

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет
«Дніпровська політехніка»

Навчально-науковий інститут природокористування
(інститут, факультет)

Кафедра гірничої інженерії та освіти
(повна назва)

ПОЯСНОВАЛЬНА ЗАПИСКА
кваліфікаційної роботи ступеню
магістра
_____ (бакалавра, магістра)

Студента _____ Павлова Дмитра Володимировича
(ПІБ)

академічної групи _____ 184М-20Н-1П
(шифр)

спеціальності _____ 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-науковою програмою _____ Прогресивні технології розробки
мініральных ресурсів
(офіційна назва)

на тему _____ Обґрунтування параметрів дворівневого анкерного кріплення
виймкових виробок в умовах шахти ім. Героїв Космосу ПрАТ «ДТЕК
Павлоградвугілля»
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Проф. Почепов В.М.			
розділів:				
Розділ 1	Проф. Почепов В.М.			
Розділ 2	Проф. Почепов В.М.			
Розділ 3	Проф. Яворська О.О.			
Рецензент	Проф. Ковалевська І.А.			
Нормоконтролер	Проф. Почепов В.М.			

Дніпро
2022

ЗАТВЕРДЖЕНО:

завідувач кафедри

Гірничої інженерії та освіти

(повна назва)

проф. Бондаренко В.І.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

« _____ » _____ 2022 року

ЗАВДАННЯ

на кваліфікаційну роботу

ступеня магістра

(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студенту Павлову Д.В. академічної групи 184м-20н-1 ІП

(прізвище та ініціали)

(шифр)

спеціальності 184 Гірництво

(код і назва спеціальності)

за освітньо-науковою програмою Прогресивні технології розробки
мініральних ресурсів

(офіційна назва)

на тему Обґрунтування параметрів дворівневого анкерного кріплення
виїмкових виробок в умовах шахти ім. Героїв Космосу ПрАТ «ДТЕК
Павлоградвугілля».

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»

від _____ № _____

Розділ	Зміст	Термін виконання
Розділ 1	Аналіз математичних методів при моделюванні взаємодії кріплення й гірського масиву.	10.01.2022 р.
Розділ 2	Аналіз напружено-деформованого стану геомеханічної системи виробки, із застосуванням дворівневого анкерного кріплення.	15.04.2022 р.
Розділ 3	Охорона праці. Висновки	10.06.2022 р.

Завдання видано _____
(підпис керівника)Почепов В.М.
(прізвище, ініціали)Дата видачі 10.01.2022 р.Дата подання до екзаменаційної комісії 21.06.2022р.Прийнято до виконання _____
(підпис студента)Павлов Д.В.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 63 сторінки, 13 рисунків, 6 таблиць, 34 посилання літератури.

Об'єкт розробки: кріплення виїмкових штреків для повторного їх використання.

Мета кваліфікаційної роботи: визначення параметрів управління станом зводу виїмкових виробок, яка підтримується дворівневою анкерною системою на підставі закономірностей взаємного впливу елементів конструкцій і змін стану приконтурного породного масиву.

В вченні проведено обґрунтування, визначені цілі, завдання і методи досліджень.

У першому розділі виконаний аналіз стану проблеми, визначено шляхи її науково-практичного вирішення і надані загальні відомості про підприємство для умов якого проводилася дослідницька робота.

У другому розділі розглянуті особливості впливу різних структурних характеристик вуглевмісного гірського масиву на параметри вибору конфігурації кріплення виїмкового штреку, розраховано економічні показники запропонованих технічних рішень.

У розділі «Охорона праці» визначено способи забезпечення безаварійності праці шахтарів і представлені заходи щодо комплексного знепилювання.

У висновках пояснювальної записки наведено основні результати роботи, що приймаються на основі виконаних досліджень.

**ШАРУВАТИЙ ПОРОДНИЙ МАСИВ, ГРАНИЧНИЙ СТАН
ПОРІД, ВИЇМКОВІ ВИРОБКИ, ПІДОШВА, ПОКРІВЛЯ, АНКЕР,
ОХОРОНА ПРАЦІ, СОБІВАРТІСТЬ**

ЗМІСТ

ВСТУП.....	5
1. АНАЛІЗ МАТЕМАТИЧНИХ МЕТОДІВ ПРИ МОДЕЛЮВАННІ ВЗАЄМОДІЇ КРІПЛЕННЯ Й ГІРСЬКОГО МАСИВУ.....	9
1.1. Застосування обчислювального експерименту при вирішенні задач геомеханіки з використанням структурно складної геометричної розрахункової моделі.....	9
1.2. Характеристика гірничого підприємства.....	17
2. АНАЛІЗ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ГЕОМЕХА- НІЧНОЇ СИСТЕМИ ВИРОБКИ, ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ ДВОРІВНЕВОГО АНКЕРНОГО КРІПЛЕННЯ	30
2.1. Аналіз впливу кута встановлення канатних анкерів на розподіл напружень навколо виїмкової виробки	30
2.2. Визначення взаємного впливу елементів геомеханічної моделі виїмкової виробки, яка підтримується системою анкерного і рамного кріплення.....	43
2.3. Економічні розрахунки прийнятих рішень.....	49
3. ОХОРОНА ПРАЦІ.....	53
3.1 Аналіз потенційно небезпечних і шкідливих виробничих факторів при проведенні гірничих виробок.....	53
3.2 Знепилення при проведенні гірничих виробок.....	54
3.3 Пиловий та вибуховий захист при проведенні виробки.....	57
ВИСНОВКИ.....	60
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	61

ВСТУП

Актуальність роботи. На теперішній час переважна частина гірничих виробок вугільних шахт Західного Донбасу проводиться із застосуванням різних варіантів анкерного кріплення. При цьому відбувається розширення технологічних можливостей підземного видобутку корисних копалин пов'язане зі зміною гірничо-геологічних і гірничо-технологічних умов експлуатації гірничих виробок.

Для забезпечення стійкого стану виїмкових виробок та їх сполучень на весь період експлуатації, в ряді випадків, найбільш доцільним є застосування дворівневої схеми анкерного кріплення, де крім анкерів довжиною до 3 м (I рівень), використовуються анкери глибокого закладання (II рівень). Анкери другого рівня закріплюються в стійких породах покрівлі - за межами зводу природного обвалення і з урахуванням ослаблення і деформації боків виробки. При цьому нестійкі породи покрівлі скріплюються анкерами першого рівня і «підвішуються» на анкерах другого рівня до стійких порід покрівлі за межами природного зводу обвалення.

Однак, застосування анкерного кріплення в якості єдиного виду кріплення не допускається в гірничих виробках, розташованих в зонах геологічних порушень, обводнених порід, при наявності тонких прошарків вугілля, кальциту або вуглистих аргілітів в межах глибини закладання анкерів. Тому в ході досліджень реалізовані моделі підтримки виробки з використанням рамного кріплення і різних охоронних конструкцій.

При проведенні досліджень було враховано, що гірські породи відносяться до матеріалів, які мають механічні характеристики, які виходять далеко за рамки класичної теорії пружності. Таким чином, для повноти опису поведінки порід в розрахунковій схемі, в ряді випадків доводиться вдаватися до використання елементів інших теорій, які описують поведінку матеріалу. Як правило, мова йде про нелінійну теорію пружності, теорії пластичності і

повзучості.

Анкерне кріплення забезпечує якісний контакт порід і кріплення. Аналіз стану розрахунку параметрів анкерного кріплення показав, що для підтримки покрівлі в підготовчих виробках необхідно розраховувати оптимальні показники дворівневої анкерної системи. До основних параметрів слід віднести **довжину анкерів, їх взаємне розташування і загальний опір анкерного кріплення.**

Застосування дворівневого анкерного кріплення для охорони повторно використуваних виробок на експериментальних ділянках шахт Західного Донбасу підтверджує ефективність підтримки порід в покрівлі і боках повторно використуваних виробок. Зокрема, на експериментальних ділянках з дворівневим кріпленням змінився характер деформування порід, кріплення повністю забезпечувало робочий стан досліджуваних виробок.

Пропонована методика дозволяє в кожних конкретних умовах визначити необхідні параметри кріплення виїмкових виробок і інші необхідні способи, також засоби підтримки повторно використаних виїмкових виробок. Однак для апробації розрахованих паспортів кріплення повторно використуваних виробок необхідно проведення шахтних досліджень характеру та показників проявів гірського тиску при різних гірничо-геологічних умовах.

Об'єкт дослідження – кріплення виїмкових штреків в умовах шахти ім. Героїв Космосу ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Предмет дослідження – взаємодія породного масиву і елементів анкерного кріплення виїмкових виробок при використанні канатних анкерів в системі «анкери - кріплення виробки - гірський масив».

Ідея роботи полягає в створенні несущого шару порід шляхом застосування дворівневого анкерного кріплення глибокого закладення і високої несучої здатності в поєднанні з підсилюючим кріпленням.

Мета роботи - визначення параметрів управління станом зводу виїмкових виробок, яка підтримується дворівневою анкерною системою на підставі закономірностей взаємного впливу елементів конструкцій і змін стану приконтурного породного масиву.

Реалізація поставленої мети досягається шляхом послідовного вирішення наступних **основних завдань**:

- визначити параметри установки канатних анкерів, при яких зміни напружено-деформованого стану геомеханічної системи дозволяє сформувати вантажнонесучу плиту в покрівлі виробки з максимально доступною несучою здатністю;
- виконати дослідження впливу конструктивних характеристик дворівневого анкерного кріплення на зміну стану контуру виробки і рамного кріплення в різних режимах розвитку напружено-деформованого стану породного масиву.

Методи дослідження - поставлена мета досягнута на основі комплексного підходу, що включає: аналіз і узагальнення сучасних експериментальних, аналітичних і чисельних методів досліджень процесів взаємодії кріплення підземних виробок з вуглевмісним породним масивом; комп'ютерне моделювання взаємодії елементів системи «шаруватий масив-кріплення виїмкових виробок» в дограничному, граничному та позамежному їх станах із залученням методу кінцевих елементів при дослідженні НДС системи; метод кореляційно-дисперсійного аналізу результатів математичного експерименту в рішеннях прикладних задач; тестування результатів математичних експериментів за даними натурних досліджень.

Практичне значення роботи полягає у визначенні ступеня впливу геомеханічних характеристик шаруватого вуглевмісного масиву на конструктивні параметри установки канатних і сталі-полімерних анкерів для

зниження конвергенції порід покрівлі і забезпечення оптимального режиму функціонування рамного кріплення.

Реалізація результатів роботи. Основні положення роботи можуть бути використані при створенні методики розрахунку прогнозування переміщень контуру виїмкових виробок і розробці проектної документації проведення і кріплення виробок на шахтах ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ МАТЕМАТИЧНИХ МЕТОДІВ ПРИ МОДЕЛЮВАННІ ВЗАЄМОДІЇ КРІПЛЕННЯ Й ГІРСЬКОГО МАСИВУ

1.1. Застосування обчислювального експерименту при вирішенні задач геомеханіки з використанням структурно складної геометричної розрахункової моделі

Розвиток гірничодобувної промисловості в усьому світі відбувається в умови зростання глибин видобутку і ускладнення гірничо-геологічних умов. У зв'язку з чим, вимоги, що висувуються до методикам підтримки виробок постійно зростають. Вибір параметрів кріплення виробок, в даний час, ґрунтується на безлічі технологічних чинників, сукупність яких необхідно враховувати при проведенні обчислювального експерименту. У цьому випадку рішення задачі геомеханіки математичними методами є найбільш дешевим і продуктивним підходом.

Однак, застосування обчислювального експерименту для аналізу напружено-деформованого стану гірського масиву і кріплення виробок вимагає врахування певних особливостей реальних об'єктів. Особливості рішення задач геомеханіки можна виділити в три основні групи [1]:

- перша облік будови гірських масивів, пов'язаний з наявністю в них породних шарів, що істотно розрізняються за механічними властивостями, розділених різними поверхнями природного тріщинуватості з різними зчепленням і тертям по цих поверхнях;
- друга в результаті виконання завдання доводиться враховувати не тільки пружно-пластичне деформування, а й так звані стадії зміцнення і розпушення в певних областях гірського масиву;
- третя механічні процеси в гірському масиві залежать від геологічних характеристик породних шарів, розмірів і взаємного розташування гірничих виробок, їх зміни в часі і просторі при веденні гірських робіт.

Тому для вирішення завдань геомеханіки необхідно отримати наступну

інформацію: по-перше склад, геометрію і фізико-механічні характеристики досліджуваного гірського масиву; по-друге види і величини механічних впливів, які додаються до певних геометричним областям породного масиву; по-третє рід завдання, що підлягає чисельному дослідженню (розподіл напружень і деформацій або переміщення і руйнування деякої ділянки породного масиву і т.п.).

На основі представлених даних формується розрахункова схема, від якої визначає вибір способу вирішення конкретної геомеханічного завдання. Таким чином, складається система математичних рівнянь, що виражають співвідношення заданих і шуканих величин, яка повинна бути вирішена до отримання кінцевого значення. На жаль, як вже було сказано в попередніх параграфах, в більшості випадків не можливо отримати числовий результат використовуючи тільки аналітичне рішення. У ряді завдань доводиться вдаватися до допомоги чисельних методів, що дають неточне рішення в межах певної похибки [2].

Оскільки формування розрахункових схем для задач геомеханіки пов'язано з необхідністю опису великої кількості нерегулярних параметрів і складних граничних умов, дослідники вдаються до вимушеного спрощення в постановці завдання з метою зниження розмірності рівнянь, що описують систему, і функцій, які враховують особливості початкового навантаження і геометрії. Оскільки, таким чином, вже вноситься достатня похибка в розрахункову схему стає цілком виправданим широке застосування чисельних методів в задачах механіки гірських порід.

Якщо на ранніх стадіях розвитку чисельних методів вважалося можливим отримання з їх допомогою для задач геомеханіки тільки якісних результатів [1], то з розвитком самих чисельних методів і уявлень про напружено-деформований стан гірського масиву стає можливим отримання не тільки адекватних якісних, а й в достатній мірі точних кількісних результатів.

Все різноманіття розрахункових схем можна уявити як комбінацію трьох

основних класів:

- геометричні ознаки: поняття плоского або просторового рішення;
- наявність або відсутність симетрії;
- використання одно-зв'язних, дво- і багато-зв'язних областей і т.і.;
- зовнішні впливи і механічні властивості породного масиву і інженерних конструкцій: статичне або динамічний додаток навантажень;
- облік фільтрації рідини і газу; облік перепаду температур;
- ізотропна, ортотропними або анізотропне середовище;
- пружна, пружно-пластична або в'язко-пластична деформація масиву без або з урахуванням його знеміцнення і розпушення і т.п.;
- конструктивно-технологічні особливості споруди, охорони і функціонування виробок: конструктивно-технологічна схема проведення виробок;
- послідовність ведення підготовчих і очисних робіт;
- види виробок і способи їх охорони, а також конструкція і режим роботи кріплення.

Кожен клас розрахункових схем породжує окремий підхід у формуванні математичної моделі, а комбінація чинників, що враховуються дозволяє ускладнювати або спрощувати пропоноване рішення. Тому історично можна спостерігати картину поетапного ускладнення математичних моделей, що використовуються в завданнях геомеханіки, обумовлене зростанням продуктивності засобів обчислень, з одного боку, і ускладнення умов експлуатації підземних споруд, з іншого боку.

Тому свого часу широке застосування знайшли аналітичні методи, за допомогою яких отримували певне математичне рішення, що дає можливість попередньої оцінки поведінки гірського масиву при простих схемах навантаження, без урахування конструктивно-технологічних особливостей функціонування досліджуваної системи і в умовах однорідності розрахункової області. Незважаючи на значне поширення подібних методів,

всі вони страждають загальним недоліком, що змушує ще на етапі створення розрахункової схеми вдаватися до спрощень, які негативно відбиваються на точності кінцевого результату.

Класифікація розрахункових схем по фактору конструктивних і режимних особливостей використовуваних типів кріплення приведена в роботі [3]. Всього виділено шість основних розрахункових схем, для кожної з яких пропонується власна методика рішення. Слід відразу обмовитися, що умови взаємодії кріплення виробки з гірським масивом представлені у вигляді зовнішніх навантажень, прикладених до ідеалізованим елементам кріплення. Безумовно, такий підхід забезпечує числове рішення задачі. Зокрема, за методикою розрахунку анкерного кріплення є ряд зауважень. Основною характеристикою анкерів приймається їх власна несуча здатність. При цьому розрахунки виконуються окремо для анкерів замкового і беззамкового типів. Запропоновані формули враховують тільки контактні характеристики елементів анкерного кріплення. Подібна розрахункова схема вкрай ідеалізована, оскільки не враховує особливості механізму взаємодії анкерів з навколишнім масивом, що дозволяє розглядати одержувані значення як показники граничної стійкості кріплення при вирішенні завдань в пружній постановці.

В роботі [4] представлена методика розрахунків різних типів кріплення, заснована на методі коефіцієнтів передачі навантажень. Контактна задача взаємодії кріплення і гірського масиву розглядається в плоскій пружній постановці при наявності хоча б однієї осі симетрії. При цьому кріплення і масив, що примикає до неї розглядаються як сукупність кілець, правильної або неправильної форми, концентрично пов'язані один з одним. У загальній постановці рішення задачі виконується для однорідного ізотропного масиву, проте для певного класу задач приводиться методика обліку неоднорідності масиву і кута падіння породних шарів.

