

ДВНЗ «Донецький Національний Технічний Університет»

(повне найменування інституту, назва факультету)

Факультет «Гірничий»

(повне найменування інституту, назва факультету)

Кафедра «Управління гірничим виробництвом»

(повна назва кафедри)

«До захисту допущено»

Завідувач кафедри

_____/Ляшок Я.О/
(підпис) (ініціали, прізвище)
« » _____ 2021 р.

ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

магістр

(освітньо-кваліфікаційний рівень)

на тему: Дослідження впливу реологічних властивостей на стійкість підготовчих виробок в процесі експлуатації, з метою підвищення безпеки праці шахтарів

Виконала: студентка 2 курсу, групи ОПГЗм-19
(шифр групи)

напряму підготовки (спеціальності) 184 «Гірництво», спеціалізація

«Охорона праці»

(шифр і назва напряму підготовки, спеціальності)

Черненко Любов Вікторівна

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Керівник доцент, к.т.н., доц. Сергієнко О.І.

(посада, науковий ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали)

(підпис)

Рецензент

(посада, науковий ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали)

(підпис)

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

Студент _____
(підпис)

Покровськ – 2021 р.

ДВНЗ «Донецький Національний Технічний Університет»
 Факультет Гірничий
 Кафедра Управління гірничим виробництвом
 Освітньо-кваліфікаційний рівень (освітній ступінь) Магістр
 Напрямок підготовки (спеціальність) 184 Гірництво
 (шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ:
 Завідувач кафедри

_____/Ляшок Я.О/
 (підпис) (ініціали, прізвище)
 “ ” 2021 р.

ЗАВДАННЯ НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРУ

Черненко Любов Вікторівна
 (прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема проекту (роботи) Дослідження впливу реологічних властивостей на стійкість підготовчих виробок в процесі експлуатації, з метою підвищення безпеки праці шахтарів

керівник проекту (роботи) Сергієнко Олександр Іванович, к.т.н, доцент
 (прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
 затверджені наказом від № _____ “ ” 2021 року

2. Строк подання студентом проекту (роботи) “ ” 2021 року

3. Вихідні дані до проекту (роботи) матеріали переддипломної практики

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) 1) Аналіз впливу реологічних властивостей на стійкість підготовчих виробок. 2) Лабораторні дослідження по визначенню параметрів повзучості і релаксації гірських порід. 3) Чисельні дослідження напружено-деформованого стану гірських порід навколо підготовчих виробок з урахуванням їх реологічних властивостей. 4) Рекомендації щодо стійкості підготовчих виробок в процесі експлуатації.

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) рисунки, графіки, фото процесів дослідження

6. Консультанти розділів проекту (роботи)

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв

7. Дата видачі завдання “ ____ ” ____ 2021 року

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
1.	<i>Гірничо-геологічні умови відпрацювання пласта m_4^2 шахти Краснолиманська</i>	<i>28.02.21</i>	
2.	<i>Аналіз впливу реологічних властивостей на стійкість підготовчих виробок.</i>	<i>05.03.21</i>	
3.	<i>Лабораторні дослідження по визначенню параметрів повзучості і релаксації гірських порід.</i>	<i>15.03.21</i>	
4.	<i>Чисельні дослідження напружено-деформованого стану гірських порід навколо підготовчих виробок з урахуванням їх реологічних властивостей.</i>	<i>05.04.21</i>	
5.	<i>Рекомендації щодо стійкості підготовчих виробок в процесі експлуатації</i>	<i>05.05.21</i>	
6.	<i>Оформлення роботи і підготовка до захисту</i>	<i>10.05.21</i>	
7.			
8.			
9.			
10.			

Студент _____ *Черненко Л.В.*
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник проекту (роботи) _____ *Сергієнко О.І.*
(підпис) (прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Черненко Л.В. Дослідження впливу реологічних властивостей на стійкість підготовчих виробок в процесі експлуатації, з метою підвищення безпеки праці шахтарів / Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «магістр» за спеціальністю 184 «Гірництво» (спеціалізація «Охорона праці в гірництві»). – ДВНЗ ДонНТУ, Покровськ, 2021.

Метою роботи є дослідження впливу реологічних властивостей на стійкість підготовчих виробок в процесі експлуатації, для підвищення безпеки праці шахтарів.

Ідея роботи полягає в використанні в'язко-пружних деформацій гірських порід при визначенні напружено-деформованого стану гірського масиву навколо підготовчих виробок.

У результаті проведених лабораторних досліджень реологічних властивостей гірських порід, отримані параметри повзучості пісковика і встановлена залежність терміну повного деформування виробки.

Вперше встановлена аналітична залежність для визначення терміну існування виробки, яка залежить від швидкості і прискорення зміни деформацій та не залежить від початкових розмірів виробки. Вперше розроблена методика яка дозволяє виконати чисельний аналіз в'язко-пружних деформацій гірських порід навколо гірничих виробок з урахуванням їх реологічних властивостей.

Ключові слова: пісковик, реологічні властивості, повзучість, релаксація, швидкість зміни деформацій, прискорення зміни деформацій, анкерне кріплення, напружено-деформований стан.

SUMMARY

Chernenko L. Research of influence of rheological properties on stability of preparatory workings in the course of operation, for the purpose of increase of safety of work of miners / Final qualifying work on reception of an educational degree "master" on a specialty 184 "Mining" (specialization "Labor protection in mining"). – SHEI of DonNTU, Pokrovsk, 2021.

The aim of the work is to study the influence of rheological properties on the stability of preparatory workings during operation, to increase the safety of miners.

The idea of the work is to use visco-elastic deformations of rocks in determining the stress-strain state of the rock mass around the preparatory workings.

As a result of the carried-out laboratory researches of rheological properties of rocks, parameters of creep of sandstone are received and dependence of term of full deformation of working out is established.

For the first time, an analytical dependence has been established to determine the service life of a workpiece, which depends on the speed and acceleration of deformation changes and does not depend on the initial dimensions of the workpiece. For the first time a technique was developed that allows to perform numerical analysis of visco-elastic deformations of rocks around mine workings, taking into account their rheological properties.

Keywords: sandstone, rheological properties, creep, relaxation, rate of change of deformations, acceleration of change of deformations, anchor fastening, stress-strain state.

ЗМІСТ

ВСТУП	8
1. АНАЛІЗ ВПЛИВУ РЕОЛОГІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ НА СТІЙКІСТЬ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК	11
1.1. Пластичні та реологічні властивості гірських порід.....	11
1.2. Вплив реологічних властивостей на напружено-деформований стан гірських порід.....	24
1.3. Характер проявів гірського тиску у підземних виробках.....	33
1.4. Поняття про теорію спадкової повзучості.....	39
1.5. Висновки за розділом	45
2. ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПО ВИЗНАЧЕННЮ ПАРАМЕТРІВ ПОВЗУЧОСТІ І РЕЛАКСАЦІЇ ГІРСЬКИХ ПОРІД	47
2.1. Методика випробування лабораторних досліджень по визначенню параметрів повзучості.....	47
2.2. Проведення лабораторних досліджень	49
2.3. Обробка і оцінка результатів випробувань механічних властивостей гірських порід.....	53
2.4. Висновки за розділом	59
3. ЧИСЕЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ГІРСЬКИХ ПОРІД НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК З УРАХУВАННЯМ ЇХ РЕОЛОГІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ	60
3.1. Способи охорони виробок.....	60
3.2. Характеристика виїмкової ділянки 5-ї південної лави ухилу №1 пласта m_4^2 шахти «Краснолиманська»	62
3.3. Визначення фізико - механічних властивостей гірських порід та умов підтримання виробки.....	68
3.4. Методика чисельного моделювання напружено-деформованого стану гірських порід навколо підготовчих виробок	71
3.5. Опис моделей і властивостей гірського масиву що вміщує підготовчу виробку.....	73

3.6. Оцінка результатів чисельного моделювання напружено-деформованого стану підготовчих виробок	76
3.7. Висновки за розділом	80
4. РЕКОМЕНДАЦІЇ ЩОДО СТІЙКОСТІ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК В ПРОЦЕСІ ЕКСПЛУАТАЦІЇ	81
4.1. Рекомендації по вибору і розрахунку анкерного кріплення.....	81
4.2. Розрахунок анкерного кріплення гірничих виробок	110
4.3. Чисельне моделювання напружено-деформованого стану масиву порід навколо гірничої виробки з додаванням анкерного кріплення	114
4.4. Техніко-економічне обґрунтування раціонального способу охорони гірничих виробок	116
4.5. Висновки за розділом	122
ВИСНОВКИ	124
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ.....	126

ВСТУП

Актуальність роботи. Збільшення видобутку вугілля тягне за собою необхідність забезпечення стійкого стану капітальних і підготовчих виробок, що знаходяться поза зоною впливу очисних робіт протягом всього терміну їх експлуатації.

Використовувані проектувальниками методи розрахунку кріплень і місця закладення виробок в більшості випадків не враховують, що напружено-деформований стан масиву гірських порід змінюється у часі. У той же час результати шахтних інструментальних спостережень показують, що прояви гірського тиску мають яскраво виражений тимчасовий характер, зумовлений проявом реологічних властивостей гірських порід.

Реологічні властивості порід можуть бути розділені за характером їх прояву. До першої групи слід віднести загасаючу повзучість і релаксацію напружень. В результаті прояву цих властивостей гірські породи не втрачають свою суцільність при будь-якому часу випробувань. Зазначені властивості досліджені досить детально експериментально і знайшли застосування в аналітичних розрахунках.

До другої групи належать реологічні властивості порід, пов'язані з руйнуванням матеріалу у процесі випробування. До них відносяться незатухаюча повзучість і тривала міцність, яка пов'язана з великою трудомісткістю проведення випробувань.

Для визначення граничних значень тривалої міцності все більшого поширення набувають непрямі методи досліджень. Однак вони не дозволяють встановити кількісний зв'язок між зазначеними групами реологічних властивостей порід, яка логічно впливає з загальної їх природи.

Зовсім не вивчено деформування і руйнування у часі порушених гірських порід. Однією з причин цього є відсутність обладнання для створення заданого ступеня порушення, який буде істотно впливати на

реологічні властивості порід за межею міцності.

Таким чином, дослідження реологічних властивостей гірських порід і врахування цих властивостей у методах розрахунку проявів гірського тиску є важливим і актуальним завданням, що має наукове і практичне значення.

Мета і задачі дослідження. Метою цієї роботи є дослідження впливу реологічних властивостей на стійкість підготовчих виробок в процесі експлуатації, для підвищення безпеки праці шахтарів.

Для досягнення поставленої мети у роботі сформульовані наступні **задачі**:

1. Аналіз впливу реологічних властивостей на стійкість підготовчих виробок.
2. Лабораторні дослідження по визначенню параметрів повзучості і релаксації гірських порід.
3. Чисельні дослідження напружено-деформованого стану гірських порід навколо підготовчих виробок з урахуванням їх реологічних властивостей.
4. Рекомендації щодо стійкості підготовчих виробок в процесі експлуатації.

Ідея роботи полягає у використанні в'язко-пружних деформацій гірських порід при визначенні напружено-деформованого стану гірського масиву навколо підготовчих виробок.

Об'єкт дослідження. Процес деформування бічних порід у часі навколо підготовчих виробок в складних гірничо-геологічних умовах.

Предмет дослідження. Реологічні властивості порід.

Методи дослідження: Для вирішення поставлених задач використані наступні методи дослідження: метод лабораторних досліджень реологічних властивостей гірських порід; метод кінцевих елементів для чисельного моделювання напружено-деформованого стану порід навколо гірничих виробок; метод найменших квадратів для визначення параметрів повзучості гірських порід.

Новизна роботи:

1. Вперше встановлена аналітична залежність терміну існування виробки, яка залежить від швидкості та прискорення зміни деформацій і не залежить від початкових розмірів виробки.
2. Вперше розроблена методика яка дозволяє виконати чисельний аналіз в'язко-пружних деформацій гірських порід навколо гірничих виробок з урахуванням їх реологічних властивостей.

1. АНАЛІЗ ВПЛИВУ РЕОЛОГІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ НА СТІЙКІСТЬ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК

1.1. Пластичні та реологічні властивості гірських порід

Гірські породи, так само як і інші матеріали деформуються по-різному при миттєвому і при тривалому застосуванні навантаження, в результаті чого виявляються їх різні властивості.

Пластичність – явище зростання деформацій при деякому зростанні напруження понад межі пружності без порушення цілісності породи [1].

Пластична деформація в породах обумовлена внутрішнім і міжзерним ковзанням. Внутрізерне ковзання обумовлено дислокаціями – зрушеннями однієї частини кристала щодо іншої.

До параметрів, які характеризують пластичні властивості гірської породи, слід відносити модуль пластичності ($E_{пл}$, Па), який являє собою відношення приросту напружень у пластичній зоні до моменту руйнування породи до повної пластичної деформації [2, 3]

$$E_{пл.} = tg(\alpha_3) = \frac{\sigma_{сж} - \sigma_E}{\varepsilon_p - \varepsilon_E} \quad (1.1)$$

Параметри $\sigma_{сж}$, σ_E , ε_p і ε_E можна визначити з графіка, представленого на рис. 1.1.



Рисунок 1.1 – Графік до розрахунку модуля пластичності зразка гірської породи.

На графіку

$$\operatorname{tg}(\alpha_1) = E,$$

$$\operatorname{tg}(\alpha_2) = E_{\text{деф}},$$

$$\operatorname{tg}(\alpha_3) = E_{\text{пл}},$$

$$\operatorname{tg}(\alpha_4) = M$$

E – модуль пружності, Па

$E_{\text{деф}}$ – модуль повних деформацій перед руйнуванням, Па

$E_{\text{пл}}$ – модуль пластичності, Па

M – модулю спаду несучої здатності породи (модуль крихкості), Па

За величиною модуля пластичності можна порівняти відносну пластичність гірських порід. Зазвичай зі збільшенням межі міцності одноосевого стиску, коефіцієнт пластичності зменшується.

Пластичність залежить від мінерального складу гірських порід. Наявність жорстких кварцових зерен і польового шпату в породі зменшує її пластичність. Пластичність вугілля залежить від вмісту в них вуглецю.

Модуль пружності більш пластичних порід зазвичай нижче, ніж порід менш пластичних. Зі збільшенням числа пластичності глин зростає їх стисливість і водонепроникність.

Пластичність скельних порід збільшується з підвищенням температури і всебічного тиску. Породи, що ведуть себе як крихкі в звичайних умовах, при підвищеному тиску і температурах набувають явно виражені пластичні властивості. Температура прискорює (інтенсифікує) процес пластичної течії. Пластичні деформації при великих всебічних тисках пояснюються тим, що в цих умовах легше можуть проявитися внутрізерний рух і зміщення, що не приводять до порушення суцільності і до виникнення тріщинуватості, тобто до руйнуючих деформацій.

Реологічні властивості гірських порід – властивості, які характеризують зміну деформацій і напружень в гірських породах при тривалій дії навантажень.

Механічні характеристики гірських порід визначають зазвичай при короткочасному додатку навантажень. Елементи ж систем розробки, гірничі виробки, кріплення сприймають навантаження протягом багатьох років.

Питаннями поведінки матеріалів, у т.ч. і гірських порід, в умовах тривалих силових впливів займається реологія – наука про течію речовини.

Залежно від зовнішніх умов, зміна напружено-деформованого стану твердого тіла в часі може іти двома шляхами. Наприклад, навантажимо зразок гірської породи, що має форму циліндра, деяким постійним не руйнуючим навантаженням, що створює практично миттєво цілком певну відносну деформацію, величина якої залежить від модуля пружності матеріалу і величини прикладеного навантаження. У наступні моменти часу, не дивлячись на те, що напруження не змінюються, деформація не буде залишатися постійною, як це впливає із закону Гука. Величина її буде монотонно зростати.

Реологічне явище, яке полягає в тому, що з плином часу при постійному напруженні спостерігається зростання деформацій, носить назву повзучості.

В іншому випадку здавивши зразок між двома плитами преса таким чином, щоб протягом усього експерименту відстань між ними було строго фіксованою, тобто що не змінювалася у часі. Почнемо вимірювати тиск на плити преса з боку зразка і переконаємося, що з часом величина його буде падати. Це реологічне явище носить назву релаксації напружень.

Завданням реології є опис напружено-деформованого стану гірських порід та інших матеріалів з урахуванням їх схильності до повзучості і релаксації. Це завдання зводиться до складання так званих рівнянь стану, тобто таких рівнянь, які пов'язують в єдині співвідношення компоненти напружень, деформацій і їх похідних за часом.

У всіх існуючих дослідженнях покладається, що рівняння стану досить точно описують зміни напружено-деформованого стану матеріалів в тому випадку, якщо зовнішні умови такі, що ні деформації, ні напруження не

можна вважати постійними.

Для наочності уявлення реологічних процесів зазвичай використовують метод структурних моделей. Цей метод полягає в тому, що властивості тіла описуються за допомогою особливим чином підбраною механічною моделлю. Модель повинна складатися з елементів, які ідеально відображають основні фундаментальні якості вихідного матеріалу. Так, наприклад, при певному рівні навантажень і досить швидкому їх впливу всі тверді і пов'язані гірські породи поведуться як пружні тіла, що підкоряються закону Гука. Ця властивість твердих тіл моделюється пружиною, жорсткість якої пропорційна модулю пружності (елемент Гука) (рис. 1.2, а).

Пружні властивості твердих тіл не залежать від часу:

$$\varepsilon = \frac{\sigma}{E} \rightarrow t = 0 \quad (1.2)$$

Спеціальними дослідженнями встановлено, що межі зерен в полікристалічних матеріалах, до яких відносяться і гірські породи, поведуться як в'язка рідина. Ця обставина призводить до того, що температура істотно змінює внутрішнє тертя в таких тілах, їх деформаційні і міцнісні характеристики. В умовах досить тривалих зовнішніх навантажень полікристалічні матеріали поведуться в цілому, як дуже в'язка рідина. В'язкі властивості матеріалів моделює елемент Ньютона (рис. 1.2, б), який представляє собою демпфер – циліндр з отворами, занурений в в'язку рідину. Швидкість деформування у цьому випадку пропорційна діючому напруженню

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{1}{\xi} \sigma, \quad (1.3)$$

де ξ – коефіцієнт в'язкості,

$\frac{1}{\xi}$ – коефіцієнт плинності.

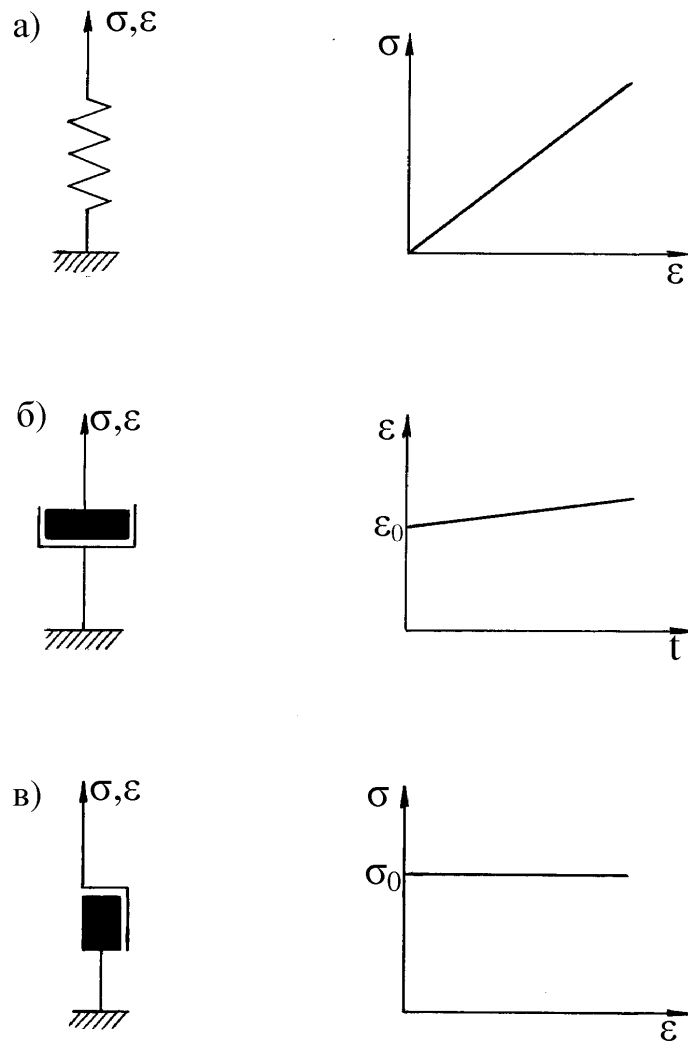


Рисунок 1.2 – Елементарні реологічні моделі:

а) Гука; б) Ньютона; в) Сен-Венана.

При заданому постійному напруженні повна деформація до моменту часу t складе $\varepsilon = \frac{1}{\xi} \sigma_0 t$, а при змінюваних у часі напруженнях:

$$\varepsilon = \frac{1}{\xi} \int_0^t \sigma(t) dt \quad (1.4)$$

При досить великих навантаженнях в гірських породах починається руйнування внутрішніх структурних зв'язків, що призводить до утворення незворотних (пластичних) деформацій. Ця властивість реальних твердих тіл відображає елемент Сен-Венана. Він являє собою елемент сухого тертя:

брусок, що лежить на твердій поверхні (рис. 1.2, в). При навантаженні, яка менше деякої критичної величини, деформація дорівнює нулю, при більшій - деформація невизначена: система приходить в рух і брусок залишається там, де припинилася дія сили.

Таким чином, розглянуті вище елементарні механічні моделі мають цілком певну фізичну основу. Поєднуючи структурні елементи один з одним тим чи іншим чином, створюють більш складні моделі, в великій мірі відображають реальні властивості конкретних матеріалів.

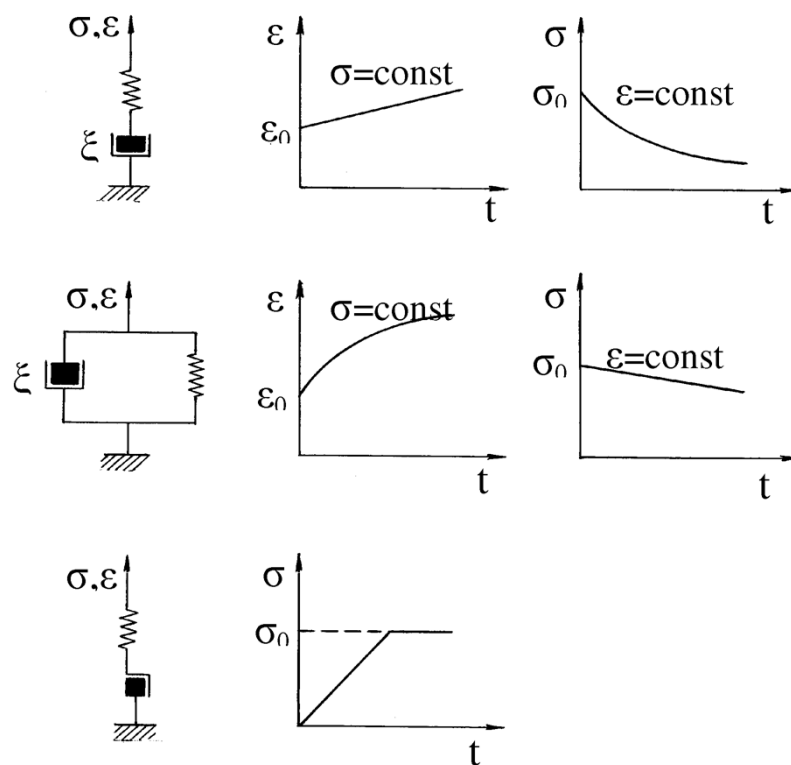


Рисунок 1.3 – Реологічні моделі:

а) Максвелла; б) Кельвіна-Фойгта; в) Сен-Ванана

Схеми з'єднання цих елементів визначені лише феноменологічно, тобто по формальній відповідності властивостей складеної моделі властивостям справжніх тіл. Одна з перших простих структурних механічних моделей твердого тіла була запропонована Максвеллом. Вона являє собою з'єднанні послідовно в'язкий і пружний елементи (рис. 1.3, а).

Навантаження, прикладене до системи, викликає миттєву пружну деформацію пружини, відповідну закону Гука. Надалі деформація системи

зростає у часі з постійною швидкістю за рахунок в'язкого елемента. При знятті навантаження модель отримає зворотну деформацію, рівну початковій пружній, в'язка складова деформації незворотна.

Якщо моделі задати постійну деформацію, то поршень буде рухатися вгору до тих пір, поки натяг пружини не стане рівним нулю і вся пружна деформація перейде в в'язку. Це явище відповідає релаксації напружень.

Рівняння стану для середовища Максвелла можна отримати з таких міркувань. Швидкість деформації очевидно повинна складатися зі швидкості пружної деформації

$$\varepsilon'_{yn} = \frac{1}{E} \frac{d\sigma}{dt} \quad (1.5)$$

і швидкість в'язкої деформації

$$\varepsilon'_s = \frac{\sigma}{Et_o}, \quad (1.6)$$

де $\frac{1}{Et_o} = \frac{1}{\xi}$ – коефіцієнт пропорційності.

Таким чином

$$\varepsilon' = \frac{1}{E} \sigma' + \frac{\sigma}{Et_o}, \quad (1.7)$$

де t_o – деяка постійна, що має розмірність часу.

З рівняння (1.7) отримаємо

$$E \cdot \varepsilon' = \sigma' + \frac{\sigma}{t_o}, \text{ або } E \cdot \frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{d\sigma}{dt} + \frac{\sigma}{t_o}. \quad (1.8)$$

Вираз (1.8) і є диференціальне рівняння стану середовища Максвелла. Після інтегрування, при $\sigma = \sigma_o = const$, це рівняння приводиться до вираження

$$\varepsilon = \frac{\sigma_o}{E} \left(1 + \frac{t}{t_o} \right), \text{ або } \varepsilon = \varepsilon_o \left(1 + \frac{t}{t_o} \right), \quad (1.9)$$

де довільна стала інтегрування $\varepsilon_o = \frac{\sigma_o}{E}$ є пружна деформація при $t = 0$.

При $\varepsilon = \varepsilon_o = const$ отримаємо

$$\sigma = \sigma_o \cdot e^{\left(-\frac{t}{t_o}\right)}. \quad (1.10)$$

Таким чином, повзучість деформацій в середовищі Максвелла характеризується лінійним законом, релаксація напружень – експоненціальним. Постійна величина t_o називається періодом релаксації і, як випливає з формули (1.10), вона чисельно дорівнює часу, протягом якого напруження падає в e раз, де e – основа натуральних логарифмів.

Ця схема тільки якісно відображає властивості реальних тіл, кількісні ж результати погано узгоджуються з експериментом.

Структурна модель середовища Кельвіна-Фойгта є паралельним з'єднанням в'язкого і пружного елементів (рис. 1.3, б). Додаток навантаження в такому середовищі не викликає миттєвих пружних деформацій. Деформації ростуть від нуля при $t = 0$ до якоїсь величини, яка визначається силою P і пружністю пружини.

При розвантаженні деформація не падає до нуля. Релаксації напружень в такому середовищі не спостерігається. Рівняння стану отримаємо, підсумовуючи пружну частину напруження, пропорційну деформації, і в'язку частину, пропорційну швидкості деформації:

$$\sigma = a\varepsilon + b\frac{d\varepsilon}{dt} \quad (1.11)$$

При $\sigma = \sigma_o = const$ отримаємо

$$\frac{d\varepsilon}{dt} + \frac{a}{b}\varepsilon = \frac{1}{b}\sigma_o. \quad (1.12)$$

Рішення цього рівняння має вигляд

$$\varepsilon = \frac{\sigma_o}{b} + c \cdot e^{\left(-\frac{a}{b}t\right)}, \quad (1.13)$$

а при $\varepsilon = \varepsilon_o = const$ отримаємо

$$\sigma = a\varepsilon_o. \quad (1.14)$$

Очевидна невідповідність двох описаних вище моделей властивостям

реальних середовищ спонукало Пойтинга і Томпсона запропонувати модель так званого стандартного лінійного середовища (рис. 1.4). Вона являє собою модель Максвелла, паралельно якій поміщений ще один пружний елемент. Навантаження, прикладене до такої моделі, викличе насамперед миттєву пружну деформацію обох пружин.

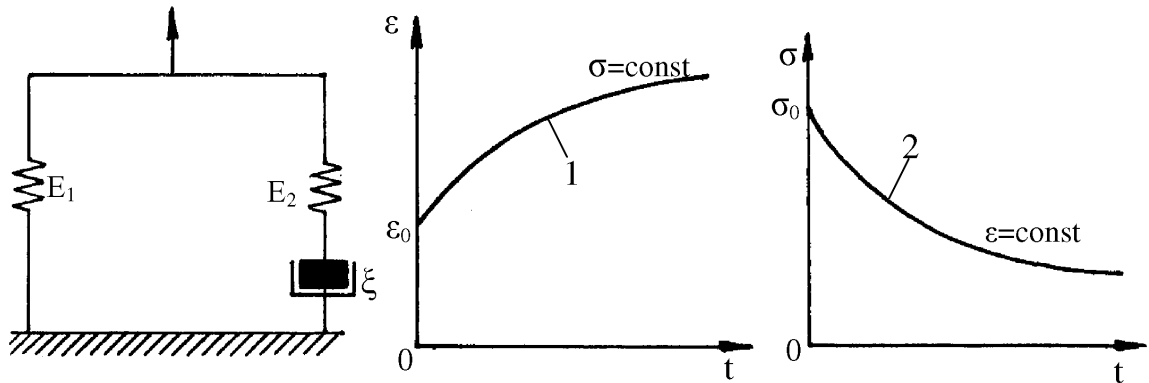


Рисунок 1.4 – Модель середовища Пойтинга-Томпсона:

1 - крива повзучості; 2 - крива релаксації напружень.

Надалі деформація буде зростати за рахунок розтягування пружин, але вона має межу, яка визначається величиною сили P і пружністю пружини 1.

При знятті навантаження деформація миттєво зменшується на деяку величину, що залежить від ступеня розтягування пружини 2, а потім поступово падає до нуля. У такій моделі спостерігається часткова релаксація напружень. Якщо зафіксувати деформацію, поршень буде рухатися до тих пір, поки напруження в пружині 2 не впаде до нуля. Напруження в пружині 1 залишиться незмінним.

Диференціальне рівняння стану середовища має вигляд

$$\sigma + a \frac{d\sigma}{dt} = b\varepsilon + c \frac{d\varepsilon}{dt}. \quad (1.15)$$

При $\sigma = \sigma_0 = \text{const}$ отримаємо рівняння

$$\frac{d\varepsilon}{dt} + \frac{b}{c} \varepsilon = \frac{1}{c} \sigma_0. \quad (1.16)$$

Інтеграл цього рівняння дорівнює

$$\varepsilon = \frac{\sigma_o}{b} + \left(\varepsilon_o - \frac{\sigma_o}{b} \right) \cdot e^{\left(\frac{-b}{c} t \right)}. \quad (1.17)$$

При $\varepsilon = \varepsilon_o = const$ маємо

$$\frac{d\sigma}{dt} + \frac{1}{a} \sigma = \frac{b}{a} \varepsilon_o, \quad (1.18)$$

рішення якого має вигляд

$$\sigma = b\varepsilon_o + (\sigma_o - b\varepsilon_o) \cdot e^{\left(\frac{-t}{a} \right)} \quad (1.19)$$

Дані експериментів свідчать про те, що у всіх випадках при досить високих навантаженнях деформація після зняття навантаження миттєво зменшується на деяку величину, а потім поступово зменшується до деякої відмінної від нуля величини. У моделі Максвелла при розвантаженні деформація не змінюється зовсім, а в моделях Кельвіна-Фойгта і Пойтінга-Томпсона при $t \rightarrow \infty$ деформація зменшується до нуля.

Таким чином, ці моделі, задовільно описуючи поведінку реального середовища при навантаженні, стають непридатними для опису розвантаження.

Для більш повного опису поведінки реального середовища під навантаженням механічна модель повинна містити ще один структурний елемент, що враховує виникнення пластичних деформацій.

Найпростіша модель такої пружно-пластичного середовища була запропонована Сен-Венаном. Вона уявляє собою елемент сухого тертя, з'єднаний послідовно з пружним елементом Гука (рис. 1.3, в). У цій моделі деформація тіла складається з двох частин: оборотною пружною і незворотною пластичною. Реологічних явищ в моделі не відбувається. Умова виникнення пластичних деформацій записується у вигляді

$$\tau_{\max} = S, \quad (1.20)$$

де S – деяка механічна константа моделючого середовища: межа міцності на одноосовий стиск, розтяг, кут внутрішнього тертя і т.п.

При послідовному з'єднанні моделі Сен-Венана і елемента в'язкого

тертя можна отримати модель Бінгама (рис. 1.5). При навантаженні, що перевищує межу текучості, виникає течія. При постійному навантаженні швидкість деформації також постійна. Після зняття навантаження пружна деформація зникає, в'язко-пластична залишається.

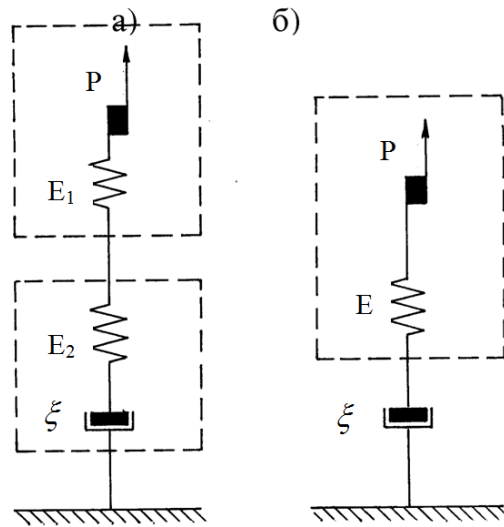


Рисунок 1.5 – Модель середовища: Бінгама (а) і Шведова (б).

Релаксація напружень не спостерігається. Рівняння стану отримуються, підсумовуванням пластичної частини напруження, що дорівнює граничному напруженню зсуву

$$\sigma_{nl} = \tau_s \sqrt{3}, \quad (1.21)$$

де τ_s – межа міцності на зрушення, і в'язку частину, пропорційну швидкості деформації

$$\sigma_s = a \frac{d\varepsilon}{dt}. \quad (1.22)$$

Таким чином, маємо

$$\sigma = \tau_s \sqrt{3} + a \frac{d\varepsilon}{dt}. \quad (1.23)$$

При $\sigma = \sigma_o = const$ отримаємо

$$\varepsilon = \varepsilon_o + \frac{\sigma_o - \tau_s \sqrt{3}}{a} t. \quad (1.24)$$

При $\varepsilon = \varepsilon_o = const$

$$\sigma_s = \tau_s \sqrt{3}. \quad (1.25)$$

Шведовим була запропонована модель, що представляє собою послідовне з'єднання моделей середовища Сен-Венана і Максвелла. Це середовище при навантаженні, що не перевищує межу текучості, поводить ся як пружна. При більшому навантаженні середовище починає текти, причому напруження в ній залежить від швидкості деформації.

При розвантаженні частина пружною деформації, відповідна пружині 1 зникає миттєво, а частина пружних деформацій, відповідна пружині 2, переходить у в'язку. При постійній деформації частина напруження, відповідна пружині 1, що не релаксує.

Рівняння стану середовища Шведова має вигляд

$$\sigma + b \frac{d\sigma}{dt} = \tau_s \sqrt{3} + a \frac{d\varepsilon}{dt} \quad (1.26)$$

При $\sigma = \sigma_o = const$ вирішення рівняння (5.22) має вигляд

$$\sigma_s = \tau_x \sqrt{3} + c \cdot e^{\left(\frac{t}{b}\right)}. \quad (1.27)$$

при $\varepsilon = \varepsilon_o = const$

$$\varepsilon = \varepsilon_o + \frac{\sigma_o - \tau_s \sqrt{3}}{a} t, \quad (1.28)$$

Порівнюючи середовища Бінгама і Шведова, можна відзначити їх суттєву спільність. Часто в літературі їх об'єднують однією назвою Бінгама-Шведова, маючи на увазі модель Бінгама.

