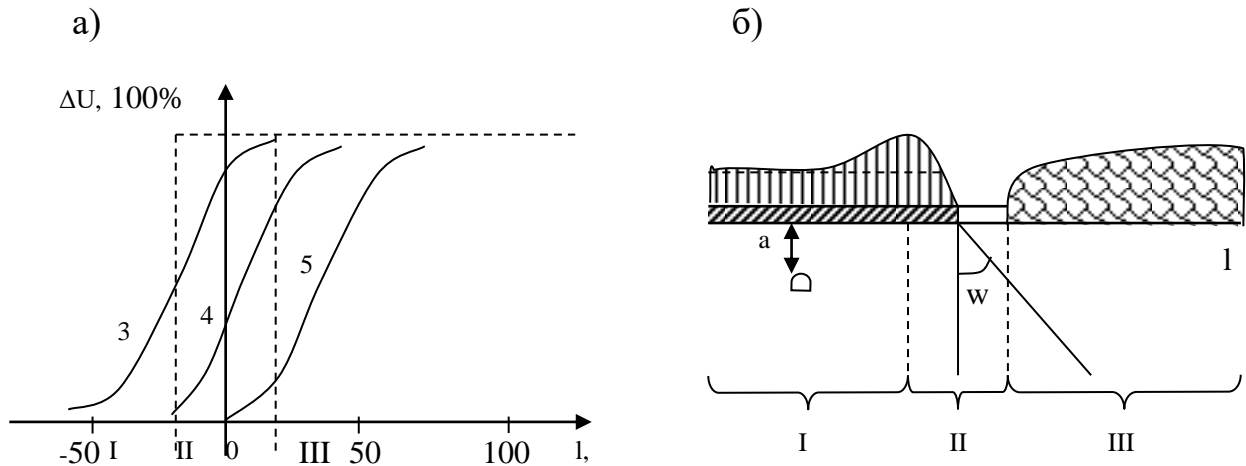


Рисунок 10.3 – Зсув порід у виробках при надробці (а); розподіл зон напруг (б)

Руйнування порід відбувається за рахунок розпушення в зоні I, під дією обертового тензора напруг у зоні II, руйнування тільки під дією дотичних максимальних напруг (зона III).

Механізм стабілізації конвергенції на рівні насичення полягає в тому, що раніше зруйновані породи, що примикають до контуру виробки переміщуються радіально, стискаються, самозаклинюються під дією зростаючої зони непружних деформацій.

На рисунку 10.4 показаний розподіл напруг і зон у масиві, що оточують виробку при її надробці, де 3 – область розпушування; 4 – область відносного стиску; 5 – крива розподілу напруг.

Розклинювальний ефект нестійкий. Головна форма втрати стійкості - складкоутворення в покрівлі, у ґрунті виробки.

Таким чином, процес деформування порід в околиці виробки, яка надробляється визначається сполученням механізмів деформування й рівнем конвергенції насичення. При цьому має місце субординація механізмів деформування. Якщо

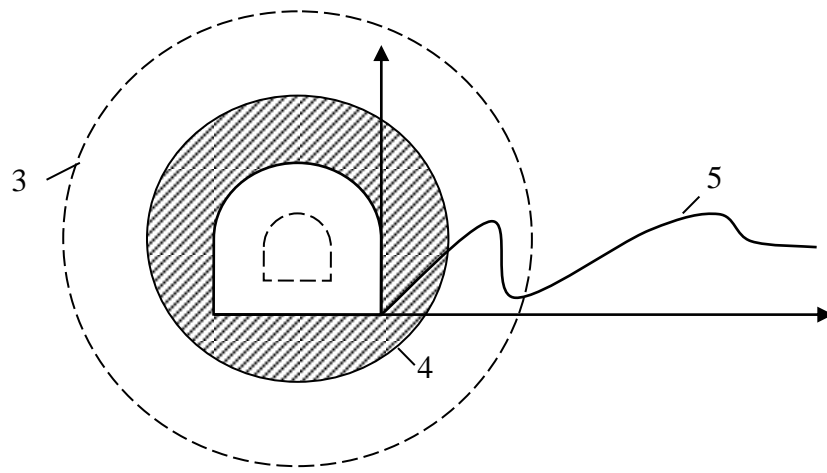


Рисунок 10.4 – Розподіл зон в околиці виробки

сполучення діючих напруг у зоні, що рухається, опорного тиску й міцності порід таке, що породи встигають зруйнуватися через 1-2 місяця, тоді включається перший механізм руйнування в зоні опорного тиску. Подальше включення другого й третього механізмів залежить від співвідношення накопиченої конвергенції й рівня її насичення.

Якщо руйнування по першому механізмі вичерпано повністю, інші механізми не запускаються. Критична зона стійкості III, де діють максимальні дотичні напруження й виникають відповідні деформації, виробка може добре пройти зону I, але зруйнуватися в зоні III (крива 5 на рис. 10.3).

На розглянутих вище механізмах засновані способи забезпечення стійкості виробок. Вибравши припустимий рівень конвергенції насичення (ураховуються гірничо-геологічні й гірничо-технічні фактори) надробляють виробки, а через 3-4 місяці після зони активного опускання виробки ремонтують. Другий напрямок – заморожування градієнта деформації навколо контуру виробки й розущільнена зона в глибині масиву, здатна бути компенсатором зрушення. Управляти опусканням порід на контурі виробки так, щоб опускання були рівномірними і радіальними, тобто боротися з утворенням складок у покрівлі й у ґрунті, тому що вони знижують розпір. Частка первинного тріщиноутворення 5-20 % від загального опускання, 80-95 % конвергенції реалізується після виникнення породних складок й у результаті їхнього розвитку.

Для попередження складкоутворення рекомендується спосіб локального анкерування (рисунок 10.5), інші види посилення кріплення спрямованого характеру. Схема розташування анкерів, що рекомендується, у 1,5-5 разів ефективніше традиційної.

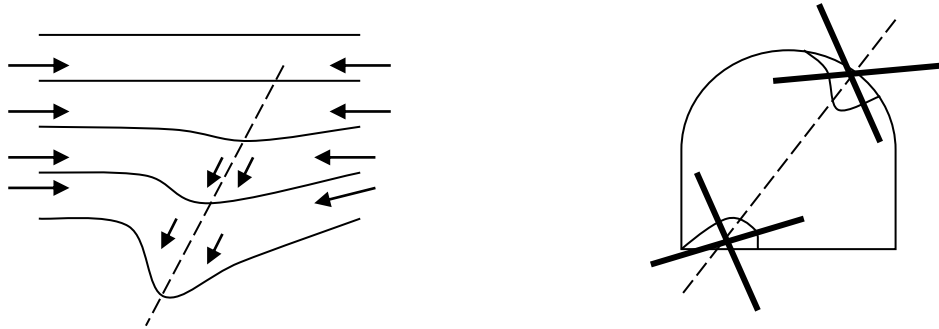


Рисунок 10.5 – Схема локального анкерування

ТЕМА 11

ПІДГОТОВКА ВИЇМКОВИХ ПОЛІВ

11.1 Визначення основних параметрів зон підвищеного гірського тиску (ПГТ) від ціликів, залишених на сусідніх пластах

Залежно від ширини цілика, міцності вугілля, потужності пласта, ступеня порушеності в граничному стані може перебувати увесь цілик або тільки його крайові зони. Звичайно розміри ціликів більше подвоєної ширини зони граничного стану вугілля, тому з достатньою точністю ці зони не враховуються. На рисунку 11.1 показане розташування зони ПГТ і величини напруг.

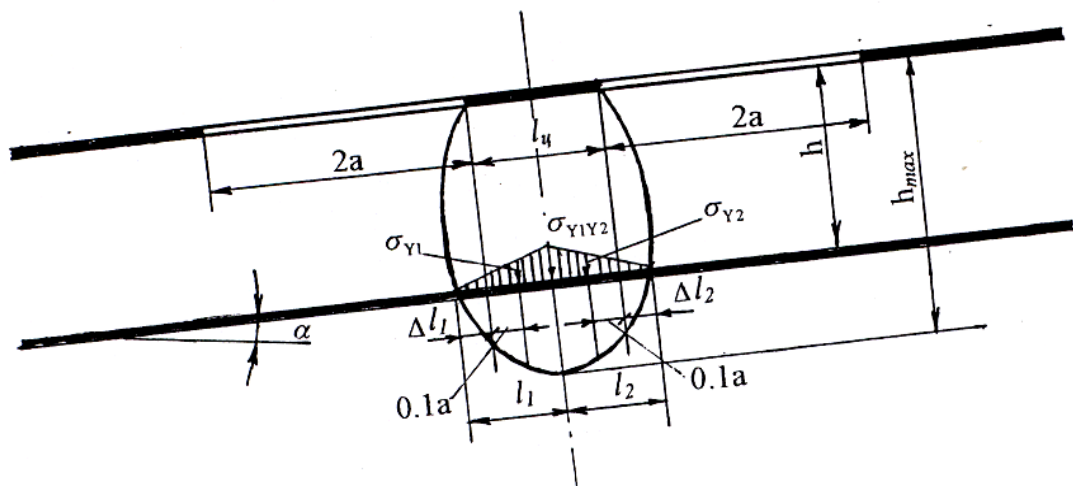


Рисунок 11.1 – Схема розташування зони ПГТ

Контур зони ПГТ замкнуті, тому що цілик перебуває в оточенні відпрацьованого простору двох лав. Зона ПГТ будується так: відкладаються значення l_1 й l_2 від нормалі проведеної по центру цілика l_1 й l_2 визначаються по формулах:

$$l_1 = 0,5 \cdot l_y + \Delta l_1; \quad (11.1)$$

$$l_2 = 0,5 \cdot l_y + \Delta l_2. \quad (11.2)$$

Δl_1 й Δl_2 визначаються по таблицях і залежать від довжини лави, відстані від цілики вниз.