Гірський масив представляється у вигляді зовнішнього кільця

нескінченного радіуса. Кожне внутрішнє кільце знаходиться під впливом напружень, що діють на зовнішньому і внутрішньому контурах. В результаті виникають тангенціальні і нормальні напруги, на основі значень яких виконується перевірка кожного шару на міцність. При розрахунку кріплення за допомогою коефіцієнтів передачі навантажень використовують дві модифікації розрахункових схем: схема розрахунку по еквівалентним напруженням (початкові напруги прикладаються до зовнішнього контуру зовнішнього кільця); схема розрахунку по напруженням, що знімається (прикладаються до внутрішнього контуру внутрішнього кільця). Запропоноване аналітичне рішення дозволяє отримувати числовий результат за допомогою програмного продукту, створеного на основі запропонованої методики.

Для визначення напружено-деформованого стану масиву гірських порід в роботі [5] автори запропонували кілька розрахункових схем. Відмінною особливістю яких є розгляд виробок і їх кріплення як єдиного чинника, що обурює поле напружень в однорідному масиві. При цьому особлива увага приділялася динамічним характеристикам зміни НДС в об'ємній системі з певними механічними порушеннями (тріщинуватість, ослаблення поверхні і т. п.). Запропоновані методи рішення дозволяють отримувати розподіл напружень гірського масиву з урахуванням зон граничних і позамежного деформування навколо виробок.

Наведемо алгоритм визначення НДС породного масиву в привибійній зоні підготовчої виробки [8]. Припустимо, що напружений стан системи визначається суперпозицією початкової (до проведення виробки) і додаткової (вплив виробітку) напруги. Розбиваємо рішення на дві частини визначення напружено-деформованого стану: в околиці вже пройдені виробки; попереду вибою виробки. На першому етапі, за рахунок ряду обмежень завдання приводиться до плоскої з полярною системою координат. Потім на основі експериментальних даних про координати пластичного кордону, визначаємо

компоненти напружень у пластичній і пружній зонах. На другому етапі, на основі припущення про форму і безперервності пластичного кордону обчислюємо параметри зони граничної рівноваги перед забоем виробки і на основі отриманих даних обчислюємо напруження. Зайве говорити, що подібна схема містить в собі ряд припущень, які при наявності істотних варіацій параметрів гірського масиву і кріплення виробки призводять її до неадекватності отриманих результатів.

Цікавим підходом у вирішенні завдань геомеханіки є використання теорії граничної рівноваги. Суть цієї теорії полягає у визначенні критичної величини деякого реального обурення, при якому система ще зберігає стійкість, а за її межею втрачає стійкість. При наявності в масиві протяжних поверхонь послаблений розрахунок виробляють з урахуванням визначення можливості його руйнування по цих поверхнях. Такий підхід називають рішенням завдання так званого спеціальної граничної рівноваги [6]. В цьому випадку гірський масив розглядається як система породних блоків, взаємодіючих по поверхнях послаблень. На жаль, дана схема практично не враховує вплив конструктивних і режимних параметрів елементів кріплення, ґрунтуючись на ній, можливо тільки емпіричне визначення параметрів взаємодії «гірський масив - кріплення».

Автор [7] виконав широкий аналіз математичних методів рішення пружно-пластичних завдань для зміцнення гірських масивів. Запропоновані рішення аналізувалися з точки зору адекватності обліку розпушення гірських порід в околиці виробок. Більшість рішень виконано в плоскій постановці. Їх основні відмінності полягають у способах визначення поведінки гірського масиву за межами пружних деформацій. Як відзначає автор, в переважній більшості випадків мають місце значні відхилення поведінки гірських порід від їх описів, використовуваних в розрахункових схемах. Крім того, автор робить висновок про те, що для обліку в рішеннях складних граничних умов, неоднорідності середовища та невизначеності положення пружно-

пластичного кордону в рішенні задач геомеханіки необхідно використовувати чисельні методи.

Аналіз впливу анкерного кріплення на НДС гірського масиву на підставі рішення плоскої пружної задачі методом кінцевих елементів виконаний в роботі [8]. При проведенні розрахунків анкерного кріплення, яке уявлялося, як повний конструктивний набір реальних елементів кріплення. Були розглянуті кілька варіантів анкерного кріплення у виробках різної геометрії. Для визначення зон руйнування гірських порід в цьому випадку використовувалися два параметри, що характеризують: можливість виникнення руйнування; можливий режим руйнування. Та, хоча в розрахунку відсутня вказівка на структурний склад гірського масиву, авторами показана гарна відповідність між одержуваними якісними результатами і практичними спостереженнями.

Робота [9] повністю присвячена реалізації розрахункових схем завдань геомеханіки, заснованих на застосуванні методу скінченних елементів. Розглянуто варіанти рішень, як в пружній (в тому числі при великих переміщеннях) так і в непружній постановці. Запропоновано базові рівняння для вирішення завдань на основі теорії малих пружно-пластичних деформацій, асоційованої теорії течії і теорії спадкової повзучості. Дана робота може розглядатися, як одна з фундаментальних, щодо застосування МКЕ для розв'язання тривимірних задач складної конфігурації з використанням лінійних і нелінійних законів деформування гірських порід. Представлені в роботі результати, досить наочні, а їх порівняння з аналітичними, показало поліпшення точності розрахунку з ростом числа вузлових точок кінцевих елементів.

На прикладі задач, заснованих на пружній постановці, показані розрахункові схеми, які використовуються для визначення різних параметрів елементів кріплення виробок. Запропоновано різноманітні варіанти кінцевих елементів, спеціалізовані для конкретних розрахункових схем, де показані їх

переваги та недоліки.

Дослідження, які проведені за допомогою МКЕ в роботі [10], спрямовані на вивчення поведінки гірських порід ослаблених тріщинами. Зокрема, рішення задачі в тривимірній постановці було виконано для випадку дисковидної тріщини. Розрахункова схема формувалася на основі циліндричної системи координат з урахуванням осьової симетрії відносно площини тріщини. Результати, отримані чисельним методом, порівнювалися з результатами аналітичних досліджень. Для різних варіантів рішень відхилення склали не більше 15%. Крім того, показана залежність між неоднорідністю породного шару і тріщинуватістю порід. Ця розрахункова схема цікава тим, що тріщини в ній розглядаються, як геомеханічний фактор, включення якого в розрахунок значно впливає на зміну НДС гірського масиву.

При вирішенні завдань геомеханіки часто використовують і так звані комбіновані чисельні методи. Одним з таких методів є МКЕ - МПП (метод кінцевих елементів - метод початкових параметрів). МПП дозволяє легко врахувати технологічні і конструктивні особливості кріплення, які представляють її у вигляді стрижневої системи певної конфігурації. Такі елементи сполучаються з сіткою МКЕ гірського масиву в вузлах, розташованих на поверхні виробки. Цей підхід дозволяє в певній мірі спростити рішення контактної задачі на кордоні гірського масиву і кріплення виробки. Однак запропоновані авторами [1] приклади розв'язання задач, були виконані в осесиметричній плоскій постановці, при цьому кріплення приймалося, як жорстко пов'язана з контуром породного масиву стрижнева система, що природного не завжди відповідає реальним умовам роботи кріплення.

Для розробки нової обчислювальної моделі доцільним є:

- виконання її в об'ємній постановці, яка описує весь спектр взаємодії окремих елементів кріплення (в т. ч. і з урахуванням зміни площі контактної поверхні) як між собою, так із породами, які примикають до поверхні

виробки гірського масиву;

- визначення повної діаграми «напруження-деформація» порід і матеріалів кріплення;

- облік динамічної зміни НДС з плином часу;

- розгляд величини і характеру зовнішніх навантажень (взаємний вплив виробок, зміна їх геометрії);

- виявлення впливу структури гірського масиву, в тому числі геологічних порушень, кута внутрішнього тертя і умов контакту породних шарів;

- облік тріщинуватості як макрофактори, що впливає на формування НДС гірського масиву.

При вирішенні завдань геомеханіки, постійно доводиться стикатися з проблемою розрахунку систем, що мають складну геометричну конфігурацію і нерегулярну фізичну структуру. Гірський масив і складові цієї породи мають велике число характеристик, облік яких при математичному моделюванні можливий тільки при використанні кінцеве-різницевої схем розрахунків. В даний час стандартом де-факто при вирішенні геомеханічних задач став метод кінцевих елементів (МКЕ).

1.2. Характеристика гірничого підприємства

Шахта ім. Героїв Космосу розташована в Павлоградско-Петропавлівському вуглепромисловому районі Західного Донбасу. В адміністративному відношенні виробничо-структурний підрозділ шахта ім. Героїв космосу входить до складу ПрАТ "ДТЕК Павлоградвугілля" і розташована на території Павлоградського району Дніпропетровської області України.

Найближчими промисловими підприємствами є шахти «Благодатна», «Павлоградська» і ЦОФ «Павлоградська».

Джерелом електричної енергії шахти є районна підстанція «Павлоградська-330» системи «Дніпроенерго», розташована приблизно в 6 км

від шахти.

Джерелом господарсько-питного й протипожежного водопостачання служить Вербський водозабір. Джерелом виробничого водопостачання є очищена на фільтрах і знезаражена хлором вода.

1.2.1 Геологічна характеристика шахтного поля

У геологічній будові шахтного поля беруть участь продуктивні відкладення нижнього карбону і їхні осадові утворення, що перекривають, триас-юрського, палеогенового, неогенового й четвертинного віків.

У межах шахтного поля шахти ім. Героїв Космосу промислове значення мають сім пластів c_{11} , c_{10}^B , c_9 , c_8^H , c_7^H , c_5 і c_1 .

Вугільні пласти промислового значення приурочені до відкладень Самарської свити (C_1^3) нижнього відділу карбону, які представлені аргілітами, алевролітами, піщаниками й вугільними пластами. Залягання порід полого із зануренням переважно в північно-східному напрямку під кутом $2-5^\circ$.

Всі пластина шахті є відносно витриманими по потужності, простої будови.

У цей час шахта відпрацьовує шари c_{11} , c_{10}^B і c_9 .

Поле шахти ім. Героїв Космосу по інтенсивності тектонічної порушеності і умовам залягання порід ділиться на дві частини: північно-західну, що характеризується моноклінальним заляганням порід і значною порушеністю, і південно-східну, на якій тектонічних порушень, крім граничних скидань, практично не виявлено, але породи карбону (особливо в нижній частині) мають порожньо-хвилясте залягання.

Найбільш великими порушеннями є Богданівський, Вербський, Благодатненський, Діагональний, Поперечний і Морозівський скидання.

У зв'язку з наявністю великих тектонічних порушень, значно розвинена мережа дрібних тектонічних зон, що негативно позначається на стійкості порід при веденні очисних і підготовчих робіт.

Шахтне поле розташоване в опущеному крилі Богданівського скидання, не має виходів пластів на поверхню карбону, і продуктивна свита відділена від обводнених покривних відкладень потужною безвугільною товщею водотримких порід нижнього карбону. Крім того, через кольматації тріщини в зонах тектонічних порушень заповнені глинистим матеріалом, скидання є природним екраном на шляху руху підземних вод і практично виключають взаємозв'язок між водоносними горизонтами карбону і покривних відкладень.

Однак на деяких ділянках шахтного поля зустрічаються піщаники потужністю 0,35-6,7м, що безпосередньо контактують із вугільним шаром.

За рахунок статичних запасів вод цих піщаників формуються водопритоки в гірські виробки, які надходять по тріщинах вуглевмішуючих порід і тріщинам обвалення.

Підземні води шахти ім. Героїв Космосу високомінералізовані, дуже жорсткі і відносяться до хлоридно-натрієвих.

Середньорічний приплив по шахті склав 38,7 м³/ч. Прогнозний приплив води в найближчі 20-25 років, відповідно до прийнятого порядку відпрацювання, складе: нормальний – 90 м³/год, максимальний – 100 м³/ч.

Породи, що вміщують, вугільні пласти є в основному аргіліти й алевроліти з коефіцієнтом міцності на стиск 16,0-33,5 Мпа. Піщаники зустрічаються рідше, коефіцієнт міцності їх змінюється від 21,3 до 65 Мпа.

Породи покрівлі і підшви - нестійкі і середньої стійкості. Основним видом руйнування виробок на шахті є здимання порід підшви висота якого коливається від 0,2 до 1,5м. Процес здимання підшви відмічаються як на обводнених, так і на сухих ділянках виробок. Експлуатаційні ускладнення в капітальних і підготовчих виробках проявляються також у формі інтенсивного деформування й руйнування кріплення, вивалів породи з покрівлі.

Пил є силикоzoneбезпечний і вибухонебезпечний. Вугілля не схильні до

самозаймання, не небезпечні по раптовим викидам вугілля й газу, досить міцне і грузле, з опірністю різанню 240-420 кН/м.

Геотермічний градієнт у середньому становить 3,1-3,2⁰ на 100 м. Геотермічна ступінь у середньому дорівнює 32,8 м/град.

Глибина залягання поверхні метанових газів становить 150-200 м, тобто вугленосна товща порід на шахті розташована в зоні метанових газів. Газоносність порід досягає 2 м³/т.

1.2.2 Границі і запаси вугілля шахтного поля

Границями поля шахти ім. Героїв Космосу згідно гірського відводу, є:

на сході – умовна лінія, що проходить вк্রেст простягання гірських порід через свердловину №14887 по пластах с₁₁, с₁₀^В і с₉, а по пластах с₈^В, с₇^В, с₇^В, с₆^В, с₆^В, с₅, с₄², с₂, с₁, с₁⁰ - умовна лінія, що проходить через крапки, які відстоять на північний захід в 25м від свердловини №13792 і в 10м від свердловини №14160 (загальна з полем шахти «Західно-Донбаська»);

на заході - умовна лінія, проведена уздовж залізничної магістралі Лозова-Синельникове;

на півдні (за повстанням) - Богданівський і Вербський скидання;

на півночі (за падінням) - умовна лінія, що проходить із заходу на схід через свердловини №7431, 7947, 15166 і далі по Благодатненському скиданню.

Балансові запаси по шахті ім. Героїв космосу затверджені ГКЗ протоколом №17313 від 20.12.74 (таблиця 1.1).

Підрахунок запасів зроблений у кондиціях:

а) для балансових запасів:

- мінімальна потужність пласта простої і складної будови по сумі вугільних пачок і внутріпластових породних прослоїв прийнята 0,60 м;

- максимальна зольність із обліком 100-процентного засмічення внутріпластовими прослоями - 30%;

б) для забалансових запасів:

- мінімальна загальна потужність - 0,45м;
- максимальна зольність із урахуванням засмічення - 35%.

Балансові запаси в існуючих границях становили 182,4 млн.т.

Промислові запаси визначені шляхом виключення з балансових запасів категорій А+В+З₁ втрат у запобіжних ціликах, бар'єрних ціликах і експлуатаційних втрат.

У цілому промислові запаси по шахті ім. Героїв Космосу становлять:

- чистого вугілля - 146,8 млн.т;
- товарного вугілля- 204,6 млн.т.

1.2.3 Проектна потужність і загальна організація роботи шахти

Проектом будівництва потужність шахти була прийнята 1500 тис.т вугілля в рік.

У зв'язку з фактично виявленими важкими умовами підтримки гірських виробок і необхідністю виконання великого обсягу ремонтних робіт, інститутом «Дніпродіпрошахт» в 1989 році виконане «Обґрунтування виробничої потужності шахти ім. Героїв Космосу», яким вона визначена в обсязі 1,2 млн.т у рік за 300 робочих днів. В останні роки шахта працює стабільно, видобуток вугілля коливається в межах 1300-1400 тис.т у рік .

Завданням на розробку дійсного проекту встановлена потужність шахти передбачена в обсязі 1400 тис.т вугілля в рік, що й прийнято.

Відповідно до «Норм технологічного проектування вугільних і сланцевих шахт», а також завданням на проектування прийнятий наступний режим роботи:

- число робочих днів у році для шахти - 300;
- п'ятиденний робочий тиждень для трудящих з одним загальним і одним вихідним днем за графіком;
- тривалість робочої зміни на підземних роботах - 6 годин, на поверхні - 8;
- кількість робочих змін в очисних і підготовчих вибоях - три по видобутку вугілля або проведенню виробок і одна ремонтно-підготовча;

- кількість робочих змін на поверхні - 3.

1.2.4 Розкриття шахтного поля

Поле шахти ім. Героїв Космосу складається із чотирьох блоків: блоку №1, блоку №2 (тільки шари c_{10}^B і c_9 , прирізані від шахти «Західно-Донбаська») і блоки №3 і 3а. Розкриття шахтного поля здійснено двома вертикальними центрально-здвоєними стволами – головним і допоміжним, а також вентиляційною свердловиною.

Блок №1 розташований у середині шахтного поля, блоки №3 і 3а примикають до нього із західної, а блок №2 - зі східної сторони. У цей час пласти розкриті в блоках №1 і 2.

Розкриття блоку №1 здійснено двома вертикальними центрально-здвоєними стволами (головним і допоміжним).