Загальне рівняння всіх розглянутих вище середовищ має вигляд:

$$a_1 + a_2 \varepsilon + a_3 \frac{d\varepsilon}{dt} = a_4 \sigma + a_5 \frac{d\sigma}{dt} \quad (1.29)$$

Так, при:

$a_1 = a_2 = 0$ отримаємо рівняння середовища Максвелла;

$a_1 = a_5 = 0$ – середовища Фойгта;

$a_1 = 0$ – середовища Пойтинга-Томпсона;

$a_2 = a_3 = a_5 = 0$ – середовища Сен-Венана;

$a_2 = a_5 = 0$ – середовища Бінгама;

$a_2 = 0$ – середовища Шведова.

З точки зору релаксації все середовища можна розділити на релаксуючі і нерелаксуючі. До перших належить середа Максвелла, Пойтинга-Томпсона, Шведова, до других - Кельвіна-Фойгта, Сен-Венана, Бінгама.

Існують моделі більш наближені до реального середовища. До них відноситься модель Бюргерса, або компаунд-модель (рис. 1.6). Вона враховує найбільш важливі, які мають практичне значення, складові процесу деформування породи: миттєві деформації, деформації запізненої пружності і деформації в'язкої текучості.

Слід зазначити, що чим складніше модель, тим гірше вона піддається математичному опису. Тому при виборі реологічних моделей керуються принципом розумної достатності.

Лабораторні дослідження реологічних властивостей гірських порід ведуться в обмежених розмірах, що пов'язано з рядом певних труднощів. Найчастіше вивчають повзучість деформацій і значно рідше – релаксацію напружень.

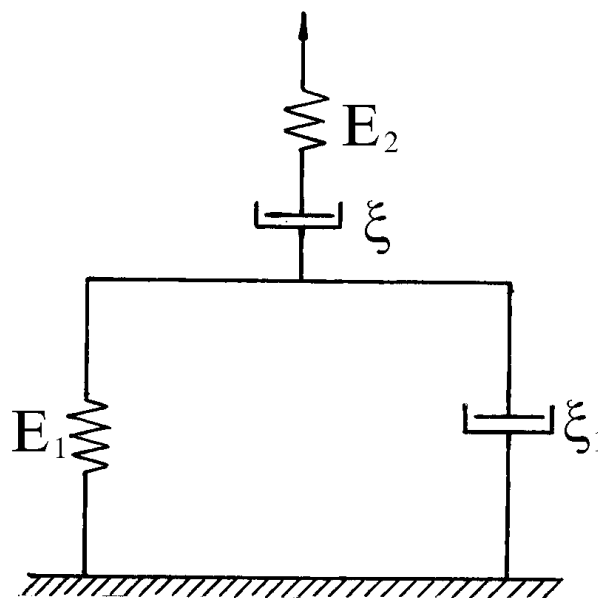


Рисунок 1.6 – Модель Бюргерса або компаунд-модель

Дослідження пов'язані з тривалими експериментами, які тривають

місяцями і роками. У зв'язку з цим в якості навантажувальних пристроїв використовують пружинні або важелі пристрою. З їх допомогою отримують криві при різних навантаженнях (від 30 до 80% від руйнуючої). Особливістю кривих повзучості є те, що у перші години навантаження розвивається основна частина пружно-в'язких деформацій, а в подальшому зростання їх істотно уповільнюється і криві асимптотично прагнуть до деякої межі, що залежить від величини заданого навантаження. Дещо по-іншому протікає процес релаксації напружень. Форма кривих залежить від генезису, складу і будови гірської породи.

1.2. Вплив реологічних властивостей на напружено-деформований стан гірських порід

Проблема реології включає експериментальне дослідження деформування і руйнування гірських порід у часі як в лабораторних, так і в натурних умовах і опис отриманих закономірностей, а також врахування реологічних властивостей в аналітичних дослідженнях напружено-деформованого стану порід навколо виробок.

Реологічні властивості гірських порід можуть проявлятися у вигляді повзучості, релаксації напружень і тривалої міцності.

Релаксація напружень і повзучість, що протікає без порушення цілісності гірських порід, досліджені досить детально. Для їх опису використовуються методи і математичний апарат, що застосовуються в дослідженнях реологічних властивостей металів, будівельних матеріалів та ін. [4, 5].

При напруженнях, близьких до граничних, з плином часу відбувається руйнування гірських порід. Реологічні властивості у цьому випадку виявляються у вигляді повзучості, що включає в себе стадії загасаючої, встановленої і прогресуючої повзучості, а також тривалої міцності. Дослідження цих властивостей при постійних діючих напруженнях пов'язано

з великими труднощами. Цим пояснюється брак наявних експериментальних даних про незгасаючу повзучість і тривалу міцність, які отримані, до того ж, на різних типах порід і при різних видах напруженого стану, що значно ускладнює їх узагальнення та аналіз [6, 7, 8].

Лабораторному дослідженню незгасаючої повзучості і тривалої міцності гірських порід присвячені роботи А.Н. Ставрогіна [9], І.Л. Черняка та ін. [10, 11]. Ними отримані криві повзучості і тривалої міцності за кількома пробами мармуру і вуглевмісних гірських порід, визначені експериментальні значення межі тривалої міцності. Ці дані показали, що у більш міцних порід межа тривалої міцності вище, ніж у слабких, однак зв'язок між межею тривалої міцності і міцністю порід не встановлена.

Тривала міцність гірських порід описується різними методами [12, 13, 10]. Один з них полягає у складанні емпіричних формул, що описують залежність між напруженням і часом до руйнування. Для таких матеріалів, як метали і солі, застосовується залежність [14, 15]

$$\tau = \tau_0 \cdot e^{-\alpha\sigma} \quad (1.30)$$

Ця залежність справедлива лише у вузькому діапазоні функціонуючих напружень і дає не точні результати в граничних випадках. Так, наприклад, при $\alpha = 0$ час до руйнування має кінцеву величину $\tau = \tau_0$. Залежність несправедлива також при $\tau > \tau_0$.

Для опису тривалої міцності гірських порід Донбасу і Підмосковного басейну І.Л. Черняком і його учнями [8, 10] застосовано емпіричне рівняння виду

$$\sigma_t = A + B \cdot e^{-\alpha t}. \quad (1.31)$$

За рахунок певного вибору параметрів A і B рівняння описує всю криву тривалої міцності.

Дещо інша залежність між напруженнями і часом до руйнування запропонована у роботі [16]

$$\tau_p = A e^{\frac{\alpha}{\sigma - \sigma_k e^{-C\sigma}}}. \quad (1.32)$$

У рівняннях (1.30) – (1.32) параметри A і B , α , C , σ_k , τ_0 є константами матеріалу і визначаються за експериментальними кривими тривалої міцності. Відповідним підбором параметрів, що входять у емпіричні рівняння, можна досягти задовільну збіжність розрахункових величин з експериментальними даними. Однак емпіричні рівняння не розкривають фізичну сутність руйнування гірських порід у часі при постійних навантаженнях.

Інші методи засновані на встановленні критичного значення однієї із змінних величин, при досягненні якого відбувається руйнування гірської породи. Це значення може бути досягнуто як при навантаженні рівномірно зростаючим навантаженням, так і при постійних функціонуючих напруженнях. При постійних напруженнях в зразках гірських порід накопичується оборотна у часі деформація і відповідно змінюються величини, пов'язані з нею, наприклад, одиниця обсягу потенційної енергії, що накопичується. На підставі цього розроблено деформаційний і енергетичний критерії тривалої міцності [17, 18].

У першому випадку передбачається, що існує критична деформація, при досягненні якої відбувається руйнування зразка гірської породи [17, 19]. Ця деформація може бути досягнута як при навантаженні, так і в умовах простої повзучості. На деформаційному критерії засноване рівняння тривалої міцності, запропоноване А.Н. Ставрогіним [15].

Для матеріалів, руйнування яких у часі задовольняє рівняння (1.30), швидкість деформації сталою повзучості описана рівнянням

$$\varepsilon = \varepsilon_0 e^{\alpha \sigma} \quad (1.33)$$

Коефіцієнт α в рівнянні тривалої міцності (1.1) близький за величиною відповідного коефіцієнта в рівнянні повзучості (1.33). На підставі цього був зроблений висновок про те, що явища повзучості і тривалої міцності мають однакову фізичну природу. Збіг коефіцієнтів дозволяє по кривій повзучості і одного значення тривалої міцності відновити криву тривалої міцності, тобто визначити час до руйнування при будь-якому діючому навантаженню.

І.Х. Габдрахімов [20, 21] вважає, що умова руйнування при повзучості,

аналогічна умові руйнування при навантаженні, є прагнення деформацій до нескінченності. Він отримав рівняння тривалої міцності, яке збігається з рівнянням, отриманим з умови постійності граничної величини деформації.

Недоліком деформаційного критерію довготривалої міцності є те, що він використовується при вирішенні лише вузького круга задач, а саме в разі одновісного напруженого стану.

Енергетичний критерій тривалої міцності запропонований Л.Б. Гержулой [18] для опису тривалого руйнування зразків бетону. Цей критерій може бути використаний при складному напруженому стані матеріалу, проте математичний апарат, який використовується в цій роботі, не придатний для опису тривалого руйнування гірських порід.

Н.Я. Халайдовський [22] пропонує використовувати узагальнений критерій, що включає до себе межі тривалої міцності при розтягуванні і стисненні. Він може розглядатися як умова Мора у вигляді прямолінійної огинаючої, але в тимчасовій інтерпретації. Для використання цього критерію необхідно проводити випробування гірських порід на повзучість в умовах розтягування, що викликає при реалізації істотні труднощі.

У зв'язку з великою трудомісткістю безпосередніх випробувань широкого поширення набули прискорені лабораторні методи визначення характеристик тривалої міцності. Д. Сінгх [23] розділяє методи визначення тривалої міцності гірських порід на прямі і непрямі. На підставі аналізу експериментальних досліджень серед непрямих методів він виділяє метод випробування на повзучість; метод об'ємної деформації; метод $\log(\sigma)/\log(\epsilon)$; метод швидкості σ/ϵ ; метод швидкості навантаження і звуковий метод. Всі ці методи є більш простими і менш трудомісткими в порівнянні з прямими методами випробувань при постійних діючих напруженнях. Вони дозволяють визначати значення межі тривалої міцності по кореляційним залежностям його від інших фізичних величин.

До непрямих методів, що належать Ю.М. Карташову [24, 25] є методи випробування гірських порід на повзучість і тривалу міцність за допомогою

вібраційних навантажень, що дозволяє у багато разів скоротити тривалість випробувань. Значення межі тривалої міцності, отримані при додатку постійних і вібраційних навантажень, відрізняються незначно.

Н.А. Сінькевічем [26] запропонований метод випробування гірських порід на тривалу міцність при різних швидкостях навантаження. За результатами випробувань встановлюється залежність міцності породи від часу дії навантаження.

Б.Г. Афайасьєв і В.І. Пушкар'єв [27] пропонують визначати коефіцієнт тривалої міцності за результатами випробувань одного зразка, який навантажуються з постійною швидкістю до певного напруження, потім деформується під постійним навантаженням і розвантажуються до рівноважного стану.

М.Н. Гольдштейн, С.С. Бабицька, В.А. Мізюмський [28], а також С.С. В'ялов та ін. [19, 29] розробили методику прискореного визначення показників повзучості і тривалої міцності, засновану на ступінчастому навантаженні зразків.

Загальним недоліком прискорених методів випробувань є неможливість екстраполяції результатів на значно триваліший час. З іншого боку, ці випробування дозволяють отримати тільки межу тривалої міцності, а не зміну міцності в часі.

Для використання результатів експериментальних досліджень необхідно мати уявлення про місце і роль реологічних явищ в поведінці порід навколо виробок.

Роль тривалої міцності гірських порід у формуванні проявів гірського тиску найбільш повно показана І.Л. Черняком [10, 11], який на підставі результатів шахтних і лабораторних експериментів виділяє три типи деформаційних процесів навколо виробок, не схильних до впливу очисних робіт.

При першому типі деформування гірські породи схильні тільки до повзучості. Якщо напруження перевищують межу тривалої міцності, але

менше миттєвої міцності, то в деякій зоні поблизу виробки буде протікати руйнування порід у часі. Це другий тип деформування. При третьому - навколо виробки утворюються три зони, в яких відбувається руйнування порід при проведенні виробки, а також тривале руйнування гірських порід та їх повзучість.

Для різних типів деформаційних процесів І.Л. Черняком встановлені діапазони зсувів контуру гірничих виробок. Без порушення цілісності контур виробки може зміщуватися до 80–100 мм. При другому типі деформування зміщення становлять 100–200 мм, а при третьому – понад 200 мм.

Для другого типу деформаційного процесу В.П. Попутнік [30] дає більш широкий діапазон зсувів – від 50 до 200 мм. І.Л. Черняк вказує, що для кожного типу деформаційного процесу необхідні різні методи вирішення завдань про стійкість виробок.

Для розглянутих типів деформаційного процесу в околиці виробки І. Воропінов [16] розрізняє три випадки залежного від часу взаємодії масиву з кріпленням. Тип деформаційного процесу в масиві порід може бути змінений шляхом застосування відповідного типу кріплення.

Таким чином, реологічні властивості гірських порід і особливо тривала міцність дуже впливають на характер проявів гірського тиску. Облік цих властивостей у методах прогнозу проявів гірського тиску проводиться на базі аналітичних розрахунків напружено-деформованого стану порід навколо виробок.

Численними натурними спостереженнями встановлено, що навколо виробок в певних умовах утворюється зона порушених порід. Однією з перших робіт, в якій враховано непружне деформування гірських порід є дослідження Р. Феннера [31]. Він розглядав породний масив як пластичне середовище, умови пластичності якого описував прямолінійною похилою огинаючою кіл Мора. Гірські породи у зоні руйнування приймалися ідеально сипучим тілом, які не мають зчеплення і характеризуються тільки кутом внутрішнього тертя. На умови рівності радіальних і тангенціальних

напружень на межі розділу зон зруйнованих і незруйнованих порід Р. Феннер здобув залежність тиску на кріплення від розмірів зони непружних деформацій.

Ідеї Р. Феннера отримали подальший розвиток у роботах А. Лабасса [32], Ю.М. Лібермана [33], К.В. Руппенейта [34], В.Т. Глушко та ін. [35].

А. Лабасс розглядав породу у зруйнованій зоні як середу, до якої застосовні закони сипучих тіл з внутрішнім тертям. Для визначення невідомого у дослідженнях Р. Феннера розміру зони непружних деформацій А. Лабасс пропонує враховувати коефіцієнт розпушення порід, який він приймає рівним 1,12–1,15. При такій величині коефіцієнта розпушення порід виробка буде повністю заповнена породою, якщо зона зруйнованих порід пошириться в глиб масиву всього на два радіуса, що суперечить результатам натурних спостережень.

Подальшим кроком у вивченні проявів гірського тиску з'явилися дослідження К.В. Руппенейта. Він визначив конфігурацію і розміри зони зруйнованих порід з умови безперервності зсувів на межі розділу областей непружних і пружних деформацій, а також отримав наближені залежності для визначення зсувів породного контуру виробки і навантажень на кріплення.

К.В. Руппенейт вважає, що породи в зоні руйнування набувають нові механічні властивості, що характеризуються зниженим коефіцієнтом зчеплення. Це призводить до необхідності визначати фізико-механічні властивості порід безпосередньо в масиві, що дещо ускладнює застосування розрахункового методу.

Ю.М. Ліберман передбачає, що зруйновану породу можна розглядати як сипуче середовище, що володіє прямолінійною похилою огинаючої кіл Мора, що виходить із початку координат, тобто коефіцієнт зчеплення зруйнованих порід приймається рівним нулю. Зруйнована область цілком знаходиться в стані граничної рівноваги, причому напруження в ній задовольняють рівнянню огинаючої зруйнованих порід.

За умови рівності радіальних напружень і зсувів на межі розділу зон пружних і непружних деформацій Ю.М. Ліберман отримав формули для розрахунку розмірів зони непружних деформацій і зсувів контуру виробки.

Основний недолік отриманих формул в тому, що при прагненні опору кріплення до нуля радіус зони непружних деформацій і зміщення контуру прагнуть до нескінченності.

У розглянутих роботах передбачається, що в межах зони непружних деформацій породи не руйнуються і міцнісні властивості їх залишаються постійними.

В.Т. Глушко, Е.В. Стрільцов, В.В. Виноградов, Н.В. Хижняк [35] приймають коефіцієнт зчеплення порід у зруйнованій зоні, таким який змінюється за експоненціальним законом від нуля при віддаленні від контуру виробки до його значення в незайманому масиві. Розрахункові схеми К.В. Руппенейта і Ю.М. Лібермана є граничними випадками отриманих виразів. Вони вважають, що зміна коефіцієнта зчеплення порід – результат впливу структурних особливостей масиву, зокрема тріщинуватості.

Спроби врахування позамежної поведінки порід при розрахунку напружено-деформованого стану масиву, описані у роботах І.В. Баклашова і Б.А. Картозії [36, 37]. Отримано вирази для визначення розмірів зони порушених порід і напружень. Однак недолік рішення в тому, що воно в граничних випадках не збігається з рішеннями К.В. Руппенейта Ю.М. Лібермана.

Пружні і пластичні деформації порід, що враховуються в розглянутих методах розрахунку напружено-деформованого стану масиву навколо виробок, протікають практично миттєво після прикладення навантаження. Так як кріплення встановлюється з деяким відставанням від вибою виробки, то деформації порід повинні пройти ще до установки кріплення і на неї не повинні діяти ніякі навантаження. У той же час результати шахтних спостережень показали, що прояви гірського тиску має яскраво виражений тимчасовий характер, обумовлений повзучістю і довготривалу міцність

гірських порід. Для опису процесу повзучості найчастіше використовують теорію течії і пружної спадковості. На рівняннях стояння теорії течії засновані дослідження Т.А. Крижановської [38], Ю.М. Лібермана [33], А.П. Максимова [39], А. Салустовіча [40], Р. Парашкевова [41] та інші.

Т.А. Крижанівська розглядала гірський масив як в'язко-пластичну середу. Отримані вирази для визначення зсувів порід покрівлі у припущенні, що породи боків і ґрунту нерухомі.

А.П. Максимов розглянув процес видавлювання порід ґрунту всередину виробки. Для опису реологічних властивостей гірських порід їм прийнята модель Бінгама - Шведова. Отримані А.П. Максимовим залежності зсувів різних точок подошви виробки можуть бути використані тільки для аналізу загальних закономірностей, так як реологічні параметри моделі Бінгама - Шведова не визначені.

За характером загасання деформацій повзучості Ю.М. Ліберман розділив гірські породи на два класи. Для порід першого класу у якості рівняння стану він прийняв рівняння моделі Пойнтинга - Томсона, а другого - моделі Максвелла. Для порід з затухаючої повзучістю були отримані кінцеві величини зсувів контуру виробки, що не дозволяє розглянути характер зміщення порід у часі.

У роботах А. Салустовіча і Р. Парашкевова поведінку реології гірських порід описується рівняннями механічних моделей Кельвіна і Пойнтинга - Томсона. Отримані вирази для визначення зсувів контуру виробки також дозволяють визначити тільки їх кінцеві величини.

Дещо іншим чином враховуються реологічні властивості гірських порід які широко застосовуються в даний час теорією спадкової повзучості. Для розв'язування задач дослідження проявів гірського тиску досить замінити у пружному рішенні пружні постійні тимчасовими інтегральними операторами.

Це положення названо Ю.Н. Работновим [42, 43] принципом Вольтерра. Ґрунтуючись на пружних рішеннях і з огляду на лінійну спадкову

повзучість порід, В.Т. Глушко, А.З. Широков [44], Ж.С. Ержанов [45], М.І. Розовський [46] та інші визначили напружено-деформований стан масиву порід навколо виробки. .

Реологічні властивості порід можуть бути враховані також за допомогою методу змінних модулів, розробленого Б.З. Амусиним і А.М. Ліньковим [47]. Цей метод дозволяє значно спростити математичні перетворення і в той же час отримати чисельні результати, що незначно відрізняються від отриманих з використанням принципу Вольтерра.

Тривала міцність порід у розрахунках напружено-деформованого стану масиву враховується вкрай рідко через недостатню вивченість явища. Облік зазвичай проводиться заміною умовно-миттєвої міцності порід його тривалим виразом без обґрунтування можливості такої заміни [48].

Крім розглянутих реологічних властивостей деформування і подальшого руйнування у часі під навантаженням виявляють порушені гірські породи, що знаходяться за межею міцності. Ці властивості, віднесені В.Т. Глушко [49] до третьої групи, і абсолютно не досліджені. .

Проведений аналіз досліджень показав істотну роль реологічних явищ у механізмі поведінки гірських порід навколо виробок і в той же час недостатню їх вивченість.

1.3. Характер проявів гірського тиску у підземних виробках

Величина і характер різних форм проявів гірського тиску залежать перш за все від напруженого стану масиву порід, що оточують гірничу виробку. На напружений стан порід, що примикають до контуру виробки, впливає сукупність дії багатьох взаємопов'язаних факторів, які поділяють на чотири групи [50]. До першої групи входять чинники, що визначають просторово-геометричні параметри гірських виробок, які включають форму і розміри поперечного перерізу, співвідношення лінійних розмірів виробки, наявність поблизу інших виробок. Друга група чинників включає

деформаційні особливості порід, що вміщують поблизу контуру виробки. Третя група чинників характеризується особливостями напруженого стану масиву гірських порід до проведення виробки. Четверта група чинників представляється фактором впливу гірського тиску на породи, що вміщують у процесі проведення і експлуатації виробки.

Для окремих випадків напружено-деформованого стану масиву порід з урахуванням факторів першої, третьої і частково другої груп надані математичні рішення, засновані на застосуванні методів: механіки суцільних середовищ пружних ізотропних [51, 52]; пружних анізотропних [53]; пружно-пластичних [33]; пружно в'язких і в'язко-пластичних [54]; пружно-спадкових ізотропних і анізотропних [55].

Застосування сучасних методів механіки суцільних середовищ дозволило пояснити багато явищ, пов'язаних з проявом гірського тиску в глибоких шахтах. Однак складність процесу деформування порід навколо виробок, відсутність достовірних відомостей про компоненти напруженого стану масиву і його фізико-механічних характеристик, а також різноманіття суттєво відмінних гірничо-геологічних умов обмежують сферу застосування аналітичних рішень для розрахунку параметрів кріплення гірничих виробок і обґрунтованого вибору конструкції.

Тому поряд з аналітичними набули поширення інженерні методи прогнозу проявів гірського тиску, в основу яких покладені шахтні інструментальні спостереження. У цих методах теоретичні рішення є допоміжними засобами при встановленні емпірично-аналітичних і емпіричних залежностей за даними натурних спостережень за стійкістю гірничих виробок.

Інженерні методи розрахунку стійкості гірничих виробок дозволяють з достатнім ступенем наближення визначити якісні та кількісні характеристики взаємодії кріплення і порід, ступінь впливу окремих факторів на прояви гірничого тиску, параметри, а також встановити емпіричні залежності для розрахунку кріплення і стійкості порід у виробках. Так, Ю.З. Заславський [56

] запропонував розрахунковий метод, в основу якого покладено рішення осісиметричної пружно-пластичної задачі про напружений стан товстостінного циліндра або кільця. Зміна напруженого стану на контурі виробки у результаті її проведення викликає зміщення порід всередину виробки. Зміщення можуть відбуватися в межах суцільності порід або навколо виробки може утворитися зона непружних деформацій.

Пружні деформації відбуваються відразу ж після утворення порожнини в масиві (ці зсуви кріпленням практично не сприймаються). Розвиток зони непружних деформацій в результаті руйнування порід, створює навантаження на кріплення. Жорсткість кріплення не може повністю перешкодити наростаючим зсувів і часто руйнується. Піддатливе кріплення відходить від тиску, при цьому відбувається подальший розвиток зони непружних деформацій, яке супроводжується зниженням в ній напружень. Разом з кріпленням ця зона складає систему, що перешкоджає поширенню непружних деформацій в масиві.

Запропонувавши таку схему явища, Ю.З. Заславський прийняв наступний напрямок досліджень: отримання аналітичних залежностей і введення в них емпіричних коефіцієнтів, величини яких встановлювалися за результатами інструментальних спостережень за проявом гірського тиску безпосередньо в шахтних умовах, достовірність отриманих рішень перевірялася за результатами шахтних вимірів і оцінювалася статистично.

Розрахунковий метод Ю.З. Заславського дозволяє для умов окремих районів Донбасу визначати тільки кінцеву величину зсувів контуру виробки поза зоною впливу очисних робіт.

І.Л. Черняк і А.І. Шмельов [10] запропонували ймовірнісно-статистичний метод прогнозування зсувів порід, що вміщують в підготовчих виробках. В якості основного критерію для оцінки стійкості виробок прийнято ставлення глибини закладення виробок до межі міцності навіколишніх порід на одновісне стиснення. Методами математичної статистики знайдені кореляційні залежності зміщення контуру виробки від

глибини її залягання і міцності оточуючих виробку порід. Автори групують підготовчі виробки по інтервалах зміщення, величини яких визначаються взаємним впливом перерахованих факторів. Ймовірність влучення виробки у будь-який інтервал зсувів визначається методом розпізнавання. Запропоновано формулу для визначення величини зсувів контуру виробки у часі. Цей метод застосовується для прогнозування стійкості виробок з невеликим терміном служби.

Л.Я. Парчевський [57] розробив метод розрахунку стійкості підготовчих виробок за граничними станами, порівнюючи навантаження, що діють на охоронні елементи, з відповідними для даної схеми умов і граничними навантаженнями. Цим методом рекомендується оцінювати стійкість виробок, що охороняються бутовим смугами.

Стійкість виробки, по Л.Я. Парчевському, характеризується граничним станом навколишніх порід, описуваних теорією міцності Мора, і виражається за допомогою коефіцієнта стійкості, рівного відношенню мінімальних граничних навантажень, які характеризують несучу здатність масиву, до реальному навантаженню, яка може бути виміряна в натурі або отримана на основі розрахунку. З огляду на те що показники за міцністю порід є величинами випадковими, то і коефіцієнт стійкості оцінюється ймовірісно.

Запропонований метод дає можливість оцінювати стійкість підготовчих виробок в залежності від прийнятого способу охорони. Однак вибір оптимальної конструкції кріплення, величини її податливості та інших заходів, що забезпечують збереження виробок у процесі їх експлуатації, за цим методом скрутний.

П.М. Зборщик та ін. [58, 59] пропонують для стійкості підготовчі виробки проводити по обваленим породам, вважаючи, що в цьому випадку напружений стан порід буде нижче, ніж в незайманому масиві. Використовуючи рішення Ю.М. Лібермана, автор дає розрахункову схему визначення навантаження на кріплення у виробках, проведених по обваленим породам, роблячи припущення, що для завалених порід з певним ступенем

ідеалізації застосовні закони сипучого середовища. Однак автор необґрунтовано приймає поле напружень до проведення виробки гідростатичним. Після проведення виробки в завалених сипучих породах відбувається перерозподіл напружень і зрушення порід по її контуру. У створеній зоні непружних деформацій реалізуються умови, характерні для граничної рівноваги сипких середовищ. Однак оцінка зруйнованого гірського масиву з урахуванням умов сипучого середовища не відображає справжню картину процесу.

В основу класифікації стійкості гірських порід в підземних виробках А.П. Максимовим і О.С. Алфєровим [60] покладена залежність стійкості гірських порід від ряду геолого-петрографічних, фізико-механічних і гірничотехнічних ознак.

До геолого-петрографічних ознак відноситься структура і текстура порід, склад цементу, співвідношення складових породи компонентів.

Фізико-механічні властивості порід характеризуються текстурною анізотропією і коефіцієнтом розм'якшення порід при зволоженні. Ці показники визначаються при випробуваннях на одно- або двох площинний зріз.

Гірничотехнічні ознаки – це глибина розробки, очисні роботи і тощо. Для оцінки стійкості гірських порід авторами прийнято три стану: стійке, граничне і нестійке. Стійке характеризується відсутністю здимання порід підшви і навантажень на кріплення виробок; граничне – видавлюванням порід в сторону виробки тільки на окремих її ділянках. В цілому виробка знаходиться у задовільному робочому стані. Нестійкий стан відрізняється тим, що бічні породи виробок деформуються слідом за її проходкою. Кріплення виробок випробовує значні навантаження.

Метод А.П. Максимова і О.С. Алфєрова дозволяє дати якісну оцінку стійкості виробок, однак визначення кількісної залежності ступеня впливу різних чинників на стійкість виробок досить важко.

М.Н. Гелескул, Б.М. Усан-Подгорнов [61] за результатами численних

тривалих вимірів зміщень контуру підготовчих виробок в умовах глибоких шахт Донбасу вивели математичну залежність зміщення порід від фактора часу, глибини розробки, міцності порід, що вміщують, опору кріплення і геометричних розмірів виробки.

Авторами даної монографії представлені формули, для визначення зміщення контуру в виробках, не схильних до впливу очисних робіт, закріплених жорстким і податливим кріпленням, а також математичний опис зсувів при підході очисних робіт. Недолік запропонованих рішень у тому, що необхідно визначати багато невідомих емпіричних коефіцієнтів. Крім того, запропоновані залежності справедливі тільки при розробці одиночних пологих пластів.

В результаті шахтних досліджень ВНІМІ [62] встановлено, що графік швидкості зсувів контуру виробок у зоні впливу очисних робіт збігається з графіком нормального розподілу. Інтегруванням функції швидкостей зсуву у зоні опорного тиску отримана розрахункова формула для визначення зміщення контуру відкаточних штреків у зоні впливу очисних робіт.

Метод, запропонований А.П. Федотовим [62], вимагає проведення шахтних інструментальних спостережень для визначення максимальної швидкості поблизу лінії очисного вибою, відстані її від лінії вибою лави і параметрів зони опорного тиску.

Для умов Алмазно-Мар'ївського і Лисичанського геолого-промислових районів Донбасу роботи в області дослідження проявів гірського тиску у підготовчих виробках виконані В.А. Ващиліним [63], В.Т. Глушко, Т.Н. Цаєм, І.І. Вагановим [64], В.Л. Федуліним [65] та іншими дослідниками.

В.А. Ващиліним запропоновано рішення, що базується на методах лінійної теорії повзучості, для розрахунку величини зміщення кріплення і часу втрати стійкості виробки. Однак відсутність методики визначення достовірних параметрів повзучості масиву порід ускладнює застосування запропонованого рішення.

В.Л. Федулін пропонує визначати величини зсувів породного контуру

підготовчих виробок в залежності від часу їх підтримки і середніх швидкостей зміщень поза зоною впливу лави: попереду і позаду лінії очисного вибою. Цей метод дуже спрощений, так як швидкості зсувів в цих зонах залежать від багатьох факторів і змінюються в широких межах від 2 до 30 мм / добу.

Найбільш повно пов'язує вплив гірничо-геологічних і гірничотехнічних факторів на прояви гірського тиску в підготовчих виробках інженерний метод прогнозу зсувів, запропонований В.Т. Глушко, Т.Н. Цаєм і І.І. Вагановим. Однак при кількісній оцінці зсувів контуру виробок автори не враховують такі чинники, як потужність відпрацьовуваного пласта, фізико-механічні властивості порід його покрівлі і ґрунту, відстань виробки до пласта.

1.4. Поняття про теорію спадкової повзучості

Відповідно до сучасних уявлень, напруження, що виникають в реальних тілах, складаються з двох частин: перша складова залежить від деформації в даний момент часу t , друга – від деформацій, що існували в тілі протягом часу, що передував теперішнього моменту часу – τ (рис. 1.7). Час змінює структуру.

Теорія, що дозволяє визначати деформації в середовищі з урахуванням історії її навантаження, називається теорією спадкової повзучості.

Теорія спадкової зміни внутрішніх факторів з урахуванням «пам'яті» матеріалу про всі тимчасові структурні зміни, що виникають в процесі навантаження, і передбачає лінійну залежність між напруженнями і деформаціями в будь-який момент часу, отримала назву теорії лінійної спадкової повзучості.

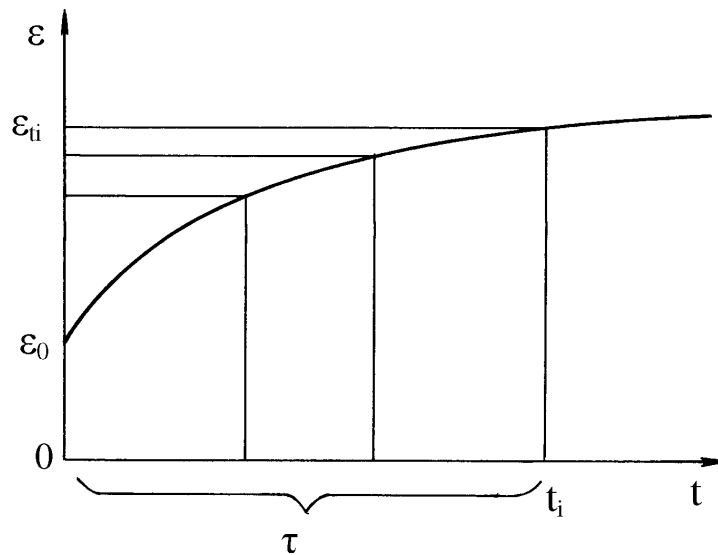


Рисунок 1.7 – Процес деформування твердого тіла, що має передісторію

Теорія лінійної спадковості була запропонована Л. Больцманом з використанням математичного апарату інтегральних рівнянь В. Вольтерра.

Відповідно до цієї теорії, деформації середовища під дією зовнішніх сил тривають і після їх застосування (спадковість), при цьому деформації в кожен момент часу прямо пропорційно діяли в різні моменти часу напруженням (лінійність) і підсумовуються, ростуть у часі (принцип суперпозиції).

Проілюструємо наведене вище на наступному прикладі. Побудуємо криві повзучості $\varepsilon = f(t, \sigma)$ при різних рівнях напруження (рис. 1.8, а). Потім в координатах « $\sigma - \varepsilon$ » побудуємо графіки в моменти часу t_i ($i = 1, 2, 3, \dots$) (рис. 1.8, б). Якщо отримані при цьому ізохронні залежності є прямими лініями (або близькими до них), то ми маємо справу з лінійним спадковим середовищем.

Повзучість матеріалів в теорії лінійної спадковості описується інтегральним рівнянням Вольтерра другого роду

$$\varepsilon(t) = \frac{\sigma(t)}{E} + \frac{1}{E} \int_0^t L(t - \tau) \sigma(\tau) d\tau \quad (1.34)$$

де $\sigma(t)$ и $\varepsilon(t)$ – напруження і деформації в даний момент часу

t, τ – час, що передує моменту часу t ;

$L(t)$ – деяка функція, що враховує вплив часу на деформації і напруження в тілі.