По таблиці визначається значення максимальної напруги й напруги на ділянці рівної 0,1 половини довжини лави. Дальність зони ПГТ не перевищує трьох розмірів зон опорного тиску.

При цьому використовується наведена розрахункова потужність міжпластя:

$$h_p = h \cdot K_H, \quad (11.3)$$

де h – фактична потужність міжпластя, м;

K_H – коефіцієнт, що враховує вплив неоднорідності порід міжпластя;

$$K_H = 0.01 \cdot \eta \cdot \left[\left(\frac{f_{II}}{f_C} \right)^{0.19} - 1 \right] + 1, \quad (11.4)$$

η – процентний вміст піщаників, вапняків у міжпластя;

f_{II} – коефіцієнт міцності піщанику;

f_C – коефіцієнт міцності сланців.

При визначенні параметрів зон ПГТ від крайових частин надробляючих і підробляючих пластів по таблицях варто визначити параметри зони при відношенні ширини цілика до половини довжини лави рівному одиниці.

Від ступеня небезпеки зон ПГТ залежить вибір заходів щодо управління гірським тиском. Для пластів з кутом падіння менш 35° : ПГТ підвищеної небезпеки на відстані від цілика до 50 % від максимальної зони ПГТ; небезпечні при 50-75 % і прогнозні на глибині більше 75 %. На пластах з кутом падіння більше 35° значення для ступенів небезпеки наступні: I – до 45 %; II – 45-70 %; III – більше 70 %.

У зоні підвищеної небезпеки різко знижується стійкість порід безпосередньої покрівлі в очисних вибоях, збільшується віджим вугілля, спостерігається затиснення секцій механізованих кріплень, можливі завали лав.

У небезпечних зонах знижується стійкість безпосередньої покрівлі, збільшується кількість і висота вивалів, можливі випадки завалів лав.

У прогнозних зонах стійкість покрівлі знижується незначно й не впливає на ведення робіт.

Максимальна глибина розподілу зони ПГТ становить 0,9 довжини лави.

Для забезпечення безпечної роботи в лавах на ділянках ПГТ I, II зон безпеки необхідно збільшити щільність кріплення, попередньо зміцнити покрівлю.

11.2 Основні правила підготовки виїмкових полів

1. Пласти відпрацьовувати в спадному порядку; виробки розташовувати в розвантажених від гірського тиску зонах, але варто враховувати й небезпеку, викликану зниженим тиском.

2. Не залишати у виробленому просторі одиночних або протяжних великих ціликів.

3. При проведенні виробки паралельно геологічному порушенню її варто розташовувати на значній відстані; не рекомендується при цьому розташовувати виробки у лежачому боці положистих насувань.

4. Польові виробки розташовувати в стійких породах, найкраще під нижнім пластом.

5. Відстань між польовими виробками, квершлагами, виробками приствольного двору не менш трикратної ширини або висоти виробки більшого перетину.

6. Поверхові квершлагги необхідно розташовувати по вертикалі один під іншим.

7. При роботі лави від квершлягу монтажну камеру розташовують в 20-40 м від нього й роботи ведуть на квершлаг.

8. Пластові похили варто розташовувати за зоною опорного тиску лав. Якщо спрацьовується декілька пластів, то цілики для охорони похилів не можна застосовувати, необхідно працювати лавами від похилів при однобічній роботі лав.

9. Рекомендується вихід лав на базову виробку без залишення ціликів.

10. Можна використати базові виробки (основні) як монтажні камери, застосовуючи при цьому додаткові заходи: проведення виробки підвищеного перетину; зміцнення боків виробки анкерами; зведення литої смуги з боку виробленого простору. На ударонебезпечних пластах лави розташовують не перпендикулярно основної виробки, а під деяким кутом.

ТЕМА 12

РОЗТАШУВАННЯ ПОЛЬОВИХ ВИРОБОК

12.1 Умови розробки пластів на великих глибинах

Відмінності розробки вугільних пластів на великих глибинах обумовлені зміною гірничо-геологічних умов залягання пластів. Розподіл пластів по обвалюємості покрівлі наступне: категорія A_1 – 13,1 %; A_2 – 65,5 %; A_3 – 13,6 %; A_4 – 1,1 %; A_4 – 6,7 %, тобто категорії A_1 менше на 37 %, на 30 % більше для A_2 .

По стійкості нижнього пласту: B_1 – 5,5 %; B_2 – 16,3 %; B_3 – 37 %; B_4 – 31,5 %; B_5 – 9,7 %.

Прогнозується температура порід на глибині 901-1200 м: 26,8-52,7°C; на глибині 1201-1800 м 35,6-74,8°C. Геотермічний градієнт (1,3-3,9°C)/100 м.

Небезпечні по викидах вугілля й газу 20 % пластів; 11 % – по самозайманню. Очікуваний приплив води менш 2 м³/т.

Збільшиться виділення газу у виробки за рахунок виділення з піщаників.

На глибині більше 800 м зосереджено 15 % всіх запасів вугілля в Донбасі.

Є відомості про 100 великі геологічні ділянки, запаси вугілля яких перевищують 5 млрд. т. Довжина ділянок 5-18 км по простяганню; 9-9,5 км по падінню. Кількість пластів – від 1 до 20 при потужності 0,65-1,1 м. Кут падіння 10-13°. Промислові запаси шахтних полів 55-390 млн.т.

У проектах останнього десятиліття передбачається розкриття центрально-здвоєними стволами й фланговими допоміжними, капітальними квершлагами на одному двох обр'ях. Шахтне поле розділене на блоки, які окремо розкриті, провітрюються, а вугілля транспортується до головного ствола.

Штреки основних напрямків, панельні похили, бремсберги, ходки проектується проводити польовими з охороною ціликами. Для провітрювання лав – вразноточна схема провітрювання. Більшість виробок підтримуються за лавами.

Таким чином, у проектах не врахований вплив природних факторів, які роблять вирішальне значення на вибір схем розкриття, підготовки, системи розробки,

охорони виробок. Фактори: гірський тиск, газоносність пластів і порід.

На великій глибині в позамежний стан переходять не тільки алевроліти, аргіліти, але й піщаники, вапняки. Пластові, польові виробки піддаються великим деформаціям, особливо виробки примикають до лав. Другий спосіб їхньої охорони (охорона штучними огороженнями для повторного використання) не годиться. Такі фактори, як кріплення підвищеної несучої здатності й піддатливості, кріплення посилення, тампонаж простору за кріпленням, збільшення перетину виробки на 15 % знижують опускання порід у виробки і те в перший період у зоні тимчасового опорного тиску.

На великих глибинах суцільні й комбіновані системи розробки краще, по фактору гірського тиску, але вони складні по провітрюванню, транспорту. Дія гірського тиску на виїмкові виробки не знижується.

При високої газоносності необхідна дегазація вугільних пластів, виробленого простору, особливо при суцільній системі розробки.

Розвантаження масиву порід, що оточує гірничі виробітки – основне технічне рішення для зниження негативного впливу природних факторів.

12.2 Розташування польових виробок у розвантаженому від гірського тиску масиві гірських порід

Критерії переходу на охорону польових виробок з попереднім розвантаженням: опускання покрівлі, підосви менш 0,5 м, що є граничним для аркового трьохланкового кріплення.

Розвантаження масиву здійснюється при відпрацьовуванні розвантажувальної лави, нижче якої розташовуються виробки (рис. 12.1).

Виділяються зони: повного опускання (1); складних опускань (2). В 1 зоні відбулося розвантаження масиву, породи над виробленим простором у межах зони повних опускань передали свою вагу на ґрунт пласта.

У других зонах напруги змінюються від мінімальних до гідростатичних і перевищуючих гідростатичні під вугільним пластом.

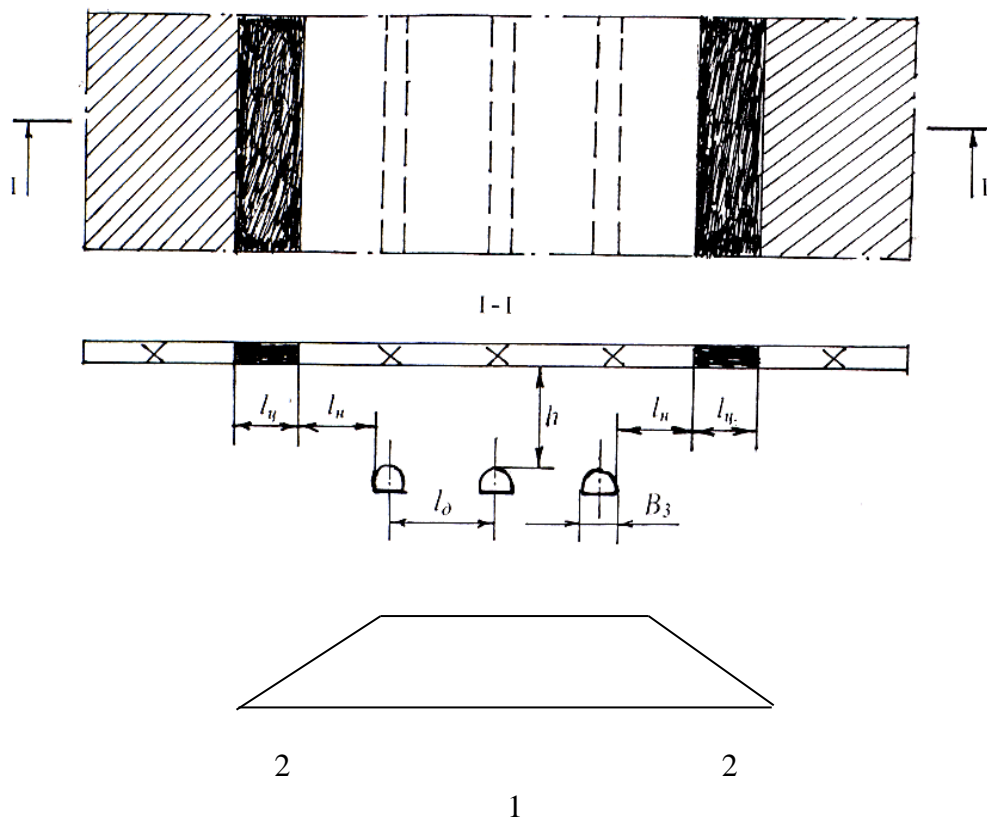


Рисунок 12.1 – Характер опускання надробленого масиву гірських порід по ДонВДІ

Виробку рекомендується розташовувати в зоні повних опускань на певних відстанях від виробленого простору й границь вугільного пласта.