Таблиця 1.1

Запаси вугілля по пластам шахти ім. Героїв Космосу

Індекс пласта	Марка вугілля	Балансові запаси, тис.т						Забалансові запаси, тис.т
		A	B	A+B	З ₁	A+B+З ₁	З ₂	
c_{12}	ДГ _{зн}	-	-	-	-	-	-	10645
c_{11}	ДГ _{зн}	1694	11720	13414	12656	26070	-	6164
c_{10}^B	ДГ _{зн} , ДГ _к	4275	4816	9091	18529	27620	-	581
c_9	ДГ _{зн} , ДГ _к	6762	6589	13351	23322	36673	-	2079
c_8^H	ДГ _{зн}	-	8715	8715	12828	21543	-	366
c_7^B	ДГ _{зн}	-	-	-	-	-	-	15441
c_7^H	ДГ _{зн} , Г _{зн}	3148	8442	11590	9261	20851	-	8767
c_6^B	ДГ _{зн}	-	-	-	-	-	-	12269
c_6^H	ДГ _{зн}	-	-	-	-	-	-	3618
c_5	ДГ _{зн} , Г _{зн}	2556	8163	10719	12021	22740	-	3711
c_4^2	ДГ _{зн} , Г _{зн}	-	-	-	-	-	-	5881
c_2	Г _{зн}	-	-	-	-	-	-	10754
c_1	ДГ _{зн} , Г _{зн}	-	-	-	28728	28728	-	1668
c_1^0	Г _{зн}	-	-	-	-	-	-	5391
У тому числі в уклонному полі західного крила пласта c_9								
c_9	ДГ _к	2958	1470	4428	2244	6672	-	256
Усього по шахті		18435	48445	66880	117345	184225	-	87335

Допоміжний ствол діаметром 6,0м служить для спуска-підйому людей, матеріалів і встаткування, а також для подачі свіжого повітря в шахту.

Головний ствол діаметром 7,5м служить для видачі вугілля й породи, а

також для виводу вихідного струменю повітря.

Головний і допоміжний стволи пройдені на повну глибину. В обводнених наносах стволи закріплені чавунними тубінгами з бетонним заповненням закріпного простору, у корінних породах - монолітним бетоном.

Для розкриття пластів від навколоствольних дворів пройдений відкаточний квершлаг на горизонті 350м (пласт c_{11}) і два відкаточних квершлаг на горизонті 370м (пласт c_{10}^B).

У нижньої технічної границі шахти на горизонті 470 м були пройдені відкаточні квершлаг №1 і 2, якими розкриті шари c_{10}^B і c_{11} . У процесі експлуатації через високий гірський тиск ці квершлаг на ділянці приблизно одного кілометра прийшли в неробочий стан і актами списані. Замість них відповідно до «Робочого проекту розкриття й підготовки шару c_{10}^B в уклонному полі на східному крилі шахти», у 1984 році, пройдені квершлаг №3 і 4 у розвантажених зонах для поліпшення умов їхньої підтримки.

Між горизонтами 370 м (від магістральних штреків) і 470м (навколоствольний двір) пройдений похилий конвеєрний квершлаг під кутом 10 градусів. Крім того, від магістральних вентиляційних штреків горизонту 350м пройдені два вентиляційних квершлаг №1 і 2 на головний ствол (горизонт 330м).

Горизонт 350 м призначений для обслуговування гірських робіт на пласті c_{11} , горизонт 370 м – на пласті c_{10}^B і видачі вугілля із пластів c_{11} і c_{10}^B .

Горизонт 470м є дренажним, на ньому розташований центральний шахтний водовідлив.

Для поліпшення провітрювання на виробничій площадці шахти пробурена повітряноподаюча свердловина до горизонту 470м діаметром 2,6м у світлі.

Принципова схема розкриття блоку №1 – основного на шахті – не переглядається. Для відпрацювання шарів c_{10}^B , c_{11} і c_9 у блоці №1 нові виробки по розкриттю не передбачаються.

Блок №2 має наступні розміри: по простяганню - 2 км, по падінню - 3,4 км.

Пласти c_{10}^B і c_9 у блоці №2 розкриваються похилими квершлагами на границі із блоком №1 з діючих магістральних штреків горизонтів 370м і 350м.

Видача гірської маси в кількості 4666 т/доб і породи в кількості 293 т/доб здійснюється вугільним і породним підйомами відповідно головного ствола.

Виконання клітьовим підйомом допоміжного ствола добового обсягу допоміжних грузо-людських операцій здійснюється в межах нормативного часу - 18 годин.

У проекті будівництва шахти продуктивність піднімальних установок була прийнята для виробничої потужності 1500 тис.т вугілля в рік (5000 т/доб).

1.2.5 Підготовка та система розробки шахтного поля

На шахті впроваджена погоризонтна схема підготовки.

У цей час опрацьовуються пласти c_{11} , c_{10}^B і c_9 у блоці №1. Ведеться підготовка шарів c_{10}^A і c_9 у блоці №2.

Для підготовки пластів c_{10}^A і c_{11} у блоці №1 у середині шахтного поля від квершлагів горизонтів 350м і 370м пройдені магістральні вентиляційні (пласт c_{11}), відкаточні і конвеєрні (пласт z_{10}^{B1}) штреки, які розділяють пласти по падінню на уклонні й бремсбергові поля. У нижньої границі (горизонт 470м) по пласту c_{10}^B пройдені східний і західний відкаточні (дренажні) штреки. У верхньої границі західного крила пласта c_{11} пройдений перший західний магістральний штрек горизонту 350м. Уклонне поле відпрацьовується стовпами в напрямку повстання, бремсбергове - падіння.

Пласт c_9 у цей час відпрацьовується в бремсберговому полі блоку №1 на магістральні виробки пластів c_{10}^B і c_{11} (горизонти 370м і 350м). Виїмкові штреки проходяться від цих магістралей до розкриття пласта з ухилом до 11

градусів, потім по повстанню пласта. Стовпи спрацьовуються в напрямку падіння.

У блоці №2 проведені магістральні відкаточний і вентиляційний штреки пласта c_{10}^b і конвеєрний і вентиляційний штреки пласта c_9 . Виробки перебувають у зоні раніше відпрацьованої лави (розвантажувальна).

Кріплення магістральних виробок здійснюється кільцевим кріпленням зі СПВ-27 із щільністю установки 2-3 рами/пог.м.

Довжини виїмкових стовпів визначається конфігурацією верхньої й нижньої границь шахтного поля, тектонічними порушеннями й границями робочих потужностей пластів. Максимальна довжина склала 1800м.

Пласти відпрацьовуються по стовповій системі розробки без переходу лав у суміжні стовпи. Виїмкові штреки за лавами погашаються а для нових лав проходяться вприсічку до виробленого простору. Керування покрівлею - повне обвалення. Довжина лав 180-200 м.

Очисні вибої обладнані механізованими комплексами МКД-80 і МКД-99. Проходка виробок здійснюється комбайнами 4ПП-2М и ГПКС. Кріплення виїмкових штреків здійснюється металевим арковим податливим кріпленням зі СВП типу КШПУМ.

1.2.6 Підземний транспорт

Для транспортування гірської маси від очисних вибоїв до головного ствола шахти на цей час працює система повної конвеєризації. Використовуються стрічкові конвеєри із шириною стрічки 800мм - типів 1ЛТ80, 1Л80, 2Л80, на виїмкових конвеєрних штреках із шириною стрічки 1000 і 1200мм - типів 1Л100Д, 2Л100В, 2ЛБ120 - на магістральних конвеєрних виробках.

Як допоміжний транспорт для доставки матеріалів і встаткування, перевезення породи й людей прийнята система рейкового транспорту на колію 900 мм. На магістральних горизонтальних виробках працює локомотивний транспорт із використанням акумуляторних електровозів

АМ8Д, вантажних вагонеток ВГ-3,3 і пасажирських вагонів ВПГ-18.

Для виконання транспортних операцій по відкатці породи, доставці встаткування, матеріалів і людей передбачається збереження відкочування акумуляторними електровозами типу АМ8Д на колію 900 мм.

Вагова норма поїзда (без обліку маси вагонетки), визначена розрахунком становить 43 т, що відповідає від 9 до 13 вагонеток у складі.

По виїмковим, бортовому і збірному штрекам для виконання допоміжних операцій проектом передбачається використання канатних підшвенних доріг типу ДКНЛ-1 (які дозволяють обслуговувати виробку до 2 км).

Проектом передбачається використання вагонеток ВГ-3,3 для виконання всіх допоміжних транспортних операцій по магістральним і дільничним виробкам.

1.2.7 Вентиляція шахти. Дезація

Шахта ім. Героїв Космосу віднесена до надкатегорної по метану і небезпечної по вибуховості вугільного пилу. За час її роботи раптових викидів вугілля й газу не спостерігалось.

По даним депресійної зйомки, виконаної 8-м ВГСО м. Павлограда абсолютна метановість шахти становить 40,8 м³/хв, відносна – 24,42 м³/т.

Провітрювання шахти в цей час здійснюється вентиляторною установкою ВРЦД-4,5 (375 об/хв), розташованої у головного ствола.

Регулювання режиму роботи вентилятора здійснюється зміною кута установки лопаток його направляючих апаратів, а реверсування вентиляційного струменя повітря - перемиканням положення ляд у каналах установки.

Схема провітрювання шахти - центральна, спосіб провітрювання - всмоктувальний. Свіже повітря подається по допоміжному стволу і повітряній свердловині, вивід вихідного струменя повітря здійснюється по головному стволу.

Схема провітрювання виїмкових ділянок возвратноточна з видачею вихідного струменя на масив вугілля, по пласту c_{10}^B – возвратноточна з підсвіженням і видачею вихідного струменя на масив вугілля.

Провітрювання гараж-зарядних камер і складу ВМ відособлене.

Існуюча схема провітрювання шахти наступна:

1.2.8 Техніка безпеки і промсанітарія

За даними геологічного звіту, вугільні пласти і породи не небезпечні по раптовим викидам і гірським ударам, що підтверджується звітом експлуатації шахти.

Споруди підйомних, вентиляторних і компресорних установок мають вентиляцію для ліквідації тепла від працюючого встаткування, яке необхідно в літню пору.

Ці споруди оснащені вантажопідйомними засобами для ремонту і огляду вузлів устаткування.

Частини встаткування, які обертаються, обгороджені кожухами й захисними щитами, огороження мають також технологічні прорізи, площадки для обслуговування встаткування й електроустаткування.

Дотримано вимоги протипожежних норм у частині засобів пожежогасіння і виходів зі споруд. У системах автоматизації передбачені необхідні засоби захисту, сигналізації, блокувань і контролю технологічних параметрів при роботі установок.

Розрахунки показують, що очікувані рівні вібрацій (загальний - 99 дб, локальний - 105дб) не перевищують нормативних значень-101 і 112дб відповідно, тобто додаткові заходи не потрібні.

Очікувані рівні шуму в очисних і підготовчих вибоях (92 і 96дб) перевищують нормативні значення (80дб), тому, відповідно до «Інструкції із забезпечення шумової й вібраційної безпеки праці у вугільних шахтах», для всіх працівників, що піддаються впливу виробничого шуму, застосовуються засоби індивідуального захисту типу «Беруши».

При виїмці пластів c_9 , c_{10}^B і c_{11} , у місцях пилоутворення при виїмці вугілля, проходці виробок комбайнами, навантаженню, перевантаженню і розвантаженню гірської маси, залежно від рівня пилоутворення, проектом прийняте виконання на шахті наступних заходів:

- зрошення в місцях інтенсивного пилоутворення;
- установка водяних заслонів;
- індивідуальні засоби захисту від пилу;
- додавання змочувачів до води;
- подача повітря до очисних і підготовчих вибоїв з урахуванням оптимальної швидкості його руху по пиловому фактору.

Для попередження й локалізації вугільного пилу на східних і західному магістральних конвеєрних штреках горизонту 350м передбачається:

- побілка штреку;
- установка сланцевих заслонів;
- збирання, зв'язування пилу, яке відклалося.

Для можливості виконання відповідних заходів проектом передбачається розведення по гірських виробках протипожежно-зрошувального трубопроводу й забезпечення спеціальним устаткуванням і матеріалами для боротьби з пилом.

З метою зниження пилоутворення при веденні очисних робіт передбачається попереднє зволоження вугілля в масиві. Даний захід здійснюється за допомогою нагнітання води в масив вугілля по свердловинам довжиною 70-80м, пробуреним попереду очисного вибою зі збірного і бортового штреків. Діаметр свердловин 45мм. Свердловини буряться паралельно очисному вибою. При підході очисного вибою на величину зони опорного тиску до підключеної до насоса свердловини остання відключається, а до насоса підключається нова свердловина.

Боротьба з пилом в очисних вибоях здійснюється зрошенням при роботі очисного комбайна. Питома витрата води становить 25 л/т.

По змісту кремнезему породний пил є силикозобезпечний. При більших концентраціях вугільний пил може з'явитися причиною захворювання антракозом. У зв'язку із цим для індивідуального захисту органів дихання робітників передбачається використання протипильових респіраторів типу ПРШ742, ефективність яких становить 99 %. Застосування респіраторів дозволяє знизити пилоутворення повітря до норми ПДК.

Температура повітря в шахті не буде перевищувати припустимих ПБ значень, тому заходи щодо її зниження не передбачаються.

1.2.9 Якість вугілля

Вугілля шахти, за даними геологічних звітів, відносяться до марок ДГ і Г. Величина зольності чистих вугільних пачок змінюється від 4 до 18 відсотків, з урахуванням засорення природними прошарками - збільшується до 30%. По середньому вмісту сірки вугільні пласти мало- і середньосіркові від 1,2 до 2 відсотків.

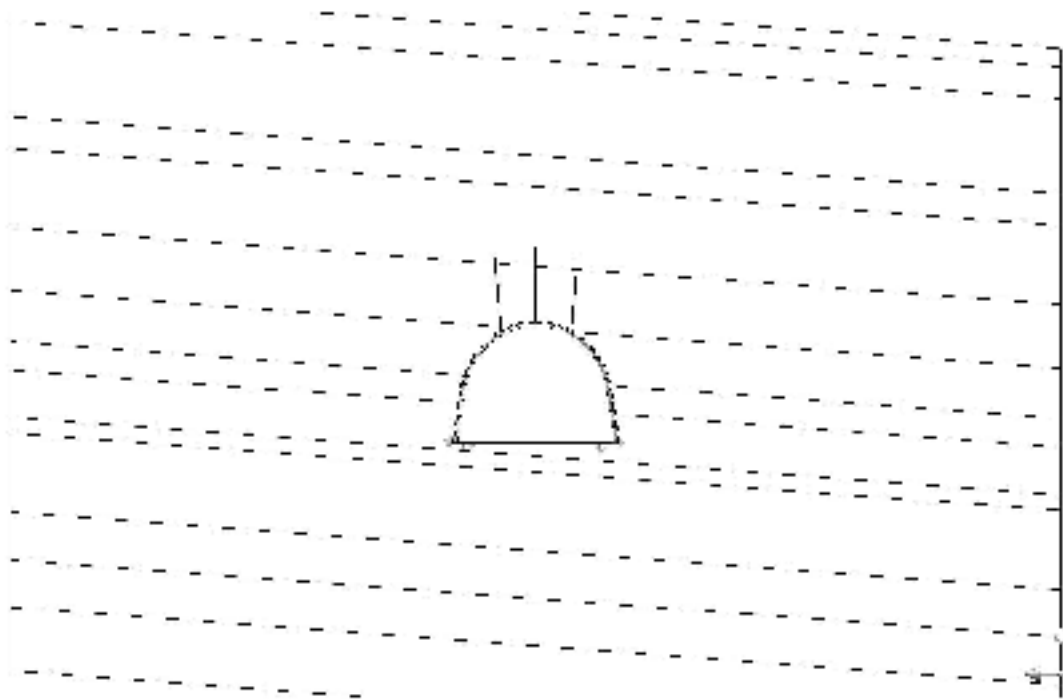
Фактичні показники якості склали: зола - 37,6%, сірка - 0,93%, вологість - 11,1%. Норма якості по золі: середня - 40%, гранична - 52%.