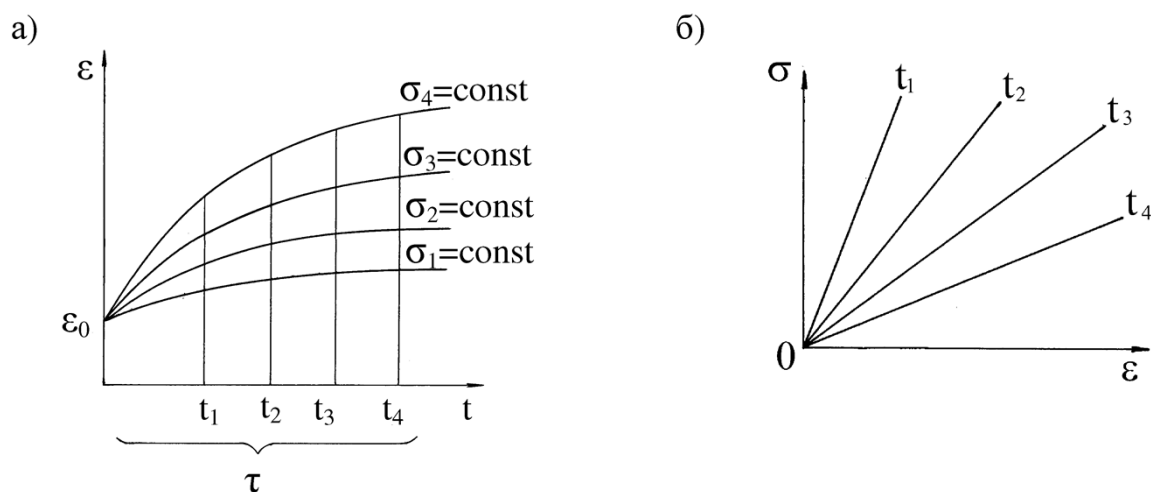


Рисунок 1.8 – Деформування в часі спадкового середовища

При $\sigma = \sigma_o = \text{const}$ зі співвідношення (1.34) отримуємо рівняння повзучості деформацій

$$\varepsilon(t) = \frac{\sigma_o}{E} \left(1 + \int_0^t L(\tau) d\tau \right). \quad (1.35)$$

Диференціюючи обидві частини рівняння (1.34) за часом, отримаємо вираз:

$$L(t) = \frac{E}{\sigma_o} \frac{d\varepsilon}{dt}, \quad (1.36)$$

з якого випливає, що $L(t)$ являє собою функцію швидкості повзучості, функцію ж $L(t - \tau)$ називають ядром інтегрального рівняння Вольтерра (1.34). Вирішуючи його щодо $\sigma(t)$, отримаємо

$$\sigma(t) = E\varepsilon_o - \int_0^t K(t - \tau) \varepsilon(\tau) d\tau. \quad (1.37)$$

При $\varepsilon = \varepsilon_o = \text{const}$, отримаємо з (1.36) рівняння релаксації напружень

$$\sigma(t) = E\varepsilon_o \left(1 - \int_0^t K(\tau) d\tau \right) \quad (1.38)$$

Диференціюючи обидві частини рівняння (1.37) по t , отримаємо вираз для $K(t)$

$$K(t) = -\frac{1}{E\varepsilon_o} \frac{d\sigma(t)}{dt}. \quad (1.39)$$

Функції $K(t)$ і $L(t)$ взаємопов'язані і це дозволяє по одній з них знайти іншу. Функція $K(t)$ називається резольвентою інтегрального рівняння Вольтера (1.34).

Рівняння повзучості (1.33) можна записати у вигляді

$$\varepsilon(t) = \frac{\sigma_o}{\bar{E}}, \quad (1.40)$$

де $\bar{E}$ – тимчасовий оператор, який визначається в результаті обробки експериментальних даних. Ю.Н. Работнов [42] показав, що завдання лінійної спадковості можна формально розглядати, як завдання теорії пружності, в якій замість пружних постійних E і μ необхідно використовувати їх тимчасові аналоги (інтегральні оператори) – $\bar{E}$ і $\bar{\mu}$. Ж.С. Ержанов [45] встановив, що деформування ряду гірських порід до певного рівня навантаження відповідає рівнянню (1.34) з ядром повзучості у вигляді статечної функції (ядро типу Абеля):

$$L(t, \tau) = \delta(t - \tau)^{-\alpha} \quad (1.41)$$

де δ і α – реологічні характеристики, одержані експериментально.

Інтегральне рівняння повзучості з ядром Абеля має наступне рішення

$$\varepsilon(t) = \frac{\sigma_o}{E} \left(1 + \frac{\delta \cdot t^{1-\alpha}}{1-\alpha} \right) = \frac{\sigma_o}{\bar{E}} \quad (1.42)$$

Складність вирішення завдань методами теорії спадкової повзучості полягає в розшифровці тимчасових операторів.

Часто при сталості граничних умов для вирішення завдань геомеханіки використовують метод змінних модулів, який полягає в тому, що замість інтегральних операторів $\bar{E}$ і $\bar{\mu}$ використовують тимчасові функції $E(t)$ і $\mu(t)$.

З виразу (1.42) випливає, що тимчасова функція модуля деформації має вигляд

$$E(t) = \frac{E}{1 + \Phi}, \quad (1.43)$$

де Φ – функція повзучості, що дорівнює

$$\Phi = \frac{\delta \cdot t^{1-\alpha}}{1-\alpha} \quad (1.44)$$

Тимчасова функція для коефіцієнта Пуассона визначається виразом

$$\mu(t) = 0.5 - \frac{0.5 - \mu}{1 + \Phi} \quad (1.45)$$

Слід зазначити, що використання теорії спадкової повзучості виправдано тільки в тому випадку, коли діючі напруження не перевищують тривалої міцності масиву.

Реологічні процеси в гірських породах зазвичай описують за допомогою умовно виділених реологічних явищ: повзучість і релаксація напружень.

Характер прояву повзучості і релаксації в гірських породах в часі t зображено на рис. 1.4.

Повзучість – явище поступового зростання деформацій породи в часі при постійному напруженні, не перевищує межі пружності.

Швидкість розвитку деформацій повзучості на підставі теорії спадковості часто описують наступним рівнянням

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{1}{E} \sigma_\tau \delta (1 - \tau)^{-\alpha} \quad (1.46)$$

де σ_τ – напруження в породі на момент часу τ ; t – інший, більший, ніж τ момент часу; α і δ – коефіцієнти ядра повзучості для даної породи.

Вони і є параметрами даної властивості породи; для порід $\alpha \approx 0.7$ і $\delta = (2..5) \cdot 10^{-3}$.

Релаксація напружень – явище поступового зниження напружень в породі при постійній її деформації.

Релаксацію можна представити таким чином. Якщо зразок гірської породи затиснути між двома площинами і створити умови, де $\varepsilon = const$, то тиск на площині з боку зразка в початковий момент дорівнюватиме σ , а з часом стане зменшуватися, прагнучи до певної величини.

Рівняння кривої релаксації зазвичай призводять у наступному вигляді

$$\sigma = \sigma_o e^{-\frac{t}{t_o}}, \quad (1.47)$$

де t_o – період релаксації (параметр даної властивості породи), тобто відрізок часу, за який напруження знижується в e раз (для гірських порід – кілька сотень років, для скла – близько 100 років, а для води – 10^{-11} с).

Розгляд повзучості і релаксації порід показує, що існує загальна закономірність зміни властивостей порід з часом дії навантаження, – чим триваліше вплив на породу навантаження, тим слабкіше стають пружні властивості порід, зменшується межа пружності і тим сильніше виявляються її пластичні властивості.

У лабораторних умовах реологічні параметри гірських порід можна визначити поперечним вигином зразків-балочок (рис. 1.9). Для цих цілей використовують зразки призматичної форми, поперечні розміри яких в 6 – 10 разів менше його довжини. Зразки навантажують постійним навантаженням, що створює зусилля F .

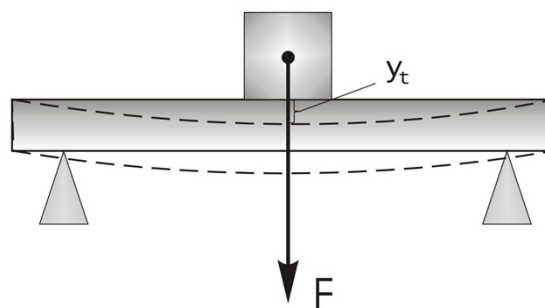


Рисунок 1.9 – Метод випробування на поперечний вигин «зразків-балочок»

З урахуванням величин F і t встановлюють величину прогину y_t , а реологічні параметри α і δ визначають з виразу

$$\frac{y_t - y_o}{y_o} = \frac{\delta}{1 - \alpha} \cdot t^{1-\alpha}, \quad (1.48)$$

де y_o – величина миттєвого, пружного прогину, мм.

$$y_o = \frac{k \cdot F}{E}, \quad (1.49)$$

де k – коефіцієнт впливу дотичних напружень.

$$k = \frac{b^3}{4ah^3} \left(1 + 2.95 \frac{h^2}{b^2} - 0.02 \frac{h}{b} \right), \quad (1.50)$$

де h, a, b – відповідно товщина, ширина і довжина зразка, мм.

Зазвичай вимірюють у часі кілька разів величину прогину (y_t) і отримують кілька рівнянь, які потім вирішують як систему лінійних рівнянь, щодо параметрів α і δ . Паралельно випробовують (4–5) зразків.

Дуже характерною рисою реологічних процесів, зокрема повзучості, є залежність деформації спостерігається у даний момент від характеру всього процесу навантаження гірської породи, або, іншими словами, від усієї попередньої історії його деформування. Це властивість гірських порід називають спадковістю.

1.5. Висновки за розділом

Аналіз впливу реологічних властивостей на стійкість підготовчих виробок показав, що існують моделі більш наближені до реального середовища. До них відноситься модель Бюргерса, або компаунд-модель (рис. 1.6). Вона враховує найбільш важливі, які мають практичне значення, складові процесу деформування породи: миттєві деформації, деформації запізнілої пружності і деформації в'язкої текучості.

Слід зазначити, що чим складніше модель, тим гірше вона піддається математичному опису. Тому при виборі реологічних моделей керуються принципом розумної достатності.

Лабораторні дослідження реологічних властивостей гірських порід ведуться в обмежених розмірах, що пов'язано з рядом певних труднощів.

Найчастіше вивчають повзучість деформацій і значно рідше – релаксацію напружень.

Виділяються три типи деформаційних процесів навколо виробок. При першому типі деформування гірські породи схильні тільки до повзучості. Якщо напруження перевищують межу тривалої міцності, але менше миттєвої міцності, то в деякій зоні поблизу виробки буде протікати руйнування порід у часі. Це другий тип деформування. При третьому - навколо виробки утворюються три зони, в яких відбувається руйнування порід при проведенні виробки, а також тривале руйнування гірських порід та їх повзучість.

Тип деформаційного процесу в масиві порід може бути змінений шляхом застосування відповідного типу кріплення.

Таким чином, реологічні властивості гірських порід і особливо тривала міцність дуже впливають на характер проявів гірського тиску. Облік цих властивостей у методах прогнозу проявів гірського тиску проводиться на базі аналітичних розрахунків напружено-деформованого стану порід навколо виробок.

Численними натурними спостереженнями встановлено, що навколо виробок в певних умовах утворюється зона порушених порід.

К.В. Руппенейт вважає, що породи у зоні руйнування набувають нові механічні властивості, що характеризуються зниженим коефіцієнтом зчеплення. Це призводить до необхідності визначати фізико-механічні властивості порід безпосередньо в масиві, що дещо ускладнює застосування розрахункового методу.

Проведений аналіз досліджень показав істотну роль реологічних явищ у механізмі поведінки гірських порід навколо виробок і в той же час недостатню їх вивченість.

Таким чином, дослідження реологічних властивостей гірських порід і врахування цих властивостей у методах розрахунку проявів гірського тиску є актуальною науковою задачею.

2. ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПО ВИЗНАЧЕННЮ ПАРАМЕТРІВ ПОВЗУЧОСТІ І РЕЛАКСАЦІЇ ГІРСЬКИХ ПОРІД

Відомо, що рівняння зростання тріщини у твердому тілі отримані з умови, що деформування такого тіла підпорядковується лінійній теорії в'язко-пружності (інша назва – лінійна теорія спадкових середовищ). У цій теорії зв'язок між напруженнями і деформаціями здійснюється за допомогою інтегральних операторів Вольтера II роду. Ядра повзучості цих операторів містять параметри, які визначаються з експериментів на повзучість зразків досліджуваного матеріалу. Повзучість являє собою процес зміни у часі деформацій тіла при незмінних доданих до неї напруженнях. Знання реологічних властивостей матеріалу, а також характеристик міцності і руйнування дозволяє побудувати математичну модель для прогнозу руйнування твердого тіла при наявності в ньому тріщини.

Метою лабораторних досліджень є визначення параметрів повзучості і параметрів деформування зразків пісковика у часі.

2.1. Методика випробування лабораторних досліджень по визначенню параметрів повзучості

Перед початком експерименту слід підібрати величину навантаження такого, щоб процес повзучості одного зразка протікав протягом декількох годин.

В результаті експерименту на повзучість твердого матеріалу фіксують відносну деформацію зразка у поставлені інтервали часу при дії постійного навантаження.

Співвідношення лінійної теорії в'язко-пружності для опису повзучості і релаксації напружень в одновимірному випадку мають відповідно вигляд:

$$\varepsilon(t) = \frac{\sigma(t)}{E} + \frac{1}{E} \int_0^t K(t-\tau) \sigma(\tau) d\tau; \quad (2.1)$$

$$\sigma(t) = E \cdot \varepsilon(t) + E \int_0^t R(t-\tau) \varepsilon(\tau) d\tau, \quad (2.2)$$

де $K(t-\tau)$ – ядро повзучості; $R(t-\tau)$ – ядро релаксації. Параметри цих ядер знаходять на підставі результатів експериментів на повзучість і релаксацію.

Так як процес повзучості відбувається при постійному навантаженні $\sigma_x = const$, то рівняння (2.1) після перетворень можна записати у вигляді:

$$\varepsilon(t) = \varepsilon_o + \varepsilon_o \int_0^t K(t-\tau) d\tau; \quad (2.3)$$

де $\varepsilon_o = \frac{\sigma_x}{E}$ – деформація в момент часу $t = 0$.

Виходячи з виду експериментально отриманої кривої повзучості, вибирають відповідне ядро повзучості.

Для опису необмежених процесів повзучості і релаксації використовують різницеве ядро Абеля:

$$K(t-\tau) = \lambda \frac{(t-\tau)^{-\alpha}}{\Gamma(1-\alpha)}, \quad 0 \leq \alpha < 1, \quad (2.4)$$

де $\Gamma(1-\alpha)$ – гамма-функція, а реологічні постійні α і λ визначають виходячи із експериментів, зокрема, на повзучість.

Для опису цього типу повзучості часто також використовують експоненціальне ядро

$$K(t-\tau) = \lambda e^{-\beta(t-\tau)}, \quad (2.5)$$

де β і λ – реологічні постійні.

2.2. Проведення лабораторних досліджень

Експерименти проводилися на зразках пісковика. Зі зразків пісковика довільної форми, за допомогою каменерізного верстату (рис. 2.1), були виготовлені заготовки кубоподібної форми (рис. 2.2).



Рисунок 2.1 – Верстат для обробки природного каменю



Рисунок 2.2 – Зразок пісковика кубоподібної форми

Після чого зразки висушили у сушильній шафі (рис. 2.3) при температурі 120°C протягом години і охолоджували у ексикаторі з додаванням хлористого калію (рис. 2.4).

Усі зразки були зважені на електронних вагах ФЕН ДНЕПРОВЕС® (рис. 2.5) з точністю 0,01 гр. Виміри геометричних параметрів зразків проводилися електронним штангенциркулем (рис. 2.6) з точністю до 0,01 мм.



Рисунок 2.3 – Сушильна шафа



Рисунок 2.4 – Ексикатор



*Рисунок 2.5 – Електронні ваги Фен
ДНЕПРОВЕС®*



*Рисунок 2.6 – Електронний
штангенциркуль*

Випробування оброблених зразків на повзучість здійснювалося за допомогою ручного гідравлічного преса БП-29 з максимальним навантаженням 4 т. (рис. 2.7).

Деформації зразку під час випробування вимірювалися індикатором годинникового типу з точністю 0,01 мм (рис. 2.8). Під час експерименту, навантаження на зразок підтримувалось постійним і складала 75% від руйнуючого навантаження (рис. 2.9). Результати досліджень занесені у таблицю 2.1.



*Рисунок 2.7 – Гвинтовий ручний
гідравлічний прес БП-29*



*Рисунок 2.8 – Установка випробування
зразків на повзучість*



*Рисунок 2.9 – Процес проведення випробування зразків пісковика на
повзучість при стисканні*

Таблиця 2.1 –

Експериментальні данні повзучості досліджуваного зразка пісковику

Час t , мин	Зміщення U , мм	Деформація ϵ
2,08	0,14	0,00303
2,17	0,22	0,00476
2,33	0,23	0,00498
2,42	0,25	0,00541
3,00	0,26	0,00563
3,83	0,27	0,00584
4,25	0,28	0,00606
4,70	0,29	0,00627
4,92	0,30	0,00649
5,17	0,31	0,00671
5,33	0,32	0,00692
5,67	0,33	0,00714
5,83	0,34	0,00736
5,92	0,35	0,00757
7,60	0,37	0,00801
11,47	0,38	0,00822
13,02	0,39	0,00844
15,25	0,40	0,00865
20,75	0,41	0,00887
23,17	0,42	0,00909
23,58	0,44	0,00952
23,73	0,45	0,00974
23,87	0,46	0,00995
23,88	0,50	0,01082
23,90	0,53	0,01147
23,92	0,57	0,01233
23,95	0,58	0,01255
23,98	0,59	0,01277
24,18	0,60	0,01298
24,65	0,61	0,01320
25,80	0,63	0,01363
26,58	0,64	0,01385
28,58	0,65	0,01406
29,75	0,66	0,01428
35,55	0,67	0,01450
41,52	0,68	0,01460
42,52	0,68	0,01471
56,10	0,69	0,01493
67,55	0,70	0,01514
72,67	0,71	0,01536
76,35	0,72	0,01558
78,90	0,73	0,01579
79,35	0,72	0,01558

2.3. Обробка і оцінка результатів випробувань механічних властивостей гірських порід

Опис кривої повзучості ядра Абеля.

$$\varepsilon(t) = \varepsilon_o \left(1 + \lambda \frac{t^{1-\alpha}}{(1-\alpha)\Gamma(1-\alpha)} \right) \quad (2.6)$$

Параметри ε_o , α і λ в рівнянні (2.6) знаходяться з апроксимації експериментальних даних повзучості досліджуваного матеріалу, представлених таблиці 2.1, виразом (2.6), виходячи з найкращого узгодження експериментальних і теоретичних даних. В цьому випадку для знаходження параметрів ε_o , α і λ можна використовувати, наприклад, метод найменших квадратів. В основі цього методу, як відомо, лежить положення про те, що сума квадратів відхилень теоретичних значень від експериментальних повинна бути мінімальною:

$$S(t, \varepsilon_o, \alpha, \lambda) = \sum_{i=1}^n \left(\varepsilon_i^{eks} - \varepsilon_o \left(1 + \lambda \frac{t_i^{1-\alpha}}{(1-\alpha)\Gamma(1-\alpha)} \right) \right)^2 = \min. \quad (2.8)$$

Значення параметрів ε_o , α і λ підбирають так, щоб функція $S(t, \varepsilon_o, \alpha, \lambda)$ досягла мінімуму, а це буде тоді, коли:

$$\frac{\partial S(t, \varepsilon_o, \alpha, \lambda)}{\partial \varepsilon_o} = 0; \quad (2.9)$$

$$\frac{\partial S(t, \varepsilon_o, \alpha, \lambda)}{\partial \alpha} = 0; \quad (2.10)$$

$$\frac{\partial S(t, \varepsilon_o, \alpha, \lambda)}{\partial \lambda} = 0. \quad (2.11)$$

Вирішуючи отриману алгебраїчну систему рівнянь (2.9-2.11), знаходимо значення параметрів ε_o , α і λ . Питання про існування рішення системи і про існування мінімуму функції $S(\varepsilon_o, \alpha, \lambda)$ в кожному конкретному випадку вирішується окремо. Відзначимо, що по визначеному параметру ε_o знаходиться модуль пружності досліджуваного матеріалу $E = \frac{\sigma_x}{\varepsilon_o}$.

Реалізацію методу найменших квадратів і знаходження параметрів ε_0 , α і λ зручніше зробити в середовищі Mathcad.

Визначення параметрів експоненціального ядра:

1. Експериментальні дані, отримані з експерименту на повзучість:

$A := \text{READPRN}(\text{"Reologiya.txt"})$ $n := \text{rows}(A)$ $n = 43$

$t := A^{(1)}$

	1
1	2.08
2	2.17
3	2.33
4	2.42
5	3
6	3.83
7	4.25
8	4.7
9	4.92
10	5.17
11	5.33
12	5.67
13	5.83
14	5.92
15	7.6
16	11.47
17	13.02
18	15.25
19	20.75
20	23.17
21	23.58
22	23.73

t =

$\varepsilon\varepsilon := A^{(2)}$

	1
23	23.87
24	23.88
25	23.9
26	23.92
27	23.95
28	23.98
29	24.18
30	24.65
31	25.8
32	26.58
33	28.58
34	29.75
35	35.55
36	41.52
37	42.52
38	56.1
39	67.55
40	72.67
41	76.35
42	78.9
43	79.35

t =

	1
1	$3.029 \cdot 10^{-3}$
2	$4.76 \cdot 10^{-3}$
3	$4.976 \cdot 10^{-3}$
4	$5.409 \cdot 10^{-3}$
5	$5.625 \cdot 10^{-3}$
6	$5.842 \cdot 10^{-3}$
7	$6.058 \cdot 10^{-3}$
8	$6.274 \cdot 10^{-3}$
9	$6.491 \cdot 10^{-3}$
10	$6.707 \cdot 10^{-3}$
11	$6.923 \cdot 10^{-3}$
12	$7.14 \cdot 10^{-3}$
13	$7.356 \cdot 10^{-3}$
14	$7.572 \cdot 10^{-3}$
15	$8.005 \cdot 10^{-3}$
16	$8.222 \cdot 10^{-3}$
17	$8.438 \cdot 10^{-3}$
18	$8.654 \cdot 10^{-3}$
19	$8.871 \cdot 10^{-3}$
20	$9.087 \cdot 10^{-3}$
21	$9.52 \cdot 10^{-3}$
22	$9.736 \cdot 10^{-3}$

$\varepsilon\varepsilon =$

	1
22	$9.736 \cdot 10^{-3}$
23	$9.952 \cdot 10^{-3}$
24	0.011
25	0.011
26	0.012
27	0.013
28	0.013
29	0.013
30	0.013
31	0.014
32	0.014
33	0.014
34	0.014
35	0.014
36	0.015
37	0.015
38	0.015
39	0.015
40	0.015
41	0.016
42	0.016
43	0.016

$\varepsilon\varepsilon =$

$L := 46.22 \cdot 10^{-3} \cdot \text{m}$ $b := 25.66 \cdot 10^{-3} \cdot \text{m}$ $h := 29.67 \cdot 10^{-3} \cdot \text{m}$

ORIGIN $\equiv 1$

$m := 85.94 \cdot 10^{-3} \cdot \text{kg}$ $P := 110 \cdot \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$

$\rho := \frac{m}{L \cdot b \cdot h}$ $\rho = 2.442 \times 10^3 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$

2. Обчислення інтеграла в рівнянні повзучості (2.1.).

$$\int_0^t \lambda \cdot e^{-\beta \cdot (t-\tau)} d\tau \rightarrow \frac{1}{\beta} \cdot \lambda - \frac{1}{\beta} \cdot \exp(-t \cdot \beta) \cdot \lambda$$

$$\varepsilon(t, \varepsilon_0, \lambda, \beta) := \varepsilon_0 + \frac{1}{\beta} \cdot \lambda - \frac{1}{\beta} \cdot (\exp(-t \cdot \beta) \cdot \lambda)$$

3. Визначення параметрів експоненціального ядра методом найменших квадратів (рис. 2.1).

$$\sum_i \left[\varepsilon \varepsilon_i - \left(\varepsilon_0 + \frac{1}{\beta} \cdot \lambda - \frac{1}{\beta} \cdot \exp(-t_i \cdot \beta) \cdot \lambda \right) \right]^2$$

$$\varepsilon_0 := 0.0001 \quad \lambda := 0.0001 \quad \beta := 0.0001$$

Given

$$\sum_{i=1}^n 2 \cdot \left(\varepsilon \varepsilon_i - \varepsilon_0 - \frac{1}{\beta} \cdot \lambda + \frac{1}{\beta} \cdot \exp(-t_i \cdot \beta) \cdot \lambda \right) \cdot \left(\frac{1}{\beta^2} \cdot \lambda - \frac{1}{\beta^2} \cdot \exp(-t_i \cdot \beta) \cdot \lambda - \frac{1}{\beta} \cdot t_i \cdot \exp(-t_i \cdot \beta) \cdot \lambda \right) = 0$$

$$\sum_{i=1}^n 2 \cdot \left(\varepsilon \varepsilon_i - \varepsilon_0 - \frac{1}{\beta} \cdot \lambda + \frac{1}{\beta} \cdot \exp(-t_i \cdot \beta) \cdot \lambda \right) \cdot \left(\frac{-1}{\beta} + \frac{1}{\beta} \cdot \exp(-t_i \cdot \beta) \right) = 0$$

$$\sum_{i=1}^n \left(-2 \cdot \varepsilon \varepsilon_i + 2 \cdot \varepsilon_0 + \frac{2}{\beta} \cdot \lambda - \frac{2}{\beta} \cdot \exp(-t_i \cdot \beta) \cdot \lambda \right) = 0$$

$$\begin{pmatrix} v\varepsilon_0 \\ v\lambda \\ v\beta \end{pmatrix} := \text{Find}(\varepsilon_0, \lambda, \beta)$$

$$v\varepsilon_0 = 3.922 \times 10^{-3}$$

$$v\lambda = 5.208 \times 10^{-4}$$

$$v\beta = 0.042$$

$$\varepsilon_1(t, \varepsilon_0, \lambda, \beta) := v\varepsilon_0 + \frac{1}{v\beta} \cdot v\lambda - \frac{1}{v\beta} \cdot (\exp(-t \cdot v\beta) \cdot v\lambda)$$

Отже отримали наступні параметри повзучості пісковику $\varepsilon_0 = 3.922 \cdot 10^{-3}$, $\lambda = 5.208 \cdot 10^{-4}$ і $\beta = 0.042$. Графічно зміна деформацій під постійним навантаженням відображено на графіку (рис. 2.10)

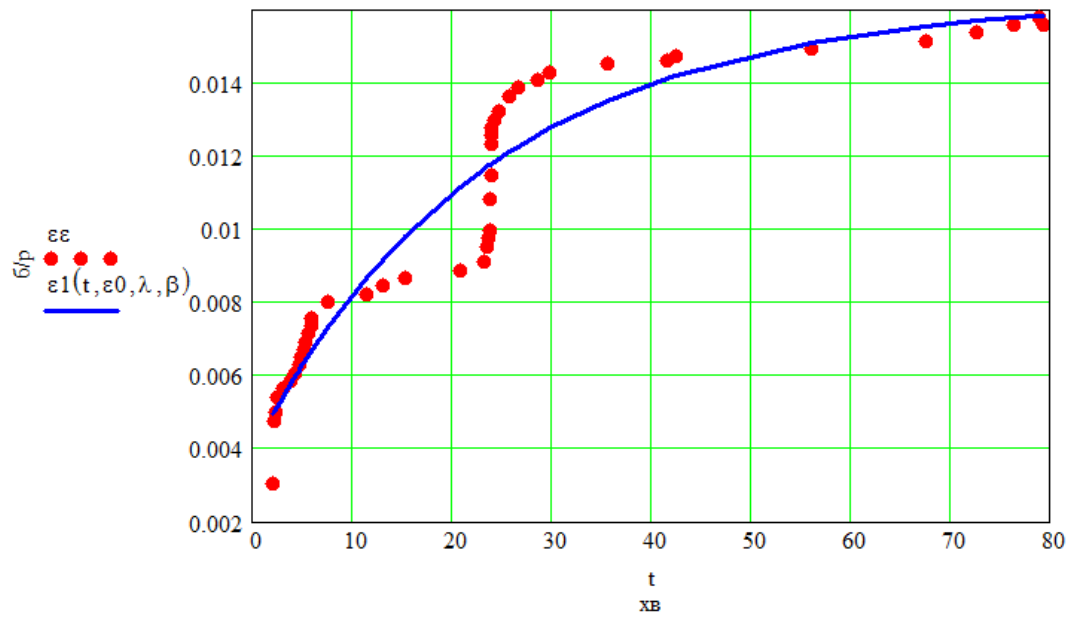


Рисунок 2.10 – Експериментальні дані і встановлена залежність повзучості зразка пісковику.

4. Навантаження, прикладене до зразка в експерименті на повзучість.

$$\sigma := \frac{F}{S_0} \quad \sigma = 2.257 \times 10^7 \quad \text{Па}$$

5. Значення модуля пружності досліджуваного зразка пісковику.

$$E := \frac{\sigma}{\nu \varepsilon_0} \quad E = 5.753 \times 10^9 \quad \text{Па}$$

6. Визначимо ще такі параметри як швидкість зміни деформацій і прискорення зміни деформацій та побудуємо графіки (рис. 2.11, 2.12).

$$u_i = \frac{\varepsilon_i - \varepsilon_{i-1}}{t_i - t_{i-1}}; \quad (2.12)$$

$$a_i = \frac{u_i - u_{i-1}}{t_i - t_{i-1}} \quad (2.13)$$

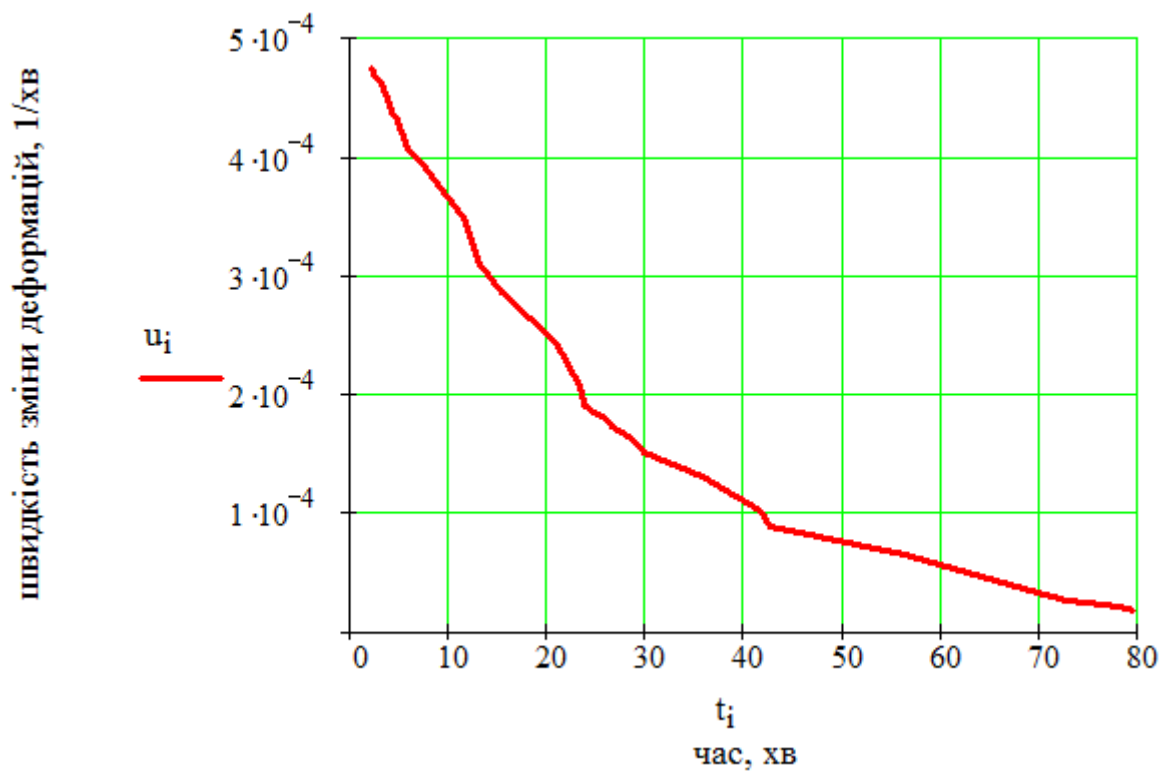


Рисунок 2.11 – Швидкість зміни деформацій у часі

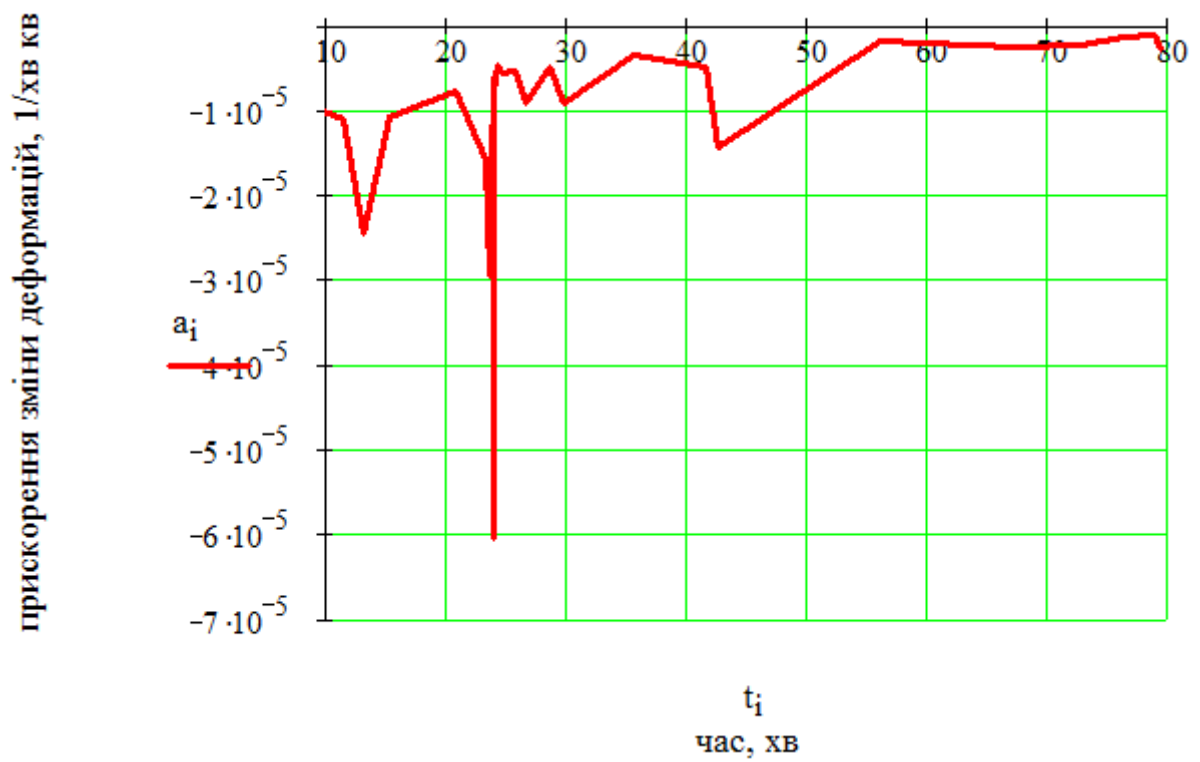


Рисунок 2.12 – Прискорення зміни деформацій у часі

Визначимо час існування виробки (рис. 2.13) при таких параметрах швидкість зміни деформацій і прискорення зміни деформацій:

$$t := 0..1000$$

+

$$h_v := 2.9 \text{ м} \quad - \text{початкова висота виробки}$$

$$u_n = 1.842 \times 10^{-5} \frac{1}{\text{хв}} \quad - \text{швидкість зміни деформацій}$$

$$a_n = -2.698 \times 10^{-6} \frac{1}{\text{хв}^2} \quad - \text{прискорення зміни деформацій}$$

$$\text{Рівняння зміни висоти виробки у часі: } H(t) := h_v + u_n \cdot h_v \cdot t + \frac{a_n \cdot h_v \cdot t^2}{2}$$

Деформаційне зміщення породи виразимо через деформацію

$$\varepsilon = \frac{\Delta l}{l} \Rightarrow \Delta l = \varepsilon \cdot l$$

$$H(t) = h_e + u \cdot h_e \cdot t + \frac{a \cdot h_e \cdot t^2}{2} \quad (2.14)$$

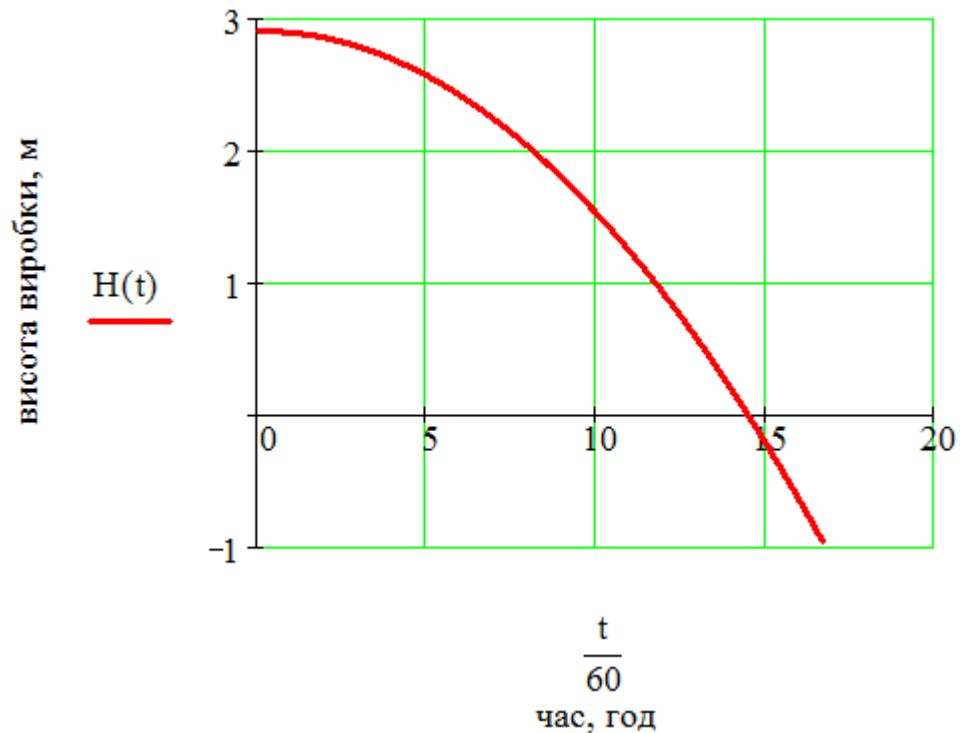


Рисунок 2.13 – Термін існування виробки при заданих параметрів швидкості і прискорення зміни деформацій

З рівняння (2.14) отримаємо вираз розрахунку терміну служби виробки від швидкості зміни деформацій та прискорення зміни деформацій:

$$t = -\frac{u + \sqrt{u^2 - 2 \cdot a}}{a} \quad (2.15)$$

А також отримаємо вираз часу необхідного для деформування контуру виробки висотою h_e на величину зміщення U :

$$T_u = -\frac{u \cdot h_e + \sqrt{h_e(u^2 \cdot h_e - 2 \cdot a \cdot h_e + 2 \cdot a \cdot (h_e - U))}}{a \cdot h_e} \quad (2.16)$$

Отже при такому рівні навантаження порід отримали швидкість зміни деформацій і прискорення зміни деформацій, що приведе до повного зменшення висоти виробки за 14 год. 27 хв.