Відстань між виробками:

$$l_g = K_i \cdot (b_1 + b_2), \text{ м}, \quad (12.1)$$

де K_i – коефіцієнт, що залежить від глибини розробки й міцності порід міжпластя, $K_i = 1 \dots 5 \dots 5$;

b_1, b_2 – ширина виробок, м.

Крайні виробки повинні відстояти від крайової частини пласта на величину l_n :

$$l_H \geq 1,5\sqrt{mH} K_y K_o K_h, \quad (12.2)$$

де m – потужність пласта, м;

H – максимальна глибина розташування виробки, м;

K_y – коефіцієнт, що враховує стійкість покрівлі виробок;

$K_y = 1$, при нестійких породах ($G < 40$ МПа);

$K_y = (0,8-0,6)$, при середній стійкості порід ($G = 40-60$ МПа);

$K_y = (0,5-0,4)$, при стійких породах ($G > 60$ МПа);

K_o – коефіцієнт, що враховує обвалюємість порід:

$K_o = 1$ для легкообвалюємої покрівлі;

$K_o = 1,15$ при середньої обвалюємісті покрівлі;

$K_o = 1,25$ для важкообвалюємої покрівлі;

K_h – коефіцієнт, що враховує відстань від підшви пласта до виробки: при $h = 10$ м $K_h = 1$; $h = 15$ м $K_h = 0,95$; $h = 20$ м $K_h = 0,85$.

Для флангових польових виробок відстань до крайової частини пласта дорівнює $0,5 \cdot l_H$.

Відставання вибою підготовчої виробки від вибою розвантажувальної лави (рис. 12.2) дорівнює $1,25 \cdot l_H$.

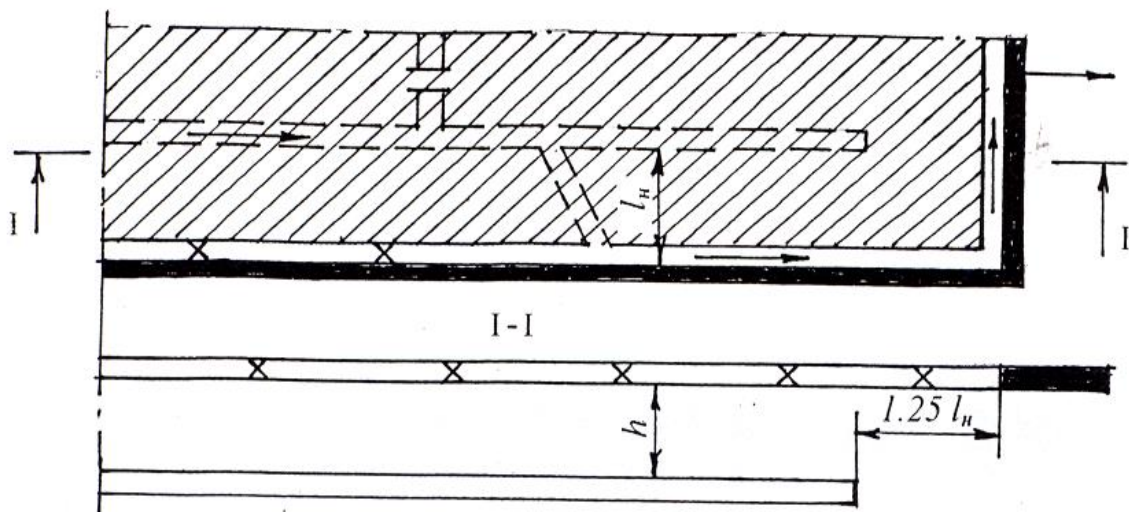


Рисунок 12.2 – Взаємне положення вибоїв виробок

При дотриманні параметрів l_g, l_n довжина розвантажувальної лави 180-200 м. Під нею також необхідно розташовувати приймально-відправні площадки, камери.

При підході основних лав до виробленого простору розвантажувальної лави залишаються цілики вугілля шириною:

$$l_u \geq K_\partial \cdot l_n, \quad (12.3)$$

де K_∂ – коефіцієнт, що враховує напрямок руху основної лави:

якщо лава рухається на цілику $K_\partial = 0,8$;

паралельно виробкам $K_\partial = 0,6$;

від границь цілика $K_\partial = 0,4$.

Цілики не повинні руйнуватися. Їхня ширина 23-62 м.

Для збереження розвантажувальних зон, при їхньому створенні або при підході основних лав передбачається зведення щільної закладки в крайових частинах розвантажувальних лав.

ТЕМА 13

СТВОРЕННЯ ЗОН РОЗВАНТАЖЕННЯ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД ЛАВОЮ

Розроблено 16 схем для умов: потужність пласта (m) 0,8-0,9 м; глибина розробки (Н) 700-1400 м; кут падіння пласту (α) менше 10° – 8 схем, більше 10° – 8 схем; газовиділення до $4 \text{ м}^3/\text{хв}$ і більше $4 \text{ м}^3/\text{хв}$; небезпечні й безпечні по викидах вугілля й газу.

На схемах прийняті умовні позначки доріг для доставки допоміжних матеріалів:



Умови застосування схем:

при G менш 40 МПа, H до 700 м;

при G від 40 до 60 МПа, H до 700 - 900 м;

при G більше 60 МПа, H більше 900 м;

Розглянемо найбільш прості схеми.

Схема 2.13 (відповідно до першоджерела) передбачає розвантаження головних польових штреків при панельній підготовці розвантажувальною лавою по простяганню. Конвеєрний і вентиляційний штреки, які проведено слідом за розвантажувальною лавою, періодично з'єднуються квершлагами з головними польовими штреками, за квершлагами пластові штреки погашаються. На рисунку 13.1 наведений план розташування очисного й підготовчого вибоїв і розріз по падінню пласта. Пласт не небезпечний по раптових викидах вугілля й газу. Кут падіння пласта більше 10 град. На рисунку 13.1 не уточнена схема проведення відкатного штреку по пласту за лавою, місце розташування конвеєра й ін. питання.