РОЗДІЛ 2
АНАЛІЗ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ
ГЕОМЕХАНІЧНОЇ СИСТЕМИ ВИРОБКИ, ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ
ДВОРІВНЕВОГО АНКЕРНОГО КРІПЛЕННЯ

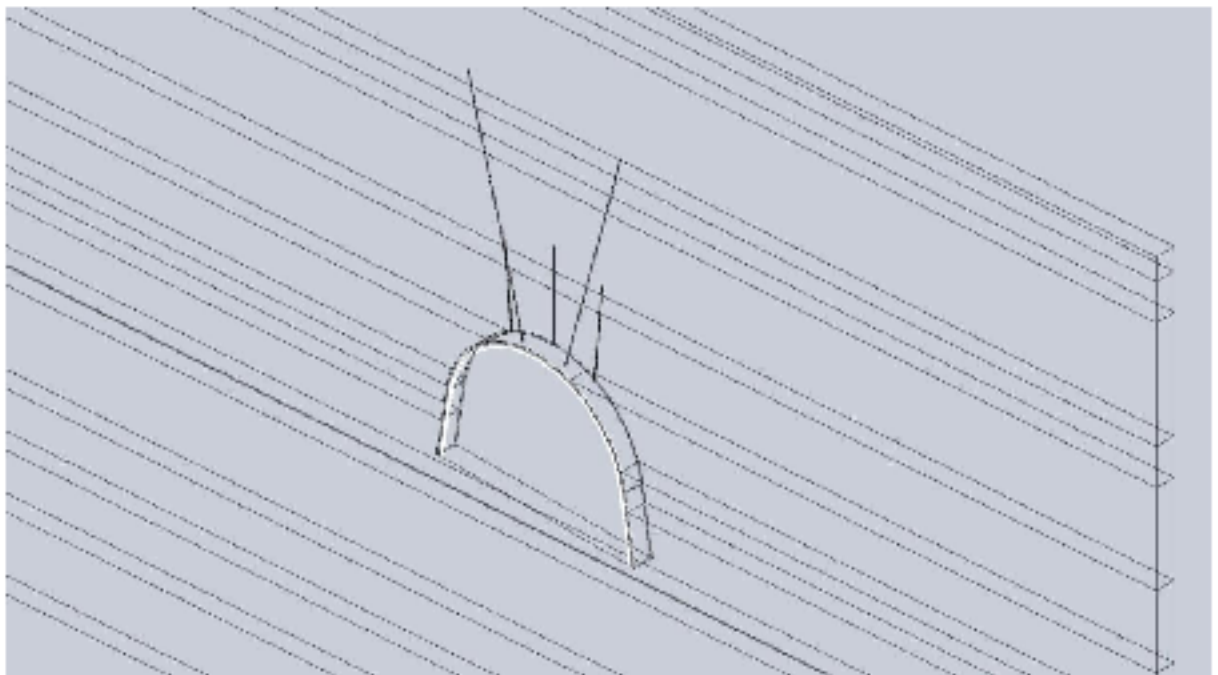
**2.1 Аналіз впливу кута встановлення канатних анкерів на розподіл
напружень навколо виймкової виробки**

Установка канатних анкерів при охороні підготовчих виробок проводилася на шахтах «Ювілейна» і «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». Реалізація дворівневого анкерного кріплення планується на ш. ім. Героїв Космосу. При цьому у всіх трьох випадках гірничо-геологічні умови дозволяють створити усереднену розрахункову модель гірського масиву, характеристики якої дають можливість отримати поля напружень в значній мірі, що відповідають реальним умовам експлуатації рамно-анкерного кріплення [1].

У Західному Донбасі практично повсюдно поширений погоризонтний спосіб підготовки шахтного поля, при якому основними підготовчими виробками є пластові штреки, що перетинають вугільний пласт з малим кутом падіння [21, 22]. З огляду на цю особливість залягання вугільних пластів на розглянутих видобувних ділянках шахти ім. «Героїв Космосу» для розрахункової моделі був обраний кут падіння 4° . Такий кут дозволяє забезпечити облік впливу асиметрії розподілу внутрішніх зусиль в напрямку нашарування і в достатній мірі відповідає реальним умовам експлуатації розглянутих пластових штреків. Дільничні пластові виробки проводяться, крім верхнього, також з нижнім підриванням для поліпшення умов перевантаження вугілля з забійного конвеєра на скребковий перевантажувач конвеєрного штреку. Щоб охопити розташування, щодо вугільного пласта всіх дільничних виробок, побудована більш загальна геомеханічна модель штреку, проведеного з підриванням порід покрівлі і півдошви (рис. 2.1, а).



a)



б)

Рис. 2.1 Загальний вигляд геометричних моделей, які використовуються при виконанні тестового (а) та основних (б) розрахунків з аналізом характеристик канатних анкерів.

Розмір розрахункової моделі склав 3,5 м в ширину, 2,3 м у висоту і 0,4 м у глибину (уздовж осі виробки) в основних розрахунках і 4 м у тестовому. На бічні грані розрахункової області були накладені обмеження у вигляді умов симетрії НДС в суцільному тілі. На верхню і нижню межі моделі була прикладено навантаження в інтервалі від 5 до 10 МПа, що для умов Західного Донбасу відповідає глибині видобутку від 400 до 800 м.

Рамне кріплення КШПУ моделюється реальною геометрією поперечного перерізу СВП з товщиною спецпрофіля 123 мм і шириною 149,5 мм для СВП-27. Спецпрофіль виготовляється зі сталі Ст5 з механічними характеристиками: розрахункова межа плинності $\sigma_T = 270$ МПа, модуль пружності $E = 21 \cdot 10^4$ МПа, коефіцієнт Пуассона $\mu = 0,3$. Для забезпечення зв'язку між анкерами і рамою, а також для запобігання вільних вивалам породи в порожнину виробки, використовується велика-осередкова сталева решітка закладається між породним контуром виробки і рамним кріпленням. Моделювання даного технологічного об'єкта виконано шляхом введення в модель особливого прошарку товщиною 50 мм зі зниженими характеристиками міцності, щодо матеріалу реальної решітки, і малою величиною опору поперечного зусиллю.

Анкера, які моделювалися в тестовому розрахунку, мають довжину 2,4 м і діаметр 22 мм. Бічні анкера (див. рис. 2.1, а), встановлюються на відстані 800мм від середнього з кутом нахилу 3° до вертикалі. Схема установки анкерів взята з паспортів проведення та кріплення штреків шахт «Ювілейна» і «Степова».

При моделюванні канатних анкерів їх довжина склала 6 м, «робочий» діаметр моделі каната склав 26 мм. Крок установки канатних анкерів склав 1м, що не збігається з кроком установки інших елементів кріплення, тому для розрахунку обрано випадок з найменшим взаємним впливом рами, сталеполімерних і канатних анкерів, коли відстань між цими об'єктами склала 200мм по напрямку осі виробки.

Розташування виробки щодо вугільного пласта може виконуватися з нижнім підриванням до 1,0 ... 1,5 м. Тому для даної моделі була обрана величина нижнього підривання 1,1 м з боку повстання пласта. Це дозволяє зберігати адекватність моделі реальним особливостям закладення пластових виробок в межах лінійної похибки до 10% поля НДС системи в районі опор стійок рамного кріплення [2]; в інших областях моделі похибка, яку вносить цим припущенням, істотно нижче.

Механічні характеристики породних шарів детально досліджені в роботах [23, 24], аналіз яких дозволив вибрати (на 82 ... 88%) такі показники шаруватої вуглевмісної товщі порід, які використовуються в обчислювальному експерименті (породні шари нумеруються починаючи з верхнього шару моделі).

Таблиця 2.1

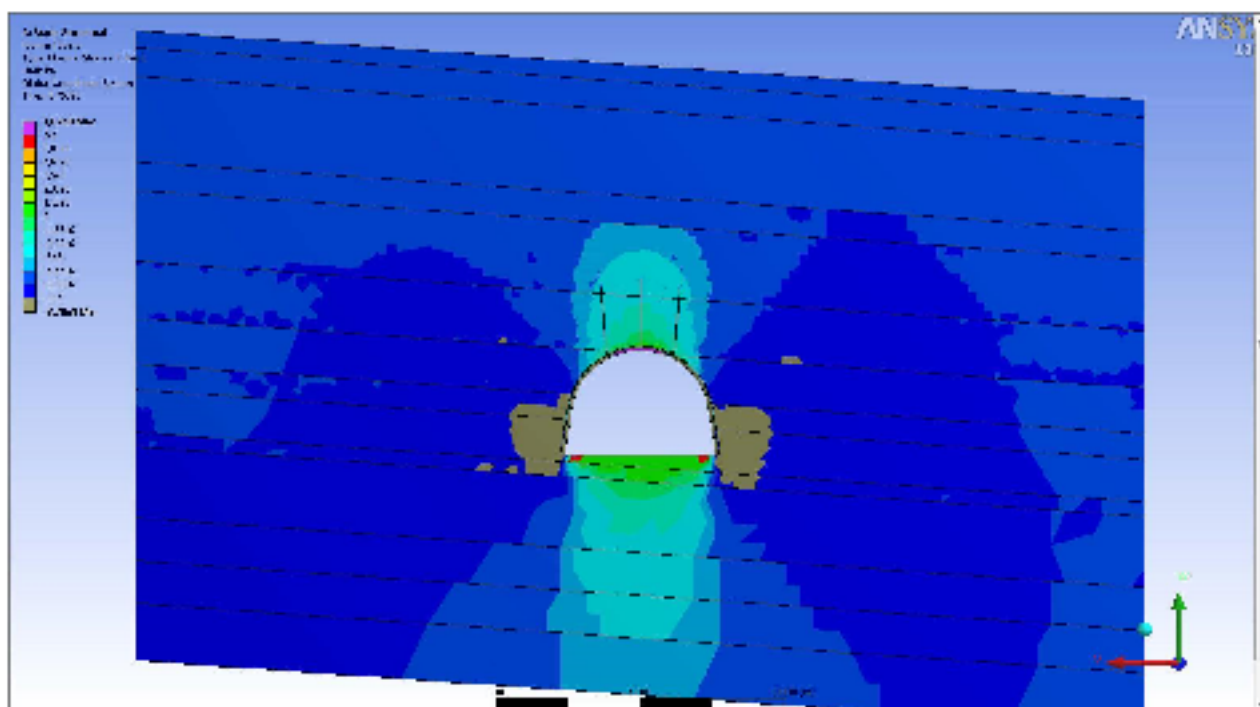
Механічні характеристики породних шарів і вугільного пласта які використовувалися при розрахунку

№ шару	Порода / вугілля	Потужність, м	Деформаційні характеристики породних шарів і вугільного пласта		
			Межа міцності на стиск σ , МПа	Модуль пружності E , 10^4 МПа	Коефіцієнт Пуассона μ
1	Вугілля	0,6	27	0,33	0,28
2	Аргіліт	1	15,5	0,7	0,21
3	Алевроліт	3	20	1,1	0,27
4	Пісковик	1	44,5	2	0,3
5	Аргіліт	2,5	15,5	0,7	0,21
6	Алевроліт	2	20	1,1	0,27
7	Аргіліт	1,6	8,4	0,24	0,29
8	Вугілля	0,9	27	0,33	0,28
9	Аргіліт	1,5	8,4	0,24	0,29
10	Пісковик	0,5	44,5	2	0,3
11	Алевроліт	2,5	20	1,1	0,27
12	Аргіліт	1,5	12	0,3	0,3
13	Алевроліт	1,5	20	1,1	0,27
14	Пісковик	2	44,5	2	0,3

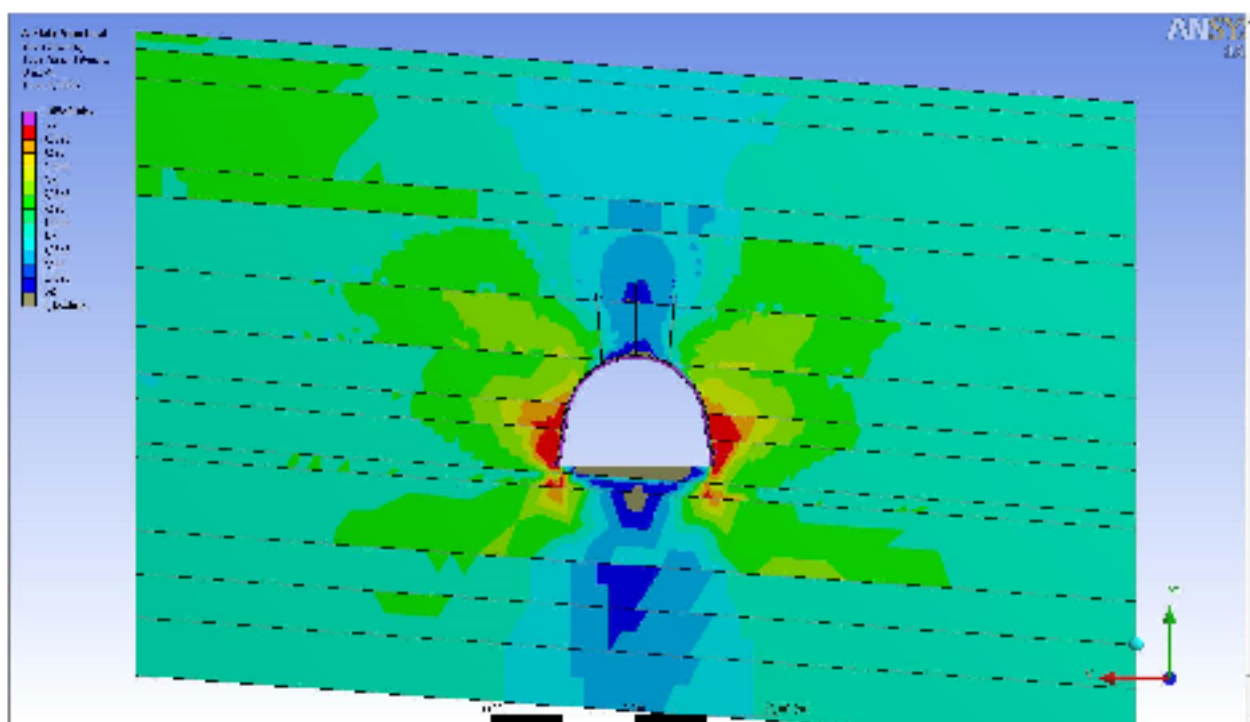
Для визначення характеристик поведінки канатних анкерів цілком достатньо проведення розрахунку в пружно-пластичній постановці з урахуванням факторів розміщення приконтурних порід [3]. Для опису поведінки матеріалів моделі в граничному та позамежному стані використовується білінійний графік зв'язку напруги і деформацій. Обчислювальна похибка, прийнята при проведенні даного обчислювального експерименту, склала 4%, що не може негативно вплинути на якість і абсолютні показники одержуваних значень напружено-деформованого стану даної системи.

В ході проведення обчислювального експерименту було поставлено завдання визначення оптимальних характеристик поведінки канатних анкерів які встановлюються в обраному діапазоні кутів нахилу до вертикальної осі моделі при різних значеннях глибини закладення виробки. Таким чином, для кожної глибини розташування виробки - 400 м, 500 м, 600 м, 700 м і 800 м були проведені розрахунки з кутами установки канатних анкерів - 72° , 75° , 77° , 80° , 83° , 85° і 88° . Загальна кількість основних розрахунків, виконаних в рамках обчислювального експерименту, склала 35 варіантів. Крім того, для визначення величини впливу на НДС розрахункової моделі канатних анкерів був проведений тестовий розрахунок на всіх розглянутих глибинах розташування виробки. За допомогою цього розрахунку, так само визначалися прийнятні, з точки зору механіки деформування твердого тіла, параметри обчислювальної моделі прийнятої за основу при виконанні подальших досліджень.

На основі тестового розрахунку виконано оцінку мінімально достатніх розмірів моделі по вертикальній Y , горизонтальній X і осьовій Z координатах. Аналіз отриманих епюр (рис. 2.2) дозволив зробити висновок, що вплив поперечної симетрії, в даному випадку, не призводить до відчутного спотворення поля напружень.



a)



б)

Рис 2.2 Епюри вертикальних напружень (а) і інтенсивності напружень (б) отримані при вирішенні тестового завдання на глибині $H=600$ м

Оскільки при порівнянні в характерних точках окремих площин поперечного перерізу моделі величини напруги не відрізнялися більш ніж на 0,07 МПа, що становить не більше 11% похибки.

Таким чином, стає можливим проведення розрахунків без врахування великої кількості рам, що дозволяє в значній мірі знизити розмірність завдання.

Критерієм визначення розміру моделі по ширині і висоті була вибрана умова допустимого відхилення величини компонентів напружень на границях моделі від вихідного не гідростатичного стану, яке описується в такий спосіб

$$\sigma_y = \gamma H ; \sigma_x = \lambda \gamma H , \quad (1)$$

де $\lambda = \frac{\mu}{1 - \mu}$; γ - середньозважений об'ємна вага породи.

Таке відхилення має становити не більше ніж на 10%.

Уздовж верхньої і нижньої межі моделі (див. рис. 2.2, а) (глибина розташування осі виробки $H = 600$ м, $\gamma = 75$ кН/м³) встановлюється практично рівномірний (відхилення до 1,2%) розподіл вертикальних компонентів σ_y , відповідне величиною незайманого масиву (7 МПа на верхній границі і 8,5 МПа на нижній), що вказує на достатність вжитих вертикальних розмірів моделі. У боках виробки обурення σ_y загасають на відстані, приблизно, вдвічі меншому розташуванні бічних границь моделі. У покрівлі та підшві утворюються зони розвантаження σ_y , в боках - опорний тиск, що цілком узгоджується з існуючими геомеханічними дослідженнями. Аналіз епюри розподілу наведених напружень показує їх повну стабілізацію на нижній межі моделі, на верхній межі моделі коливання σ відносно невеликі (до 4,7%) і обумовлені впливом кута падіння породних шарів на розподіл зусиль по площинах нашарування. Поблизу штреку спостерігається яскраво виражена область розвантажених порід в покрівлі та підшві, а в боках виробки є концентрація напружень, інтенсифікуються процес здимання

підшви в слабких породах. Ці результати узгоджуються зі сформованими уявленнями про геомеханічні процеси в околиці виробки.