2.4. Висновки за розділом

Випробування зразків пісковика при різних рівнях навантаження показує, що значне підвищення рівня напружень призводить до нелінійності поведінки матеріалу. При визначенні реологічних властивостей пісковика слід обмежитися областю рівнів напружень, де реологічні властивості досліджуваних матеріалів лінійні, тобто забезпечується застосування лінійної теорії в'язко-пружності.

В результаті досліджень отримали наступні параметри повзучості пісковика у лабораторних умовах: $\varepsilon_o = 3.922 \cdot 10^{-3}$, $\lambda = 5.208 \cdot 10^{-4}$ і $\beta = 0.042$.

Отримана формула для визначення часу існування виробки, яка залежить від таких параметрів як швидкість та прискорення зміни деформацій і не залежить від початкових розмірів виробки.

При такому рівні навантаження ($0,75 \times \sigma_c$) порід отримали швидкість зміни деформацій і прискорення зміни деформацій, що приведе до повного зменшення висоти виробки за 14 год. 27 хв.

3. ЧИСЕЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ГІРСЬКИХ ПОРІД НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК З УРАХУВАННЯМ ЇХ РЕОЛОГІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ

Метою досліджень є визначення впливу в'язко-пружних деформацій на стан виробки з різною формою перетину.

3.1. Способи охорони виробок

Підготовчі виробки можуть надійно функціонувати тільки тоді, коли їх площі поперечного перерізу відповідають проектним і задовольняють вимогам правил безпеки.

Під впливом гірського тиску виробки деформуються. Міра руйнування порід, зміщення їх в порожнину виробки, а також поломки кріплення залежить від розташування виробки по відношенню до очисних вибоїв.

При фіксованому положенні очисного вибою окремі ділянки підготовчих виробок можуть знаходитися в наступних зонах (рис. 3.1): I – поза зоною впливу очисного вибою; II – в зоні впливу тимчасового опорного тиску попереду очисного вибою; III – в зоні впливу тимчасового опорного тиску позаду очисного вибою; IV – в зоні сталого опорного тиску позаду очисного вибою; V – в зоні повторного тимчасового опорного тиску попереду очисного вибою; VI – в зоні повторного тимчасового опорного тиску позаду очисного вибою; VII – в зоні повторного сталого опорного тиску. Зони V, VI і VII спостерігаються при повторному використанні одної виробки.

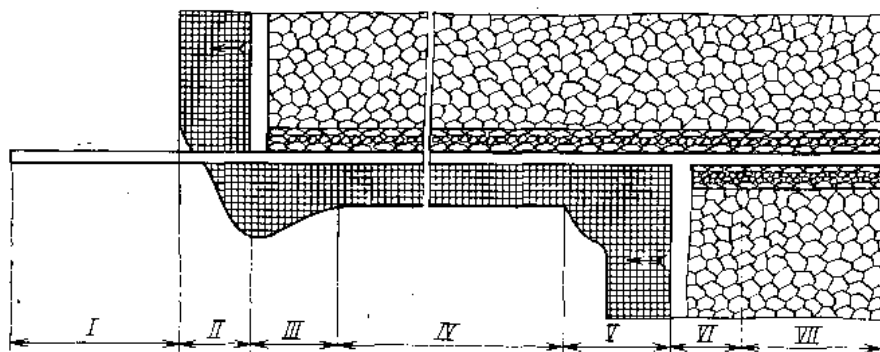


Рисунок 3.1. – Схема розташування зон опорного тиску.

Під впливом опорного тиску відбуваються інтенсивні деформації порід і їх зміщення у виробки. У цих умовах застосовують спеціальні заходи щодо попередження руйнування виробок, названі охороною виробок.

Принципові способи охорони виробок приведені на рисунку 3.2. Проте заходи щодо охорони виробок не завжди забезпечують повністю умовам надійного і безпечного ведення робіт в них, тому додатково застосовують різні види кріплення і засоби зміцнення вміщуючих порід. Якщо ж, не дивлячись на усі заходи, площа перерізу виробки зменшується до неприпустимих розмірів, тоді виробляють ремонтні роботи з підриванням порід. Комплекс заходів щодо додаткового кріплення і ремонту виробки, а також по зміцненню вміщуючих порід називають підтримкою виробки.

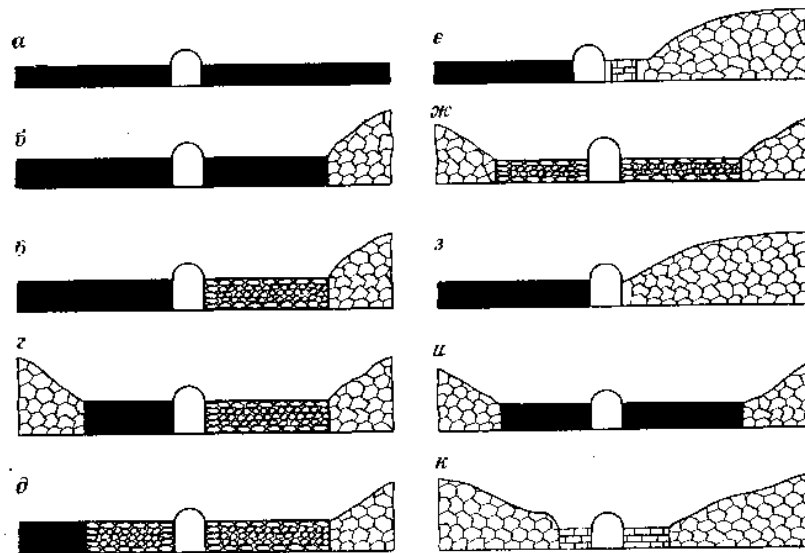


Рисунок 3.2. – Способи охорони підготовчих виробок: а - вугільним масивом; б - вугільним масивом і ціликом; в - масивом і бутовою смугою; г - ціликом і бутовою смугою; д - бутовими смугами і ціликом; е - масивом і штучним обгороджуванням; ж - бутовими смугами; з - масивом і виробленим простором; и – ціликами, к - штучними обгороджуваннями.

Зниження діючого у породах напруження може бути досягнуте технологією ведення робіт шляхом вибору раціонального способу охорони виробок для конкретних умов, проведення виробок у присічку, проведення

виробок у виробленому просторі, проведення виробок широким вибоєм, надпрацювання виробок розвантажувальними лавами, торпедуванням порід покрівлі з метою зменшення довжини нависаючих консолей.

Зміцнення порід, що оточують виробку, здійснюється за допомогою нагнітання в них різних в'язучих матеріалів, а посилення кріплення – зведенням додаткового кріплення, збільшенням щільності установки рамного і анкерного кріплення та ін. Підсилююче кріплення є металевими стійками (тертя або гідравлічні), що встановлюються під верхняки кріплення або під опори між рамами постійного кріплення на відстані 15–30 м попереду очисного вибою.

Способи охорони виробок тісно пов'язані зі способами підготування виїмкових стовпів або виїмкових полів.

3.2. Характеристика виїмкової ділянки 5-ї південної лави ухилу №1 пласта m_4^2 шахти «Краснолиманська»

Відпрацювання виїмкової ділянки 5-й південної лави ухилу №1 пласта m_4^2 передбачена робочим проектом «Розкриття та підготовки ухилого полю пласта m_4^2 шахти «Краснолиманська».

Для відпрацювання виїмкової ділянки 5-ї південної лави ухилу №1 пласта m_4^2 передбачається застосування механізованого комплексу ДМ з очисним комбайном РКУ-10 і скребковим конвеєром СП-251.

Для підготовки виїмкової ділянки пройдено конвеєрний і вентиляційний штреки, конвеєрний ходок №1 і конвеєрний ходок №2.

Конвеєрний штрек призначений для транспортування гірничої маси, доставки матеріалів і устаткування до очисного вибою, пересування людей, розміщення комунікацій і технологічних трубопроводів, подачі свіжого струменя повітря на виїмкову ділянку 5-ї південної лави ухилу №1 пласта m_4^2 .

Вентиляційний штрек призначений для видачі вихідного струменя повітря з виїмкової ділянки 5-й південної лави ухилу №1 пласта m_4^2 , доставки матеріалів і устаткування, пересування людей, розміщення комунікацій і технологічних трубопроводів.

Конвеєрний ходок №2 призначений для монтажу механізованого комплексу на початку відпрацювання виїмкової ділянки.

Провітрювання виїмкової ділянки передбачається висхідне зворотно-точне з видачею вихідного струменя на цілик вугілля. Згідно "Керівництва з проектування вентиляції вугільних шахт", Київ, 1994р) схема провітрювання виїмкової ділянки має класифікацію 1-М-Н-в-вт.

Дані по підготовці виїмкової ділянки наведені у таблиці 3.1:

Таблиця 3.1 –

Підготовка виїмкової ділянки

№ п/п	Показники	Значення показників
1	Схема підготовки	Панельна
2	Система розробки	Довгими стовпами по простяганню
3	Довжина лави, м	294м (302м)
4	Довжина виїмкового поля, м	1280
5	Запаси виймального поля, тис. т	690
6	Тривалість відпрацювання виїмкової поля, міс.	11,5
7	Спосіб проведення виробок: - конвеєрний штрек - конвеєрний ходок №1	комбайновий комбайновий
8	Засоби проведення	КСП-32, конвеєр 1Л-800
9	Тип кріплення підготовчих виробок: - конвеєрний штрек - вентиляційний штрек	Анкерне кріплення анкерне кріплення, АП-13,8 (укорочена)
10	Спосіб охорони виробок	Органне кріплення

Конвеєрний штрек призначений для подачі свіжого струменя повітря на виїмкову ділянку, доставку матеріалів, обладнання, розміщення конвеєрної лінії для транспортування гірничої маси з очисного вибою,

пересування людей, розміщення комунікацій і технологічних трубопроводів.

Конвеєрний штрек (рис. 3.3) пройдено прямокутним перетином і закріплений анкерним кріпленням. Площа поперечного перерізу виробки у просвіті – 14,1м².

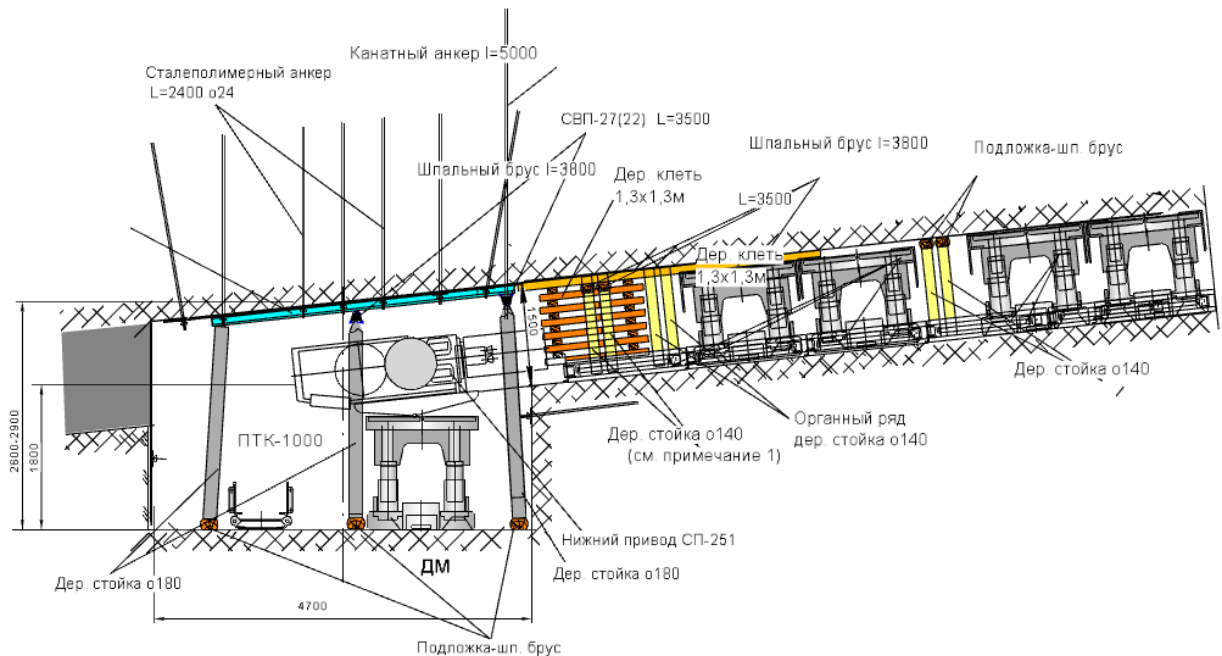


Рисунок 3.3 – Конвеєрний штрек 5-ї південної лави ухилу №1 пласта т₄²

Конвеєрний штрек обладнується конвеєрами: скребковим перевантажувачем ПТК-1000 №1 L=90м, стрічковим конвеєром 2Л-100У №2 L=540м, стрічковим конвеєром 2Л-100У №1 L=970м.

По конвеєрному штреху прокладають: пожежно-зрошувальний трубопровід Ø150мм, емульсійний трубопровід Ø50мм, трубопровід стислого повітря Ø150мм, водовідливної трубопровід Ø150мм, силові та сигнальні кабелі.

Для доставки матеріалів і устаткування до лави по конвеєрному штреху прокладений рейковий шлях з рейок Р-24 колією 900мм. Доставку передбачається проводити в вагонетках ВГ-3,3 і на спеціальних майданчиках за допомогою лебідок ЛВ-25. Конвеєрний штрек проведений в масиві гірських порід.

Слідом за проходом 5-ї південної лави, конвеєрний штрек не

підтримується, погашення штреку не проводиться – в тупиковій частині штреку зводяться дощато-парусні перемички.

На конвеєрному штреку монтується енергопоїзд на спеціальних столах скребкового перевантажувача ПТК-1000, що складається з магнітних пускачів, масло-станцій та іншого обладнання.

По мірі посування очисного вибою, на конвеєрному штреку, проводиться скорочення рейкового шляху, протипожежного трубопроводу, емульсійного трубопроводу, трубопроводу стисненого повітря, водовідливного трубопроводу, сигнальних і силових кабелів, стрічкового конвеєра.

Вентиляційний штрек (рис. 3.4). призначений для видачі вихідного струменя повітря з виїмкової ділянки, доставки матеріалів обладнання, пересування людей, розміщення комунікацій і технологічних трубопроводів.

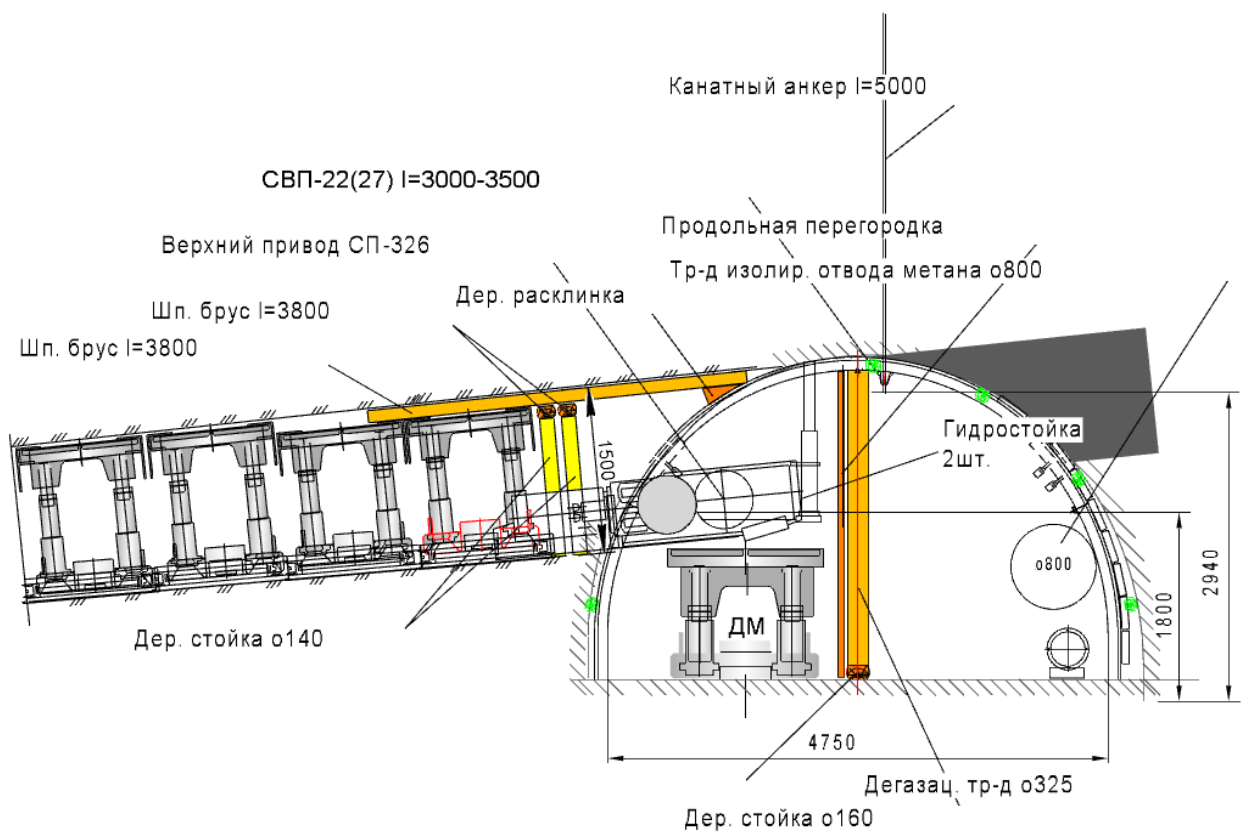


Рисунок 3.4 – Вентиляційний штрек 5-ї південної лави ухилу №1 пласта m_4^2

Вентиляційний штрек в районі ПК45 – ПК76 пройдений у присічку до

виробленого простору раніше відпрацьованою 4-й південної лави ухилу №1 пласта m_4^2 , закріплений арковим податливим кріпленням АП-13,8 вкороченою, площа поперечного перерізу виробки в просвіті – 11,4м².

З пікету ПК45 до пікету ПК0 у якості вентиляційного штреку використовується конвеєрний штрек 4-й південної лави ухилу №1 пласта m_4^2 , підтримуваний у виробленому просторі раніше відпрацьованою 4-ї південної лави ухилу №1 пласта m_4^2 . Виробка має прямокутний перетин і закріплена анкерним кріпленням. Площа поперечного перерізу виробки у світі – 14,1м².

По вентиляційному штреку прокладені: пожежно-зрошувальний трубопровід Ø150мм, трубопроводу стислого повітря Ø150мм, водовідливний трубопровід Ø150мм, трубопровід дегазації ПДУ Ø325мм, трубопровід ізолюваного відводу газу метану Ø800мм, силові та сигнальні кабелі.

Для доставки матеріалів і устаткування до лави по вентиляційному штреку прокладений рейковий шлях з рейок Р-24 колією 900мм. Доставку передбачається проводити у вагонетках ВГ-3,3 і на спеціальних майданчиках за допомогою лебідок ЛВ-25.

Слідом за проходом 5-й південної лави вентиляційний штрек не підтримується, погашення штреку не проводиться - у тупиковій частині штреку зводяться дощато-парусні перемички.

По мірі посування очисного вибою, на вентиляційному штреку, проводиться скорочення рейкового шляху, протипожежного трубопроводу, водовідливного трубопроводу, трубопровід ізолюваного відводу газу метану, сигнальних і силових кабелів.

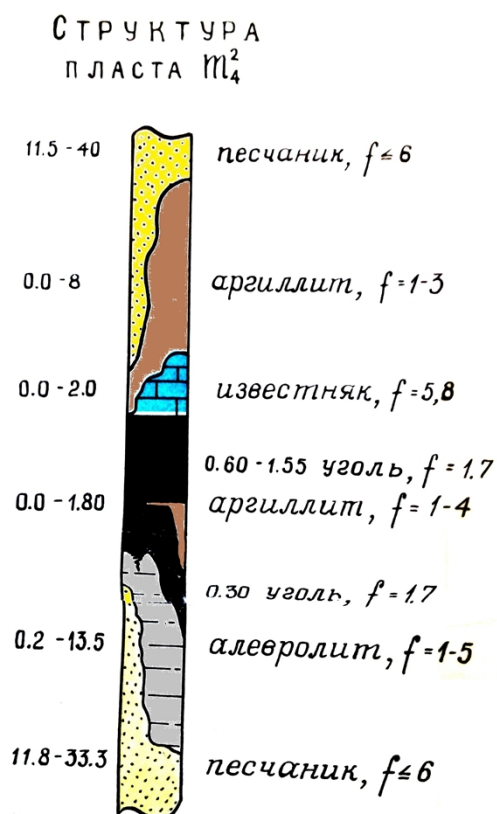
Гірничо-геологічні умови застосування механізованого комплексу ДМ в 5-й південної лави ухилу №1 пласта m_4^2 (табл. 3.2).

У цілому оцінювану площу можна віднести до типу середньої складності тектонічної будови (рис. 3.5).

Вуглевмісні породи в межах шахтного поля представлені аргілітами, алевролітами, піщаниками й вапняками.

Умови застосування механізованого комплексу

№ п/п	Найменування параметрів	Область застосування	Фактичні параметри
1	Потужність обслуговуваних пластів, м	0,8 – 1,50	1,07 – 1,4 0
2	довжина лави, м		294
3	Кут падіння пласта, град. - по простяганню - по падінню	0 - 35 0 - 10	1 – 3 8 – 10
4	Опірність вугілля різанню, кГс/см	360	235/315
5	покрівля пласта	A ₁ A ₂ Б ₃ Б ₄ Б ₅	A ₂ Б ₄
6	Опірність ґрунту вдавлюванню, кГс/см ²	15,5	20-30

Рисунок 3.5 – Структурна колонка пласта m_4^2

Аргіліт сірого, темно-сірого кольору, горизонтально-тонкошаруватий, із включенням сідерітових конкрецій, піриту у вигляді стягнень неправильної форми, іноді перешарування вуглистим матеріалом, з відбитками обвуглілої

флори, середньої міцності, від середньо-стійкого до досить нестійкого.

Алевроліт сірого, рідше – темно-сірого кольору, горизонтально-шаруватий або з неявно вираженою шаруватістю; характерна наявність слюдистого або вуглистого матеріалу по площинах окремих шарів, а також відбитків рослинності, іноді грудкуватої текстури із включенням сідеритових конкрецій, малої або середньої міцності, від середньо-стійкого до досить нестійкого.

Піщаник сірого або ясно-сірого кольору, кварцево-польовошпатовий, на кварцовому або глинистому цементі, слюдистий, іноді з тонкими прошарками алевроліту; в основному дрібнозернистий, рідше середньозернистий і тонкозернистий, шаруватий, середньої міцності і міцний, від середньо-стійкого до стійкого.

Вапняк темно-сірого, рідше сірого кольору, скрито-кристалічний, масивний, тріщинуватий (тріщини заповнені кальцитом), характерна наявність вуглистого матеріалу, міцний, стійкий.

3.3. Визначення фізико - механічних властивостей гірських порід та умов підтримання виробки

Розглядання властивостей гірських порід проведемо при проведенні виробки з застосуванням кріплення типу КМП-А3-15,5.

Виробка проводиться по пласту і вміщуючим породам.

Середній опір порід розраховується за формулою:

$$R_c = \frac{K_c \cdot K_w (\sum R_i m_i)}{\sum m_i}, \text{ МПа} \quad (3.1)$$

де R_i – міцність i -го шару породи при одноосьовому стисканні в зразку, МПа;

m_i – товщина шару породи в межах розрахункової схеми й уздовж розрахункової лінії, м;

K_C – коефіцієнт структурного ослаблення тріщинами масиву гірських

порід;

K_w – коефіцієнт, що враховує тривалу технологічну обводненість виробки.

Замість коефіцієнтів K_C та K_w можна застосовувати коефіцієнт ослаблення порід у масиві K_0 :

$$K_0 = K_C \cdot K_w \quad (3.2)$$

Значення цього коефіцієнта приймається за таблицею 3.3

Таблиця 3.3 –

Величина коефіцієнта ослаблення порід у масиві

Тип масиву	Величина коефіцієнта K_0 залежно від глибини розташування виробки, м		
	0 – 200	200 – 1000	Більше 1000
Одиночний пласт	0,9	0,6 – 0,8	0,3 – 0,6
Надробка або підробка пласта	0,6 – 0,8	0,3 – 0,6	0,2 – 0,4

Розрахуємо за формулою (3.1) середньозважену міцність покрівлі виробки за допомогою системи математичного проектування Mathcad:

$$\begin{array}{l}
 \text{Колонка} := \begin{pmatrix} \text{"пс"} & -608.5 & 60 & 5.0 \\ \text{"сп"} & -613.5 & 50 & 9.5 \\ \text{"сг"} & -623.0 & 30 & 6.0 \\ \text{"вп"} & -629.0 & 58 & 1.0 \\ \text{"вг"} & -630.0 & 17 & 1.2 \\ \text{"сг"} & -631.0 & 40 & 1.0 \\ \text{"вг"} & -634.3 & 17 & 3.3 \\ \text{"сп"} & -642.1 & 50 & 7.8 \\ \text{"пс"} & -649.5 & 60 & 4.5 \end{pmatrix} \\
 n := 9 \\
 H := \text{Колонка}^{(2)} \\
 m := \text{Колонка}^{(4)} \\
 \alpha := 4 \text{ град} \\
 i := 1..n \cdot 2 \\
 \sigma := \text{Колонка}^{(3)} \\
 H_m := \sum_{i=1}^n m_i \quad H_m = 39.3 \\
 H = \begin{pmatrix} -608.5 \\ -613.5 \\ -623 \\ -629 \\ -630 \\ -631 \\ -634.3 \\ -642.1 \\ -649.5 \end{pmatrix}
 \end{array}$$

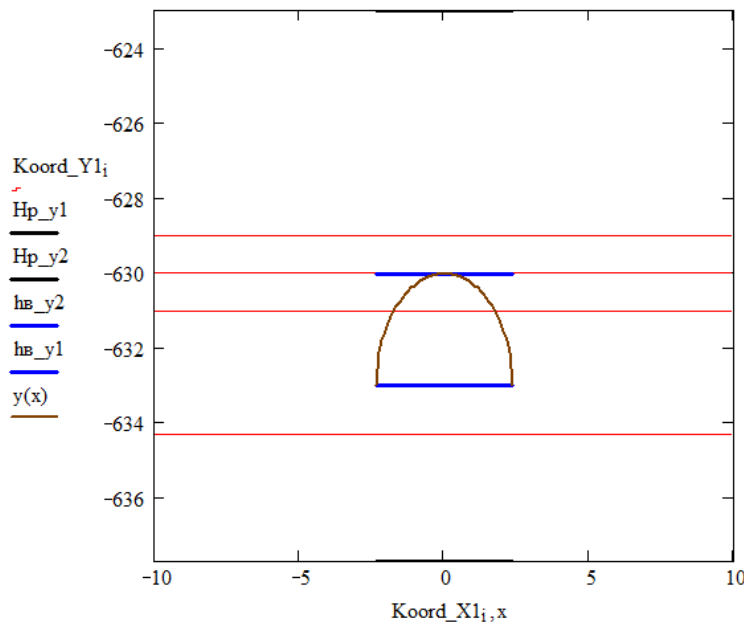
$$\begin{array}{l}
 \text{Koord_X1} := \begin{cases} \text{for } i \in 1, 3..n \cdot 2 - 1 \\ X_i \leftarrow -\frac{H_m}{2} \\ \text{for } i \in 2, 4..n \cdot 2 \\ X_i \leftarrow \frac{H_m}{2} \end{cases} \\
 X \\
 \text{Koord_Y1} := \begin{cases} j \leftarrow 1 \\ \text{for } i \in 1, 3..n \cdot 2 - 1 \\ \begin{cases} Y_i \leftarrow H_j \\ Y_{i+1} \leftarrow H_j \end{cases} \\ j \leftarrow j + 1 \end{cases} \\
 Y
 \end{array}$$

$$O_x := 0 \quad O_y := -631.5 \quad b := 4.7 \text{ м} \quad h_B := 2.97 \text{ м} \quad H_p := 1.5 \cdot b + 1 \cdot h_B + 1 \cdot b \quad H_p = 14.72$$

$$H_{p_y1} := O_y + \frac{h_B}{2} + 1.5 \cdot b \quad H_{p_y1} = -622.965 \quad H_{p_y2} := O_y - \frac{h_B}{2} - 1 \cdot b \quad H_{p_y2} = -637.685$$

$$x := \frac{-b}{2}, \frac{-b}{2} + 0.1 \dots \frac{b}{2} \quad h_{B_y1} := O_y + \frac{h_B}{2} \quad h_{B_y2} := O_y - \frac{h_B}{2} \quad h_{B_y2} = -632.985$$

$$y(x) := O_y - \frac{h_B}{2} + h_B \sqrt{1 - \frac{x^2}{\left(\frac{b}{2}\right)^2}}$$



$$HH1 := H_{p_y1} \quad HH1 = -622.965$$

$$HH2 := H_3 \quad HH2 = -623$$

$$HH3 := h_{B_y1} \quad HH3 = -630.015$$

$$HH4 := H_4 \quad HH4 = -629$$

$$HH5 := H_5 \quad HH5 = -630$$

$$HH6 := H_6 \quad HH6 = -631$$

$$HH7 := H_7 \quad HH7 = -634.3$$

$$HH8 := H_{p_y2} \quad HH8 = -637.685$$

$$hc_1 := HH1 - HH2 \quad hc_1 = 0.035 \quad Rc_1 := \sigma_3 \quad Rc_1 = 30 \quad kc_1 := 0.9 \quad kw_1 := 0.8$$

$$hc_2 := HH2 - HH3 \quad hc_2 = 7.015 \quad Rc_2 := \sigma_4 \quad Rc_2 = 58 \quad kc_2 := 0.8 \quad kw_2 := 0.6$$

$$hc_3 := HH3 - HH4 \quad hc_3 = -1.015 \quad Rc_3 := \sigma_4 \quad Rc_3 = 58 \quad kc_3 := 0.8 \quad kw_3 := 0.6$$

$$hc_4 := HH4 - HH5 \quad hc_4 = 1 \quad Rc_4 := \sigma_5 \quad Rc_4 = 17 \quad kc_4 := 0.9 \quad kw_4 := 1$$

$$hc_5 := HH5 - HH6 \quad hc_5 = 1 \quad Rc_5 := \sigma_6 \quad Rc_5 = 40 \quad kc_5 := 0.7 \quad kw_5 := 0.5$$

$$hc_6 := HH6 - HH7 \quad hc_6 = 3.3 \quad Rc_6 := \sigma_7 \quad Rc_6 = 17 \quad kc_6 := 0.8 \quad kw_6 := 0.6$$

$$hc_7 := HH7 - HH8 \quad hc_7 = 3.385 \quad Rc_7 := \sigma_8 \quad Rc_7 = 50 \quad kc_7 := 0.9 \quad kw_7 := 0.8$$

$$i := 1 \dots 7$$

$$R_i := kc_i \cdot kw_i \cdot Rc_i$$

$$R_k := \frac{\sum_{i=1}^5 R_i \cdot hc_i}{\sum_{i=1}^5 hc_i} \quad R_k = 24.53 \quad \text{МПа}$$

$$R_n := \frac{\left(\sum_{i=3}^7 R_i \cdot hc_i \right)}{\left(\sum_{i=3}^7 hc_i \right)} \quad R_n = 19.535 \quad \text{МПа}$$

$$R_c := \frac{\sum_{i=1}^5 R_i \cdot h_{c_i} + \sum_{i=3}^7 R_i \cdot h_{c_i}}{\sum_{i=1}^5 h_{c_i} + \sum_{i=3}^7 h_{c_i}} \quad R_c = 22.09 \text{ МПа}$$

Таким чином середній опір порід склав 22,09 МПа.

3.4. Методика чисельного моделювання напружено-деформованого стану гірських порід навколо підготовчих виробок

Як відбувається перерозподіл напружень у часі в породах покрівлі над виробкою, можна з'ясувати, використовуючи фізико-механічну модель в'язко-пружного гірського масиву.

У даному випадку будемо фіксувати, як впливає форма виробки на формування напружено-деформованого стану в'язко-пружного масиву.

Математично для плоско-напруженого стану можна описати таким чином [66, 67]:

Умови рівноваги, описуються виразами:

$$\begin{aligned} \frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} &= 0, \\ \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} + \rho \cdot g &= 0, \end{aligned} \quad (3.3)$$

де ρ – щільність речовини, $\text{кг}/\text{м}^3$;

g – прискорення вільного падіння $\text{м}/\text{с}^2$;

Рівняння нерозривності деформацій, що відображає те, що в процесі деформацій суцільність середовища не порушується:

$$\frac{\partial^2 \varepsilon_x}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 \varepsilon_y}{\partial x^2} = \frac{\partial^2 \gamma_{xy}}{\partial x \partial y}. \quad (3.4)$$

Співвідношення між деформаціями і зсувами:

$$\varepsilon_x = \frac{\partial u}{\partial x}, \quad \varepsilon_y = \frac{\partial v}{\partial y}, \quad \gamma_{xy} = \frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x}.$$

Основна і обов'язкова умова справедливості цих рівнянь – це суцільність або нерозривність середовища, як до початку деформації, так і в процесі деформації.