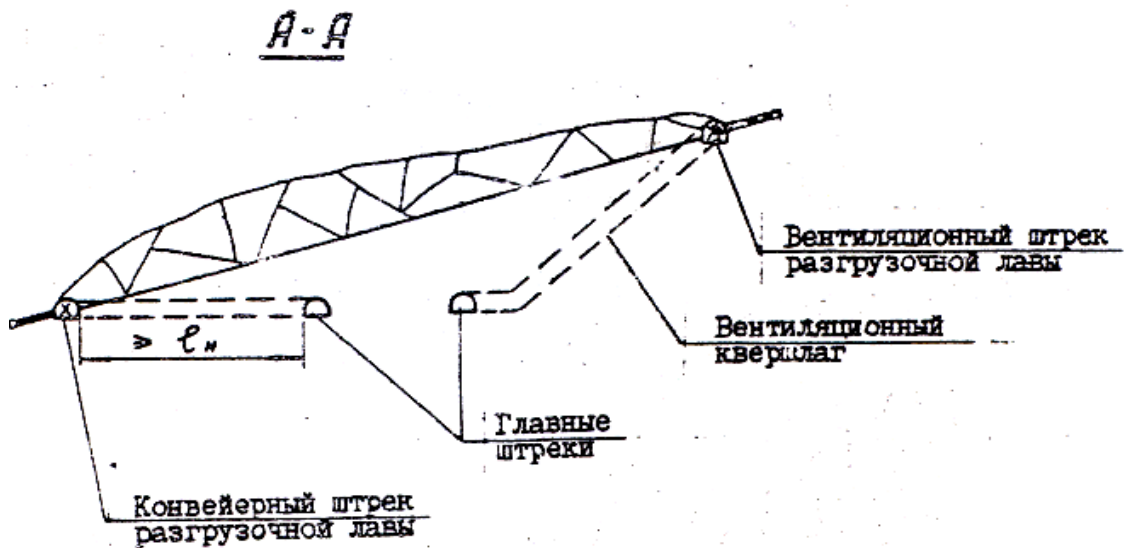
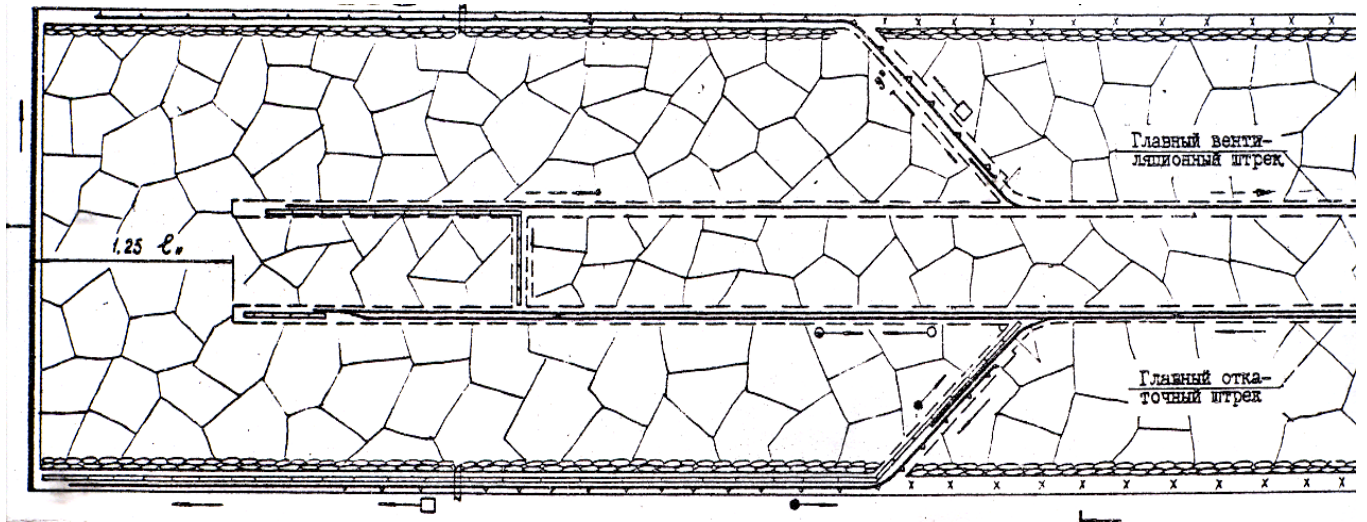
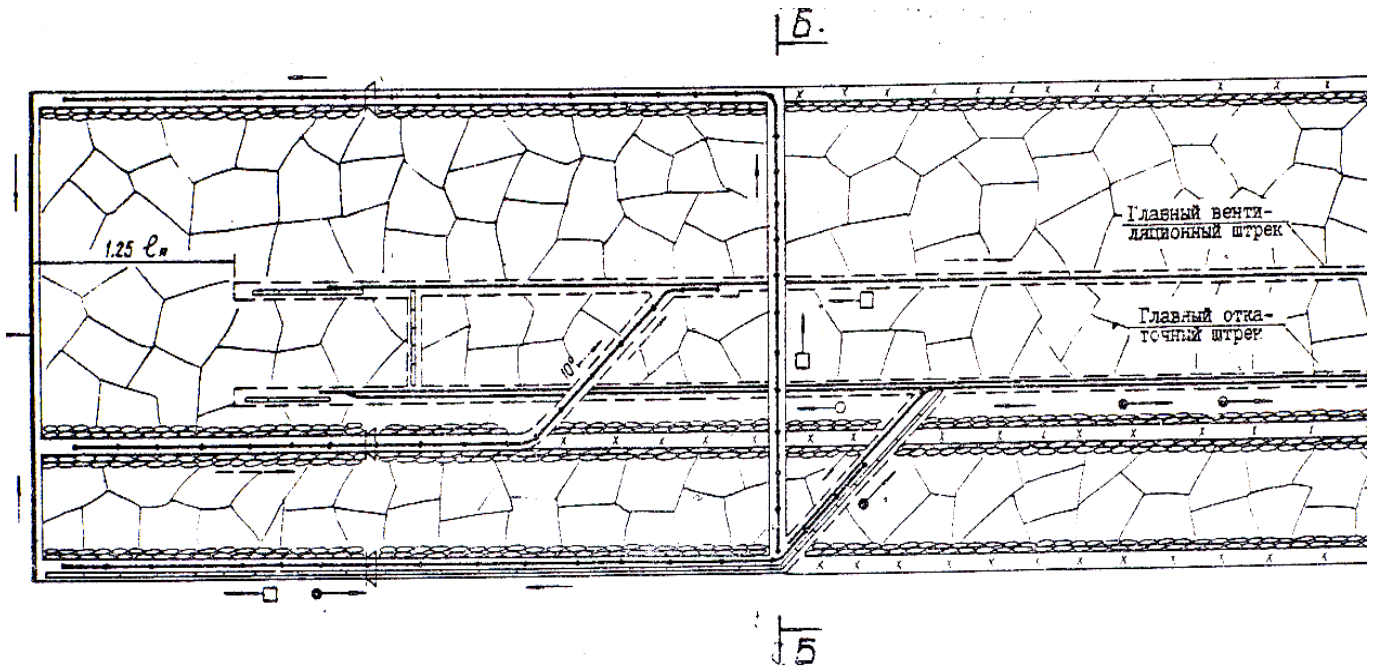


Рисунок 13.1 – Схема попереднього розвантаження головних штреків при панельній підготовці (згідно [9])

Для пластів, небезпечних по раптових викидах вугілля й газу, відповідно до схеми (рис. 13.2) за лавою проводяться 3 виїмкових штреки, з яких по двох бортовим надходить свіжий струмінь повітря, а по третьому проведеному в нижній частині лави, видається вихідний струмінь повітря. При цьому свіже повітря на верхній штрек подається по збійці, що з'єднує бортові штреки у виробленому просторі, а вихідний струмінь повітря по похилому вентиляційному квершлагу на головний вентиляційний (польовий) штрек. Матеріали доставляються по всіх виробках за допомогою монорейкових доріг.



Б - Б

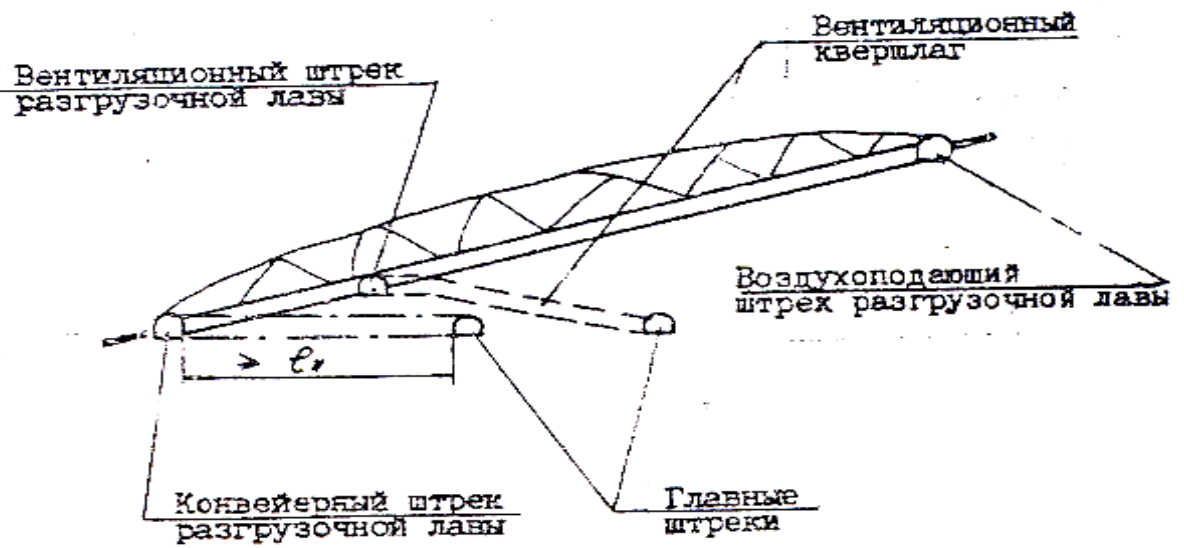


Рисунок 13.2 – Схема створення зони розвантаження лавою із трьома виробітками (згідно [9])

ТЕМА 14

СТВОРЕННЯ ЗОН РОЗВАНТАЖЕННЯ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПРИ ПРОВЕДЕННІ ПЛАСТОВИХ ВИРОБОК

Масив розвантажується після утворення щілини або свердловини по вугільному пласті.

Основні принципи:

- виробки проводяться тільки із присіканням підшоши;
- форма перетину виробок прямокутна або трапецієподібна;
- передбачається зміцнення покрівлі;
- застосовується кріплення спрямованої піддатливості до величини потужності пласта.

14.1 Статистичний метод

Конвергенція покрівлі й підшоши визначається у виробку без розвантаження масиву:

$$U^k = 0,5K_{sk} \cdot b ; \quad (14.1)$$

$$U^l = K_{sn} \cdot b , \quad (14.2)$$

де K_{sk} , K_{sn} – коефіцієнти, що враховують вплив глибини розробки, розрахункову міцність порід, опорний тиск;

b – ширина виробки.

Опускання покрівлі після утворення щілини по вугільному пласті:

$$U_{оц}^k = U_k (1 + 0,12l) ; \quad (14.3)$$

$$U_{оц}^n = U_n (1 - 0,3l) , \quad (14.4)$$

де l – параметр,

$$l = \frac{4l_{щ}}{b} , \quad (14.5)$$

$l_{щ}$ – довжина щілини, м.

Необхідно задати значення $l_{щ}$, з огляду на те, що оптимальне $l_{щ} = 0,75b$.

Висота щілини:

$$m_{щ} \geq U_{оц}^к = 1,14 \left(\frac{U_{оц}^к + U_{оц}^n}{2} \right) . \quad (14.6)$$

Якщо замість щілини в пласті буряться свердловини, необхідно обчислити коефіцієнт ($K_{скв}$), що враховує вплив міжсвердловинних ціликів:

$$K_{скв} = \frac{\pi \cdot d \cdot n}{4} , \quad (14.7)$$

де d – діаметр свердловин, приблизно дорівнює висоті щілини;

n – число рядів свердловин по потужності пласту.

14.2 Аналітичний метод

На рисунку 14.1 наведена схема для визначення ширини зони розвантаження з боку повстання пласта ($B_{зв}$) і падіння ($B_{зн}$). Ширина виробки горизонтальна ($B_{ш. н.}$) і похила ($B_{шн}$). Розвантажувальна дія щілини поширюється в підшві й обмежується лінією АС із боку повстання й А'С' з боку падіння пласта.