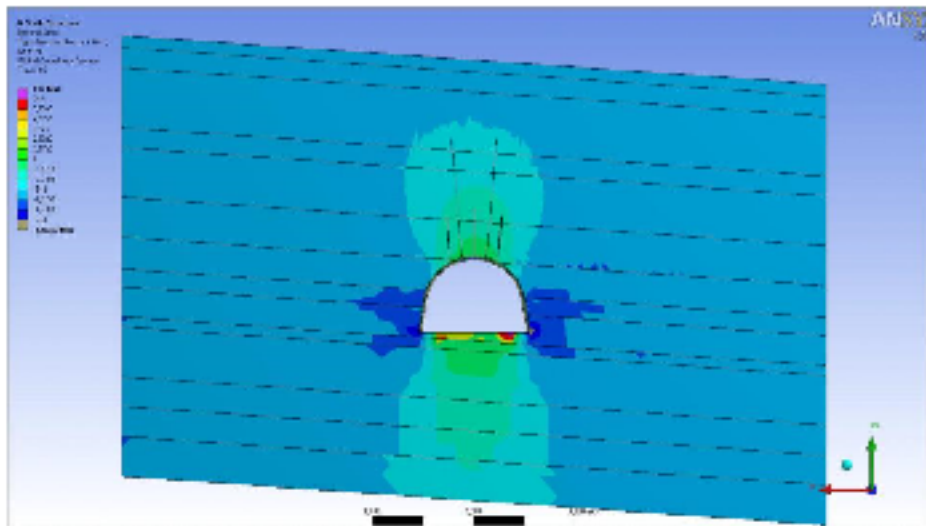
Підсумовуючи даний етап обґрунтування моделі, слід протестувати епюри розподілу компонент напружень рамного кріплення (див. рис. 2, а) на предмет їх якісної відповідності існуючим уявленням і результатами досліджень. Максимуми вертикальних напружень σ_y розташовуються в середній частині верхняка і ближче до опори стійки рами, змінюючи знак по товщині перетину і контуру рами, формуючи момент, який вигинається, деформуючи раму в сторону породного масиву, що узгоджується з існуючими дослідженнями.

Будова вуглевмісної товщі характеризується, крім зазначених параметрів, також силами зчеплення між окремими шарами. Загальновідомо, що зв'язок породних шарів по площинах нашарування відрізняється низькими характеристиками міцності (особливо в слабких породах Західного Донбасу): опір розтягувальних зусиль практично відсутній, а опір зрушенню знижений іноді на порядок більше в порівнянні з породою самого шару .

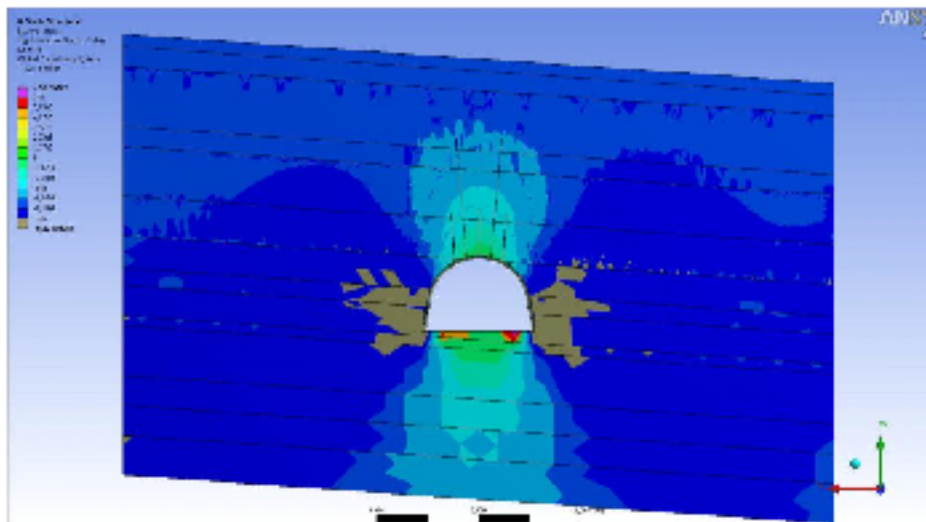
Тому умови сполучення суміжних шарів обґрунтовані на предмет можливості порушення їх контакту в процесі деформування і переміщення (ковзання) один щодо одного по площинах нашарування.

Для оцінки вплив глибини розробки на розподіл напружень в системі «анкера - кріплення - гірський масив» були обрані епюри вертикальних напружень (рис. 2.3). Найбільш наочно вплив канатних анкерів на НДС гірського масиву проявився при куті установки, яка дорівнює 85° .

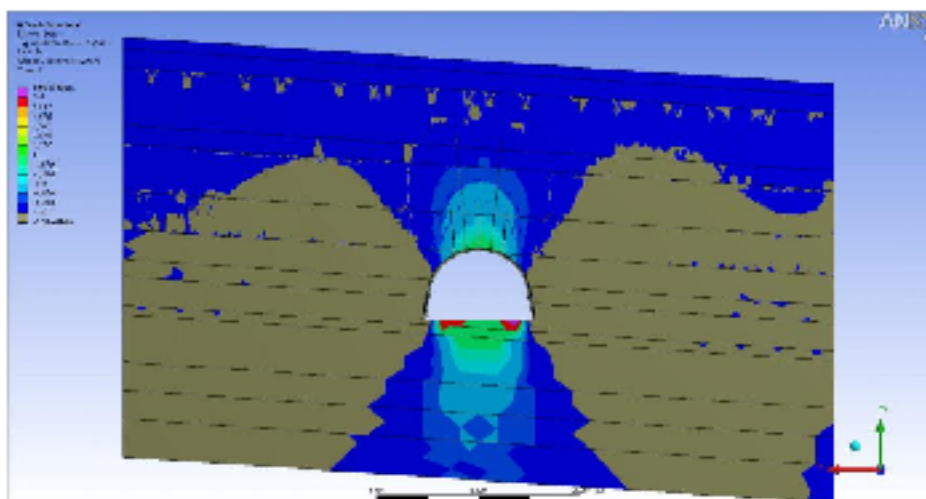
Загальний аналіз наведених епюр і їх порівняння з результатами тестового розрахунку дозволяє зробити висновок що введення в розрахункову схему канатних анкерів призвело до зниження концентрації напружень безпосередньо в покрівлі і підшві виробки.



а)



б)



в)

Рис. 2.3 Епори вертикальних напружень для глибини розташування виробки: а) - $H = 400$ м, б) - $H = 600$ м, в) - $H = 800$ м.

Прослизання породних шарів відносно один одного, після установки канатних анкерів носить більш відчутний характер.

Зниження концентрації напружень в покрівлі і підшві виробки було досягнуто за рахунок збільшення розміру зон розвантаження. При цьому зона розвантаження в покрівлі виробки збільшилася до 36%, а в підшві - до 8%. З ростом глибини, однак, ці показники зменшуються і на глибині $H = 800$ м розміри зон розвантаження в тестовому розрахунку незначно, в межах до 4%, перевищують розміри зон, які одержувані в основних розрахунках.

Прояв ефекту прослизання породних шарів пов'язано з розширенням зони підвищених стискаючих напружень в боках виробки. Крім того, ця зона тепер чітко орієнтується у напрямку нашарування порід і за рахунок цього збільшується в розмірі, щодо тестового розрахунку до 18%. Тепер основним шаром в моделі, яка сприймає підвищений гірничий тиск, є пласт вугілля.

А оскільки його міцність вище бокових порід можна зробити висновок про підвищення стійкості виробки на глибині $H = 400...700$ м до 14%, а при $H = 700...800$ м до 6%.

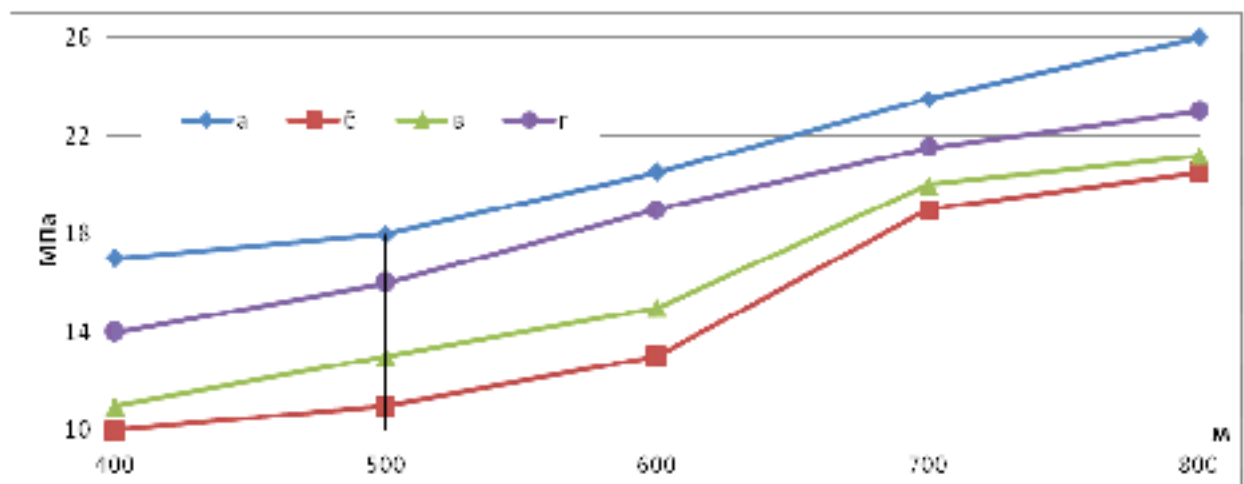
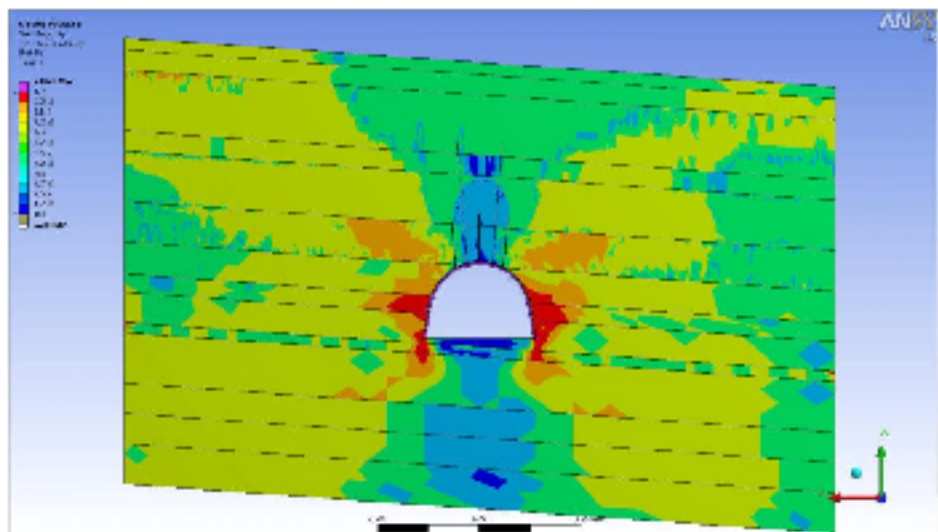


Рис. 2.4 Максимальні вертикальні напруги в моделі гірського масиву при проведенні тестового розрахунку (а) і основних розрахунків для кутів установки канатних анкерів 75° (б), 80° (в) і 85° (г).

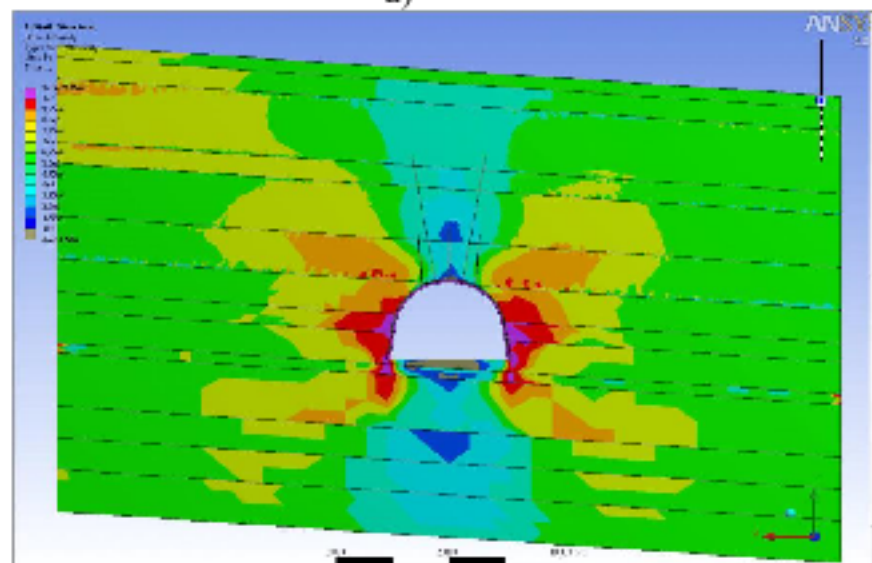
Зростання розтягувальних вертикальних напружень відбувається за законом близькому до лінійного (див. рис. 2.3, верхнє значення). У той час як величини максимальних стискаючих напружень змінюються явно нелінійним чином. Як видно з наведених графіків для всіх варіантів виконаних розрахунків зниження максимальних стискаючих напружень становить від 7% (8 МПа) до 21% (близько 24 МПа). При цьому, на представленому графіку (див. рис. 2.4), легко видно, чим менше кут установки канатного анкера, тим ефективніше він працює на глибинах від 400 до 600 м.

Тому стає необхідним, більш детально, проаналізувати вплив кута установки на ефективність роботи канатних анкерів в розглянутих гірничо-геологічних умовах. Оскільки зміна кута установки анкера має на увазі під собою перерозподіл впливу на його поведінку різних компонент напружень [4], то найкращим, при виконанні аналізу результатів розрахунків, було використано епюри інтенсивності напружень σ (рис. 2.5).

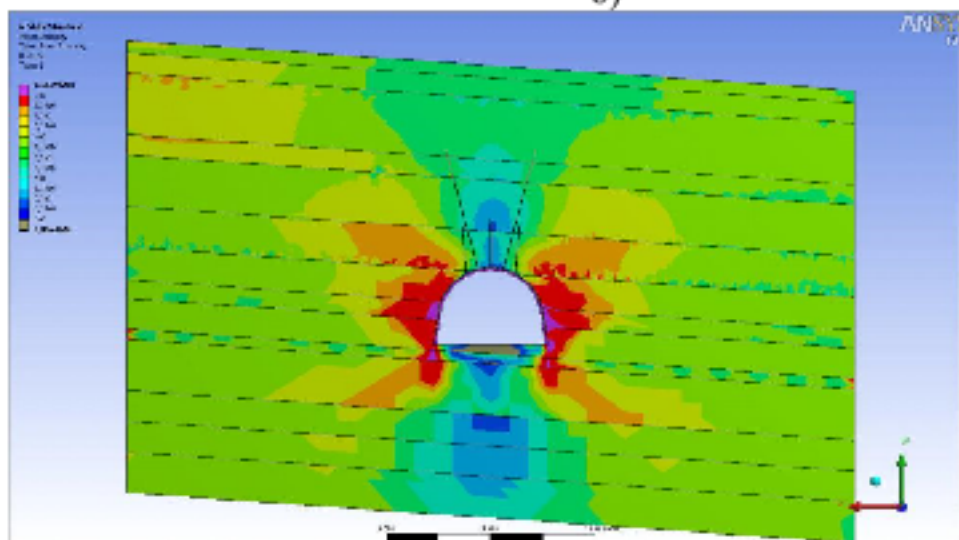
При кутах установки канатних анкерів близьких до вертикалі, від 85° до 88° , картина розподілу інтенсивності має ряд особливостей викликаних в першу чергу особливостями геологічної будови гірського масиву. На рис. 2.5а добре видно, що канатні анкера залишають поза передачею навантаження на метровому шарі пісковика. Тим самим не реалізується схема підвісу безпосередньої покрівлі виробки до основної покрівлі. В результаті виникає підвищена різниця головних напружень в підшві виробки (див. рис. 2.5, а), що може призводити до інтенсивного пучіння порід. При цьому в боках виробки спостерігаються відносно малі зони високої інтенсивності напружень σ . Це створює ілюзію ефективної роботи канатних анкерів. Однак подібний перерозподіл напружень призводить до великого значення максимальної різниці головних напружень в конструкції рамно-анкерного кріплення, тобто при таких гірничо-геологічних умовах великі кути установки канатних анкерів призводять до швидкого зростання напружень кріплення виробки.



а)



б)



в)

Рис. 2.5 Інтенсивність напружень на глибині $H = 800$ м з кутом установки анкерів 85° (а), 80° (б) і 75° (в)

Починаючи з значення кута установки канатних анкерів в 83° , картина така.

Розподіл інтенсивності напружень в гірському масиві різко змінюється. По-перше, легко видно (див. рис. 2.5, б, в), що канатні анкера виконують свою основну задачу по підтримці безпосередній покрівлі виробки - різко зростає інтенсивність напружень в тій частині анкерів, яка проходить через шар пісковика. По-друге, в підшві виробки інтенсивність напружень має мінімально значення, отже, можливість запуску механізму напучення порід ставати мінімальною. По-третє, в боках виробки формуються зони високої інтенсивності напружень, що говорить про виникнення значних зсувних напружень. Це викликано зниженням тиску на границях літологічних різниць і призводить до підвищення бічного тиску на стійки рами, при цьому зменшує значення вертикальної складової гірського тиску.