Матеріал вважається в'язко-пружним, якщо має як пружну (оборотну) частину, так і в'язку (необоротну) частину деформацій. При додатку навантаження пружна зміна форми відбувається миттєво, в той час як в'язка частина деформації розвивається протягом деякого часу [68, 69].

Введення в'язко-пружної моделі передбачає використання квазістатичних крайових величин для вирішення завдання про механічне деформування лінійних в'язко-пружних твердих тіл.

Модель Максвелла можна представити у вигляді чисто в'язкого поршня і чисто пружної пружини, сполучених послідовно.

Модель описується наступним рівнянням:

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{\sigma}{\eta} + \frac{1}{E} \cdot \frac{d\sigma}{dt} \quad (3.5)$$

За цією моделлю, якщо матеріал знаходиться під постійним навантаженням, напруга поступово слабшає. Якщо матеріал знаходиться в постійному напруженні, у навантаження дві складові. Перше, пружний компонент виявляє себе миттєво, представляючи собою пружину, і розслабляється негайно при знятті напруження. Друге – це в'язкий компонент, який росте з часом, поки є напруження.

Граничні умови на контурі моделі [70, 71]:

геометричні умови

$$u_x = 0, \quad u_y = 0, \quad (3.6)$$

тобто бічний тиск утворюється за рахунок поперечних деформацій

статичні умови $M_x = 0, M_y = 0$ або

$$\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} = 0, \quad \frac{\partial^2 v}{\partial y^2} = 0, \quad (3.7)$$

де u_x, u_y – переміщення точок поверхні у напрямку осей x, y ;

M_x, M_y – згинальні моменти точок поверхні у напрямку осей x і y , $H / м$.

Навантаження на верхню границю моделі розраховується через глибину залягання гірничої виробки H :

$$\sigma = \rho \cdot g \cdot H. \quad (3.8)$$

3.5. Опис моделей і властивостей гірського масиву що вміщує підготовчу виробку

Форма поперечного перерізу виробок залежить від фізико-механічних властивостей перетинаючих ними порід, терміну служби виробки, призначення, а також властивостей матеріалу кріплення [72].

Найбільш поширеною формою поперечного перерізу вертикальних стволів є кругла, рідко їм надають прямокутну форму. Для кріплення стволів, що мають круглу форму поперечного перерізу, застосовують монолітний бетон, чавунні тюбінги, а прямокутну – дерево, метал.

Форми поперечних перерізів горизонтальних і похилих виробок різноманітніші. При дерев'яному кріпленні виробок надають форму прямокутника або трапеції (рис. 3.6), при бетонному – типовою є склепінна форма з вертикальними бічними стінками, при металевому – арочна, при збірній залізобетонній – полігональна, прямокутна, арочна. Залежно від величини і напрямки тиску гірських порід (бічного або з боку ґрунту) виробкам надають круглу, підковоподібну або округлу форму.

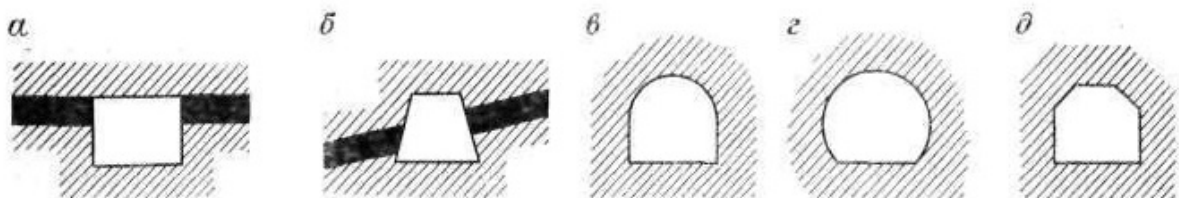


Рисунок 3.6 – Форми перетину виробок

а – прямокутна; б – трапецієвидна; в – склепінна; г – арочна;

д – полігональна

Розміри поперечного перерізу гірничих виробок визначаються габаритами підйомних машин або транспортного устаткування (кліті, скіпи, вагонетки, електровози, конвеєри та ін.), Необхідними зазорами між кріпленням і зазначеним устаткуванням, а також кількістю повітря, який повинен проходити по виробці. Необхідно, щоб площа поперечного перерізу виробок забезпечувала б переміщення по ним повітря зі швидкостями не більше гранично допустимих; в стволах, призначених тільки для спуску і підйому вантажів – 12 м/с; в стволах, що використовуються для підйому людей, в квершлагах, відкатних та вентиляційних штреках, капітальних і панельних бремсбергах і ухилах – 8 м/с; у всіх інших гірничих виробках, проведених по вугіллю і породі – 6 м/с; у робочому просторі очисних вибоїв – 4 м/с.

У вертикальних стволах додатково враховуються розташування і число підйомних машин, наявність іншого обладнання (сходове відділення, трубопроводи, електрокабелі), а в горизонтальних і похилих виробках – число рейкових шляхів.

Площа перерізу виробки, яка визначається за внутрішнім утворюючим кріпленням, називається площею перерізу у світлі. Площа поперечного перетину круглих стволів у світлі характеризується діаметром ствола, який приймається від 4 до 8,5 м з інтервалом через 0,5 м (площа перетину від 12,6 до 56,7 м²).

Мінімально допустима площа поперечного перерізу горизонтальних і похилих виробок становить 3,7 м². Окремі виробки мають площу перетину 20–25 м².

Для полегшення визначення розмірів поперечного перерізу підземних гірничих виробок на виробництві та при проектуванні, а також для типізації характеризують виробку параметрів, проектними організаціями розроблені типові перетини різних горизонтальних і похилих гірничих виробок з урахуванням особливостей розробки родовищ, різних видів кріплення і застосованого транспортного обладнання.

Визначимо стійкість виробок від її форми, застосувавши властивості в'язко-пружних деформацій. Обрані форми перетину виробок для чисельного моделювання представлені на рисунку 3.7. Чисельна модель з граничними умовами показана на рисунку 3.8.

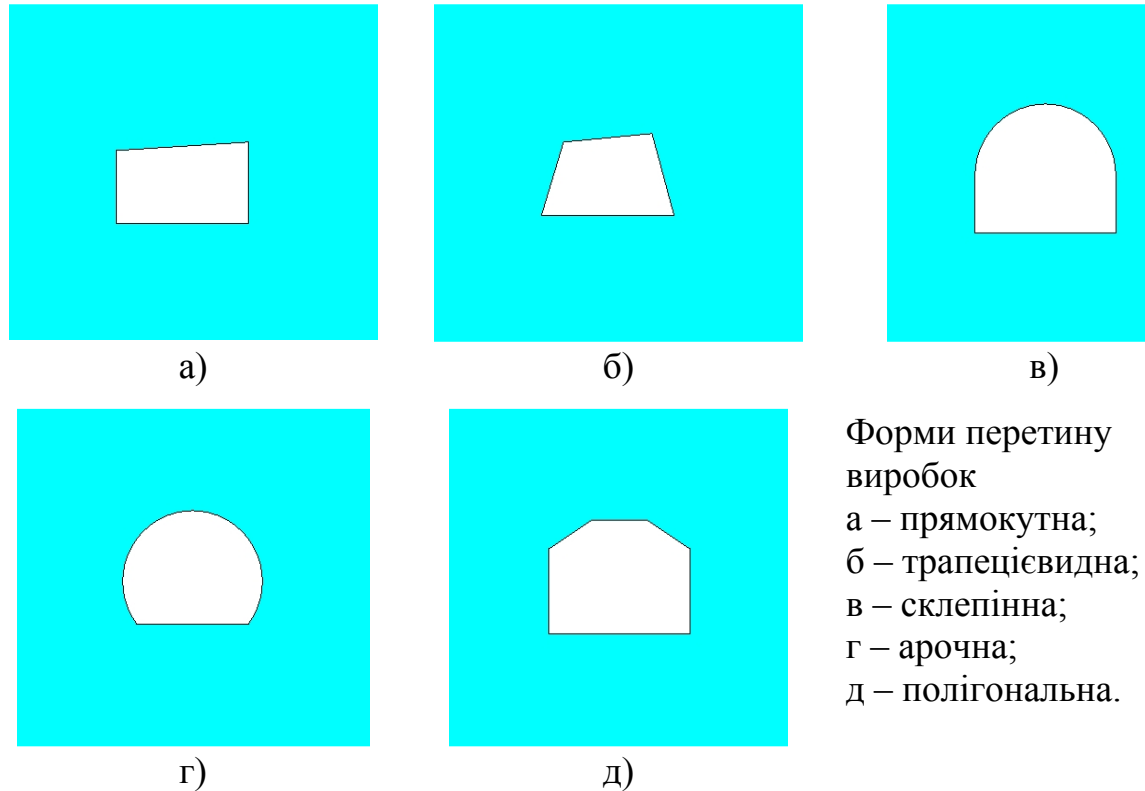


Рисунок 3.7 – Прийняті форми перетину виробок для чисельного моделювання

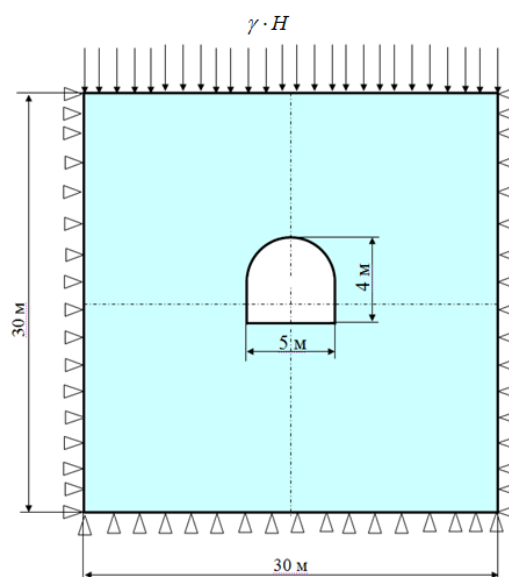


Рисунок 3.8 – Розрахункова схема та граничні умови для чисельного моделювання.

3.6. Оцінка результатів чисельного моделювання напружено-деформованого стану підготовчих виробок

Отримані результати чисельного моделювання в'язко-пружних деформацій гірських порід для кожної форми перетину виробки. На рисунку 3.9 показані ізолінії вертикальних напружень навколо виробки в залежності від форми перетину.

Отже використовуючи властивості порід для чисельного аналізу у вигляді в'язко-пружних деформацій отримали також параметри зони опорного тиску.

Так відстань від боку виробки до максимального опорного тиску складе:

- прямокутна – 1,5 м
- трапецієвидна – 3 м
- склепінна – 2 м
- арочна – 1 м
- полігональна – 3 м

Максимальній опорний тиск у боках виробки складе (рис. 3.10):

- прямокутна – 23,5 МПа
- трапецієвидна – 27,1 МПа
- склепінна – 23,6 МПа
- арочна – 26,7 МПа
- полігональна – 23,8 МПа

Коефіцієнт концентрації опорного тиску у боках виробки складе (рис. 3.11):

- прямокутна – 1,47
- трапецієвидна – 1,69
- склепінна – 1,48
- арочна – 1,67
- полігональна – 1,49

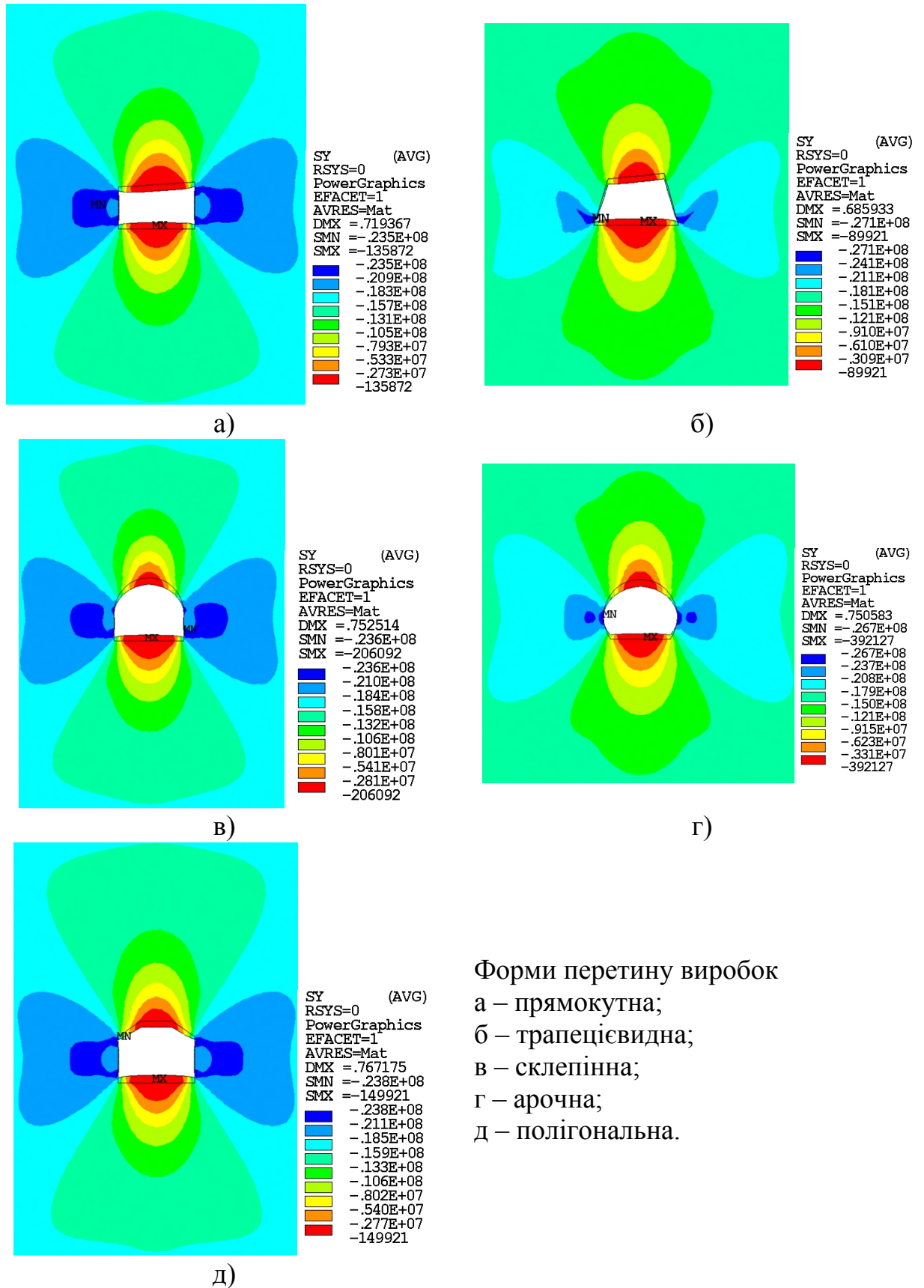


Рисунок 3.9 – Ізолінії вертикальних напружень навколо одиночної виробки з різними формами перетину

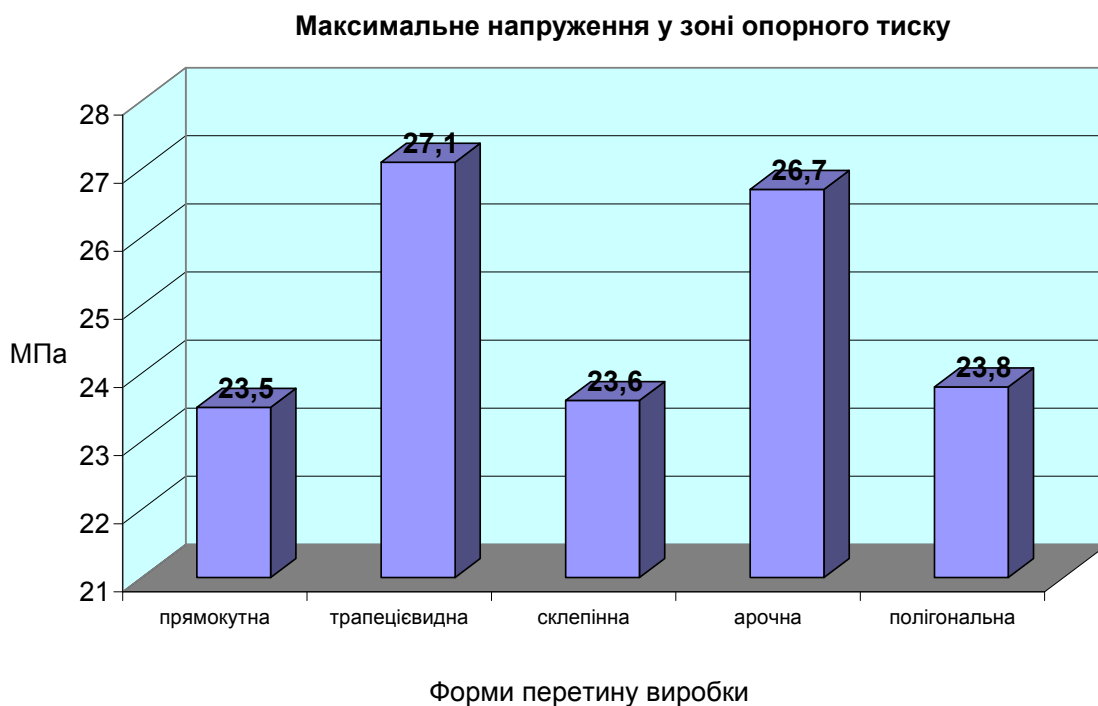


Рисунок 3.10 – Порівняльна характеристика максимального опорного тиску при різних формах перетину виробки

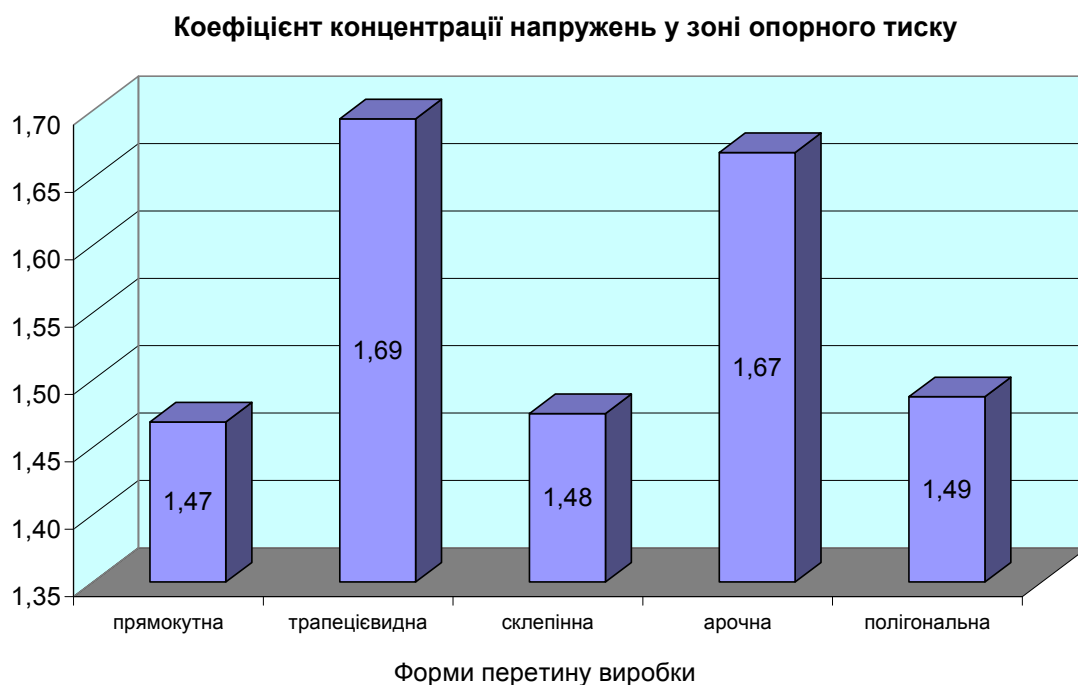


Рисунок 3.11 Порівняльна характеристика коефіцієнту концентрації опорного тиску у боках виробки при різних формах її перетину

Зміщення масиву порід у виробку при різних формах її перетину складе (табл. 3.4, рис. 3.11):

Таблиця 3.4 –

Зміщення масиву порід у виробку при різних формах її перетину (м)

Форма перетину	Покрівля	Підощва	Разом
прямокутна	0,275	0,358	0,632
трапецієвидна	0,213	0,323	0,536
склепінна	0,330	0,364	0,695
арочна	0,321	0,314	0,635
полігональна	0,272	0,372	0,644

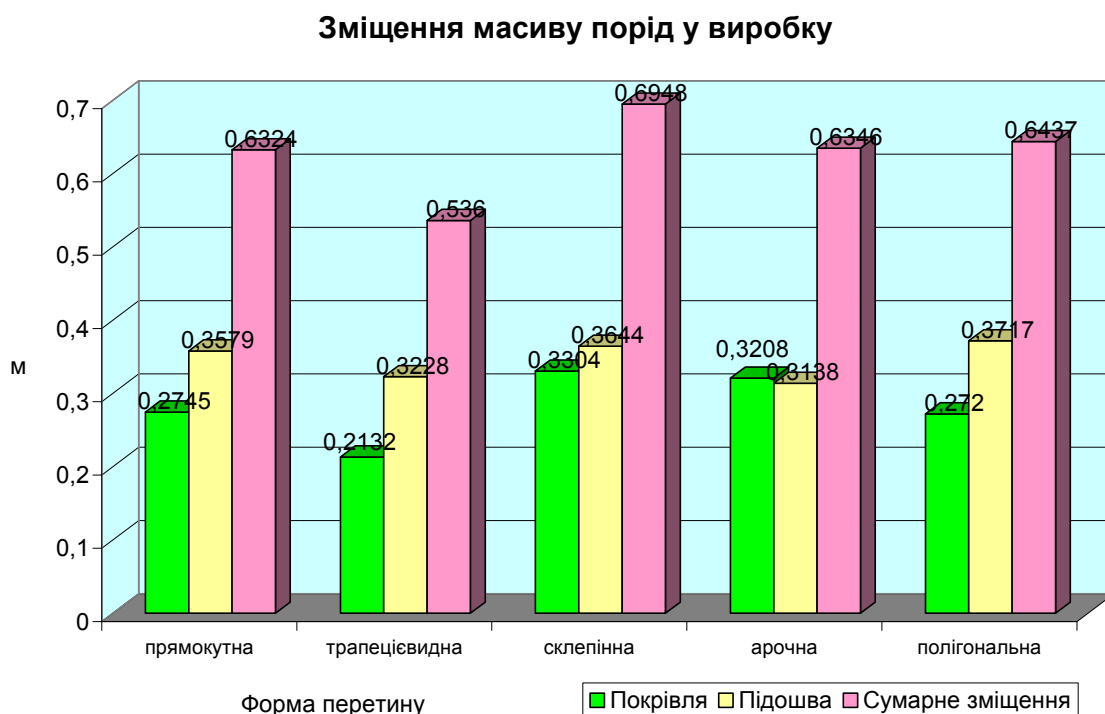


Рисунок 3.12 – Гістограма зміщення масиву порід у виробку при різних формах її перетину

Таким чином спостерігаємо мінімальний опорний тиск за формою перетину виробки – прямокутна і склепінна (23.5 МПа, 23.6МПа відповідно).

Мінімальне зміщення порід покрівлі і підощви 536 мм спостерігаємо у виробки з формою перетину – трапецієвидна, хоча така форма має самий більший опорний тиск 27,1 МПа і коефіцієнт концентрації опорного тиску 1,69.

3.7. Висновки за розділом

Використовуючи властивості гірських порід для чисельного аналізу у вигляді в'язко-пружних деформацій отримали параметри зони опорного тиску: відстань від стінок виробки до максимального опорного тиску, максимальне значення опорного тиску у боках виробки, коефіцієнт концентрації опорного тиску, параметри зміщення порід покрівлі і підшви.

Встановлено, що мінімальний опорний тиск за формою перетину виробки спостерігається при прямокутній і склепінній (23.5 МПа, 23.6МПа відповідно).

Встановлено, що мінімальне зміщення порід покрівлі і підшви 536 мм спостерігається у виробки з формою перетину – трапецієвидна, при цьому вони мають має самий більший опорний тиск рівний 27,1 МПа і коефіцієнт концентрації опорного тиску – 1,69.

4. РЕКОМЕНДАЦІЇ ЩОДО СТІЙКОСТІ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК В ПРОЦЕСІ ЕКСПЛУАТАЦІЇ

4.1. Рекомендації по вибору і розрахунку анкерного кріплення

Залежно від ступеня стійкості елементів гірничої виробки анкерне кріплення може встановлюватися тільки в покрівлі, покрівлі та ґрунті, покрівлі та боках або у всіх елементах виробки (рис. 4.1).

Застосовувані конструкції металевих, залізобетонних та сталеполімерних анкерів можуть бути розділені на [73]:

- замкові - закріплюються у вибою свердловини спеціальним замком, різних видів і конструкцій (рис. 4.2);
- беззамкові - мають контакт з породою по всій довжині свердловини – інтервальний або суцільний (рис. 4.3);
- змішані - замкові або інтервальні без замкові анкери, що закріплюються в свердловині звичайним способом і додатково твердіючим розчином по всій довжині або тільки в замковій зоні.

Замкові металеві анкери найбільш поширених конструкцій поділяють на клінощілинні, розпирні і вибухорозпирні.

Клинощілинні анкери слід застосовувати в породах, опір стисненню яких $40 \leq R \leq 100$ МПа за умови механізованого забивання у свердловину. В цьому випадку їх несуча здатність досягає 40–80 кН.

Анкери з розпирним замком забезпечують несучу здатність 60-120 кН, можливість установки без застосування стисненого повітря і витяг анкерів для повторного використання. Замковим анкерам слід для ефективної їх роботи надавати при установці початковий натяг близько 70-80% розрахункової несучої здатності. Металеві замкові анкери здатні сприймати навантаження відразу після установки, тому їх застосування ефективно в виробках зі швидким розвитком проявів гірського тиску.

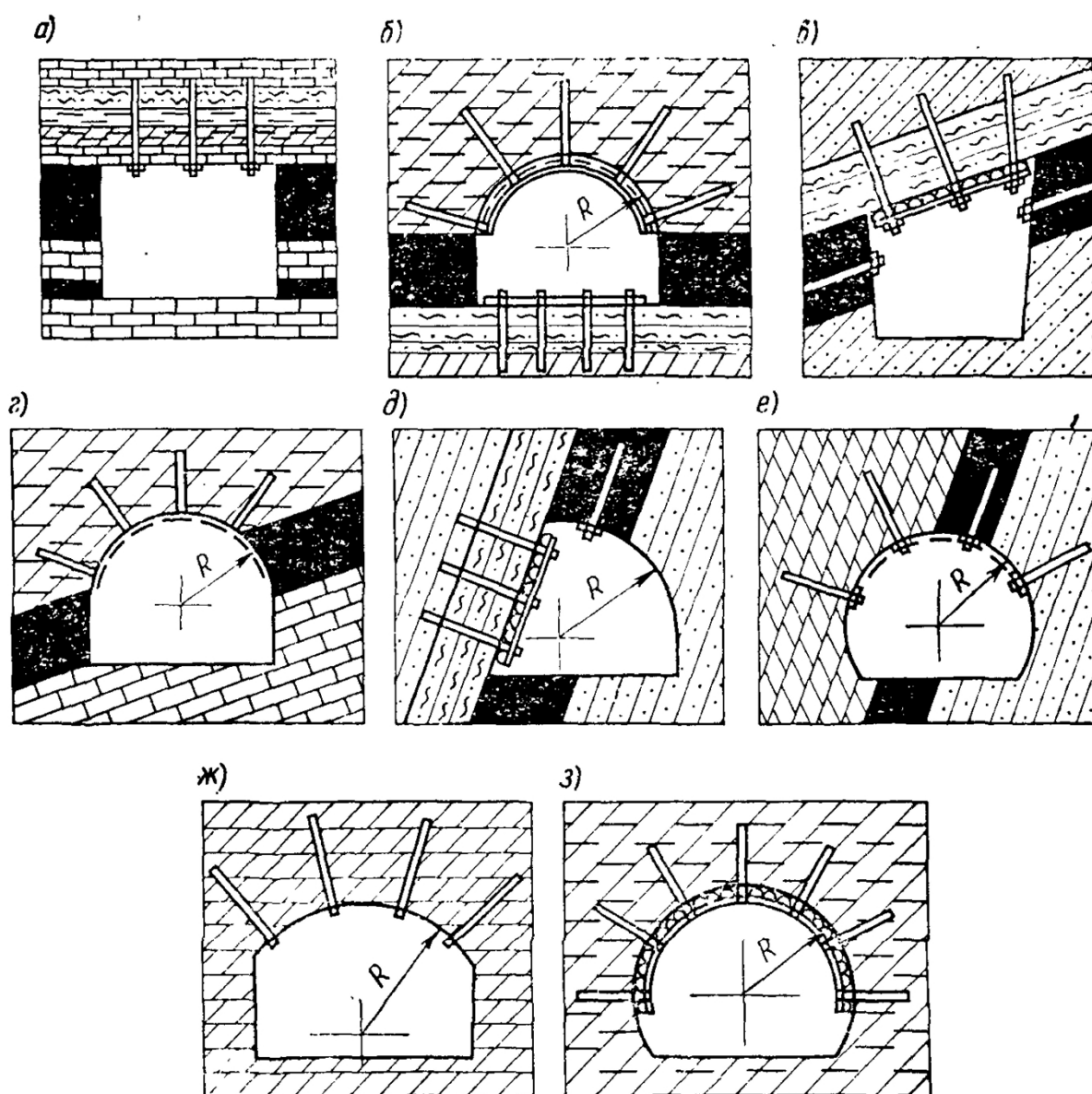


Рисунок 4.1 – Схеми кріплення виробок анкерами: а, ж - з опорними плитками; в, д - з прямолінійними підхватами і затягуванням; б, г, е, з - з арковими сталевими підхватами

Однак вони не захищені від корозії і вимагають регулярного контролю за натягом, яке в процесі експлуатації кріплення може істотно зменшуватися і навіть втрачатися повністю.

Гвинтові металеві беззамкові анкери (рис. 4.3, а), що мають інтервальний контакт з породою по всій довжині свердловини, технологічні у виготовленні та встановленні. Вони можуть бути успішно застосовані в вузьких породах середньої міцності (типу солей) у виробках з терміном

служби, протягом якого зберігається проектна несуча здатність анкерів при впливі на них факторів корозії.

Залізобетонні анкери більш довговічні, мають жорстку деформаційно-силову характеристику, добре перешкоджають (особливо при суцільних конструкціях) розшарування порід і можуть застосовуватися для зміцнення покрівлі, боків і ґрунту виробок. Недоліком цих анкерів є неможливість сприйняття навантаження відразу після їх установки, внаслідок чого потрібно в ряді випадків застосування тимчасового кріплення.

Сталеполімерні анкери (СПА) закріплюють у свердловині швидко твердіючим полімерним бетоном, що складається із синтетичної смоли, затверджувача, каталізатора (іноді), дрібного заповнювача (піску або гранульованого шлаку).

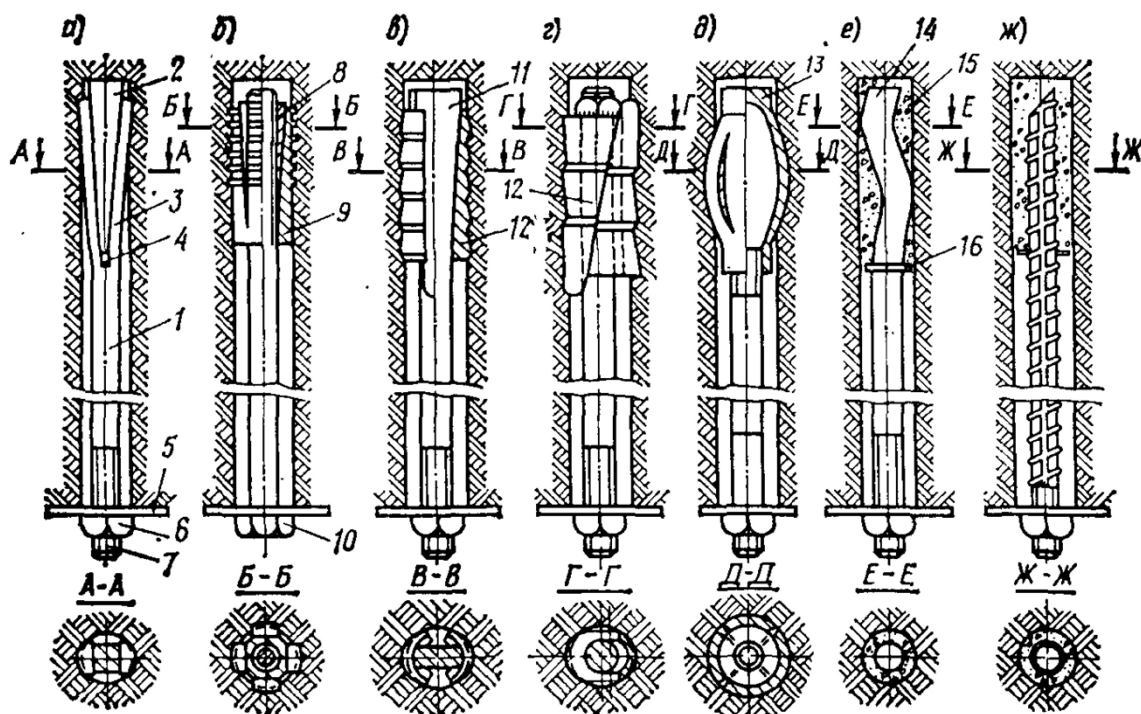


Рисунок 4.2 – Конструктивні схеми замкових анкерів:

а - клинощелевого; б, в, г - розпирних; д - вибухорозпирного; е, ж - армобетонних;
1 - стрижень; 2 - клин; 3 - вуса; 4 - щілина; 5 - опорна плитка; 6 - гайка; 7 - контурний край; 8 - знімна конусна головка; 9 - розпирна гільза; 10 - болтова головка; 11 - клинова головка; 12 - клиноподібний сегмент; 13 - трубчаста вибухорозпирна головка; 14 - хвиле подібний глибинний край; 15 - пробка з цементного або полімерного бетону; 16 - кільце ущільнювача

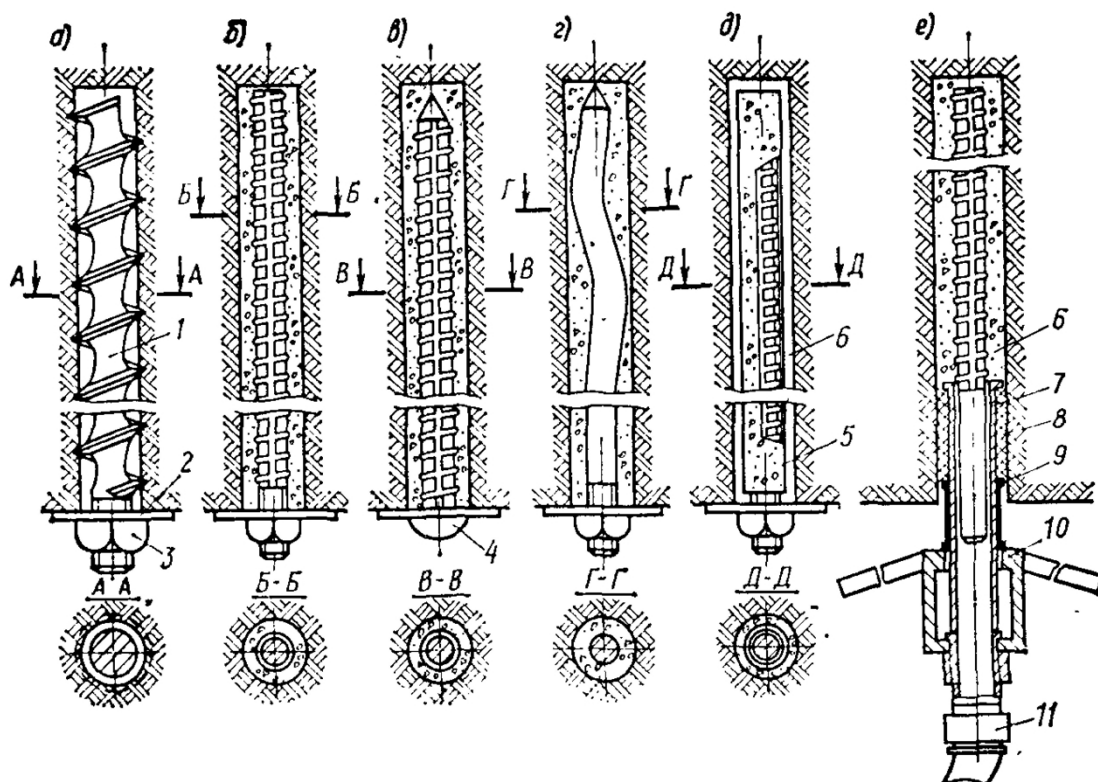


Рисунок 4.3 – Конструктивні схеми беззамкових анкерів:

a - металевого гвинтового; *б, в, г* - армобетонних суцільних (набивних); *д* - перфоштангі; *е* - ін'єцируємих (в процесі установки)

Такі анкери вступають в роботу через короткий термін (5-30 хв) після установки, мають високу міцність закріплення і мале зміщення під навантаженням, малочутливі до сейсмічних впливів, тому вони поєднують гідності металевих і залізобетонних анкерів. СПА найбільш ефективні при проведенні виробок по порушеним породам і при інших складних умовах. Недолік СПА, особливо при суцільних конструкціях – відносно висока вартість активних компонентів і їх токсичність, що вимагає підвищеної обережності в роботі.