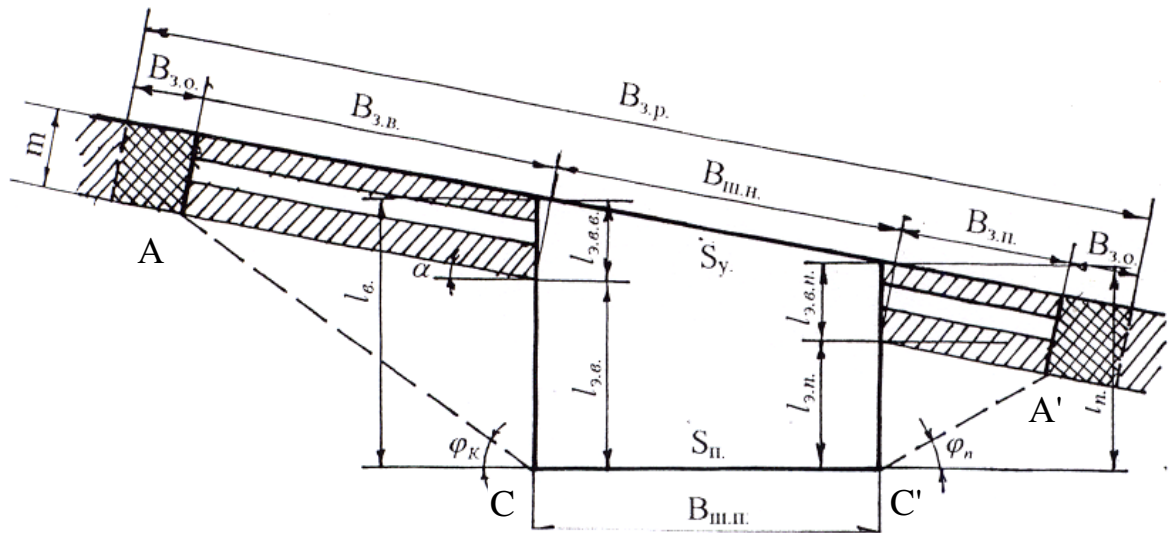


Рисунок 14.1 – Схема для визначення ширини зони розвантаження пласта

Положення ліній визначається кутом розвантаження (φ), що обчислюється по формулі:

$$\varphi = 2 \left[\arctg \left(\frac{\sigma_c}{\sigma_p} \cdot \frac{1}{B} \right) - 45^\circ \right], \quad (14.8)$$

де B – коефіцієнт:

$$B = \sqrt{\frac{\sigma_c}{\sigma_p} + 1} - 1, \quad (14.9)$$

σ_c – межа міцності підшви на стиск;

σ_p – межа міцності на розтягання.

Для визначення ширини зони розвантаження масиву (рис. 14.1) зображується в масштабі й визначаються $B_{зв}$ і $B_{зп}$.

Аналітично:

$$B_{3\epsilon} = \frac{(l_{\epsilon} - m \cos \alpha) \sin(90 - \varphi)}{\sin(\varphi + \alpha)}, \quad (14.10)$$

$$B_{3n} = \frac{(l_n - m \cos \alpha) \sin(90 - \varphi)}{\sin(\varphi + \alpha)}, \quad (14.11)$$

де α – кут падіння пласта, град;

l_{ϵ}, l_n – відповідно висота виробки з боку повстання й падіння.

14.3 Схеми розвантаження при проведенні виробок

На рисунку 14.2 у плані й на розрізі показане розташування кріплення, анкерів, розвантажувальної щілини при проведенні штреку, де: 1 – верхняк; 2 – верхній, 3 – нижній бічні стояки кріплення; 4 – щілина; 5 – анкери.

Розвантаження масиву може здійснюватися буровибуховим способом при покрівлях середньої стійкості й стійких.

Відставання місця провадження робіт по розвантаженню масиву від вибою виробки в межі 15-20 м.

При міцності покрівлі на стиск менш 60 МПа рекомендується застосовувати гвинтові анкери; при міцності 60-90 МПа – анкери із закріпленням по всій довжині хімічними складами або трубчасті. Довжина анкерів 1,8-2,0 м.

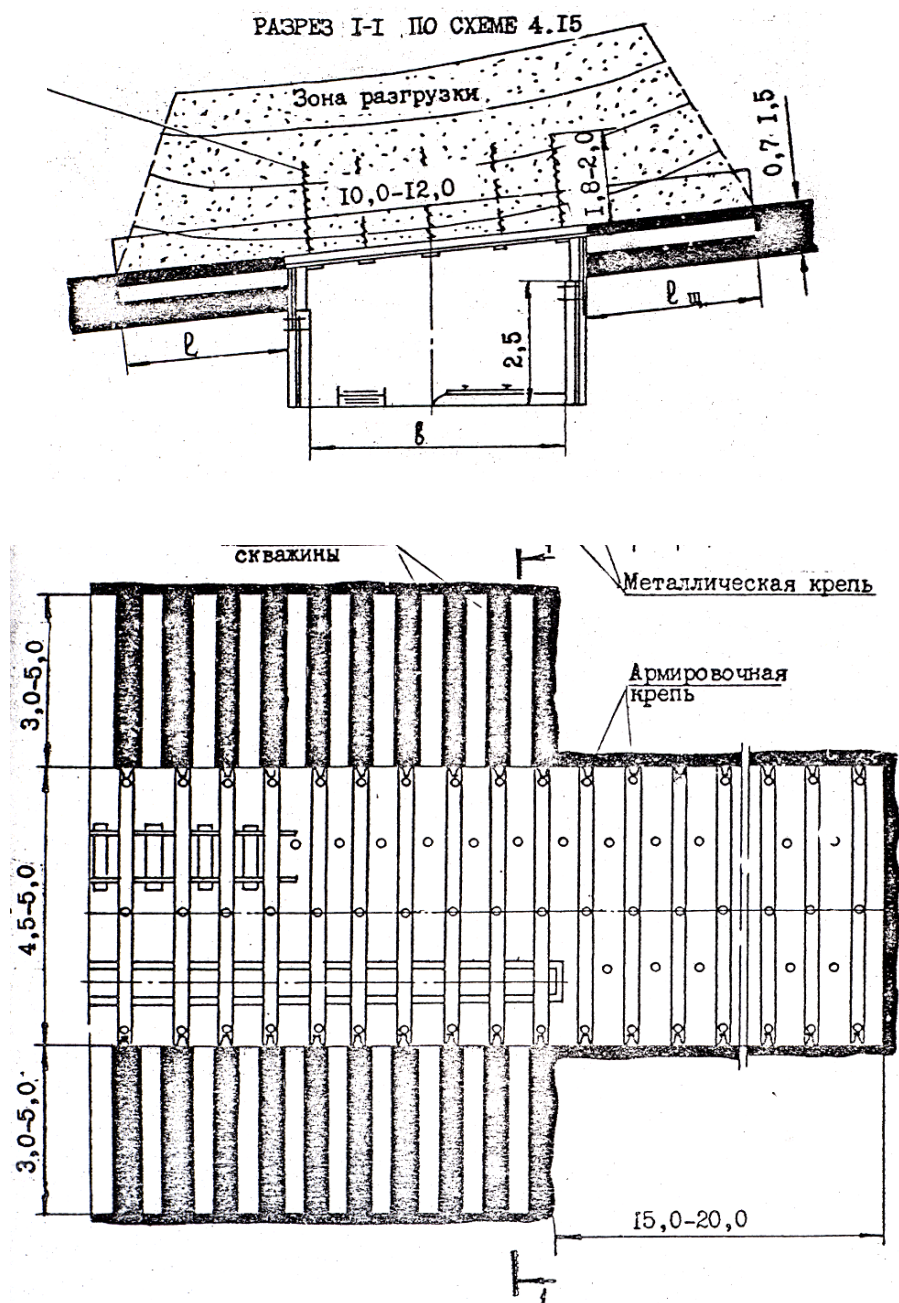


Рисунок 14.2 – Схема розвантаження масиву порід свердловинами при проведенні виїмкової виробки (згідно [9])

ТЕМА 15

СХЕМИ ПІДГОТОВКИ Й СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ

Залежно від умов розробки раціональні дві групи схем:

- головні виробки польові й розташовані в розвантажувальних зонах, створених розвантажувальними лавами, що примикають до лав виробки проводяться в нерозвантаженому масиві;
- головні й виїмкові виробки пластові проводяться в розвантажених зонах, створених при проведенні виробок.

15.1 Перша група схем

Запропоновано 8 систем розробки для пластів з кутом падіння більше 10 град.

- 1) стовпова система розробки з підтримкою виробки за лавою;
- 2) стовпова система розробки з погашенням двох виробок за лавою; третя виробка підтримується у виробленому просторі;
- 3) стовпова система розробки з відпрацьовуванням через стовп;
- 4) стовпова система розробки, але з послідовним відпрацьовуванням стовпів; вентиляційний штрек проводиться вприсічку;
- 5) комбінована система розробки «парні штреки»; за лавою проводяться три штреки;
- 6) суцільна система розробки з польовим штреком; виїмкові штреки оформляються за лавою;
- 7) стовпова система розробки; стовпи підготовляються спареними штреками; схема провітрювання з підсвіженням;
- 8) те ж, але без підсвіження.

Для вибору системи розробки обчислюється безрозмірний критерій K_{ϵ}^p :

$$K_c^p = \frac{U_{пред}}{U_{к2}}, \quad (15.1)$$

де $U_{пред}$ – гранична піддатливість кріплення;

$U_{к2}$ – опускання покрівлі в повторновикористовуваній виробки.

За графіком (рис. 15.1) залежно від потужності пласта й глибини розробки вибирається система розробки, номер якої поміщений праворуч від графіка.