При кутах установки канатних анкерів від 72° до 83° , спостерігається незначне, близьке до лінійного, зростання інтенсивності напружень в боках виробки. Це зростання супроводжується збільшенням зони розвантаження в безпосередній покрівлі виробки, порівняйте відповідні області епюр напружень на рис. 2.5 в і рис. 2.5 б. Це вказує на підвищення ефективності роботи канатних анкерів зі збільшенням кута установки. Однак, поліпшення цього показника супроводжується зниженням ефективності роботи сталеполімерних анкерів, тобто в системі «рамно-анкерне кріплення - канатні анкера» відбувається зміна складових у вантажо-несущій конструкції і це призводить до зростання напруги в рамі зі зменшенням навантаження на сталеполімерні анкера. Відбувається перекид у розподілі внутрішніх зусиль конструкції кріплення, що може викликати передчасне руйнування одного з її елементів.

Таким чином, слід розглядати найбільш ефективний кут установки канатного анкера виходячи з двох положень: по-перше - вплив кута установки на розподіл напружень в приконтурному гірському масиві; по-друге -

взаємний вплив конструктивних елементів кріплення при різних кутах установки канатних анкерів. Результати аналізу першого положення можна представити у вигляді набору графіків, які наочно демонструють ступінь впливу канатних анкерів на максимальні значення інтенсивності напружень (див. рис. 2.6).

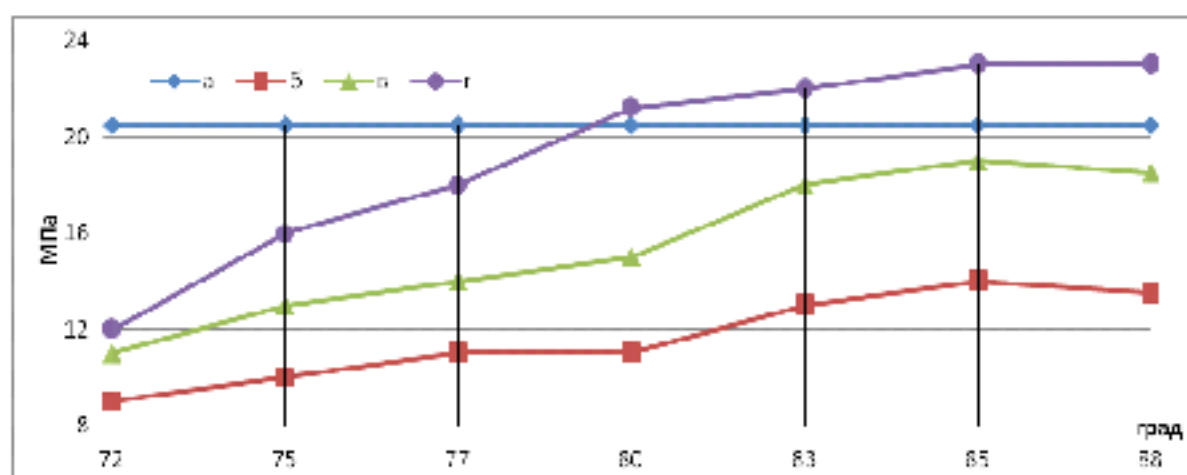
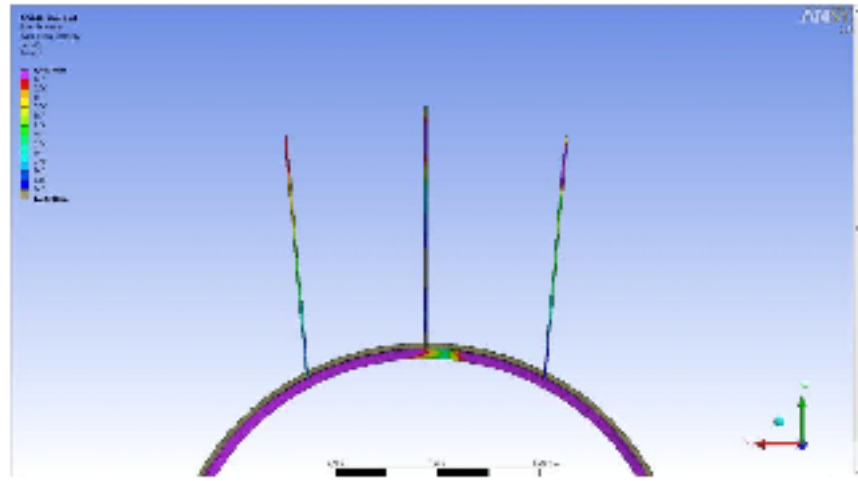


Рис. 2.6 Зміна максимуму інтенсивності напружень в гірському масиві для тестового розрахунку $H = 600$ м (а) і при різних кутах установки анкерів на глибинах: $H = 400$ м (б); $H = 600$ м (в) і $H = 800$ м (г)

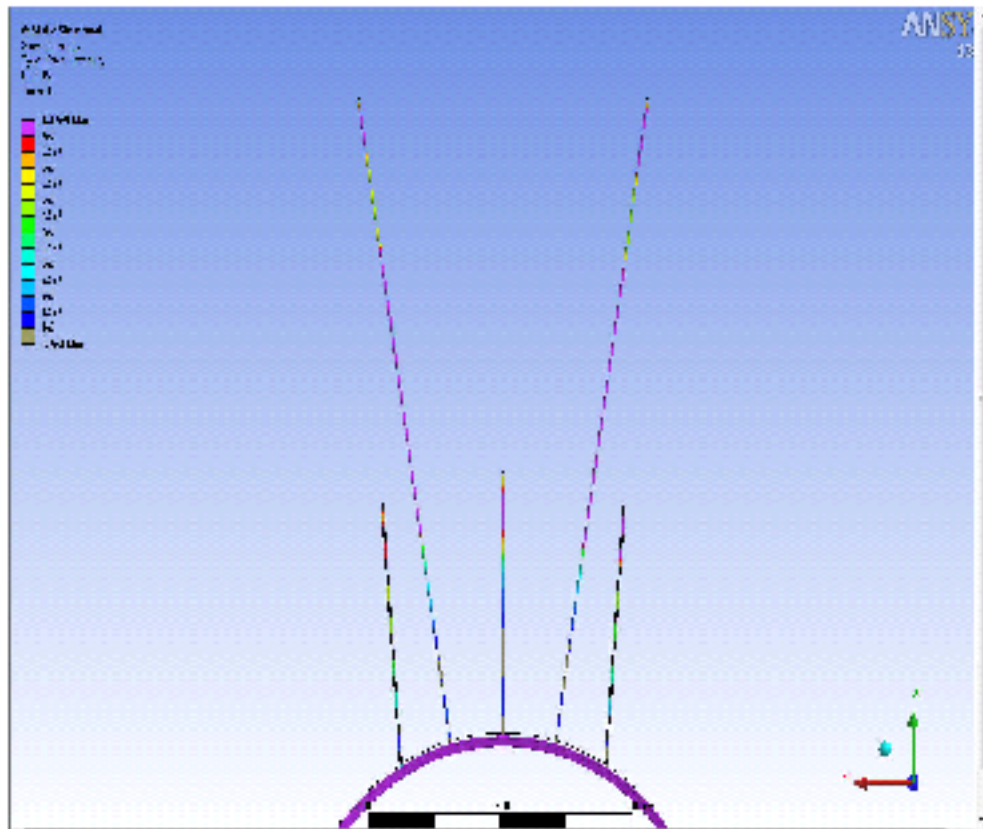
2.2 Визначення взаємного впливу елементів геомеханічної моделі виймкових виробки, яка підтримується системою анкерного і рамного кріплення

Визначення взаємного впливу елементів при використанні комбінованого кріплення вимагає самостійного аналізу взаємодії в двох системах: «канатні анкери - сталі-полімерні анкери» і «канатні анкери - рамне кріплення». Для початку розглянемо взаємодію різних типів анкерів (рис. 2.7).

В якості основи аналізу вибираємо епюри інтенсивності напружень тестового розрахунку (див. рис. 2.7 а) і основний розрахунок з канатними анкерами, встановленими під кутом 80° (див. рис. 2.7 б) на глибині закладення виробки $H = 600$ м. На наданих епюрах (див. рис. 2.7) видно, що вплив канатних анкерів на сталі-полімерні призводить до зниження інтенсивності напружень в тілах останніх.



a)



б)

Рис. 2.7 Інтенсивність напружень σ рамно-анкерного кріплення в тестовому розрахунку (а) і при застосуванні канатних анкерів (б).

У проілюстрованому прикладі розвантаження бічних сталі-полімерних анкерів склало близько 14%, що в абсолютних значеннях дорівнює приблизно 21 МПа. При цьому основна зона зниження інтенсивності напружень розташовується безпосередньо по породному контуру виробки. Це дозволяє зробити висновок про зменшення градієнта напружень в своді виробки, що в свою чергу говорить про зниження ймовірності активного тріщиноутворення в цій області розрахункової моделі. З іншого боку, в наведеному результаті розрахунків зміни НДС в центральному сталі-полімерному анкері, щодо тестового розрахунку, склало близько 4%, що можна порівняти з обчислювальною похибкою.

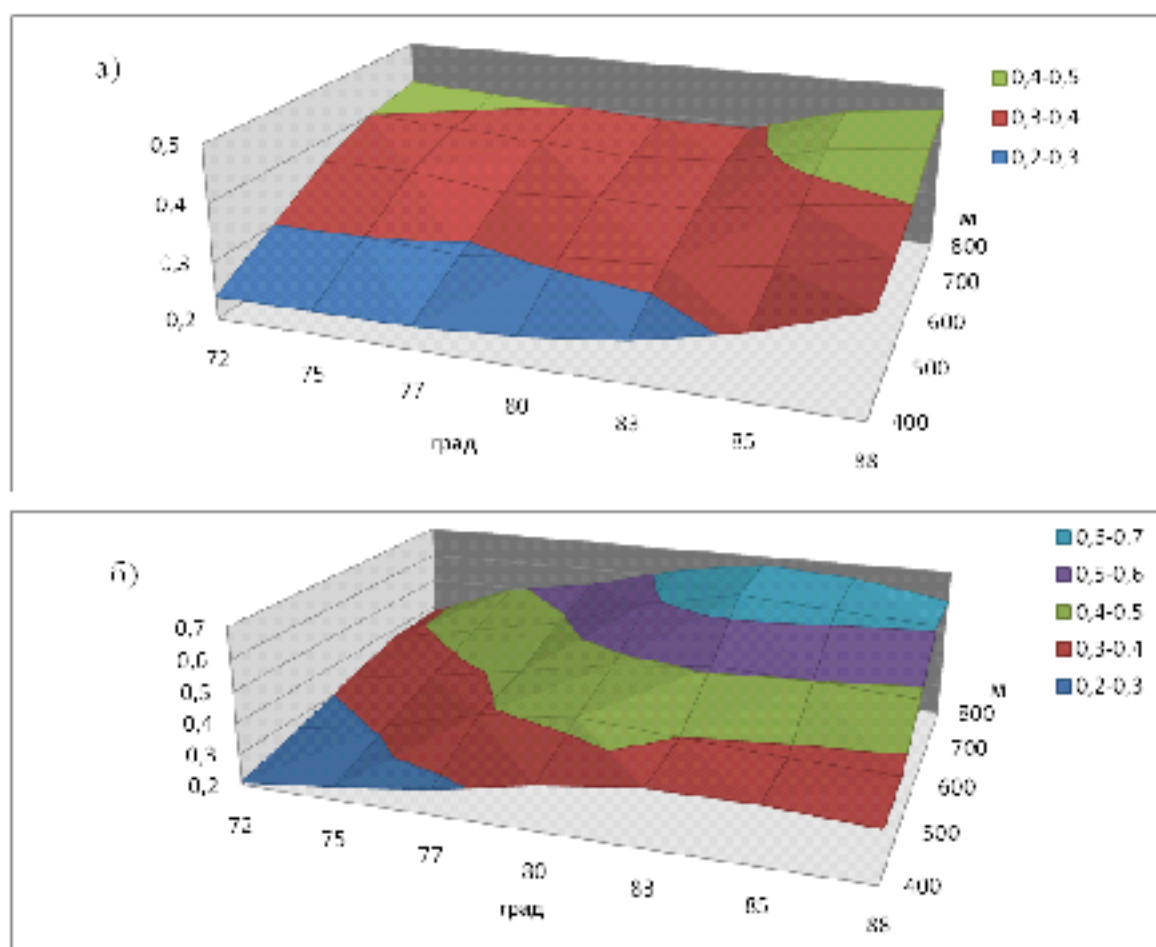


Рис. 2.8 Ступінь впливу кута установки канатних анкерів на розподіл напружень в бічних (а) і центральному (б) сталі-полімерних анкерах з урахуванням глибини проведення виробки

Однак, починаючи з кута установки канатних анкерів в 83° , картина їх взаємодії зі сталі-полімерними анкерами починає змінюватися. Центральний сталі-полімерний анкер розвантажується і в варіанті розрахунку з кутом установки анкерів 88° величина розвантаження досягає максимуму в 12%, що супроводжується зростанням навантаження на бічні анкера на величину в 9% щодо розрахунку для кута установки канатних анкерів в 83° . Залежності зміни стану сталі-полімерних анкерів від глибини проведення виробки і кута нахилу канатних анкерів приведені на рис. 2.8.

Тепер залишилося розглянути особливості взаємодії рами і канатних анкерів виявлені в результаті розрахунків. В ході аналізу епюр вертикальних напружень (рис. 2.9) були виявлені дві особливості зміни розподілу вертикальних напружень рамного кріплення при застосуванні канатних анкерів: по-перше - канатні анкера забезпечують зменшення величини напруги, що розтягують у верхній частині рами до 37%; по-друге - щільність зміни і величина градієнта вертикальних напружень в стійках рамного кріплення знижується відповідно на 22% і 9%. Ці показники однозначно вказують на поліпшення умов експлуатації рамного кріплення при застосуванні канатних анкерів в даних гірничо-геологічних умовах.

На рис. 2.10 представлені графіки максимумів вертикальних переміщень виникають в стійках рамного кріплення при установці канатних анкерів під різними кутами. В цілому, виходячи з представленої картини, слід зробити введення про позитивний вплив канатних анкерів на стійкість і конструктивну міцність рамного кріплення. При цьому слід зауважити, що залежність між кутом установки канатного анкера і величиною максимуму напружень, має яскраво виражений нелінійний характер і зі збільшенням кута ступінь впливу анкерів на НДС в стійках рами падає.

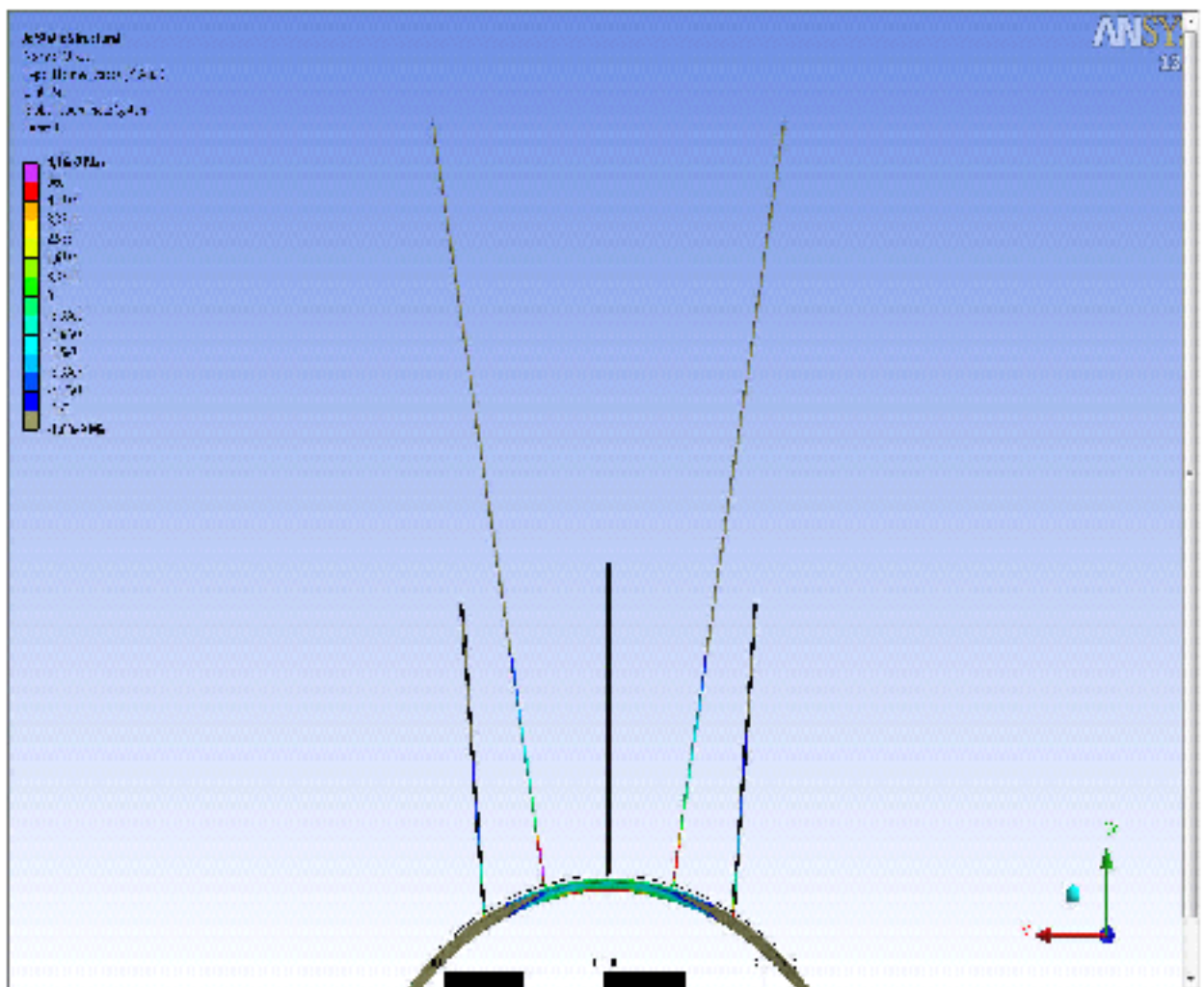
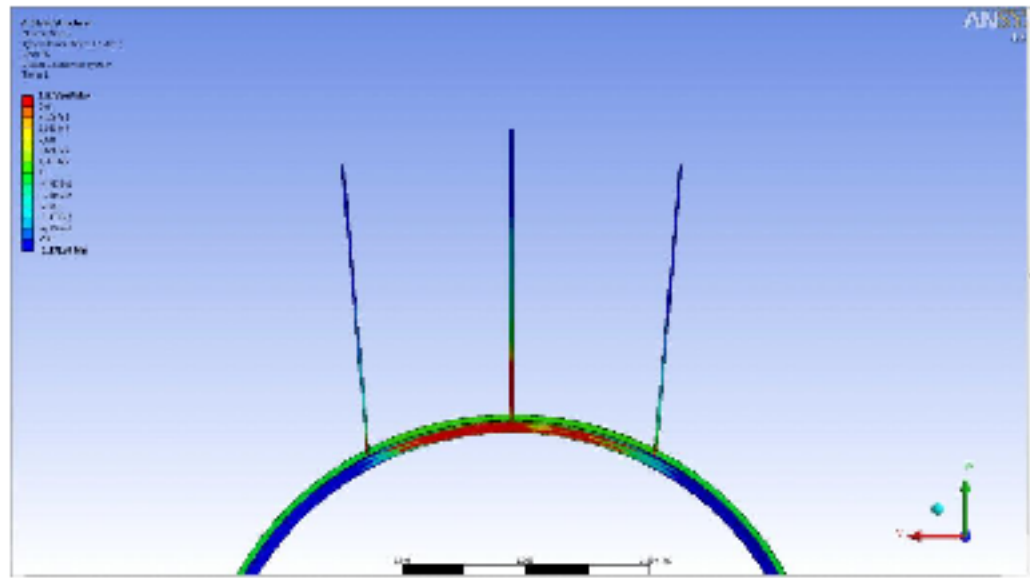