Основними параметрами анкерного кріплення є: довжина анкерів, відстань між ними або щільність розміщення, розрахунковий опір стрижня на розрив, несуча здатність замку або замкової частини анкера, а також величина початкового натягу для натяжних замкових анкерів. Зазначені параметри визначають стосовно до двох основних розрахункових схем.

Розрахункова схема I - анкери прикріплюють породу, розташовану в

межах зони можливого обвалення, до стійкої зони породного масиву і обчислюються на сприймання навантажень, викликаних вагою порід в межах зони можливого обвалення в покрівлі і боках, а також зони випирання у підшві. Замкові частини анкерів заглиблюють в стійку зону масиву на 0,3-0,5 м.

Розрахункова схема II - анкери скріплюють по різному деформовані зони, шари або структурні елементи породного масиву навколо виробки, формують зміцнену зону в вигляді плити, склепіння, арки або кільця, здатну сприйняти гірський тиск.

Розрахункова схема I досить проста і наглядна, але не в повній мірі відображає дійсний характер роботи анкерного кріплення. Цю схему зазвичай використовують при порівняно невеликих розмірах зони можливого обвалення (до 2 м). В окремих випадках, при будівництві підземних споруд великого поперечного перетину у тріщинуватому масиві, її застосовують і при розмірах такої зони до 15 м, а іноді і більше. Отже, для застосування розрахункової схеми I необхідно мати дані про очікувані розміри зони можливого обвалення порід в елементах виробок (покрівлі, боках і підшві), яке може бути обумовлено власною вагою порід, що відділяються від масиву за природними поверхнями послаблення, або в результаті утворення граничних напружених зон .

Розрахункова схема II найповніше відображає дійсний характер роботи анкерного кріплення, але вимагає більш докладних і надійних даних про властивості породного масиву і більш складна до розрахунковому відношенню. Для застосування розрахункової схеми II необхідно мати достовірні дані про будову і міцності масиву, його напруженому стані в зоні впливу виробки і очікуваних зсувах.

Несуча здатність замкових анкерів визначається за несучою здатністю замку і стрижня анкеру.

Розрахункова несуча здатність стрижня:

$$P_c = F_{нт} \cdot R_p \cdot m_y \quad (4.1)$$

де $F_{нт}$ – площа ослабленого перерізу стрижня (нетто), м²;

R_p – розрахунковий опір матеріалу стрижня розтягуванню. Для гарячекатаної сталі класу А-I (Ст3) $R_p = 210$ МПа, для класу А – II (Ст5, 18Г2С) $R_p = 270$ МПа;

m_y – коефіцієнт умов роботи (приймається: при сухих свердловинах 0,9, при вологих 0,7 – 0,8).

Розрахункову несучу здатність замку P_z анкера слід визначати за діючими в басейнах інструкцій і методичних вказівок для прийнятих до застосування конкретних конструкцій анкерів.

У якості розрахункового навантаження на анкер P_a беруть меншу зі значень P_c і P_z

Для визначення несучої здатності більшості застосовуваних конструкцій металевих клинощілинних і розпірних замкових анкерів (рис. 4.4) може бути використана, зокрема, наступна методика [74].

Гранична несуча здатність клинощілинного або розпірного замків при незастопорних сегментах:

$$T = m \frac{S' \cdot R_s}{K_p}, \quad (4.2)$$

де m – число елементів замку, розпираючих у боки свердловини; S' — площа контакту одного розпірного елемента замка з породою (S'_n) або з головкою штанги (S'_m), визначаються у кожному випадку за конструктивними розмірами замку і свердловини; R_s – нормативний опір породи на вдавлювання $R_{\partial\partial}$, або стали на зминання R_{cm} ; k_p – коефіцієнт розпору елементів замку в боку свердловини під дією повздовжньої сили T , що визначається за формулою: $k_p = \frac{1}{\sin(\alpha) + f_{mp}}$ або за графіком (рис. 4.5).

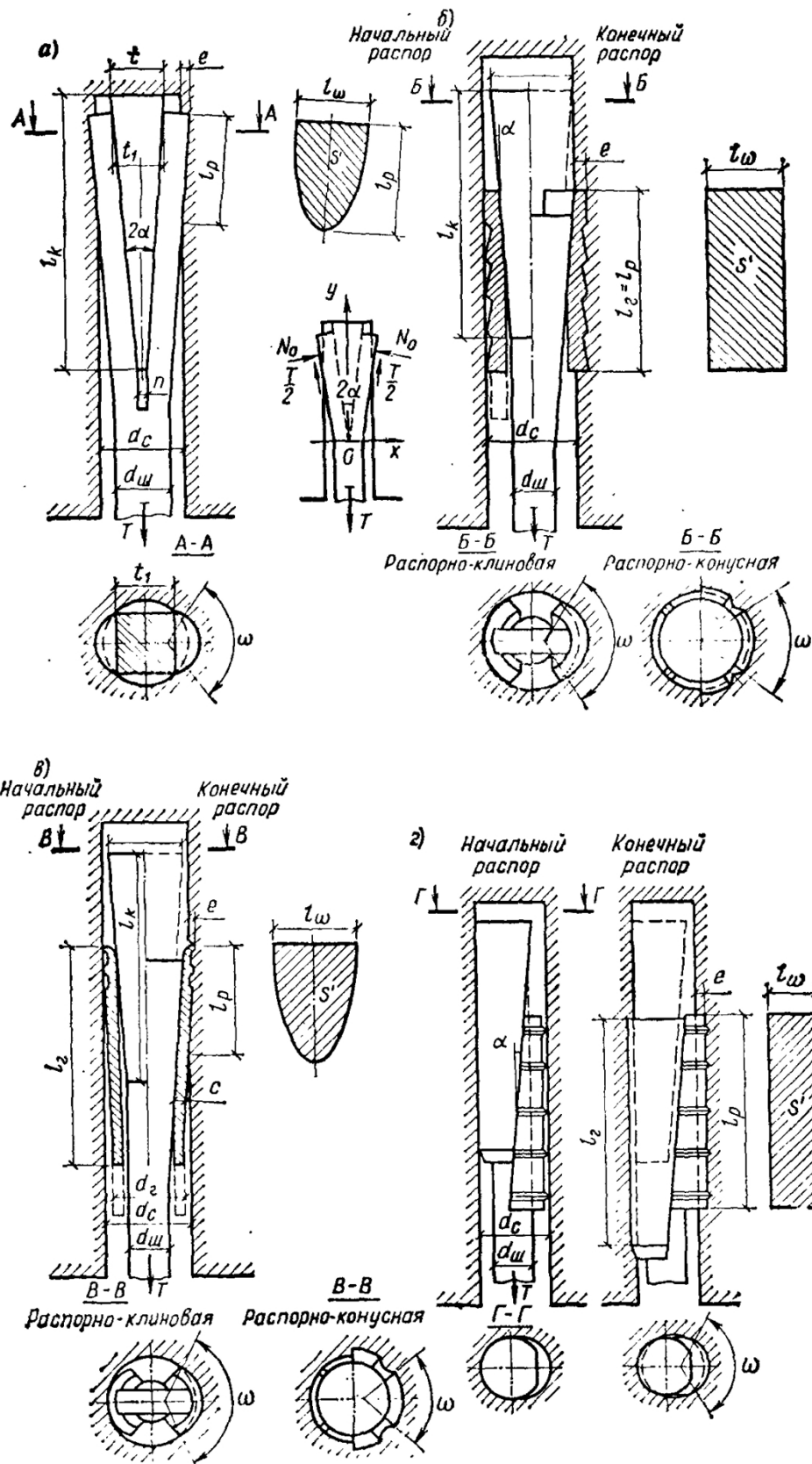


Рисунок 4.4 – Конструктивні та розрахункові схеми замків металевих анкерів

а - клінощелевого; б - розп'рного з клиноподібними сегментами; в - розп'рного з циліндричною втулкою; г - розп'рного з однібічним клином

Де α – половина кута пригострення клину або головки, прийнятого по конструктивним розмірам (зазвичай від 2 до 5°); f_{mp} – коефіцієнт тертя.

У разі тертя елементів замку о породу (клінощелевой замок або розпирний зі застопорними сегментами) позначається $f_{м.п.}$, а елементів між собою (розпирний замок при незастопорних сегментах) позначається $f_{м.м.}$. Величини $f_{м.п.}$ і $f_{м.м.}$ для найбільш поширених поєднань представлені в таблиці 4.1.

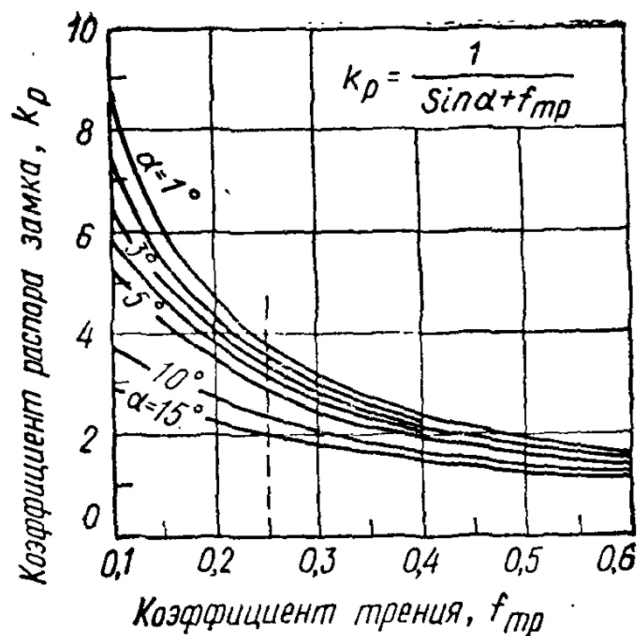


Рисунок 4.5 – Графік для визначення коефіцієнта розпору замку

Площа контакту елемента замка з породою в загальному випадку визначається за формулою

$$S'_n = l_\omega \cdot l_p \cdot k_s \quad (4.3)$$

де l_ω і l_p – ширина і довжина теоретичної поверхні контакту (рис. 4.4);

k_s — коефіцієнт повноти контакту, що враховує ребристість сегментів і стін свердловини, а також глибину впровадження ($k_s \leq 1$) (табл. 4.1).

Величину l_ω можна розраховувати або визначити по номограмі (рис. 4.6) для розпирних замків.

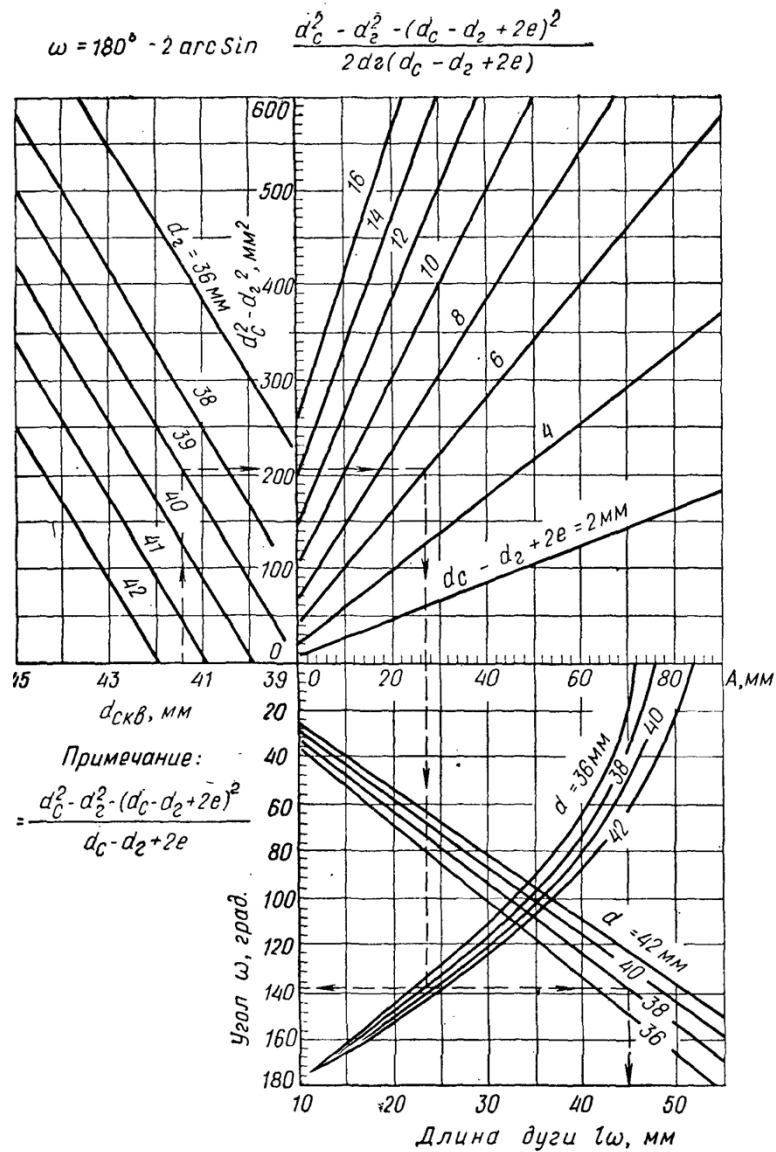


Рисунок 4.6 – Номограма для визначення l_ω

Таблиця 4.1 –

Коефіцієнт тертя між матеріалами

Тертьові тіла	Коефіцієнт тертя без мастила	Коефіцієнт тертя з мастилом (вода, олія)
Сталь - сталь (чистий контакт)	0,17	0,12
Сталь – чавун	0,18	0,13
Сталь – вапняк	0,32	—
Сталь – пісковик	0,38	0,35
Сталь – аргіліт (алевроліт)	0,4	0,27
Сталь – граніт	0,43	0,35
Сталь – вугілля	0,47	0,4

Величину нормативного опору породи на вдавлювання $R_{\text{од}}$ слід приймати за даними спеціалізованих організацій.

У загальному випадку $R_{\text{од}} = R \cdot k_{\text{од}}$, де R – межа міцності або текучості порід при одноосьовому стисканні; $k_{\text{од}}$ – коефіцієнт пропорційності. Для орієнтовних розрахунків при середній глибині впровадження елементів замку в породу $e = 2 - 3$ мм (рис. 4.4) рекомендується приймати $k_{\text{од}} = 4$ для порід $R \leq 60$ МПа і крихким характером руйнування; $k_{\text{од}} = 6$ при $R > 60$ МПа; $k_{\text{од}} = 2,5$ для пружно-пластичних порід з $R < 60$ МПа. При розрахунковій глибині впровадження $e < 2$ мм величину $k_{\text{од}}$ слід знижувати на 25 % при зменшенні e на кожні 0,5 мм.

При перевірці елементів сталевго замку на місцеве зминання величину $R_{\text{см}}$, слід приймати для арматурних стрижнів класу А-І 240 МПа, класу А-ІІ 300 МПа; для сталевго листа класу С 38/23 $R_{\text{см}} = 230$ МПа.

Для підбору раціональних параметрів розпірних і клинощілинних замків металевих штанг рекомендується номограма (рис. 4.7). При заданих величинах T , m , k_p і R_s визначається необхідна площа контакту розпірного елемента замка з породою S'_n або з головкою штанги S'_m . При відомій конструкції замку (m, k_p, S'_n, S'_m) і міцності породи (R_s) визначають T .

Розрахункова несуча здатність замку:

$$P_z = T \cdot k_n \cdot m_y, \quad (4.4)$$

де T – менше зі значень граничної несучої здатності замку, визначається з формули (2) по опорам породи втискування і сталі місцевому зминанню; k_n – коефіцієнт переходу від нормативних опорів до розрахункових (для опору породи на вдавлювання визначається за експериментальними даними в режимі тривалого навантаження, для опору стали на зминання $k_{n.см} = 0,7$; m_y – коефіцієнт умов роботи (при сухих свердловинах дорівнює 0,9, при вологих – (0,7–0,8).

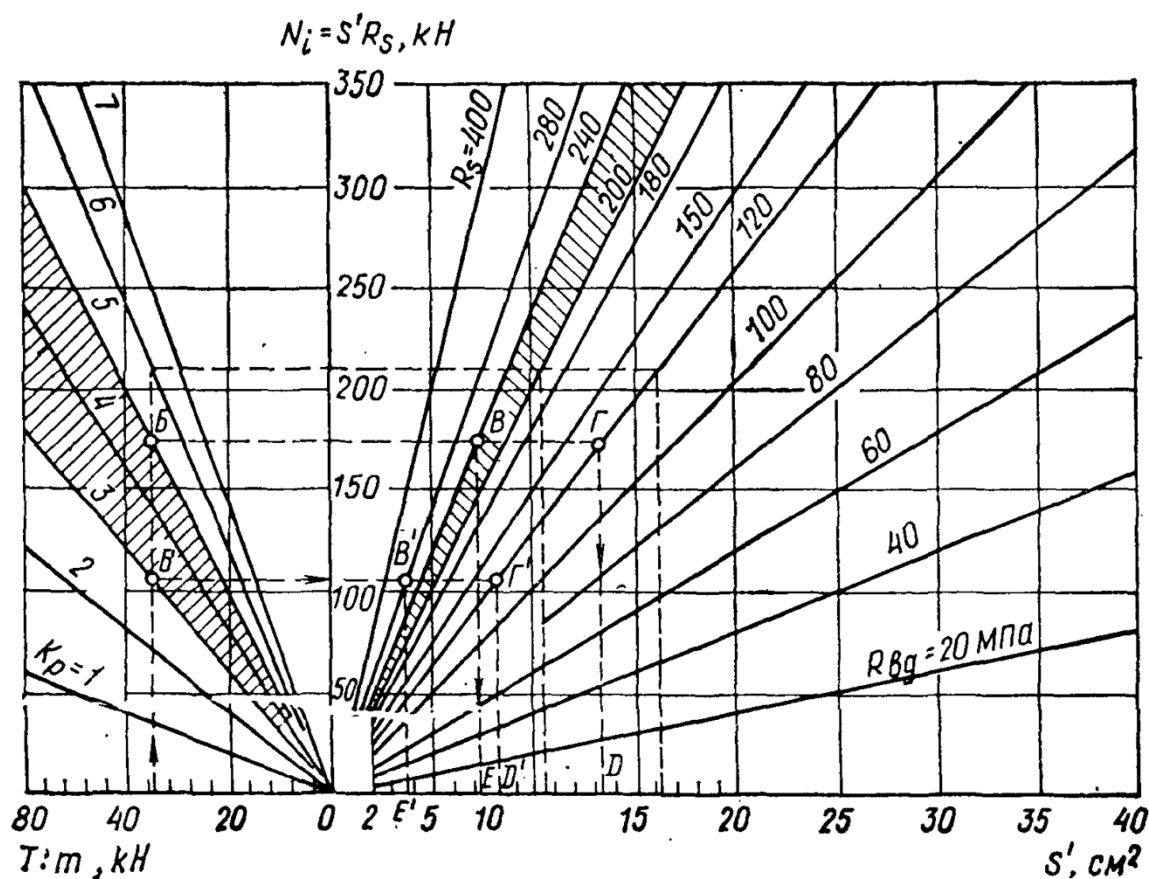


Рисунок 4.7 – Номограма для визначення параметрів замка металевого анкеру

Величину $k_{n.60}$ при орієнтовних розрахунках можна приймати для міцних порід ($R > 60$ МПа) рівній 0,9–1; для порід середньої міцності (30–60 МПа) – 0,7–0,8; порід малої міцності (10–30 МПа) – 0,5–0,6.

Несуча здатність залізобетонних і сталеполімерних анкерів, які бувають суцільними і замковими, визначається опором розриву арматурного стрижня, міцністю його закріплення в бетонній або полімер-бетонний пробці і опором її зрушення щодо боків свердловини.

Розрахункова несуча здатність стрижня анкеру з умови його міцності на розрив визначається за формулою (4.1). Якщо задана необхідна несуча здатність анкера, перетин стрижня підбирають за формулою (4.1). Відносне подовження стрижнів зі сталі класів А-I, А-II, А-III и А-IV становить відповідно 25, 19, 14 і 6%, тому останній клас застосовувати не рекомендується.

Розрахункова несуча здатність стрижня (в кН) з умови міцності його закріплення в бетоні:

$$P_c = \pi \cdot d_{cm} \cdot \tau_1 \cdot l_3 \cdot k_l \cdot m'_y \quad (4.5)$$

де d_{cm} – діаметр арматурного стрижня;

τ_1 – питома розрахункова міцність закріплення стрижня в бетоні, кПа;

l_3 – розрахункова довжина закладення, м;

k_l – поправочний коефіцієнт на довжину закладення;

m'_y – коефіцієнт умов роботи стрижня, значення якого приймають при сухій свердловині 0,8, при вологій 0,7–0,6.

Експериментальними дослідженнями встановлено, що значення τ_1 зменшується зі збільшенням довжини закладення стрижня. При довжині закладення арматурного стрижня періодичного профілю, що дорівнює 100 мм, у цементному бетоні марки М300–М400 $\tau_1 = 8\text{--}10$ МПа, а в полімербетонних добового віку на епоксидної смолі $\tau_1 = 16\text{--}20$ МПа. Встановлено також, що міцність закріплення стрижня періодичного профілю діаметром 20-22 мм при довжині закладення 300-400 мм у цементному бетоні і 200-250 мм у полімербетонних відповідає його міцності на розрив, тому розрахункову довжину закладення зазвичай приймають для цементного бетону 350-400 мм, а для полімербетону 250-300 мм (рідше 400). На підставі експериментальних даних величину поправочного коефіцієнта рекомендується приймати по таблиці 4.2:

Таблиця 4.2 –

Величина поправного коефіцієнту k_l

l_3 , м	0,1	0,2	0,25	0,3	0,4
k_l при цементному бетоні	1	0,65	0,62	0,58	0,55
k_l при полімербетонних	1	0,75	0,72	0,68	0,65

Розрахункова несуча здатність (в кН) замку з умови його зсуву щодо стін свердловини:

$$P_3 = \pi \cdot d_{скв} \cdot \tau_2 \cdot l_3 \cdot m_y'' \quad (4.6)$$

де $d_{скв}$ – діаметр свердловини, м;

τ_2 – питомий розрахунковий опір зрушенню бетону або полімербетону щодо стін свердловини, кПа;

m_y'' — коефіцієнт умов роботи замка, рівний при сухій свердловині 0,9, при вологій свердловині 0,75, при протікання зі свердловини 0,6.

Значення τ_2 визначають дослідним шляхом у відповідних умовах. За наявними даними, для вапняків і сланців становить відповідно 1,5-2 і 1-1,2 МПа при цементному бетоні і так само 3-4 і 2-2,5 МПа при полімербетонних.

У якості розрахункової несучої здатності анкеру P_a приймається менше із значень P_c , P'_c і P_3 .

Для закріплення арматурного стрижня в свердловині на довжині l_3 необхідний обсяг полімербетонної суміші визначається за формулою

$$V_{см} = 0.785 \cdot (d_{скв}^2 - d_{см}^2) \cdot l_3 \quad (4.7)$$

і сумарна корисна довжина ампул (з запасом 5 ,%)

$$n_a h_a = 1.05 \frac{V_{см}}{d_a^2}, \quad (4.8)$$

де d_a ; h_a – діаметр і корисна довжина ампули; n_a – число ампул;

$d_{скв}$, $d_{см}$ – відповідно діаметр свердловини і стрижня.

Дані за обсягом суміші на 1 м довжини анкеру і на корисної відносної сумарній довжині ампули $\frac{n_a h_a}{l_3}$ при діаметрах, що найбільш часто зустрічаються, свердловин і стрижнів представлені у таблиці 4.3.

Таблиця 4.3 –

Потрібні обсяги суміші

Діаметр свердловини $d_{скв}$, мм	Діаметр арматурного стрижня $d_{ст}$, мм	Обсяг суміші на 1 м довжини $V_{см}$, см ³	Діаметр ампули d_a , мм	Обсяг суміші на 1 м довжини ампули V , см ³	Корисна відносна довжина $\frac{n_a h_a}{l_z}$
42	24 22 20 18	933 1005 1070 1130	38	1080	0,86 0,94 0,99 1,05
40	24 22 20 18	804 876 942 1002	36	967	0,83 0,91 0,97 1,04
38	24 22 20 18	697 754 820 880	34	862	0,81 0,87 0,95 1,02
36	24 22 20 18	565 637 703 763	32	764	0,74 0,83 0,92 1
34	24 22 20 18	455 527 593 653	30	672	0,68 0,78 0,88 0,97
32	24 22 20 18	352 424 490 550	28	585	0,6 0,72 0,84 0,94

Діаметр свердловини $d_{скв}$, мм	Діаметр арматурного стрижня $d_{ст}$, мм	Обсяг суміші на 1 м довжини $V_{см}$, см ³	Діаметр ампули d_a , мм	Обсяг суміші на 1 м довжини ампули V , см ³	Корисна відносна довжина $\frac{n_a h_a}{l_3}$
30	24	255	26	505	0,5
	22	327			0,65
	20	393			0,78
	18	452			0,9
28	22	236	24	430	0,55
	20	301			0,7
	18	361			0,84
	16	415			0,96

З таблиці 4.3 випливає, що при свердловинах малого діаметра (28-32 мм) витрата суміші менше в 2,5-3 рази, а потрібне число ампул менше в 1,5-2 рази в порівнянні зі звичайно застосовуваним діаметром свердловини 40-42 мм.

Наведені вище дані свідчать про високу несучу здатність сталеполімерних анкерів (90-110 кН в добовому віці) при довжині закладення анкера в свердловині не більше 300-400 мм, тому в більшості випадків може застосовуватися замкова конструкція. Суцільні анкери вимагають в кілька разів більшої витрати полімербетона, а їх вартість, на 50-100% вище. Застосування суцільних анкерів доцільно при інтенсивному розшаруванні порід і «обіграванні» штанг в сильно-тріщинуватих породах, а також при великому строку служби (6-7 років і більше), наявності агресивних до металу підземних вод і істотних сейсмічних впливах.

Довжину анкерів визначають з урахуванням характеру проявів гірського тиску і прийнятої розрахункової схеми анкерного кріплення:

а) при першій розрахунковій схемі, якщо глибина зони можливого обвалення порід (l_g , м) визначена, довжину анкера (в м) розраховують за формулою

$$l_a = l_g + l_3 + l_n, \quad (4.9)$$

де l_3 – величина заглиблення штанги в стійку зону масиву порід (0,3—0,5 м);
 l_n – довжина виступаючої зі свердловини частини штанги, що залежить від її конструкції і товщини опорно-підтримуючих елементів (0,05-0,2 м).

Форма і розміри зони можливого обвалення порід істотно залежать від будови порід у покрівлі виробки. Для розрахунків довжини анкерів виділимо чотири основні типи покрівлі виробки:

1-й – сильно тріщинуваті або тонкошаруваті породи ($m_i \leq 0.2a$) значної потужності ($\sum m_i \geq 2a$). Породи в цьому випадку розглядаються як умовно сипучі, схильні до вивалоутворень у формі склепіння (рис. 4.8, а, б, в, г). Тут позначені: m_i – товщина окремого шару або відстань між системами тріщин; $2a$ – прогін виробки;

2-й – середньо-тріщинуваті шаруваті породи ($0.2 < m_i \leq 0.5a$) значної потужності ($\sum m_i \geq 2a$) зі слабкими зв'язками між шарами. Масив порід розглядається як великоблочне дискретне середовище, здатне утворювати багато-блокові розпирні системи, що володіють стійкістю при деякому прогоні $L_{уст}$ (рис. 8, д–з). Зона можливого обвалення порід має трапецієподібну форму зі східчастими боками;

3-й – слабо-тріщинуваті або монолітно-шаруваті породи ($m_i \geq 0.2a$) значною сумарною потужності ($\sum m_i > 2a$) зі слабкими зв'язками між шарами. Масив порід розглядається як багат шарова плита з частковим закріпленням на опорах шарів, здатних зберігати стійкість при деякому прогоні $L_{уст}$ (рис. 8, д–з). Зона можливого обвалення порід, як і в попередньому випадку, має трапецієподібну форму зі східчастими боками;

4-й – безпосередня нестійка покрівля невеликої потужності ($\sum m_i \leq a$ або $\sum m_i > 2 - 2.5$ м) перекрита товщею міцних порід, цілком стійких при даному прогоні виробки протягом заданого терміну.

Безпосередня покрівля здатна руйнуватися на повну потужність до міцної товщі, утворюючи зону можливого обвалення прямокутної форми

(рис. 8, и, к).

Для розрахунку параметрів анкерного кріплення можливі два варіанти вивалоутворення порід у гірничій виробці: тільки в покрівлі при стійких боках (рис. 8, а, в, д, ж, и); в боках і покрівлі (рис. 8, б, г, е, з, к). У першому випадку ширину зони можливого обвалення порід приймають рівною ширині виробки. У другому випадку передбачається утворення в боках виробки призм сповзання і відповідне збільшення ширини зони в покрівлі;

б) при першому типі покрівлі розміри зони можливого обвалення порід можуть бути визначені за розрахунковою схемою М. М. Протодьяконова. Висота склепіння обвалення в покрівлі виробки при першому і другому варіантах вивалоутворення відповідно:

$$b = \frac{a}{f \cdot k_c}; b_1 = \frac{a_1}{f \cdot k_c}, \quad (4.10)$$

де a – півпрогін виробки, м;

a_1 – півпрогін склепіння обвалення, що визначається за формулою (4.11), м;

k_c – додатково введений в розрахункову схему М. М. Протодьяконову коефіцієнт структурного послаблення породного масиву.

$$a_1 = a + h_p \cdot \operatorname{tg}\left(45^\circ - \frac{\varphi_p}{2}\right), \quad (4.11)$$

де h_p – розрахункова висота стін виробки (в прямокутних виробках $h_p = h$).

Тоді глибину зони можливого обвалення порід, що входить до формули (4.9), визначають відповідно при першому і другому варіантах за формулами:

$$l_s = b - h_{cp}; l_s = b_1 - h_{cp}, \quad (4.12)$$

де h_{cp} – розрахункова висота підйому склепіння виробки (м), (рис. 4.8, в, г), яка в виробках з плоскою покрівлею (рис. 4.8, а, б) дорівнює нулю.

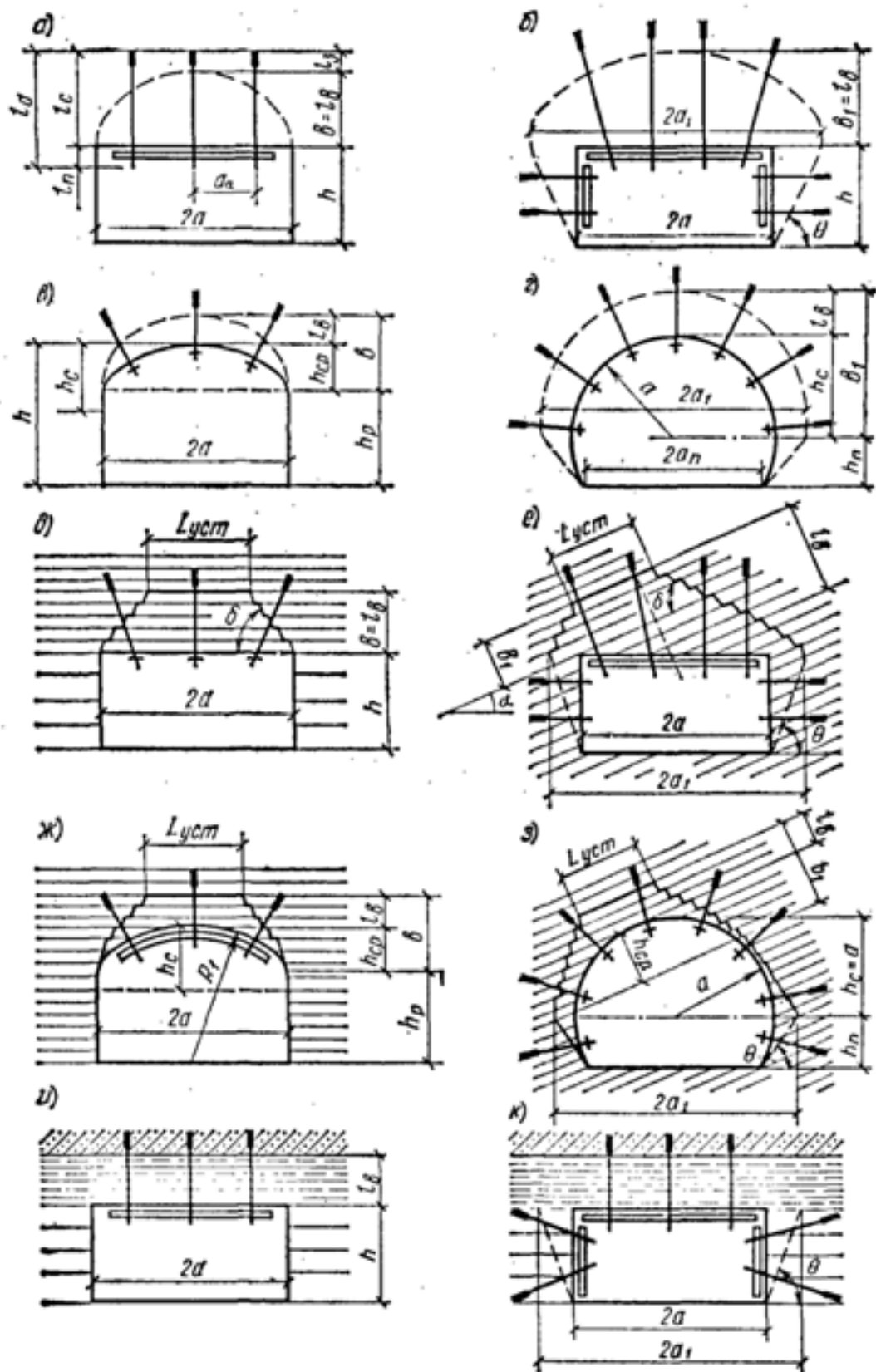


Рисунок 4.8 – Схеми до розрахунку довжини анкерів при закріпленні їх замків за межами зони можливого обвалення порід (розрахункова схема І) при типі покрівлі: а, б, в, г - першому; д, е, ж, з - другому і третьому; и, к - четвертому

При проведенні виробки буропідричних способом у деякій зоні масиву порід навколо виробки утворюються вибухові тріщини. Глибина цієї зони (можливого обвалення порід) може бути визначена за емпіричною формулою:

$$l_T = \frac{z}{\sqrt{10 \cdot R}}, \quad (4.13)$$

де R — межа міцності породи при стисканні, МПа;

z — коефіцієнт, що враховує параметри буро-вибухових робіт:

$$z = 1,14 \cdot e_1 \cdot d_n^{0.8} \cdot l_{ш}^{0.6};$$

e_1 — коефіцієнт працездатності ВВ;

d_n — діаметр патрона ВВ, м;

$l_{ш}$ — довжина шпуру, м.