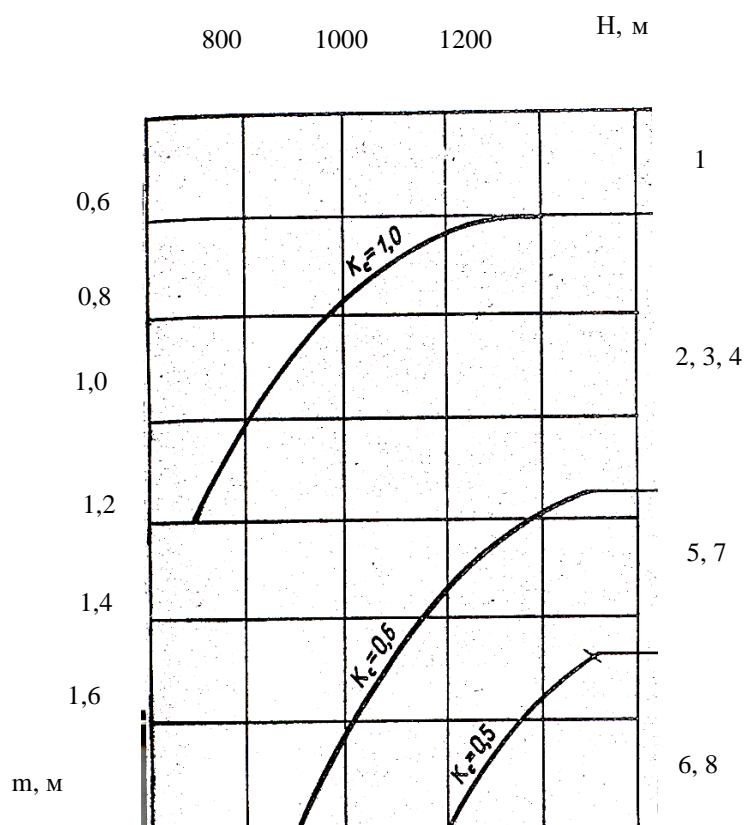


Рисунок 15.1 – Графік залежності K_c^p від потужності пласта і глибини розробки

На рисунку 15.2 наведена система розробки за схемою №1. Стовпова система розробки з повторним використанням конвеєрного штреку в якості повітряподаючого для лави нижчележачого стовпа, за яким він погашається. Схема провітрювання – прямоточна з подачею підсвіжаючого повітря по конвеєрному штреку, розташованому попереду лави й видачею вихідного повітря по іншій частині штреку на фланговий вентиляційний хідник.

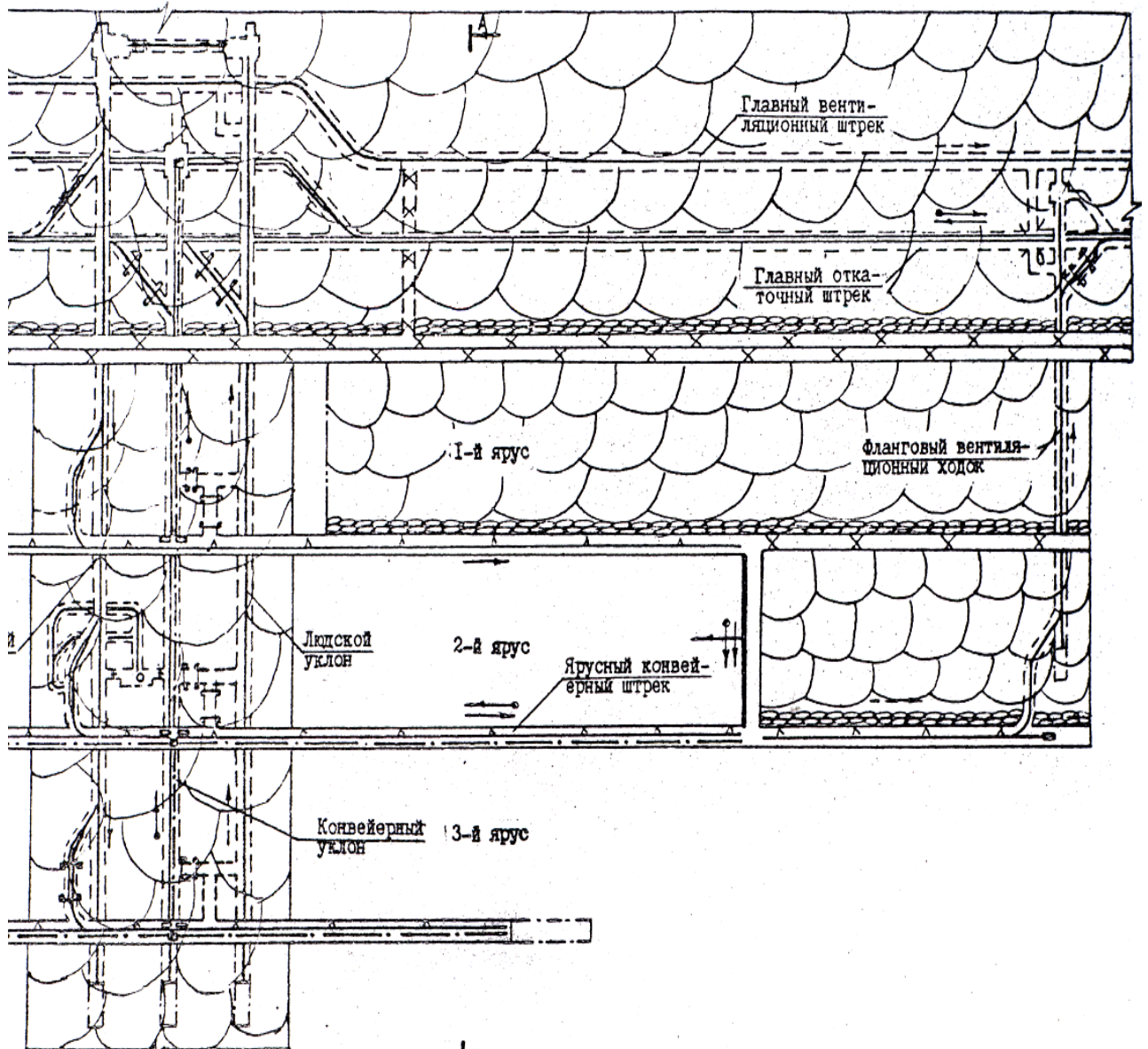


Рисунок 15.2 – Спосіб підготовки й система розробки довгими стовпами з повторним використанням штреку при прямоточному провітрюванні з підсвіженням вихідного струменя повітря (згідно [9])

Для пластів, небезпечних по раптових викидах вугілля й газу, рекомендується система розробки за схемою №2, яка зображена на рисунку 15.3.

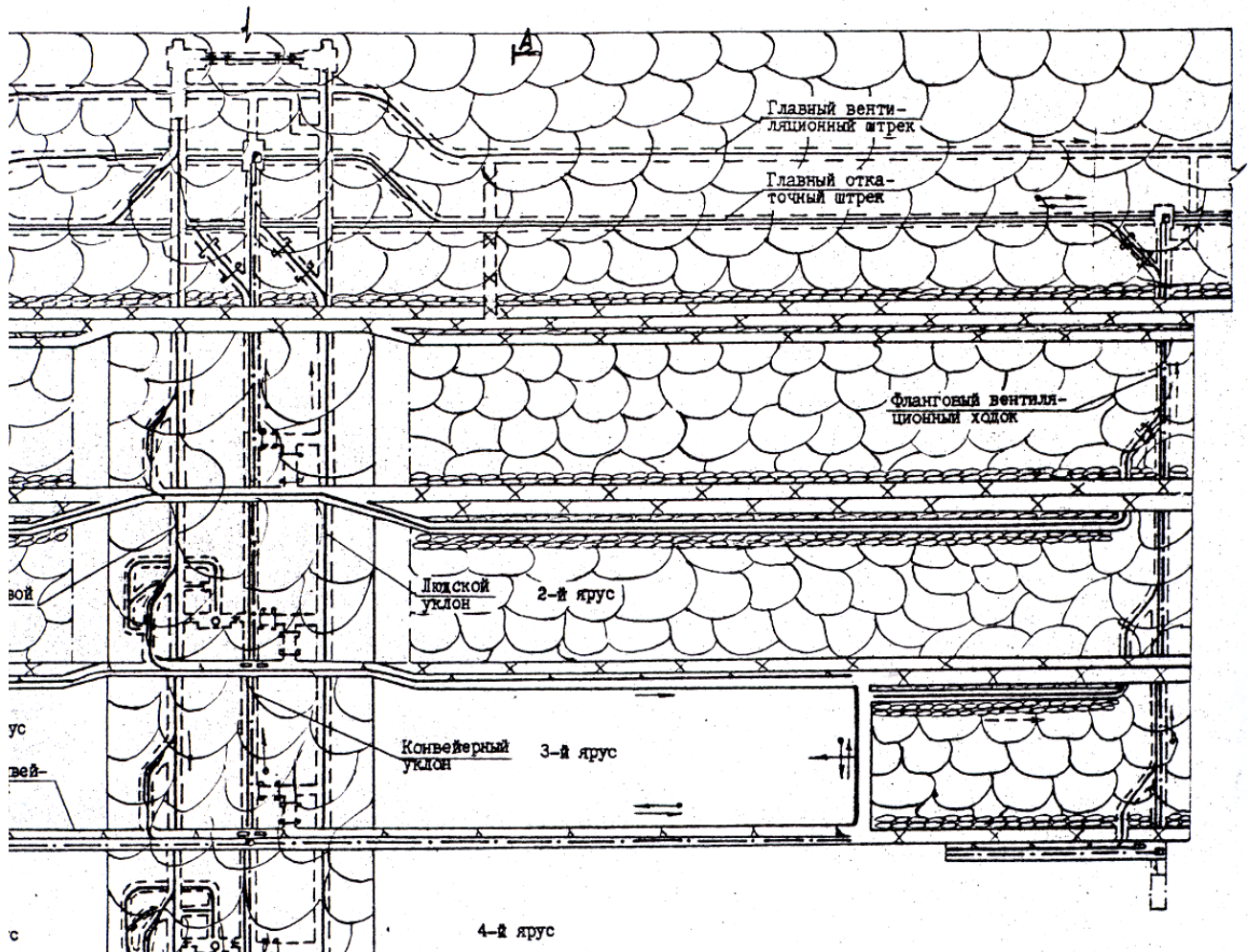


Рисунок 15.3 – Спосіб підготовки й система розробки довгими стовпами при прямоточному провітрюванні з підсвіженням вихідного струменя повітря (згідно [9])

Відповідно до схеми №2 за лавою обидва штреки погашаються. Свіжий струмінь подається по відкаточному штреку, підсвіжаючи по верхньому штреку, проведеному вприсічку. Вихідний струмінь повітря видається по спеціальному вентиляційному штреку, що проводиться слідом за лавою в її верхній частині. При підготовці нижнього стовпа штрек проводиться слідом за лавою від флангового ходка з відставанням від діючої лави. Для провітрювання цього штреку використовується свіже повітря, що надходить по колишньому вентиляційному штреку відпрацьованого ярусу. Схема №2 складна, але може застосовуватися на великій глибині при відпрацьовуванні пластів, небезпечних по раптових викидах вугілля й газу.