Рис. 2.9 Вертикальні напрути σ_z рамно-анкерного кріплення в тестовому розрахунку (а) і при застосуванні канатних анкерів (б)

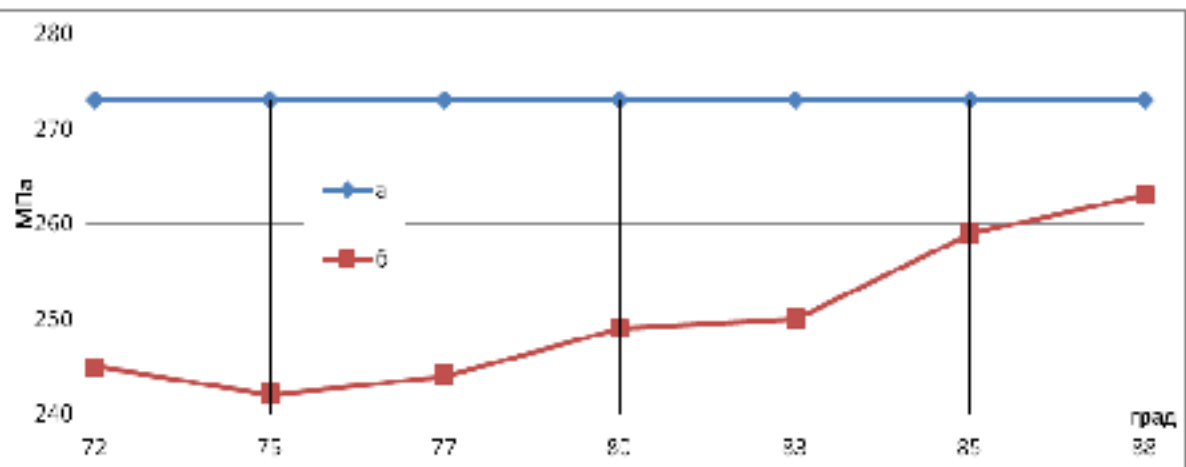


Рис. 2.10 Зміна максимуму вертикальних напружень рамного кріплення в залежності від кута установки канатних анкерів на глибині $H = 600$ м (б) в порівнянні з показником тестового розрахунку (а)

Таким чином, в ході комплексного аналізу, були розглянуті всі особливості впливу глибини розташування виробки і умов установки канатних анкерів на формування напружено-деформованого стану системи «анкера - кріплення - гірський масив». Даний аналіз дозволив отримати ряд нелінійних залежностей, які характеризують особливості застосування канатних анкерів на шахті ім. Героїв Космосу. ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

На основі всього вище викладеного можна зробити наступні висновки:

- ✓ по-перше - з ростом глибини розробки вплив установки канатних анкерів на НДС приконтурних гірських порід знижується, починаючи з 700 м;
- ✓ по-друге - ефективність застосування канатних анкерів знижується, починаючи з кута їх установки у 77° , а при кутах установки близьких до вертикалі починає незначно знижуватися;
- ✓ по-третє - при установці канатних анкерів спостерігається перерозподіл напружень в рамі і зниження їх абсолютних значень на величину до 12 МПа;
- ✓ по-четверте - вплив канатних анкерів на сталі-полімерні, при кутах установки близьких до вертикалі, не перевищує 2%, що порівняно з математичною точністю виконуваних розрахунків;
- ✓ по-п'яте - характеристики установки канатних анкерів мають нелінійний характер і мають екстремуми функцій в досліджуваних діапазонах значень.

2.3 Економічні розрахунки прийнятих рішень

Через відсутність фактичних даних всі розрахунки були проведені в умовних одиницях (ум.од.). Було підраховано собівартість проведення виробки заново та її охорони з використанням дворівневого анкерного кріплення.

Собівартість містить у собі наступні елементи витрат:

1. Заробітна плата (основна й додаткова).
2. Нарахування на заробітну плату.
3. Допоміжні матеріали.
4. Електроенергія.
5. Амортизаційні відрахування

Розрахунок заробітної плати наведений у таблиці 2.2.

Розрахунки наведені в умовних одиницях, через відсутність фактичних фінансових даних.

Витрати по допоміжних матеріалах зводимо в таблицю 2.3.

Таблиця 2.3

Загальні витрати на допоміжні матеріали по варіантах

Вид матеріалу	Од. вим.	Витрата на 1 п м	Витрата за місяць	Ціна одиниці, ум.од	Обсяг робіт в місяць м	Витрати по матеріалам, ум.од
Охорона виробки						
Лісоматеріали	м ³	0,11	9,02	300	82	2706
Мастильні матеріали	кг	0,51	41,82	5,4		225,828
Разом						2931,83
Матеріали разового використання 1,5 %						43,98
Матеріали тривалого використання 5 %						146,59
Невраховані матеріали 2,5 %						73,30
Усього витрат						3195,7
Проведення виробки						
Кріплення	кіл	2	330	550	165	181500
Затяжка ж/б	м ³	0,31	51,15	300		15345
Мастильні матеріали	кг	0,51	84,15	5,4		454,41
Зубки	шт	1,5	247,5	12,1		2994,75
Разом						200294,2
Матеріали разового використання 1,5 %						3004,41
Матеріали тривалого використання 5 %						10014,71
Невраховані матеріали 2,5 %						5007,36
Усього витрат						218320,7

Витрати на електроенергію яке потребує обладнання зводимо у таблицю 2.4.

План по труду и заработной плате.

Место и наименование работ	Объем работ				Численность работников				Мес.-н. фонд заработной платы, тыс. руб.	Рыночная ставка, тыс. руб.	Бремя работы, занят. бригадой	Трудозат.		Др. материалы	Прочие расходы, тыс. руб.	Сумма фонда, тыс. руб.	Сумма фонда, тыс. руб.			
	Длина работ	Мощность	Суммарный	Дл. в. в. в. в.	Эксп. в. в. в. в.							Проектно-измерит.	в нов. трасс.					в. в. в. в.	в. в. в. в.	
					1	2	3	4												5
Проектный вариант																				
Подарок лопат	м	82	2,7	-	0,9	0,9	0,9	3,85	3	1	1	1	1	5	0,97	0,229	0,596	0,321	2,363	5,647
Доделывае ступень	мл	596	19,5	-	6,2	6,2	6,2	20,24	5	1	1	1	1	5	6,88	0,264	0,531	0,267	1,840	5,928
Высвечивае ступень	м ²	620,0	21,00	-	7,0	7,0	7,0	9,01	3	1	1	1	1	5	6,88	0,264	0,531	0,286	1,840	5,925
Установка стенов	м			1					1	1				1	0,183	0,246	0,179	0,064	0,473	1,150
Итого				1					1	1				1	0,184	0,241	0,166	0,057	0,368	1,186
Фактический вариант																				
Проведение работ	7	150	5,2	-	1,83	1,83	1,83	5,62	18	5	6	6	6	32	7,047	1,287	3,166	2,762	17,882	57,619
Реализация	МТМ								2	2				4	0,711	0,133	0,377	0,257	1,551	5,110
	МТМ								7	7				13	2,126	0,532	1,380	0,794	4,784	15,414
	С								3	3				5	0,818	0,203	0,531	0,266	1,840	5,928
	ПЦ								1	1				2	0,281	0,071	0,185	0,095	0,539	2,060
Руководство	Политический														0,304	0,076	0,198	0,106	0,684	2,205
	Экспертная														0,270	0,068	0,175	0,095	0,598	1,860
	Политический														0,598	0,125	0,324	0,171	1,121	3,613
	Менеджерский														0,245	0,062	0,162	0,087	0,561	1,807
Итого														1,805	0,486	1,291	0,695	4,467	14,394	
110,819																				

Таблиця 2.4

Розрахунок амортизаційних відрахувань

Найменування машин і устаткування	Кількість одиниць у роботі	Кількість одиниць у наявності	Ціна одиниці, ум.од.	Коефіцієнт резерву	Повна вартість устаткування, ум.од.	Річна норма амортизації	Сума амортизації, ум.од.		
							За рік	За місяць	
Охорона виробки									
МПН	1	1	220300	1,54	339262	24%	81422,9	6785,2	
СР-70	1	1	45200	1,45	65540		15729,6	1310,8	
РАЗОМ					404802		97152,5	8096,0	
Комплектувальне устаткування 30%								2428,8	
Разом								10524,9	
Запчастини 2%								210,5	
Разом								10735,3	
Транспортні витрати 8%								858,8	
Складські витрати 1,2%								128,8	
Монтаж 6%								644,1	
Усього								12367,1	
Проведення виробки									
ГПКС	1	1,54	110800	1,54	170632	24%	40951,7	3412,6	
ДКН-3	1	1,45	31500	1,45	45675		10962,0	913,5	
ЛШВ	1	1,45	1160	1,45	168200		40368,0	3364,0	
ВМ-6М	1	2	4167	2	8334		2000,2	166,7	
РАЗОМ					39284,1		94281,8	7856,8	
Комплектувальне устаткування 30%				30%	11785,2			2357,0	
Разом					51069,3			10213,9	
Запчастини 2%				2%	1021,4			204,3	
Разом					52090,7			10418,1	
Транспортні витрати 8%				8%	4167,3			833,5	
Складські витрати 1,2%				1,2%	625,1			125,0	
Монтаж 6%				6%	3125,4			625,1	
Усього					60008,5			12001,7	

Собівартість підтримки або проведення виробки по ділянці розраховуємо на підставі певних раніше витрат по заробітній платі, матеріалам, електроенергії, амортизаційним відрахуванням. Результати розрахунків зводимо в таблицю 2.5.

Таблиця 2.5

Калькуляція і структура дільничної собівартості
підтримки (проведення) 1 п.м. виробки

Елемент собівартості	Підтримка			Проведення		
	Витрати на місяць, ум.од	Витрати на 1 м, ум.од	Структура, %	Витрати на весь видобуток, ум.од	Витрати на 1м, ум.од	Структура, %
Основна заробітна плата	21018	256,32	29,32	110319	668,60	22,21
Додаткова заробітна плата	2102	25,63	2,93	11032	66,86	2,22
Усього заробітна плата	23120	281,95	32,25	121351	735,46	24,43
Нарахування на заробітну плату	3005,6	36,65	4,19	15775,6	95,61	3,18
Матеріали	3195,7	38,97	4,46	218321	1323,16	43,96
Електроенергія	6870,53	83,79	9,59	7880,2	47,76	1,59
Амортизаційні відрахування	12367,1	150,82	17,25	12001,7	72,74	2,42
РАЗОМ	71678,93	874,13	100,00	496680,5	3010,18	100,00

Таким чином з таблиці видно, що собівартість 1м підтримки виробки становить **874,13 ум. од.**, а проведення виробки заново **3010,18 ум. од.**

РОЗДІЛ 3 ОХОРОНА ПРАЦІ

3.1 Аналіз потенційно небезпечних і шкідливих виробничих факторів при проведенні гірничих виробок

Шкідливі та отрутні гази

В атмосферу гірських виробок шкідливі гази надходять, в основному, з порід, що вміщують пласт.

По даних відборах проб концентрація шкідливих і отрутних газів не перевищує гранично допустимої норми концентрації (ПДК) і становить:

- оксид вуглецю - 0,0011;
- оксид азоту - 0,00019;
- диоксид азоту - 0,0004;
- сірководень - 0,00046;
- сірчистий газ - 0,00027.

Так само, крім цього, з порід, що вміщують вугільний пласт виділяється метан. Концентрація метану на робочих місцях, за даними служби АГК, не перевищує ПДК і становить 0,1 - 0,5%.

Численні виміри, зроблені Тернівською міською санітарно-епідеміологічною службою, показали рівень ЕРОА радону-222 у виробках пласта С₆ не перевищує 20 Вк.м³, при допустимих 50 Вк.м³. У зв'язку із цим спеціальні заходи щодо захисту від шкідливого впливу радону не передбачаються.

У випадку виникнення пожежі, для захисту органів дихання від впливу шкідливих газів і диму, використовуються ізолюючі саморятувальники ШСС-1У.

Затисненість повітря

Даний фактор присутній як в очисних виробках, так і підготовчих вибоях. Зміст вільного двоокису кремня перевищує 10 мг/м³.

Основними джерелами пилоутворення в підготовчому вибої є

прохідницький комбайн, а також навантаження й перевантаження гірської маси.

При роботі прохідницького комбайна у вибої максимальний технічно досяжний рівень запиленості складе:

- для МГВМ на робочому місці і прохідників працюючим у вибої в межах 130-150 мг/м³, тривалість впливу становить 50-55% робочого часу за зміну;

- для електрослюсарів у межах 100-120 мг/м³, тривалість впливу становить до 5-10% робочого часу в зміну;

- для нагляду дільниці (начальник дільниці, зам. начальника дільниці, механік дільниці) у межах 10-20 мг/м³, тривалість впливу становить 30-40% робочого часу за зміну;

- для гірничого майстра 100-120 мг/м³, тривалість впливу становить 5-10% робочого часу за зміну;

При роботі гірничошахтного устаткування технічно досяжний рівень запиленості не перевищує 150 мг/м³.

3.2 Знепилення при проведенні гірничих виробок

Питоме знепилення при роботі комбайна q (г/т) без засобів знепилення при проведенні підготовчої виробки:

$$q_n = q_{от} \cdot V \cdot K_k, \text{ г/т};$$

де q_n — питоме знепилення шахтопласта, що характеризує сумарний вміст у зруйнованому куті часток розміром 0,70 мм, здатних переходити у зважений стан для умов виїмки вугілля з барабанним виконавчим органом, постійним режимом руйнування вугілля при будь-яких гірничотехнічних умовах і швидкості руху повітряного струменя 1 м/с;

V – швидкість руху повітря, м/с;

K_k – коефіцієнт, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на утворення й виділення пилу.

$$q_n = 30 \cdot 0,5 \cdot 0,33 = 5 \text{ г/т};$$

Для боротьби з пилом у підготовчий виробці приймаємо типове зрошення із зовнішнім розташуванням зрошувачів.

Залишкову запиленість повітря в підготовчий виробці при роботі прохідницького комбайна з відкритим виконавчим органом при відстані між вентиляційним трубопроводом і вибоєм, рівним 8 м, розраховуємо по формулі:

$$C_n = \frac{1000q_{n,в}P_nK_vK_c}{Q_n}, \text{ мг/м}^3;$$

де P_n – продуктивність комбайна по гірській масі, т/хв;

k_v — коефіцієнт, що враховує вплив швидкості руху вентиляційного струменя в підготовчому вибої на запиленість повітря;

k_c — коефіцієнт, що враховує ефективність комплексу заходів, що забезпечують, у підготовчому вибої:

$$k_c = (1 - \varepsilon_1) \cdot \dots \cdot (1 - \varepsilon_n) = 1 - 0,8 = 0,2$$

де $\varepsilon_1 \dots \varepsilon_n$ — ефективність окремих заходів, частка од.