При $d_n=0,032$ м і $e_1=360:437=0,82$ значення z при глибині шпурів 2, 3, 4 і 5 м складають відповідно 23, 29, 35 і 39. Згідно зі спостереженнями і розрахунками, величина найчастіше знаходиться в межах 0,5–1 м.

За більшим із значень l_6 , отриманим з формул (4.12) і (4.13), визначають щільність розміщення штанг в покрівлі виробки:

$$n_s = \frac{l_6 \cdot \gamma_k \cdot n'_n}{P_a}, \quad (4.14)$$

де γ_k — об'ємна вага порід покрівлі в межах зони можливого обвалення порід, кН/м³;

n'_n — коефіцієнт перевантаження ($n'_n=1,2$);

P_a — розрахункова несуча здатність анкера, кН. Відстань між анкерами (м) складе

$$a_a = \sqrt{\frac{P_a}{l_6 \cdot \gamma_k \cdot n'_n}}. \quad (4.15)$$

У разі тріщинуватих порід при використанні анкерів без жорстких підхватів рекомендується дотримуватися співвідношення $a_a/l_c = 0.7 \div 0.5$ (де свердловинна частина анкера $l_c = l_6 + l_3$), а при використанні жорстких

підхватів і затягування - співвідношення $a_a/l_c = 1 \div 1.5$.

При нестійких боках виробки і утворення в них призми сповзання (рис. 4.8, б, г, е, з, к) з нахилом лінії ковзання під кутом $\theta = \frac{90^\circ - \varphi_p}{2}$ до горизонталі необхідну довжину анкера в боці визначають за тим же принципом, що і в покрівлі. Замкові частини анкерів повинні бути виведені за межі призми сповзання на величину $\geq l_3$.

Якщо в боках виробки немає явно виражених похилих поверхонь послаблення або якщо вони мають кут падіння $\beta \leq \theta$ (рис. 4.9, а, г), то найбільша ширина призми сповзання (м), з урахуванням кута α_ϕ нахилу боку виробки до вертикалі складе:

$$c = h_p \left(\operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi'_\phi}{2} \pm \operatorname{tg} \alpha_\phi \right), \quad (4.16)$$

а активна довжина верхнього бічного анкера, м:

$$l'_c = h' \left(\operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi'_\phi}{2} \pm \operatorname{tg} \alpha_\phi \right) + l_3, \quad (4.17)$$

де h_p – розрахункова висота призми сповзання, що дорівнює висоті виробки з плоскою покрівлею (рис. 4.9, а, в) або відстані від її ґрунту до умовної п'яти склепіння у склепінній виробці (рис. 4.9, б, г), м;

h' – відстань від ґрунту виробки до верхнього анкера, м;

φ_ϕ – уявний розрахунковий кут внутрішнього тертя порід у боці виробки (при його визначенні через коефіцієнт міцності f порід у боці виробки

$$\varphi' = \operatorname{arctg} f \cdot k_c ;$$

α_ϕ – кут між бічною поверхнею виробки і вертикальною площиною (при нахилі бічній поверхні в бік виробки приймається $+\operatorname{tg} \alpha_\phi$, при нахилі в сторону породного масиву $-\operatorname{tg} \alpha_\phi$).

Сумарну несучу здатність (кН) анкерів у боці виробки на одиницю її довжини ΣP_a визначити з умови рівноваги зазначеної призми сповзання (рис. 4.9, а, г):

$$\Sigma P_a = G \left(\operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi'_\delta}{2} \right) n_n, \quad (4.18)$$

де

$$G = 0.5 \cdot \gamma_\delta \cdot h_p \cdot (h_p + h_0) \left(\operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi'_\delta}{2} \pm \operatorname{tg} \alpha_\delta \right), \quad (4.19)$$

h_0 — наведена висота, м, навантаження на призмі сповзання від склепіння обвалення, яку рекомендується визначати за формулою

$$h_0 = 0,5 \cdot b_1 \frac{\gamma_\kappa}{\gamma_\delta}, \quad (4.20)$$

де γ_δ — об'ємна вага порід у боці виробки, кН/м³).

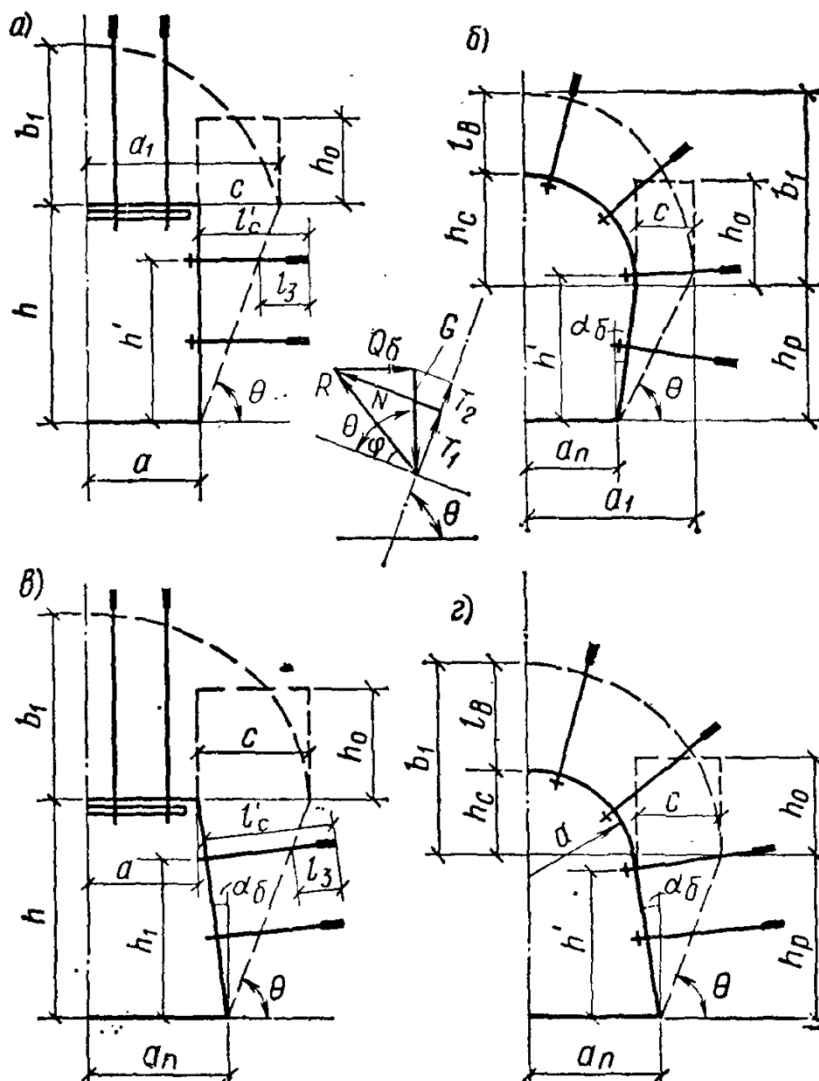


Рисунок 4.9 — Схеми до розрахунку параметрів анкерного кріплення в блоках виробки при формах поперечного перетину:

а — прямокутної; б — підковоподібної; в — трапецієподібної; г — арочної

Тоді розрахункова кількість анкерів у боці виробки:

$$n\sigma = \frac{\Sigma P_a}{P_a}. \quad (4.21)$$

в) при другому типі покрівлі для визначення висоти l_3 , м, зони можливого обвалення порід необхідно визначити величину стійкого прогону L_{ycm} , (м) шару породи товщиною m , (м) в якому утворюється з породних блоків розпірна система (рис. 4.8, д). Приймаючи таку систему умовно трьохшарнірною (рис. 4.10), вважатимемо, що вона збереже стійкість, якщо в середньому і в бічних шарнірах напруження стиснення від бокового розпору в породному масиві і напружень стиснення від розпору H_c в утвореному склепінні, розподілені за законом трикутника на ділянці шару $m_{сж}$ і мають рівнодіючу у точці з координатою h'_c , не перевищать розрахункового опору породи при стисканні, кПа:

$$R_c = \sigma_c \cdot \xi \cdot k_c, \quad (4.22)$$

де ξ – коефіцієнт тривалої міцності порід.

Стійкий проліт (м) даного шару при горизонтальному або пологому ($\alpha \leq 15^\circ$) залягання порід:

$$N_{ycm} = 1.22(m - f'_0) \sqrt{\frac{R_c - \lambda \gamma H_p}{P n_n \cos \alpha}}, \quad (4.23)$$

і розрахункову висоту зони обвалення порід (рис. 4.7, д):

$$b = 0.5 \cdot (L_p \cdot \cos \alpha - L_{ycm}) \cdot \operatorname{tg} \delta, \quad (4.24)$$

де f'_0 – прогин породного шару в середині прогону, м;

λ – коефіцієнт бічного розпору порід у масиві;

H_p – розрахункова глибина закладення виробки, м;

P – рівномірно розподілене навантаження на шар (при обліку тільки власної ваги $P = \gamma \cdot m$), кПа;

n_n – коефіцієнт перевантаження, який рекомендується приймати рівним

2 - при проходці комбайном, 3-4 - при проходці буро-підричним

способом, 5-6 – при впливі на виробку масових вибухів і очисних робіт;
 L_p – розрахунковий прогін шару породи, що дорівнює $2a$ – при стійких боках виробки і $2a_1$ – при нестійких, м; α – кут нахилу породних шарів до горизонталі; δ – середній кут нахилу до площини нашарування бічних меж зони обвалення порід, рівний 70° .

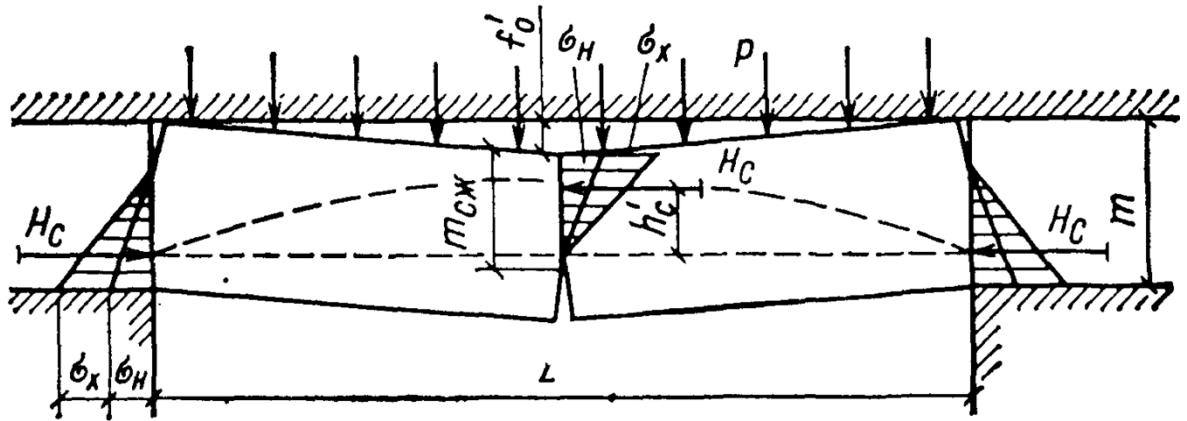


Рисунок 4.10 – Схема до розрахунку сталого прогону шару породи

Довжину l_a і щільність розміщення анкерів у покрівлі визначають з урахуванням схеми (рис. 4.8, д, з) і за формулами (4.9) і (4.14).

г) при третьому типі покрівлі шар породи товщиною m , (м) працює на вигин під дією навантаження P , кПа, а також на повздовжнє стиснення, обумовлене бічним розпором у незайманому породному масиві.

З огляду на вирівнювання згинальних моментів у середньому і бічних перетинах шару внаслідок деформування породи і вважаючи, що для забезпечення сталого прогону напруження розтягнення не повинно перевищувати розрахункового опору (кПа) породи на розтягнення:

$$R_p = \sigma_p \cdot \xi \cdot k_c,$$

де σ_p – опір породи на розтягнення, (кПа), а стискаючі напруження не повинні перевищувати розрахункового опору (кПа) на стиск R_c , отримаємо:

при розрахунку по розтягаючим напруженням

$$L_{yсм} = 1.63m \sqrt{\frac{R_p + \lambda \gamma H_p \left(1 - 6 \frac{f_0''}{m}\right)}{P n_n}}, \quad (4.25)$$

при розрахунку по стискаючим напруженням

$$L_{yсм} = 1.63m \sqrt{\frac{R_c - \lambda \gamma H_p \left(1 + 6 \frac{f_0''}{m}\right)}{P n_n}}. \quad (4.26)$$

де f_0'' – прогин шару, (м) який при частковому затисканні на опорах і з урахуванням можливої повзучості порід можна визначити за формулою

$$f_0'' = \frac{3}{32} \cdot \frac{P L_{yсм}^4}{E \cdot m^3}, \quad (4.27)$$

де E — модуль деформації породи, кПа.

Розрахункову висоту зони обвалення порід b визначають, як і при другому типі покрівлі, по формулі (4.24), а довжину l_a і щільність розміщення анкерів n_z відповідно по формулам (4.9) і (4.14);

д) при четвертому типі покрівлі (рис. 4.8, и, к) висоту зони можливого обвалення порід приймають рівною потужності нестійкої безпосередньої покрівлі, а довжину анкерів і щільність їх розміщення визначають за формулами (4.9) і (4.14) відповідно.

У всіх розглянутих випадках розміри зони можливого обвалення порід визначалися без урахування зміцнюючої ролі анкерного кріплення, що створює додатковий запас міцності. Такий підхід цілком правомірний, якщо щільність розміщення анкерів приймається менше 0,7 шт/м², а також якщо анкери при будь-якій щільності розстановки зведені після початку розшарування порід.

Довжина анкера при другій розрахунковій схемі, коли глибина зони можливого обвалення значно перевищує прийнятну довжину анкерів, визначається (рис. 4.11) за формулою

$$l_a = l_0 + l_1 + l_z + l_n, \quad (4.28)$$

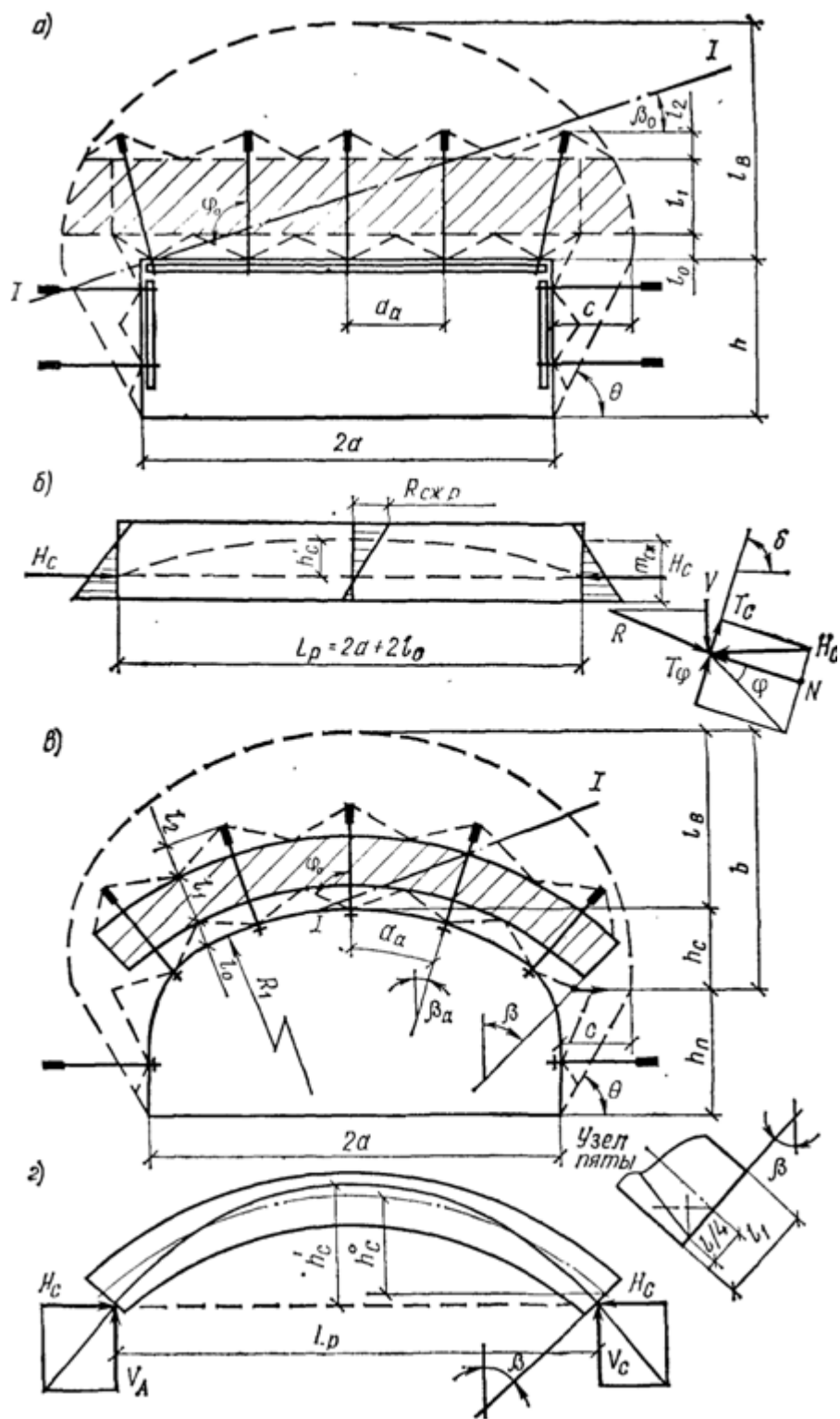


Рисунок 4.11 – Схеми до розрахунку параметрів анкерного кріплення при зміцненій зоні в залежності від форми виробки: а, б - прямокутної; в, г - склепінчастої.

де l_o – глибина порушеної зони, що примикає до контуру виробки і є неробочою внаслідок підвищеної тріщинуватості і можливості утворення вивалів на проміжках між штангами;

l_1 – розрахункова товщина зміцненої несучої зони, сформованої анкерами;

l_3 – величина заглиблення штанги в стійку зону масиву порід (0,3–0,5 м);

l_n – довжина виступаючої зі свердловини частини штанги, що залежить від її конструкції і товщини опорно-підтримуючих елементів (0,05–0,2 м).

Вважаючи, що зона впливу кожного анкера в масиві порід у контурі виробки обмежена поверхнею конуса з кутом щодо осі анкера, отримуємо

$$l_o = 0.5 \cdot a_a \cdot \operatorname{ctg} \varphi_o, \quad (4.29)$$

де a_a – відстань між анкерами. Величину φ_o приймають рівною удаваному куту внутрішнього тертя:

$$\varphi_o \approx \operatorname{arctg} 0.1 R_c$$

де R_c – розрахунковий опір породи стиску з урахуванням ступеня тріщинуватості. Для більшості тріщинуватих порід можна приймати $\varphi_o \approx 45^\circ$.

Розрахункова товщина зміцненої несучої зони, з урахуванням утворення в ній за допомогою анкерів розпірної системи типу трьохшарнірного склепіння, складе:

при плоскій покрівлі виробки

$$l_1 = 0.82 \cdot L_p \sqrt{\frac{P n_n}{R_{c,y} - \sigma_x}} + f_o; \quad (4.30)$$

при склепінній покрівлі

$$l_1 = \frac{4(R_1 + l_o)A}{3(1 - \cos \beta) - A}, \quad (4.31)$$

де

$$A = \frac{P n_n}{R_{c.y} - \sigma_x} \sin^2 \beta, \quad (4.32)$$

У формулах (4.30) – (4.32) позначені: L_p – розрахунковий прогін зміцненої плити (при плоскій покрівлі $L_p = 2a + 2l_o$), P – інтенсивність вертикального навантаження на несучу зону ($P \approx \gamma \cdot l_o$, кПа); n_n – коефіцієнт перевантаження; $R_{c.y}$ — розрахунковий опір породи на стиск з урахуванням структурного ослаблення k_c і зміцнення анкерами k_y , визначається з виразу: $R_{c.y} = R \cdot k_c \cdot k_y$.

Величину k_y слід приймати по номограмі (рис. 4.7); δ_x – горизонтальні напруження порід у масиві; β – кут нахилу до вертикалі п'яти сформованого анкерами склепіння; f_o – очікуваний прогин (вертикальне зміщення) покрівлі, м.

Якщо за формулою (4.28) при довжині анкерів їх замкові частини виявляться в слабкому шарі породи, слід збільшити довжину анкерів, щоб їх замкові частини були закріплені в досить міцному шарі.

Відстань між анкерами при другій розрахунковій схемі слід приймати з урахуванням двох факторів: змикання зон впливу анкерів на відстань від контуру виробки $l_o = 0,5—0,7$ м, т.ч.

$$a_a \leq 2l_o \operatorname{tg} \varphi_o; \quad (4.33)$$

сприйняття власної ваги порід у межах активної довжини анкера (4.14), де слід приймати $l_o = l_o + l_1$).

Розрахункова товщина зміцненої несучої зони l_1 при типі III покрівлі, представленої шаруватими не тріщинуватими породами, здатними працювати на згинання (рис. 4.12), може бути визначена при розрахунку по розтягуючим напруженням з формули

$$l_1^P = 0.62 \cdot L_p \cdot \sqrt{\frac{P n_n}{\psi \cdot (R_{p.p} + \sigma_x)}}, \quad (4.34)$$

а при розрахунку по стискаючим напруженням із формули

$$l_1^c = 0.62 \cdot L_p \cdot \sqrt{\frac{P n_n}{\psi \cdot (R_{c,y} + \sigma_x)}}, \quad (4.35)$$

де ψ – коефіцієнт шаруватості складовою балки, величина якого приймається рівною 1; 0,75; 0,70 і 0,65 при числі шарів у скріпленню анкерами товщі відповідно 1, 2, 3, 4 і більше; інші позначення ті ж, що і до формул (4.30)–(4.32).

При витриманому заляганні шарів і доброму стані нижніх шарів зміцнюємої товщі покрівлі допустимо у формулах (4.27) і (4.28) приймати $l_o = 0.25 \cdot a_a$.

Відстань між анкерами a_a при типі III покрівлі слід приймати з урахуванням двох факторів: а) сприйняття власної ваги порід у межах зміцнюючих анкерами товщі [за виразом (3.14), де слід прийняти $l_e = l_o + l_1$];

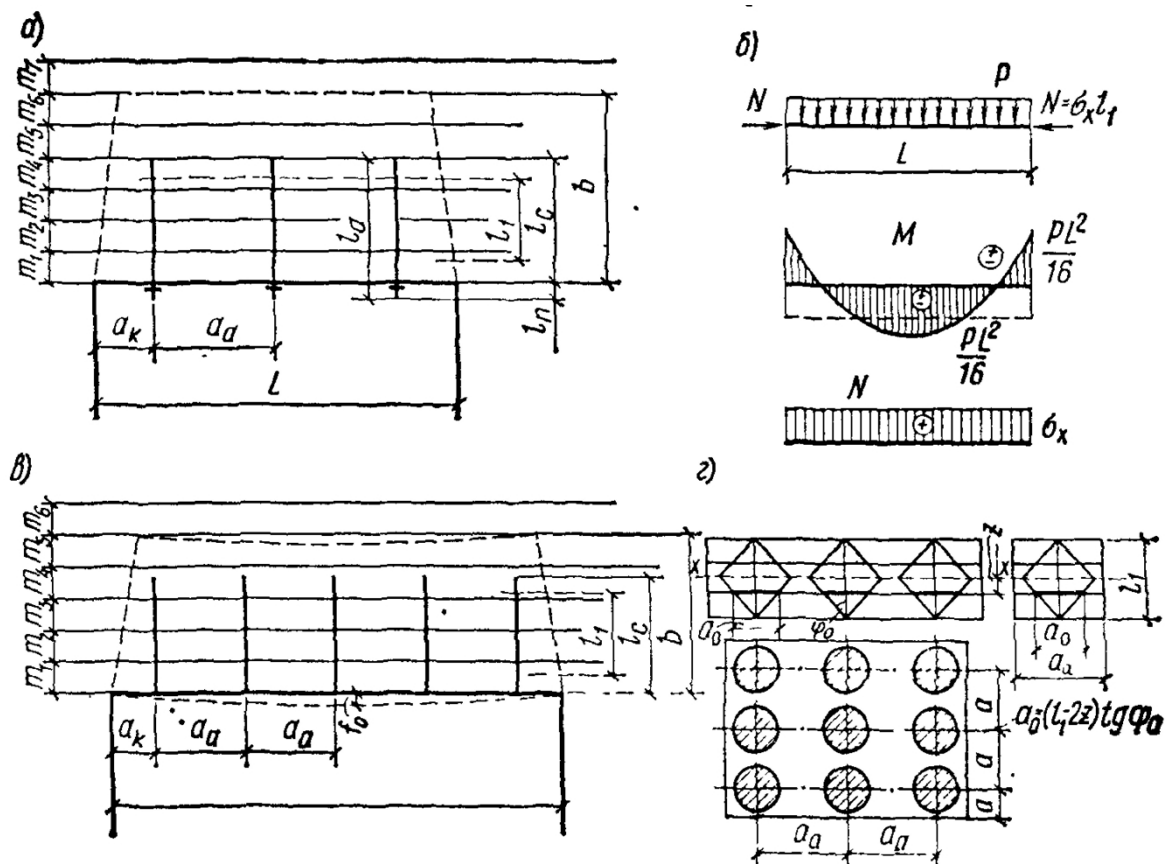


Рисунок 4.12 – Схеми до розрахунку параметрів анкерного кріплення покрівлі
 а, б - без урахування її прогину; в, г - з урахуванням прогину

б) збереження стійкості нижнього шару породи потужністю в проміжках між анкерами. Розглядаючи шар як багато прогонну нерозрізну балку, що працює на вигин під дією власної ваги, отримаємо

$$l_1 = 1.63 \cdot m_1 \sqrt{\frac{R_{p.p}}{P_1 n'_n}}, \quad (4.36)$$

де $R_{p.p}$ – розрахунковий опір породи при розтягуванні (приймається за результатами досліджень порід, а при наявності даних тільки про розрахунковий опір породи при стисканні R_c допустімо орієнтовно приймати $R_{p.p} = 0.05 R_c$); P_1 – інтенсивність навантаження на шар ($P_1 = \gamma_1 m_1$ при врахуванні тільки власної ваги шару або $P_1 = \gamma_1 m_1 + P_G$ – при обліку власної ваги і гідростатичного напору P_G , якщо такий є); n'_n – коефіцієнт перевантаження, величину якого рекомендується приймати рівним 7, враховуючи важкі умови роботи шару.

Як розрахунковий слід приймати менше з двох значень a_a .

Параметри анкерного кріплення при другій розрахунковій схемі для однорідного тріщинуватого масиву, тоді розміри зони непружних деформацій і зсувів можуть бути визначені із застосуванням відомих аналітичних методів розрахунку, рекомендується враховувати зміцнюючий вплив анкерного кріплення [74] введенням коефіцієнту k_y зміцнення на величину розрахункового коефіцієнта зчеплення C_p породи.

Використовуючи відому залежність $R_c = \frac{2C \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}$ отримаємо

$$C_y = C_p k_y = R_c \frac{1 - \sin \varphi}{2 \cos \varphi} k_y. \quad (4.37)$$

Якщо глибина зони непружних деформацій (можливого обвалення) l_s , визначена з урахуванням зазначеного зміцнення масиву порід, не перевищить 2–2,5 м, то довжина анкеру може бути прийнята за формулою (4.9).

Якщо розрахункова величина $l_g > 2,5$ м, то параметри анкерного кріплення слід визначати, враховуючи формування навколо виробки зміцненого кільця (або арки) з більш високими значеннями коефіцієнта зчеплення C_y і модуля деформації E_y .

4.2. Розрахунок анкерного кріплення гірничих виробок

Визначимо тиск гірських порід на кріплення горизонтальних виробок, проведених в складних гірничо-геологічних умовах. Методика для визначення ширини і висоти склепіння природної рівноваги, що утворюються над виробкою запропонована автором [75, 76]

Розрахункова схема для визначення гірського тиску на кріплення виробки, проведеної в складних гірничо-геологічних умовах, відображена на рисунку 4.13

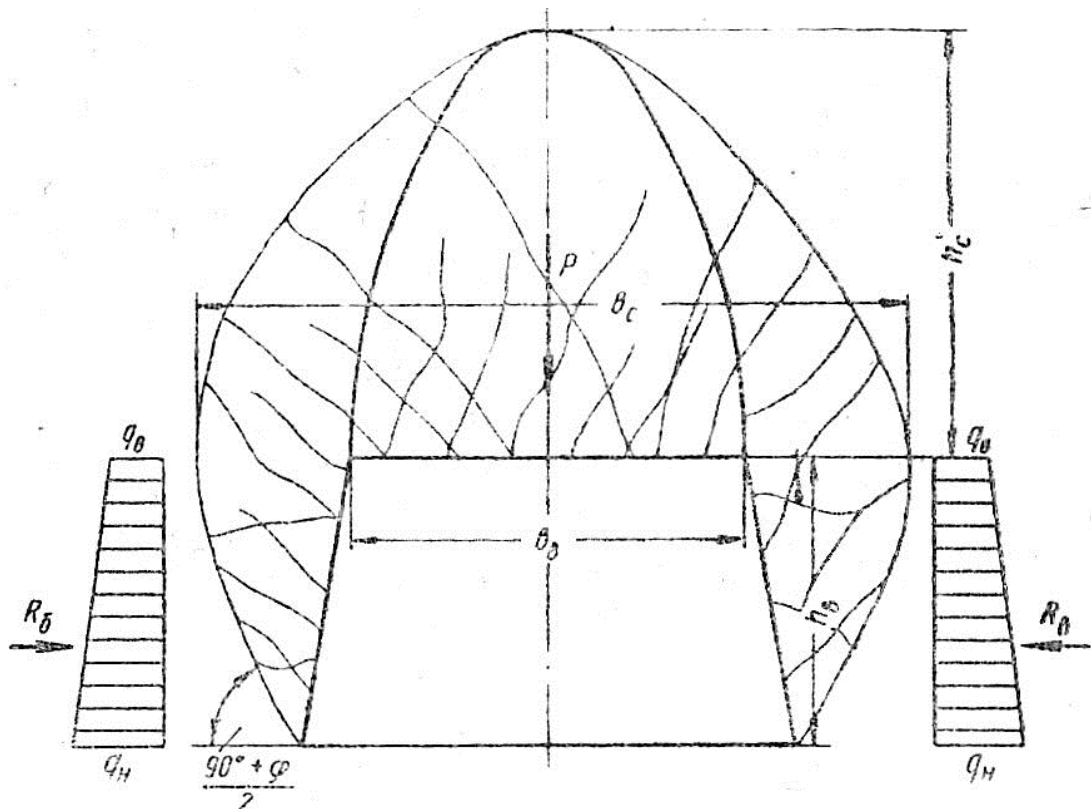


Рисунок 4.13 – Розрахункова схема для визначення гірського тиску на кріплення виробки, проведеної в складних гірничо-геологічних умовах

При визначенні тиску гірських порід на кріплення виробок необхідно розрізняти такі випадки:

- гірнича виробка розташована в ціликах великих розмірів;
- гірнича виробка розташована в зоні впливу вироблених просторів або інших близько розташованих виробок.

1) Тиск на кріплення виробок, проведених в ціликах великих розмірів

Ширина склепіння природної рівноваги визначиться за формулою:

– при прямокутній формі поперечного перерізу виробки –

$$b_c = b_g + \frac{2h_g}{\operatorname{tg}\left(\frac{90^\circ + \varphi}{2}\right)} \quad (4.38)$$

– при трапецієподібній формі поперечного перерізу виробки –

$$b_c = b_g + \frac{2h_g}{\operatorname{tg}\left(\frac{90^\circ - \varphi}{2}\right)} + \frac{2h_g}{\operatorname{tg}(80^\circ)} \quad (4.39)$$

де b_g – ширина виробки в проходці, м

h_g – висота виробки в проходці, м.

Висота склепіння природної рівноваги

$$h_c = 0.8 \cdot \sqrt[3]{H} \cdot \frac{b_c}{f} \quad (4.40)$$

де H – глибина розташування виробки від поверхні, м.

f – коефіцієнт міцності порід

Тиск гірських порід з боку покрівлі на 1 м кріплення

$$P = \frac{2}{3} \cdot b_g \cdot h_c \cdot \gamma \quad (4.41)$$

на одну раму кріплення

$$P = \frac{2}{3} \cdot b_g \cdot h_c \cdot \gamma \cdot L \quad (4.42)$$

Бічний тиск на 1 м кріплення:

– у покрівлі виробки

$$q_{\epsilon} = h_c \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg}^2\left(\frac{90^\circ - \varphi}{2}\right) \quad (4.43)$$

– у підосви виробки

$$q_{\epsilon} = (h_c + h_{\epsilon}) \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg}^2\left(\frac{90^\circ - \varphi}{2}\right) \quad (4.44)$$

Рівнодіюча бічного тиску на 1 м кріплення

$$R_{\sigma} = \frac{\gamma \cdot h_{\epsilon}}{2} \cdot (2 \cdot h_c + h_{\epsilon}) \cdot L \cdot \operatorname{tg}^2\left(\frac{90^\circ - \varphi}{2}\right) \quad (4.45)$$

а на одну раму кріплення

$$R_{\sigma} = \frac{\gamma \cdot h_{\epsilon}}{2} \cdot (2 \cdot h_c + h_{\epsilon}) \cdot \operatorname{tg}^2\left(\frac{90^\circ - \varphi}{2}\right) \quad (4.46)$$

2) Тиск на кріплення виробок, проведених в зоні впливу вироблених просторів або інших сусідніх виробок:

Ширина склепіння природної рівноваги:

– при прямокутній формі поперечного перерізу виробки

$$b_c = b_{\epsilon} + \frac{2h_{\epsilon}}{\operatorname{tg}(\varphi - 2^\circ)} \quad (4.47)$$

– при трапецієподібній формі поперечного перерізу виробки

$$b_c = b_{\epsilon} + \frac{2 \cdot h_{\epsilon}}{\operatorname{tg}(\varphi - 2^\circ)} + \frac{2 \cdot h_{\epsilon}}{\operatorname{tg}(80^\circ)} \quad (4.48)$$

Висота склепіння природної рівноваги

$$h_c = 0.9 \cdot \sqrt[3]{H} \cdot \frac{b_c}{f} \quad (4.49)$$

Величину тиску гірських порід з боку покрівлі і боків слід визначати за формулами (4.38), (4.39), (4.45) и (4.46).