15.2 Друга група схем

Основні принципові рішення для створення другої групи систем розробки:

- використання ефекту розвантаження масиву навколо виробок дозволяє максимально знизити або виключити прояв гірського тиску безпосередньо у виробку, а перемістити їх у масив, що примикає до границь розвантажених зон;
- розширення області застосування стовпової системи розробки, у якій передбачається повторне використання виробки, прямоточна схема провітрювання з підсвіженням вихідного струменя;
- забезпечення високої безпеки робіт з умов виходу людей безпосередньо на свіжий струмінь повітря при аварійній ситуації у виїмковій полі;
- здійснення сонаправленого руху вугілля й повітря по лаві.

Найбільш проста система розробки представлена на рисунку 15.4. Середня похила панельна виробка проводиться в підшві пласта на відстані 10-15 м від нього. Конвеєрний штрек за лавою охороняється кострами в сполученні з підпорно-огороджуючим кріпленням; покрівля плавно опускається на величину, рівну потужності пласта. Провітрювання прямоточне. Свіжий струмінь повітря подається по двох штреках, що виходить - по відкаточному штреку за лавою на фланговий ходок. Передбачається щільне або інше розвантаження масиву гірських порід.

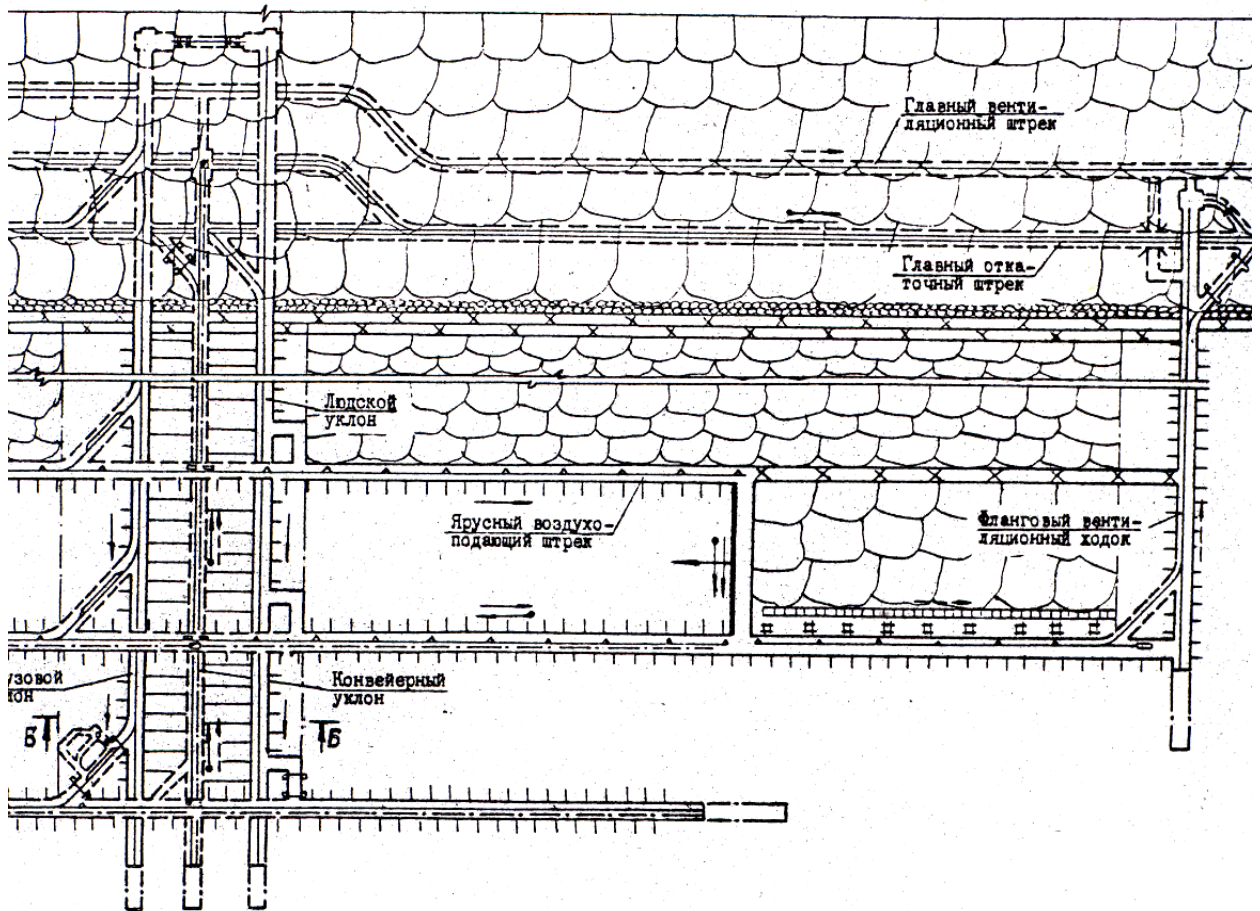


Рисунок 15.4 – Спосіб підготовки й система розробки довгими стовпами з повторним використанням штреків у розвантажених зонах при прямоточному провітрюванні з пісвіженням вихідного струменя повітря (згідно [9])

ТЕМА 16

ОСОБЛИВОСТІ РОЗКРИТТЯ ШАХТНИХ ПОЛІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ

Напрямки вдосконалювання схем розкриття:

– головні магістральні й основні похилі виробки блоків й обріїв проводяться в розвантажених від гірського тиску зонах;

– розкриття й підготовка шахтних полів вертикальними стволами й капітальними квершлагами із застосуванням транзитних похилих виробок, що приводить до зменшення числа основних вуглепідіймальних горизонтів при великих розмірах шахтного поля по падінню, к зменшенню початкової глибини стволів;

– розкриття й підготовка шахтного поля ділянками-блоками із проходженням сліпих стволів або блокових стволів для спуску вугілля й вантажів на основний горизонт;

– автономне розкриття й розробка частин шахтного поля великих розмірів шахтами-блоками з передачею вугілля на центральний проммайданчик по транспортних виробках, розташованих під денною поверхнею;

– розкриття й підготовка блоків шахти з видачею вугілля на поверхню й виконанням допоміжних операцій по блокових стволах. Запропоновано 15 схем розкриття [9]. Схема розкриття №3 - розкриття вертикальними стволами, пройденими до верхньої границі шахтного поля, з підготовкою ухилих полів транзитними ухилами представлена на рисунку 16.1. Розмір шахтного поля по падінню більше 3 км.

У цій схемі реалізовані всі напрямки вдосконалювання схем розкриття шахтного поля: проведення виробок у розвантажених зонах; один вуглепідіймальний горизонт; найменша глибина стволів; безступінчастий транспорт вугілля.