Для обчислення параметрів встановлення анкерного кріплення використаємо програмний комплекс Mathcad:

Вхідні дані:

$$bb := 4.7 \text{ м}$$

$$hb := 2.7 \text{ м}$$

$$H := 640 \text{ м}$$

$$f := 2.4$$

$$\phi := 38.68$$

$$\gamma := 2.4 \frac{\text{Т}}{\text{м}^3}$$

$$P_{ak} := 5 \frac{\text{Т}}{\text{м}} \quad \text{- несуча здатність одного анкера}$$

Ширина склепіння природної рівноваги визначиться за формулою

$$bc := bb + \frac{2 \cdot hb}{\tan\left(\frac{90 + \phi}{2} \cdot \frac{\pi}{180}\right)} \quad bc = 7.294 \text{ м}$$

Висота склепіння природної рівноваги

$$hc := 0.8 \cdot \sqrt[3]{H} \cdot \frac{bc}{f} \quad hc = 20.953 \text{ м}$$

Тиск гірських порід з боку покрівлі на 1 м кріплення

$$P := \frac{2}{3} \cdot bb \cdot hc \cdot \gamma \quad P = 157.568 \frac{\text{Т}}{\text{м}}$$

Кількість анкерів на 1 п.м виробки

$$n := \text{ceil}\left(\frac{P}{P_{ak}}\right) \quad n = 32$$

$$Nr := 3 \quad \text{- кількість рядків анкерного кріплення на 1 п.м. виробки}$$

Кількість анкерів в одному рядку по ширині виробки

$$Na := \text{ceil}\left(\frac{n}{Nr}\right) \quad Na = 11$$

Шаг встановлення анкерного кріплення по ширині виробки

$$a_k := \frac{bb}{Na} \quad a_k = 0.427 \text{ м}$$

Шаг встановлення анкерного кріплення по довжині виробки

$$b_a := \frac{1}{Nr} \quad b_a = 0.333 \text{ м}$$

Отримаємо кількість анкерів по ширині виробці 11 од., з кроком встановлення по ширині виробки – 0,33 м і з кроком встановлення по довжині виробки – 0,43 м.

4.3. Чисельне моделювання напружено-деформованого стану масиву порід навколо гірничої виробки з додаванням анкерного кріплення

Для визначення впливу анкерного кріплення на формування деформацій бічних порід навколо виробки, виконаємо наступне численне моделювання напружено-деформованого стану двох моделей прямокутної виробки, без додавання (рис 4.14, а) і з додаванням анкерного кріплення (рис 4.14, б).

Методика моделювання представлена п. 3.1 цієї роботи. Для другої моделі були додано анкерне кріплення, яке зменшило негативний вплив пластичного деформування. З урахуванням реологічних властивостей, породи не перейшли в останню стадію пластичного деформування, і це зменшило зміщення бічних порід у покрівлю і підшву виробки.

Опорний тиск з боку покрівлі незначно змінюється, так для першої моделі опорний тиск складе 21,58 МПа, для другої – опорний тиск складе 21,47 МПа. Коефіцієнт концентрації напружень відповідно – 1,35 і 1,34.

Вертикальні зміщення для першої моделі (без кріплення) (рис. 4.14, а)

у покрівлю – 278 мм

у підшву – 363 мм

Вертикальні зміщення для другої моделі (анкерне кріплення) (рис. 4.14, б)

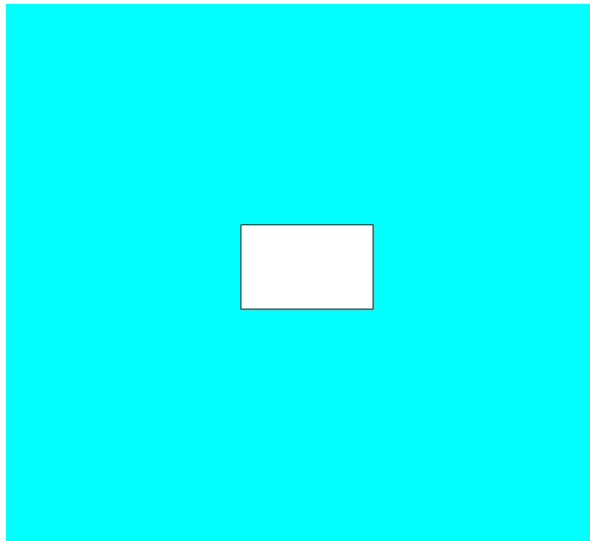
у покрівлю – 180 мм

у підшву – 236 мм

Сумарне зміщення порід у виробку для першої моделі складе – 641 мм, для другої – 416 мм. Таким чином анкерне кріплення зберігає міцність порід не даючи росту деформаціям, тим самим зменшує пошкодження покрівлі та підшви.

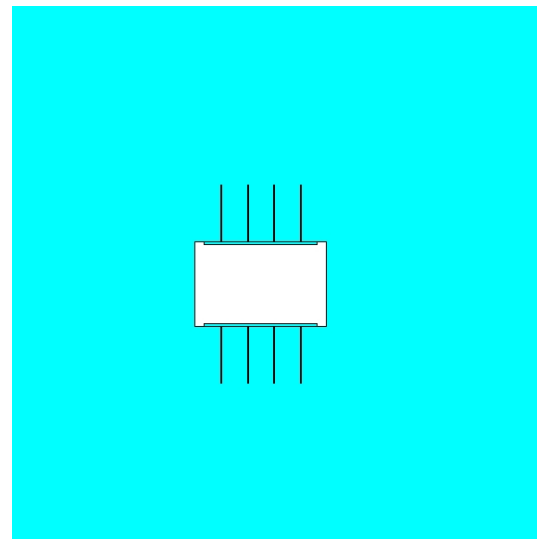
а)

Модель прямокутної виробки без анкерного кріплення

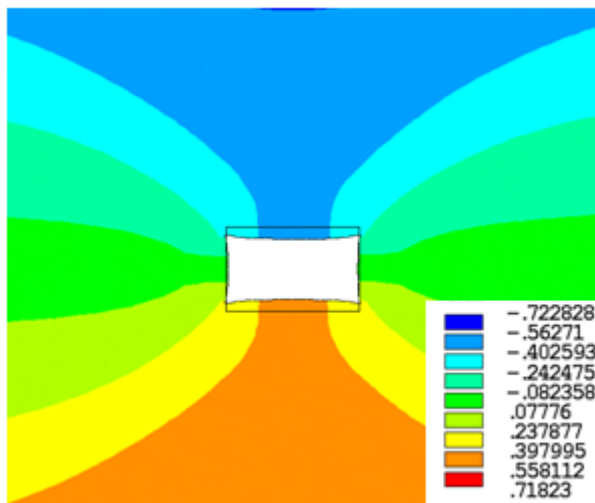


б)

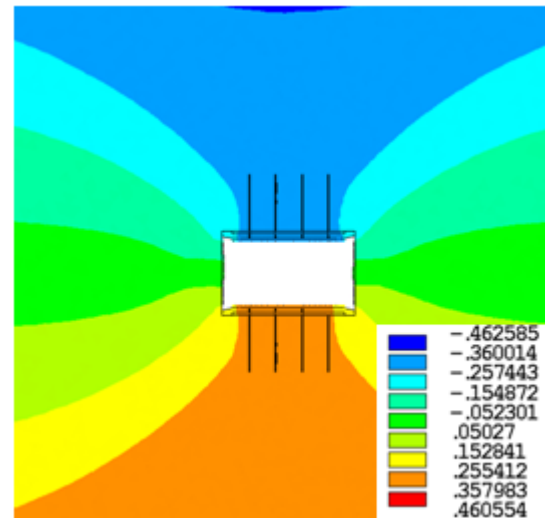
Модель прямокутної виробки з анкерним кріпленням



Вертикальні зміщення навколо виробки прямокутної форми
без анкерного кріплення з анкерним кріпленням



Зміщення у покрівлі, м 0,278
Зміщення у підшві, м 0,363
Загальне зміщення, м 0,641



Зміщення у покрівлі, м 0,180
Зміщення у підшві, м 0,236
Загальне зміщення, м 0,416

Рисунок 4.14 – Численне моделювання напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо виробки прямокутної форми: а – без анкерного кріплення, б – з анкерним кріпленням

4.4. Техніко-економічне обґрунтування раціонального способу охорони гірничих виробок

Випробування зразків пісковика при різних рівнях навантаження показує, що значне підвищення рівня напружень призводить до нелінійності поведінки матеріалу. При визначенні реологічних властивостей пісковика слід обмежитися областю рівнів напружень, де реологічні властивості досліджуваних матеріалів лінійні, тобто забезпечується застосування лінійної теорії в'язко-пружності.

Використання в'язко-пружних деформацій для чисельного моделювання напружено-деформованого стану гірських порід навколо підготовчих виробок, дозволило отримати найбільш адекватні результати зміни контуру виробок.

Отримана формула розрахунку часу існування виробки, який залежить від таких параметрів як швидкість та прискорення зміни деформацій. Якщо коректувати ці параметри різними способами взаємодії з гірським масивом, це дозволить збільшити термін служби виробки.

На підставі вищенаведених досліджень і розрахунків основні параметри паспорта проведення та підтримки штреку додані до таблиці 4.4, у порівнянні з шахтним проектом.

Таблиця 4.4 –

Параметри проведення і підтримання виробок

Параметр	Варіант 1 (Шахтний проект)	Варіант 2 (Дипломний проект)
Тип кріплення	анкерне	анкерне
Анкерування покрівлі та підосви	18 анкерів на 1 м виробки	37 анкерів на 1 м виробки
Кріплення посилення	Одна стійка під кожен раму ($l=35$ м)	Одна стійка під кожен раму ($l=35$ м)
Перекріплення виробки, рам/м	0,25	-
Підривання підосви, м	0,6	-

Раціональний варіант вибору місця розташування, проведення та охорони виробки може бути прийнятим шляхом порівняння технічно доцільних варіантів за економічним критерієм, у якості якого рекомендують

величину питомих експлуатаційних витрат (грн/т), яка являє собою відношення суми врахованих експлуатаційних витрат до промислових запасів, які призначені до виймання у межах виймального стовпа:

$$C_9 = \frac{\sum C}{Q_{np}}, \quad (4.50)$$

де Q_{np} – величина промислових запасів, призначених до виймання, т:

$$Q_{np} = L_v \cdot L_d \cdot m \cdot \gamma \cdot c = 430 \cdot 350 \cdot 1,2 \cdot 1,35 \cdot 0,91 = 221867,1 \text{ т},$$

де L_v – довжина виймального стовпа, м;

L_d – довжина лави, м;

m – потужність пласта, м;

γ – щільність вугілля у масиві, т/м³;

c – коефіцієнт вилучення запасів вугілля з надр.

$\sum C$ – сума експлуатаційних витрат, що враховуються, грн.

Обґрунтування необхідних обсягів робіт по проведенню, підтриманню, ремонту виробки й інших супутніх витрат для усіх варіантів охорони виробок.

Розрахунок вартості окремих видів витрат

Витрати на проведення виробки. Так як перетин виробки у світлі для всіх варіантів однаковий S_{cv} м², розраховуємо вартість одного штреку довжиною L_{vir} м при вартості комплекту кріплення $C_{кр}$ і щільності кріплення $n_{кр}$ рами/м:

$$C_{np} = L_{vir} \cdot (102 \cdot S_{cv} - 560 + n_{кр} \cdot C_{кр}) \quad (4.51)$$

де S_{cv} – перетин виробки в світлі, м²;

$n_{кр}$ – число рам кріплення на 1 м виробки, рами/м;

$C_{кр}$ – вартість одного комплекту кріплення, грн.

Вартість кріплення посилення. Витрати на використання кріплення посилення: 1 гідростійка під раму кріплення, довжина ділянок посилення виробки l м:

$$C_{кпу} = n \cdot l \cdot C, \quad (4.52)$$

де n – кількість стійок посилення;

l – ділянки встановлення кріплення посилення у дільничних виробках;

C – вартість використання кріплення посилення, грн.

Анкерування покрівлі та боків і підосви виробки. На кожен метр виробки встановлюється $n_{анк}$ анкерів, вартість одного анкера C грн.:

$$C_{анк} = n_{анк} \cdot C \cdot L_{вир} \quad (4.53)$$

де $n_{анк}$ – кількість анкерів на 1 м виробки, шт;

C – вартість одного анкера, грн.

Витрати на встановлення органного кріплення. Вартість по зведенню органних рядів розраховуємо, виходячи з того, що для органного ряду приймаємо стійки з радіусом $R_{ст} = 10$ см (стійки діаметром 20 см), довжиною $L_{ст} = m$ м і на 1 м виробки встановлюють $n_{ст}$. Об'єм стійок органного кріплення на 1 погонний метр:

$$V_{pc} = \pi \cdot R_{ст}^2 \cdot L_{ст} \cdot n_{ст}, \quad (4.54)$$

Вартість органних рядів:

$$C_{орг} = L_{вир} \cdot n_{орг} \cdot (V_{pc} \cdot C_{pc} + 16) \quad (4.55)$$

де $n_{орг}$ – кількість органних рядів;

C_{pc} – вартість 1 м³ рудничної стійки, грн.

Обчислимо вартості окремих видів витрат за допомогою програмного забезпечення Mathcad.

Витрати на проведення виробки

Так як перетин виробки у світлі для всіх варіантів однаковий

$$S_{св} := 14.1 \text{ м}^2$$

розраховуємо вартість одного штреку довжиною $L_{вир} := 1280 \text{ м}$

при вартості комплекту кріплення $C_{кр} := 9207 \text{ грн}$

і щільності кріплення $n_{кр} := 2 \frac{\text{рам}}{\text{м}}$

$$C_{пр} := L_{вир} \cdot (102 \cdot S_{св} - 560 + n_{кр} \cdot C_{кр}) \quad C_{пр} = 24694016.00 \text{ грн}$$

Вартість кріплення посилення

Витрати на використання кріплення посилення:

$n := 1$ гідростійка під раму кріплення, довжина ділянок посилення виробки

$$L_1 := 35 \text{ м} \quad L_2 := 35 \text{ м}$$

Вартість використання кріплення посилення $C := 300 \frac{\text{грн}}{\text{м}}$

$$C_{кру1} := n \cdot L_1 \cdot C \quad C_{кру1} = 10500 \text{ грн}$$

$$C_{кру2} := n \cdot L_2 \cdot C \quad C_{кру2} = 10500 \text{ грн}$$

Анкерування покрівлі та боків і підшви виробки

Вартість одного анкера довжиною $La_1 := 2.4 \text{ м} \quad La_2 := 2.4 \text{ м}$

$$Ca_1 := La_1 \cdot 70 + 20 \quad Ca_1 = 188 \frac{\text{грн}}{\text{шт}}$$

$$Ca_2 := La_2 \cdot 70 + 20 \quad Ca_2 = 188 \frac{\text{грн}}{\text{шт}}$$

Кількість анкерів на 1 м виробки $nk_1 := 14 \quad nd_1 := 4$

$$nk_2 := 33 \quad nd_2 := 4$$

$$C_{анк1} := nk_1 \cdot Ca_1 \cdot L_{вир} + nd_1 \cdot Ca_2 \cdot L_{вир} \quad C_{анк1} = 4331520 \text{ грн}$$

$$C_{анк2} := nk_2 \cdot Ca_1 \cdot L_{вир} + nd_2 \cdot Ca_2 \cdot L_{вир} \quad C_{анк2} = 8903680 \text{ грн}$$

Витрати на встановлення органного кріплення

Стійки з радіусом $R_{ст} := 0.1 \text{ м}$

довжиною $L_{ст} := 1.50 \text{ м}$

на 1 м виробки встановлюють $n_{ст} := 5 \text{ од}$

Об'єм стійок органного кріплення на 1 погонний метр:

$$V_{рс} := \pi \cdot R_{ст}^2 \cdot L_{ст} \cdot n_{ст} \quad V_{рс} = 0.24 \text{ м}^3$$

Вартість органних рядів

кількість органних рядів $n_{орг} := 2$

вартість 1 м куб. рудничної стійки $C_{рс} := 600 \frac{\text{грн}}{\text{м}^3}$

$$C_{орг} := L_{вир} \cdot n_{орг} \cdot (V_{рс} \cdot C_{рс} + 16) \quad C_{орг} = 402871.47 \text{ грн}$$

Витрати на перекріплення виробки

Так як перетин виробки у світлі для всіх варіантів однаковий

$$S_{св} = 14.1 \text{ м}^2$$

штрек довжиною $L_{вир} = 1280 \text{ м}$

при вартості комплекту кріплення $C_{кр} := 9207 \text{ грн}$

і щільності перекріплення $n_{кр1} := 0.20 \frac{\text{рам}}{\text{м}} \quad n_{кр2} := 0 \frac{\text{рам}}{\text{м}}$

$$C_{пер1} := L_{вир} \cdot n_{кр1} \cdot C_{кр} \quad C_{пер1} = 2356992.00 \text{ грн}$$

$$C_{пер2} := L_{вир} \cdot n_{кр2} \cdot C_{кр} \quad C_{пер2} = 0.00 \text{ грн}$$

Підривання підшви виробки

$B := 5.20$ м - ширина виробки

$h_{\text{під1}} := 0.6$ м

- висота підривання виробки для обох варіантів

$h_{\text{під2}} := 0$ м

$C_{\text{п}} := 2000 \frac{\text{грн}}{\text{м}^3}$ - вартість робіт по підривання 1 м куб виробки

$C_{\text{під1}} := L_{\text{вир}} \cdot h_{\text{під1}} \cdot B \cdot C_{\text{п}} \rightarrow 7987200.000$ грн

$C_{\text{під2}} := L_{\text{вир}} \cdot h_{\text{під2}} \cdot B \cdot C_{\text{п}} \rightarrow 0$ грн

$\Sigma C1 := C_{\text{під1}} + C_{\text{орг}} + C_{\text{анк1}} + C_{\text{кру1}} + C_{\text{пр}} + C_{\text{пер1}}$

$\Sigma C1 = 39783099.47$ грн

$\Sigma C2 := C_{\text{під2}} + C_{\text{орг}} + C_{\text{анк2}} + C_{\text{кру2}} + C_{\text{пр}} + C_{\text{пер2}}$

$\Sigma C2 = 34011067.47$ грн

$$\frac{\Sigma C1 - \Sigma C2}{\Sigma C2} \cdot 100 + 100 = 116.97 \%$$

$Q := 690000$

$$U_{z1} := \frac{\Sigma C1}{Q} \quad U_{z1} = 57.656666$$

$$U_{z2} := \frac{\Sigma C2}{Q} \quad U_{z2} = 49.291402$$

$$\frac{U_{z1} - U_{z2}}{U_{z2}} \cdot 100 + 100 = 116.97$$

Економічне порівняння варіантів

Загальні витрати зведемо до таблиці 4.5.

Таблиця 4.5 –

Витрати по варіантам

Назви статей витрат	Витрати по варіантам, тис. грн.	
	Варіант 1 (Шахтний проект)	Варіант 2 (Дипломний проект)
Проведення виробки	24,694 млн. грн	24,694 млн. грн
Кріплення посилення	10500	10500
Анкерування покрівлі та боків і підосви виробки	4,3 млн. грн	8.9 млн. грн
Зведення органного кріплення	138487,07	138487,07
Витрати на перекріплення виробки	2,3 млн. грн	0
Підривання підосви виробки	7,9 млн. грн	0
Разом, грн.:	39,78 млн. грн	34,01 млн. грн
Запаси вугілля, тис. т:	690 тис. т.	690 тис. т.
Питомі витрати, грн./т:	57,65	49,29
У % до кращого варіанту:	116,97	100

Найменші питомі витрати досягаються при охороні виробки Варіант 2.

4.5. Висновки за розділом

Використання в'язко-пружних деформацій для чисельного моделювання напружено-деформованого стану гірських порід навколо підготовчих виробок, дозволило отримати найбільш адекватні результати зміни контуру виробок.

Отримана формула розрахунку часу існування виробки, який залежить від таких параметрів як швидкість та прискорення зміни деформацій. Якщо коректувати ці параметри різними способами взаємодії з гірським масивом, це дозволить збільшити термін служби виробки.

Анкерне кріплення зберігає міцність порід не даючи росту

деформаціям, тим самим зменшує пошкодження покрівлі та підшви.

На підставі вищенаведених досліджень і розрахунків основні параметри паспорта проведення та підтримки штреку у порівнянні з шахтним проектом мають найбільшу перевагу. Найменші питомі витрати досягаються при охороні виробки за проектним варіантом.

ВИСНОВКИ

Проведений аналіз досліджень параметрів повзучості показав істотну роль реологічних явищ у механізмі поведінки гірських порід навколо виробок і в той же час недостатню їх вивченість.

Випробування зразків пісковика при різних рівнях навантаження показує, що значне підвищення рівня напружень призводить до нелінійності поведінки матеріалу. При визначенні реологічних властивостей пісковика слід обмежитися областю рівнів напружень, де реологічні властивості досліджуваних матеріалів лінійні, тобто забезпечується застосування лінійної теорії в'язко-пружності.

Отримали наступні параметри повзучості пісковика у лабораторних умовах: $\varepsilon_0 = 3.922 \cdot 10^{-3}$, $\lambda = 5.208 \cdot 10^{-4}$ і $\beta = 0.042$.

Отримали формулу розрахунку часу існування виробки ($t = -\frac{u + \sqrt{u^2 - 2 \cdot a}}{a}$) який залежить від таких параметрів як швидкість зміни деформацій та прискорення зміни деформацій і не залежить від початкових розмірів виробки. При такому рівні навантаження порід отримали швидкість зміни деформацій і прискорення зміни деформацій, що приведе до повного зменшення висоти виробки за 14 год. 27 хв.

Отже використовуючи властивості порід для чисельного аналізу у вигляді в'язко-пружних деформацій, отримали також параметри зони опорного тиску такі як: відстань від боку виробки до максимального опорного тиску, максимальній опорний тиск у боках виробки, коефіцієнт концентрації опорного тиску, зміщення порід покрівлі і підосви.

Таким чином спостерігаємо мінімальний опорний тиск за формою перетину виробки – прямокутна і склепінна (23.5 МПа, 23.6 МПа відповідно).

Мінімальне зміщення порід покрівлі і підосви 536 мм спостерігаємо у виробки з формою перетину – трапецієвидна, хоча така форма має самий більший опорний тиск 27,1 МПа і коефіцієнт концентрації опорного тиску –

1,69.

Отримали в результаті розрахунку кількість анкерів по ширині виробки – 11 од., з кроком встановлення по ширині виробки – 0,33 м і з кроком встановлення по довжині виробки – 0,43 м.

Сумарне зміщення у виробку для моделі без анкерного кріплення – 641 мм, для моделі додаванням анкерного кріплення – 416 мм. Як бачимо анкерне кріплення зберігає міцність порід не даючи росту деформаціям, тим самим зменшує пошкодження покрівлі та підосви.

Використання в'язко-пружних деформацій для чисельного моделювання напружено-деформованого стану гірських порід навколо підготовчих виробок, дозволило отримати найбільш адекватні результати зміни контуру виробок.

Отримана формула розрахунку часу існування виробки, який залежить від таких параметрів як швидкість та прискорення зміни деформацій. Якщо коректувати ці параметри різними способами взаємодії з гірським масивом, це дозволить збільшити термін служби виробки.

Анкерне кріплення зберігає міцність порід не даючи росту деформаціям, тим самим зменшує пошкодження покрівлі та підосви.

На підставі вищенаведених досліджень і розрахунків основні параметри паспорта проведення та підтримки штреку у порівнянні з шахтним проектом мають найбільшу перевагу. Найменші питомі витрати досягаються при охороні виробки за проектним варіантом.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Ржевский В.В. Основы физики горных пород / В.В. Ржевский, Г.Я. Новик. – М.: Недра, 1984,- 359 с.
2. Механика горных пород: Т1 / Под ред. С.С. Гребенкина, Н.Н. Гавриша - Донецк: ДонНТУ, 2004 - 455 с.
3. Соболев В.В. Физика горных пород/ В.В. Соболев, А.П. Стариков - Днепропетровск: Донбасс, 2012, - 455 с
4. Качанов Л. М. Теория ползучести. – М. : Физматгиз, 1960.– 455 с.
5. Работнов Ю.Н. Ползучесть элементов конструкций. – М.: Наука, 1966, – 752 с.
6. Методические указания по ускоренным лабораторным испытаниям слабых горных пород на длительную прочность.— Л.: ВНИИ горн, механики и маркшейдер, дела, 1966.— 34 с.
7. Методическое указание по определению физико-механических свойств горных пород.— Л.: ВНИИ горн, механики и маркшейдер, дела, 1970.— 90 с.
8. О длительной прочности горных пород в условиях ползучести / И.Л. Черняк, Ю. И. Бурчаков, Нгуен Зань Фьен и др. — В кн.: Процессы и управление при подземной разработке полезных ископаемых. М.: Моск. гори, ин-т, 1968, с. 74—78.
9. Каталог механических свойств горных пород при длительных испытаниях в условиях одноосного сжатия.— Л.: ВНИИ горн. геомеханики и маркшейдер, дела, 1973,— 73 с.
10. Черняк И.Л. Теоретические и Экспериментальные исследования устойчивости капитальных и подготовительных горизонтальных выработок: Автореф. дис. д-ра. техн. наук.— М., 1968.— 46 с.
11. Черняк И.Л., Шмелев А.И. Прогноз устойчивости горных выработок, не подверженных влиянию очистных работ. — В кн.: Тез. докл. Всесоюз. межвуз. науч. конф. по физике гори, пород и процессов. М. : Моск. гор. ин-т, 1967, с. 37—88.

-
12. Журков С. Н., Санфирова Т. П. Связь между прочностью и ползучестью металлов и сплавов.— Журн. техн. физики, 1958. Т. 28, № 8, с. 31—36.
 13. Методические указания по длительным испытаниям горных пород. — Л.: ВНИИ гори, геомеханики и маркшейдер, дела, 1968.— 28 с.
 14. Качанов Л.М. Теория ползучести.— М. : Физматгиз, 1960.— 455 с.
 15. Ставрогин А.Н. Прочность и деформация горных пород: Автореф. дис. д-ра техн. наук. — Л., 1968. — 51 с.
 16. Voropinov J. Die Wirkung des Ausbaus in Grubenbauen unter Beriicksichtigung der Grenzplastizitat.— Freiburger Forschung. A, 1968, 448, s. 88—105.
 17. Авершин С.Г., Степанов В.Я. Расчет междукammerных целиков с учетом фактора времени.— В кн.: Проблемы механики горных пород. Новосибирск : Наука, 1971, с. 16—22.
 18. Гержула Л.Б. О критерии длительной прочности материалов, обладающих реологическими свойствами.— Сб. тр. Харьк. инж.- строит. ин-та, 1962, вып. 18, с. 3—14.
 19. Вялов С.С. Реологические основы механики грунтов.— М.: Высш. школа, 1978.— 447 с.
 20. Габдрахимов И. Х., Дедюкин М.И., Поздеев А.А. К феноменологической теории прочности карналлита и расчету длительной устойчивости целиков.— В кн.: Проблемы механики горных пород. Алма-Ата: Наука, 1966, с. 107—112.
 21. Габдрахимов И.Х. Исследование длительной прочности горных пород и совершенствование параметров системы разработки в условиях Верхнекамских калийных рудников: Автореф. дис. канд. техн. наук.— Фрунзе, 1968.— 16 с.
 22. Халайдовский Н.Я. Определение реологического критерия длительной прочности.— Проектирование и реконструкция угольн. предприятий, 1973, №1, с. 27—28.
 23. Singh D. P. Long-term strength of rock.— Colliery Juardian, 1977, 225, N 11,

р. 861—866.

24. Карташов Ю.М. Разработка и исследование ускоренных методов определения реологических свойств слабых горных пород: Автореф. дис. канд. техн. наук.— Л., 1967.— 22 с.

25. Карташов Ю.М. Ускоренные методы определения реологических свойств горных пород.— М. : Недра, 1973.— 112 с.

26. Синькевич Н.А. Определение длительной прочности горных пород с помощью кратковременных испытаний.— В кн.: Горное давление. Л., 1966, вып. 1, с. 111—116.

27. Афанасьев Б.Г., Пушкарев В.И. Определение предела длительной прочности горных пород упрощенным методом, — Физ.-техн. пробл. разработки полез. ископаемых, 1976, № 2, с. 111—113.

28. Гольдштейн М. Н., Бабицкая С. С., Мизюмский В.А. Методика испытания грунтов на ползучесть и длительную прочность.— Вопр. геотехники, 1962, №5, с. 93—120.

29. Методика определения характеристик ползучести, длительной прочности и сжимаемости мерзлых грунтов / С.С. Вялов, С.З. Городецкий, В.Ф. Ермаков и др.— М. : Наука, 1966.— 89 с.

30. Попутчиков В. П. Исследование деформаций массива пород с целью выбора типов и основных параметров крепей для выработок, не подверженных влиянию очистных работ: Автореф. дис. канд. техн. наук. М., 1969,— 20 с.

31. Феннер Р. Исследование горного давления.— В кн.: Горное давление. М. : Госгортехиздат, 1961, с. 5—58.

32. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах.— В кн.: Горное давление. М.: Госгортехиздат, 1961, с. 59—92.

33. Либерман Ю.М. Давление на крепь капитальных выработок.— М. : Наука, 1969,— 120 с.

-
34. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород, — М.: Углетехиздат, 1954,— 384 с.
35. Учет разрушения горных пород при определении напряженно-деформированного состояния массива вблизи выработки / В. Т. Глушко, Е. В. Стрельцов, В. В. Виноградов и др.— Сб. тр. Н.-и горноруд. ин-та, 1972, № 6, с. 64—69.
36. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика горных пород. — М. : Недра, 1975,— 271 с.
37. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Оценка устойчивости горных выработок. — Шахт, стр-во, 1978, № 2, с. 13—16.
38. Крыжановская Т.А. Исследование вопроса давления горных пород на крепь горизонтальных выработок на основе теории вязко-пластического течения. — В кн.: Исследование горного давления. — М. : Госгортехиздат, 1960, с. 392—410.
39. Максимов А. П. Выдавливание горных пород и устойчивость подземных выработок.— М. : Госгортехиздат, 1963.— 144 с.
40. Salustowicz A. Gorotwor jako osrodek Maxwella.— In: Ksiega Jubileuszowa prof. dra ing. W. Wiezzbickiego, 1959, s. 18—24.
41. Парашкевов Р. Върху избора на подходяща характеристики на крепежа за минни изработки, прокарани в слаби скали.— Минко дело и металлургия, 1963, № 1, с. 62—67.
42. Работнов Ю.Н. Равновесие упругой среды с последствием.— Прикл. механика и математика, 1948, 22, вып. 1, с. 58—62.
43. Работнов Ю.Н. Ползучесть элементов конструкций.— М.: Наука, 1966 — 752 с.
44. Глушко В.Т., Широков А.З. Механика горных пород и охрана выработок.— Киев : Наук, думка, 1967.— 156 с.
45. Ержанов Ж.С. Теория ползучести горных пород и ее приложения.— Алма-Ата : Наука, 1964.— 175 с.

-
46. Розовский М.И. Изучение напряженного состояния вокруг горизонтальных выработок с учетом последствий в горных породах.— Изв. АН СССР. ОТН, 1958, № 12, с. 17—22.
47. Амусин Б.З., Линьков А.М. Применение метода переменных модулей в задачах линейно-наследственной ползучести.— В кн.: Горное давление и горные удары. Л., 1973, с. 180—184. (Сб. тр. / ВНИИ горн, геомеханики и маркшейдер, дела. Вып. 88).
48. Лоскутов О.Д. Исследование длительного разрушения горных пород применительно к расчету параметров крепей одиночных горизонтальных выработок: Автореф. дис. канд. техн. наук.— М., 1973,— 14 с.
49. Реология горного массива / Глушко В.Т., Чередниченко В.П., Усатенко Б.С.— Киев : Наук, думка, 1981.— 172 с.
50. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарян Э.В. Основы механики горных пород.— М. : Недра, 1977.— 506 с.
51. Динник А.Н. О давлении горных пород и расчет крепи круглой шахты.— Инж. работник, 1926, № 3, с. 8—12.
52. Мусхелишвили Н. И. Некоторые основные задачи математической теории упругости.— М. : Наука, 1966.— 707 с.
53. Лехницкий С.Г. Теоретическое исследование напряжений в упругом анизотропном массиве вблизи подземной выработки эллиптического сечения.— Тр. по вопр. горн, давления, сдвижения горн, пород и методики маркшейдер, работ, 1962, вып. 45, с. 155—179.
54. Максимов А.П. Выдавливание горных пород и устойчивость подземных выработок.— М. : Госгортехиздат, 1963.— 144 с.
55. Глушко В. Т. Проявление горного давления в глубоких шахтах.— Киев : Наук, думка, 1971,— 196 с.
56. Заславский Ю.З. Исследование проявлений горного давления в капитальных выработках глубоких шахт Донецкого бассейна.— М. : Недра, 1966.— 178 с.

-
57. Парчевский Л. Я., Симанович А. М. Исследование реологических свойств горных пород Западного Донбасса.— В кн.: Проблемы реологии горных пород. Киев : Наук, думка, 1970, с. 157—165.
58. Зборщик П. М., Братишко А. С., Прокофьев В. П. Выбор способов охраны и места расположения подготовительных выработок.— Киев : Техника, 1970.— 288 с.
59. Зборщик П. М., Дорохов Д. В., Братишко А. С. Охрана штреков при разработке пластов на больших глубинах.— Уголь Украины, 1966, № 3, с. 13—14.
60. Максимов А.П., Алферов О.С. К вопросу о методике прогноза устойчивости горных выработок на глубоких горизонтах Донецкого бассейна по геологоразведочным данным.— Изв. Днепропетр. горн. ин-та, 1965, 45, с. 21—23.
61. Гелескул М. Н., У сан-Подгорное Б. М. Исследование проявлений горного давления и разработка научных основ для выбора рациональных способов и средств крепления и поддержания подготовительных выработок.— М. : ИГД им. А. А. Скочинского, 1967 — 48 с.
62. Федотов А. П. Устойчивость откаточных штреков на крутых пластах Донбасса.— Уголь Украины, 1964, № 5, с. 14—18.
63. Ващилин В.А. Исследование устойчивости, подготовительных выработок на пластах крутого падения глубоких шахт и пути ее повышения: Автореф. дис. канд. техн. наук.— Л., 1969.— 19 с.
64. Глушко В.Т., Цай Т.Н., Ваганов И.И. Охрана выработок глубоких шахт.— М. : Недра, 1975.— 200 с.
65. Федулин В.Л. Обоснование схем подготовки крутых и наклонных пластов в зависимости от условий поддержания основных откаточных выработок: Автореф. дис. канд. техн. наук.—1974 — 21 с.
66. Справочник по теории упругости (для инженеров-строителей) под редакцией Варвака П. М. и Рябова А. Ф. Киев, «Будівельник», 1971, стр. 418.

(27–35 с.)

67. Сопротивление материалов с основами теории упругости и пластичности. Учебник под ред. Г.С. Варданяна – М., Издательство АСВ, 1995.– 568 стр. с илл. (344–351 с.)

68. Meyers and Chawla (1999): "Mechanical Behavior of Materials", 98-103.

69. McCrum, Buckley, and Bucknell (2003): "Principles of Polymer Engineering," 117-176.

70. Справочник по теории упругости (для инженеров-строителей) под редакцией Варвака П. М. и Рябова А. Ф. Киев, «Будівельник», 1971, стр. 418. (27–35 с.)

71. Сопротивление материалов с основами теории упругости и пластичности. Учебник под ред. Г.С. Варданяна – М., Издательство АСВ, 1995.– 568 стр. с илл. (344–351 с.)

72. Формы и размеры сечения выработки <http://coalguidе.ru/osnovnie-ponyatiya/9-formy-i-razmery-secheniya-vybotki/>

73. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи/ВНИМИ, ВНИИОМШС Минуглепрома СССР. – М.: Стройиздат, 1983. – 272 с.

74. Тимофеев О. В. Единая методика расчета металлических замковых штанг. Межвузовский сб. Устойчивость и крепление горных выработок, вып. 6. ЛГИ, 1980, с. 68—78.

75. Орлов В.В. К вопросу о выборе типа крепи для горных выработок на больших глубинах. В кн.: «Разработка угольных месторождений на больших глубинах». Углетехиздат, 1955.

76. Орлов В.В. Выбор рациональных типов крепей для горизонтальных выработок, находящихся в сложных условиях. Исследования горного давления. ИГД АН СССР. Госгортехиздат, 1960.