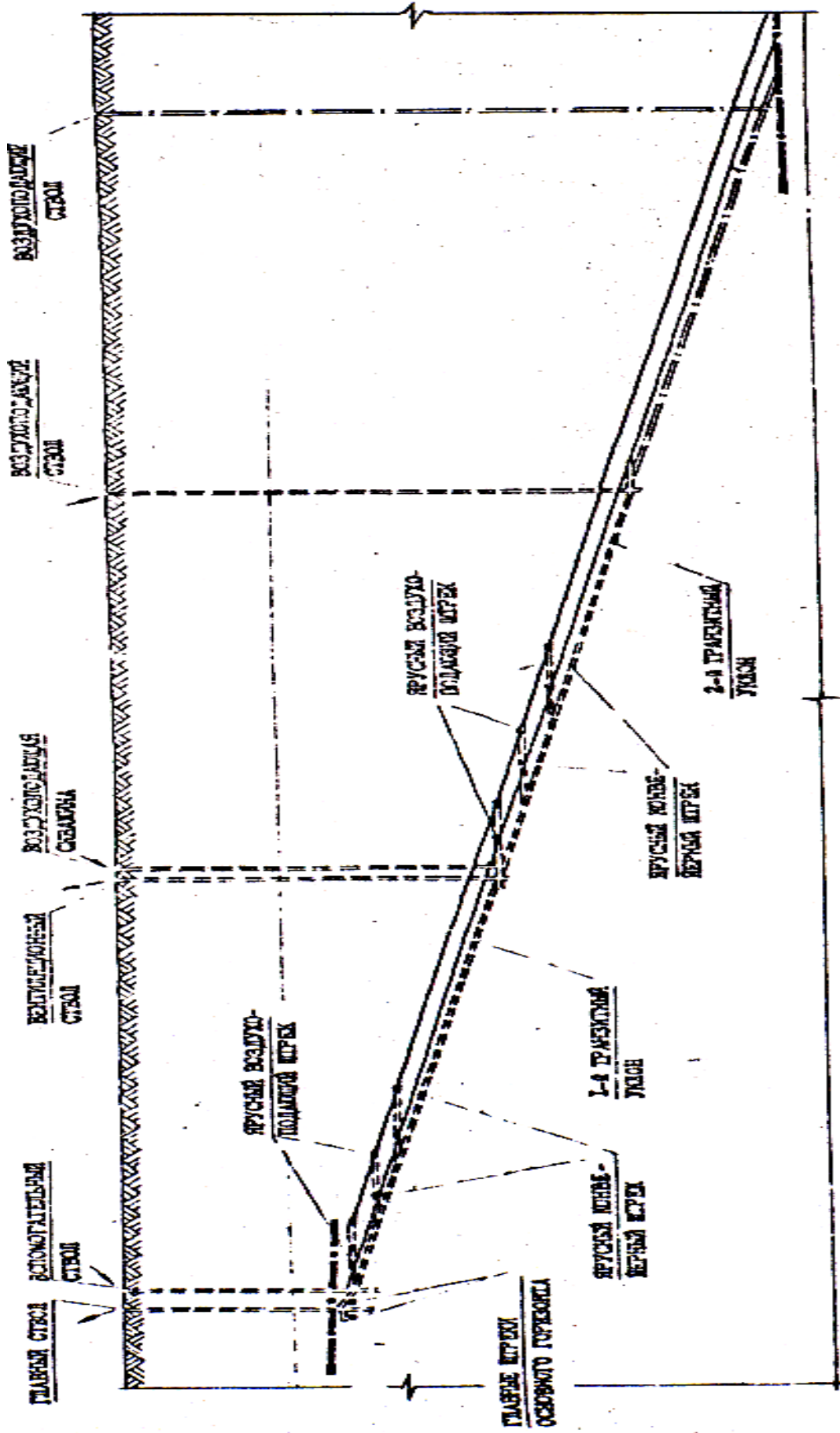


Рисунок 16.1 – Схема розкриття при підготовці ухилого поля транзитним ухилом (згідно [9])

ТЕМА 17

МЕТОДОЛОГІЯ ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ТРИЩИНУВАТИХ МАСИВІВ СТОСОВНО ДО ЗМІЦНЕННЯ

Геомеханічні основи зміцнення масиву порід навколо виробок, що примикають до лав, які включають закономірності взаємного зв'язку між деформаційними, фільтраційними властивостями масиву порід і технологічними властивостями скріплюючих речовин викладені в попередніх главах. Вони є основою для вибору й обґрунтування нових технологій, параметрів укріплення, скріплювальних речовин і спрямовані на зменшення витрат на зміцнення порід на сполученні лав із виробками. Нижче, на прикладі використання дешевих модифікованих карбамідних речовин, показано в якій послідовності і яким чином використати встановлені закономірності поведінки масиву гірських порід і взаємодіючих з ним речовин.

Коротко про зміст і діяльність:

- виділяються зони в масиві перед лавою по проникності;
- визначається місце, час зміцнення;
- підбирається скріплююча речовина;
- призначається вид технології;
- підбирається устаткування;
- оперативно визначаються параметри розташування шпурів;
- визначаються параметри нагнітання.
- контролюється якість зміцнення.

Методичні підходи при виконанні окремих етапів розглянуті нижче.

Насамперед, використовуючи закономірності зміни проникності (емпіричні формули, графік) залежно від відстані до лави й у глиб масиву від стінки виробки, виділяються три зони масиву: до 5 м; 5-20 м; більше 20 м від лави. Це дозволяє врахувати проникність порід для визначення параметрів фільтраційного потоку, параметри розташування шпурів для нагнітання, конфігурацію зміцненої ділянки.

По-друге, для визначення місця, часу виконання робіт зі зміцнення залежно від швидкості просування лави визначається час твердження речовини, по якому підбираються компоненти скріплюючої речовини.

По-третє, знаючи параметри деформації масиву, підбирається скріплююча речовина з відповідними їй деформаційними й міцностними властивостями.

По-четверте, знаючи місце роботи зі зміцнення, час твердження речовини, що забезпечує вихід у привибійний простір зміцненої покрівлі, призначається вид технології зміцнення: оперативне, попереднє або завчасне.

По-п'яте, при обраній речовині підбирається устаткування для нагнітання речовини в масив. Установки, що випускають серійно, "Нагус", КСН застосовуються для оперативного зміцнення. Для інших ділянок (більше 5 м від лави) можливе застосування простої однорозчинної схеми нагнітання речовин, наприклад, з ємкості за допомогою стисненого повітря від шахтної магістралі стисненого повітря або від автономного переносного балона.

По-шосте, оперативно визначаються параметри розташування шпурів. Для цього по методу ДонДТУ при бурінні шпура вимірюється приладом ПСЛ-2 інтенсивність сейсмоакустичних хвиль, по величині якої призначаються параметри розташування шпурів і пустотність тріщинуватих порід відповідно до таблиці 17.1 [10].

Таблиця 17.1 – Параметри масиву й розташування шпурів

Показник	Параметр			
	менш 150	151-200	201-300	301-500
Інтенсивність сейсмоакустичних хвиль, мкА				
Пустотність масиву, %	0,3	0,3	0,3	0,5
Довжина шпура, м	4,0	3,0	2,5	2,0
Глибина герметизації, м	1,2	0,9	0,7	0,6
Відстань між шпурами, м:				
при безнішевої виїмці вугілля	1,5	1,3	1,0	1,0
при наявності ніш	3,0	2,6	2,0	2,0

По-сьоме, визначається витрата, темп і час нагнітання речовин, глибина герметизації шпурів залежно від схеми їхнього розташування.

І останнє, контроль якості зміцнення безпосередньо після твердження речовини в масиві перед виходом зміцненої покрівлі в приви́бійний простір здійснюється за допомогою приладу ПСЛ-2 або приладом, заснованим на методі витікання стисненого повітря через шпур.

Окремі елементи методики ДонДТУ використовуються на практиці, зокрема, визначення проникності, сейсмоакустичних властивостей масиву, параметрів розташування шпурів.

Реалізувати розглянуту вище методологію планується в методичних вказівках, у яких без розрахунків по обмірюваній величині інтенсивності сейсмоакустичних хвиль, таблично приводяться параметри розташування шпурів, технології нагнітання составів, технологічних параметрів скріплюючих речовин.

СПИСОК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Якоби О. Практика управления горным давлением: Пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 566 с.
2. Булычёв Н.С. Механика подземных сооружений. – М.: Недра, 1982. – 270 с.
3. Методичні вказівки до виконання практичних робіт з дисципліни "Геомеханічне забезпечення гірничих робіт" (для здобувачів вищої освіти спеціальності 184 «Гірництво» освітнього ступеня бакалавр усіх форм навчання) (Електронне видання) / Укладач: Д.А. Сорока – Київ: вид-во СНУ ім. В. Даля, 2025. – 18 с.
4. Орлов А.А. Классификация состояния кровли в очистных выработках // Уголь. – 1967. – № 4.
5. Копылов А.Ф., Назимко В.В. Механизмы деформирования надрабатываемой выработки. – Уголь Украины. – 1994. – № 5. – С. 10-12.
6. Копылов А.Ф., Назимко В.В. Повышение устойчивости надрабатываемых выработок//Уголь Украины. – 1994. – № 8. – С. 23-24.
7. Черняев В.И. Расчёт напряжений и смещений пород при разработке свиты пластов. – Киев: Техника, 1987. – 149 с.
8. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.
9. Альбом схем вскрытия и систем разработки пологих пластов Донбасса на больших глубинах с расположением выработок в разгруженных зонах. – М.: ИГД им. А.А. Сочинского, 1990. – 168 с.
10. Клишин Н.К., Данилов А.А. Упрочнение горных пород на угольных шахтах // Материалы межд. конф. «Безопасность жизнедеятельности на пороге XXI века» (Алушта, сентябрь 1999года). – Алчевск: ВО МАНЭБ, ДГМИ, 1999. – С. 44-47.
11. Клишин Н.К., Лёвин А.А., Тоцкий А.В., Гришан Н.К. Фильтрационные свойства трещиноватого массива. //Сб. науч. тр. ДГМИ. – Алчевск: ДГМИ, 2001. – Вып. 14. – С. 114-120.

13. Клишин Н.К., Куленич Б.И., Герасько О.А. Напряженно-деформированное состояние кровли очистной выработки в зонах влияния выемки угля и передвижения крепи: // Сб. науч. тр. ДГМИ. – Алчевск: ДГМИ, 2001. – Вып. 14. – С. 17-25.

14. 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.

Навчальне видання

НАВЧАЛЬНИЙ ПОСІБНИК
з дисципліни
«ГЕОМЕХАНІЧНЕ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ГІРНИЧИХ РОБІТ»
(для здобувачів вищої освіти спеціальності 184 «Гірництво»
освітнього ступеня бакалавр усіх форм навчання)
(Електронне видання)

Укладач:
Дмитро Анатолійович Сорока

Оригінал-макет

Д.А. Сорока

Підписано до друку _____
Формат 60x84¹/₁₆. Папір друкар. Гарнітура Times.
Друк офсетний. Умов. друк. арк. _____. Облік. видавн. арк. _____
Тираж _____ екз. Вид. № _____. Замовл. № _____. Ціна договірна.

Видавництво Східноукраїнського національного університету
імені Володимира Даля

Адреса видавництва: м. Київ, вул. Іоанна Павла II, 17.

Телефон: +38(050) 218 04 78

E-mail: vidavnictvosnu.ua@lmail.com