Q_n – кількість повітря необхідне для провітрювання підготовчого виробітку, м³/хв. Визначено в підрозділі вентиляція як кількість повітря, необхідне для провітрювання привибійного простору.

$$C_n = \frac{1000 \cdot 5 \cdot 1,9 \cdot 1 \cdot 0,2}{2,6 \cdot 60} = 12,7 \text{ мг/м}^3;$$

Залишкова запиленість повітря при знепилюванні перевищує санітарні норми, тому необхідно передбачити забезпечення гірників протипиловими респіраторами ПРШ-741, які мають наступну характеристику:

- вага 200 г;
- строк захисної дії 22 години, при запиленості повітря 300 мг/м³;
- ефективність фільтрування 99,99%.

Знепилення при роботі прохідницьких комбайнів.

Для боротьби з пилом застосовують високонапірне зрошення з тиском рідини не менш 1,2 Мпа і подачею води в зону різання.

Розроблена схема розташування встаткування для знесилення показана на рис. 3.1.

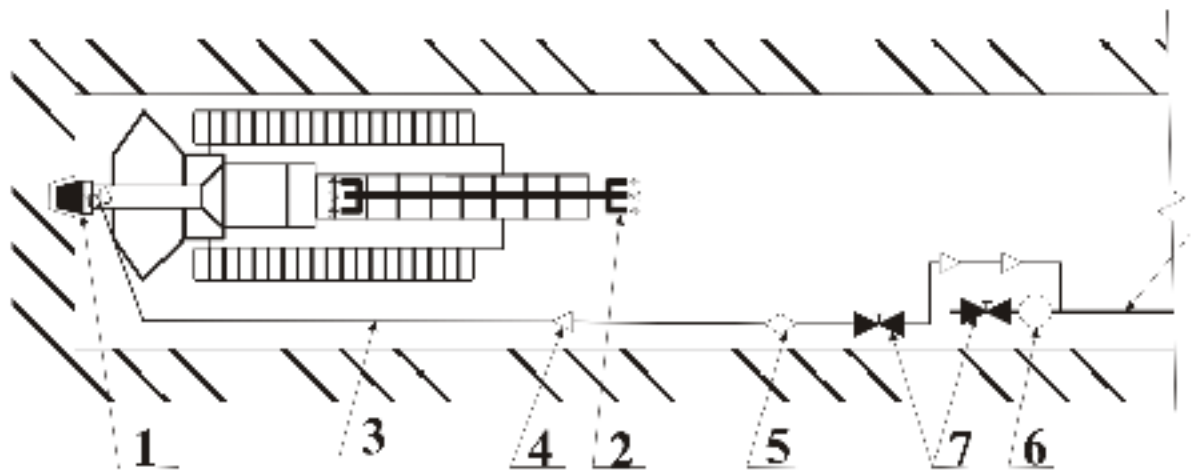


Рис. 3.1 - Схема розташування встаткування для пилоподавлення
 1- форсунка зовнішнього зрошення; 2 - зрошувальний пристрій; 3 - рукав напірний; 4 - перехідна муфта; 5 - дозатор; 6 - манометр; 7 - вентиль.

Добова витрата води на зрошення:

$$Q_{\text{зм}} = 10^{-3} \cdot k \cdot \sum V \cdot q = 10^{-3} \cdot 1,1 \cdot (10,4 \cdot 125 \cdot 2,0 / 30) \cdot 40 = 3,81 (\text{м}^3 / \text{сут})$$

де k - коефіцієнт на невраховані витрати води і витоку;

V - добовий обсяг робіт по окремих виробничих процесах, т/доб;

q - питома витрата води по окремих виробничих процесах, л/т.

Необхідне число форсунок для зрошення:

$$n = \frac{Q_{\text{зм}}}{3,13 \cdot a \cdot \sqrt{p}} = \frac{3,81}{3,13 \cdot 1,6 \cdot \sqrt{2}} = 0,54 (\text{шт})$$

де Q - витрата води на зрошення, л/хв;
а - коефіцієнт витрати води форсункою;
р - тиск води у форсунці, Мпа.

На комбайні ГПКС установлюємо 1 форсунку типу КФ 1, 6-75 з витратою води 7,01 м³/доб.

3.3 Пиловий та вибуховий захист при проведенні виробки

Визначення періодичності обмивки виробки на різних ділянках.

Періодичність нанесення обмивки на ділянці проведеного штреку, що примикає до вибою довжиною 50 м (місця інтенсивного пилоутворення) визначається по ПБ і становлять 1 раз у добу.

Визначимо періодичність обмивки на ділянці проведеного штреку, що залишилася,

$$T_n = \frac{K_n \cdot K_{CH_4} \cdot \delta_{овт}}{P} = \frac{1 \cdot 0,5 \cdot 35}{1,2} = 14,6(\text{сут})$$

де K_n — коефіцієнт, що характеризує тривалість захисної дії способу попередження вибуху вугільного пилу. При обмивці $K_n=1$;

K_{CH_4} — коефіцієнт, що враховує вплив вмісту метану в атмосфері виробки. При вмісті CH_4 1,0% – $K_{CH_4}=0,5$;

P — інтенсивність пиловідкладення, г/(м³·доб). У тупикових підготовчих виробках поза привибійного простору $P=1,2$.

Розрахунок розосередженого водяного заслону з посудин типу ПБС-1.

Необхідна витрата води на розосереджений водяний заслін визначається по формулі:

$$Q_p = 1,1 \cdot q \cdot S, л$$

де 1,1 - коефіцієнт який враховує відхилення тактичного наповнення посудин від розрахункового;

q - питома витрата води на 1м² перетину виробки, приймаємо 400л по ПБ:

$$Q_p = 1.1 \cdot 400 \cdot 10,4 = 4576(\text{л})$$

Кількість посудин необхідне для установки розраховується по формулі:

$$N = \frac{Q_p}{q_{oc}} = \frac{4576}{12} = 382$$

де q_{oc} - ємність однієї посудини, л;

Кількість рядів з посудинами в заслоні:

$$m = \frac{N}{n} = \frac{382}{6} = 64$$

де n - кількість водяних посудин у ряді.

Необхідна кількість води в заслоні:

$$Q = m \cdot n \cdot q_{oc} = 64 \cdot 6 \cdot 12 = 4608(\text{л})$$

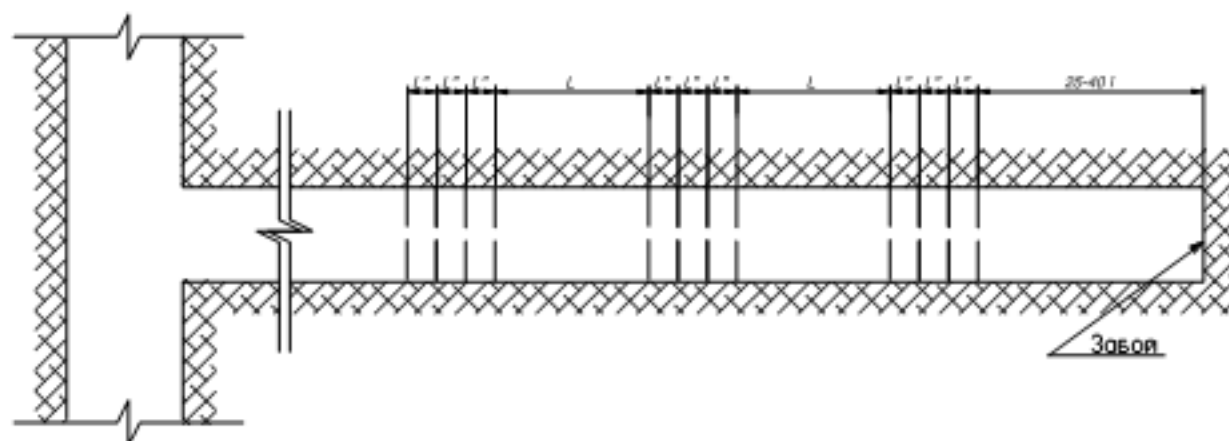


Рис. 3.2 - Схема установки розосередженого водяного заслону при проведенні підготовчих виробок

У суміжних рядах посудини повинні розташовуватися, перекриваючи один одного.

Згідно «Інструкції з попередження й локалізації вибухів вугільного пилу» параграфи 37, 38 і застосовуваних посудин ємністю 12л розрахуємо параметри заслону:

$$L = \frac{Q}{2.5 \cdot S} = \frac{144}{2.5 \cdot 10,4} = 5,54(\text{м})$$

де Q - загальна ємність посудин на двох суміжних рамах.

Умова $L > 5$ м виконується.

$$L = \frac{Q}{0,75 \cdot S} = \frac{144}{0,75 \cdot 10,4} = 18,46 = 18,5(\text{м})$$

Розміщення заслону з посудин ПБС-1 у виробках, закріплених арковим кріпленням показано на рисунку 3.3

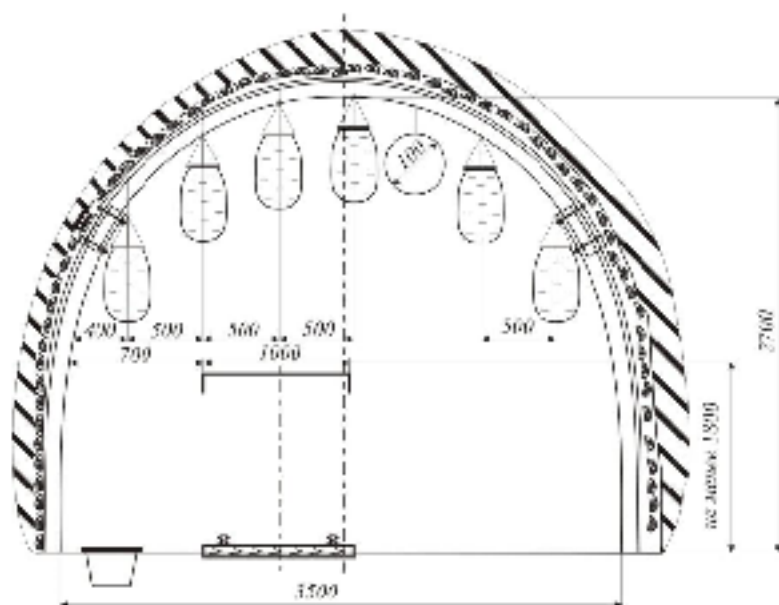


Рис. 3.3 — Схема установки водяного заслону з посудин ПБС-1

ВИСНОВОК

В рамках магістерської роботи, вирішена науково-практична задача по визначенню оптимальних параметрів дворівневого анкерного кріплення виїмкових виробок для повторного їх використання.

Основні результати роботи полягають в наступному:

1. З ростом глибини розробки вплив установки канатних анкерів на НДС приконтурних гірських порід знижується, починаючи з 700 м;
2. Ефективність застосування канатних анкерів знижується, починаючи з кута їх установки у 77° ;
3. При установці канатних анкерів спостерігається перерозподіл напружень в рамі і зниження їх абсолютних значень на величину до 12 МПа;
4. Параметри кріплення виробки: відстань між рамами – 1,0 м; кількість анкерів – канатних 2, металевих – 3; відстань між анкерами 400 мм; кут нахилу анкерів від вертикальної вісі: канатних – 75° ; металевих (бокових) – 3° ; діаметр анкерів: канатних – 26 мм, металевих – 22 мм; довжина анкерів: канатних – 6 м, металевих – 2,4 м.
5. Собівартість 1м підтримки виробки з використанням дворівневого рамно-анкерного кріплення становить **874,13 ум. од.**, а проведення виробки заново **3010,18 ум. од.**

Кваліфікаційна робота виконана відповідно до програми й методичних рекомендацій кафедри гірничої інженерії та освіти [34].

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Методи і засоби вирішення завдань гірничої геомеханіки / Г.Н. Кузнецов, К.А. Ардашев, Н.А. Філатов та ін. - М.: Недра, 1987. - 248 с.
2. Каліткін М.М. Чисельні методи. - М.: Наука, 1978. 197 с.
3. Баклашов І.В., Картозія Б.А. Механіка підземних споруд і конструкцій кріплень. Підручник для вузів. - М.: Недра, 1984. - 415 с.
4. Буличов Н.С., Фотієва М.М., Стрільців С.В. Проектування і розрахунок кріплення капітальних виробок. - М.: Недра, 1986. - 288 с.
5. Вилегжаніна В.Н., Єгоров П.В., Мурашев В.І. Структурні моделі гірського масиву в механізмі геомеханічних процесів - Новосибірськ: Наука, 1990. - 295 с.
6. Фісенко Г.Л. Граничний стан гірських порід навколо виробок. М.: Недра, 1976. 236 с.
7. Виноградов В.В. Геомеханіка управління станом масиву поблизу гірських виробок - Київ: Наукова думка, 1989. 192 с.
8. Булат А.Ф., Виноградов В.В. Опорно-анкерне кріплення гірничих виробок вугільних шахт / Ін-т геотехнічної механіки НАН України. - Дніпропетровськ, 2002. - 372 с.
9. Ержанов Ж.С., Карімбаєв Т.Д. Метод кінцевих елементів в задачах механіки гірських порід. - Алма-Ата: Наука, 1975. - 238 с.
10. Алексєєв А.Д., Недодаєв Н.В. Граничний стан гірських порід. - Київ: Наукова думка, 1982. - 200 с.
11. Бондаренко В.І., Ковалевська І.А., Мартовицький А.В., Фомічов В.В. Розвиток наукових основ підвищення стійкості гірничих виробок шахт Західного Донбасу / - Дніпропетровськ: ЛізуновПрес, 2010. - 340 с.
12. Тищенко Н.В., Нехрещенюк А.Ф. Сучасний стан та перспективні напрямки розвитку вугільних шахт Західного Донбасу // Зб. науч. тр. Школа підземної розробки. - Дніпропетровськ-Ялта: НГУ, 2007. - С.69-76.
13. Васильєв В.Є. Аналіз умов розробки пластів Західного Донбасу //

Науковий вісник НГУ. - 2004. - №9. - С.6-11.

14. Перетини гірничих виробок, закріплених металевим арковим шатровою кріпленням для умов шахт Західного Донбасу. - Дніпропетровськ: Фонди інституту «Дніпрогіпрошахт» (архівний №188406), 1988. - 274 с.

15. Гелескул М.Н., Каретников В.Н. Довідник по кріпленню капітальних і підготовчих гірничих виробок. - М.: Недра, 1982. - 479 с.

16. Лапко В.В., Фомичов В.В., Скитенко А.І. Обґрунтування доцільності застосування анкерного кріплення для підтримки гірничих виробок / Матеріали V міжнар. наук.-практ. конф. «Школа підземної розробки». - Дніпропетровськ: «Лізунов-Прес», 2011. - С. 305-310

17. Усаченко Б.М. Властивості порід і стійкість гірничих виробок. - Київ: Наукова думка, 1979. - 136 с.

18. Усаченко Б.М., Чередниченко В.М., Головчанский І.Є. Геомеханіка охорони виробок в слабометаморфізованні породах. - Київ: Наукова думка, 1990. - 144 с.

19. Бондаренко В.І., Ковалевська І.А., Симанович Г.А., Фомичов В.В. Комп'ютерне моделювання напружено-деформованого стану мелкослоїстого породного масиву навколо виробки пласта. Книга II. Граничне і позамежне стан системи «порода кріплення» / Дніпропетровськ: Системні технології, 2007. - Ч. II. - 198 с.

20. Руппенейт К.В. Деякі питання механіки гірських порід. - М.: Углетехіздат, 1954. - 384 с.

21. Баклашов І.В., Картозія Б.А. Механіка підземних споруд і устаткування кріплень. - М.: Недра, 1984. - 415 с.

22. Буличов Н.С. Механіка підземних споруд. - М.: Недра, 1982. - 272 с.

23. Баклашов І.В., Картозія Б.А. Механічні процеси в породних масивах. - М.: Недра, 1986. - 415 с.

24. Литвинський Г.Г., Дружко Є.Б. Шахтні спостереження за розвитком зони непружних деформацій навколо капітальних виробок // Проектування і

будівництво вугільних підприємств. - 1970. - №3. - С.34-38.

25. Глушко В.Т., Виноградов В.В. Руйнування гірських порід і прогнозування проявів гірського тиску. - М.: Недра, 1982. - 192 с.

26. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Міцність гірських порід і стійкість виробок на великих глибинах. - М.: Недра, 1985. - 271 с.

27. Вигодін М.А., Євтушенко В.В. Пученіння порід підшви у виробках на шахтах Західного Донбасу // Вугілля України. - 1987. - №7. - С.12-13.

28. Симанович Г.А. Управління режимами взаємодії породного масиву з кріпленням гірських виробок на основі регулювання її деформаційно-силової характеристикою: Дис. ... д-ра техн. наук. - Дніпропетровськ: ІГТМ НАН України, 1993. - 408 с.

29. Лапко В.В., Фомичов В.В., Мамайкін А.Р. Вплив на адекватність і точність рішення задач геомеханіки математичних методів, використовуваних при моделюванні взаємодії кріплення і гірського масиву / Матер. міжнар. конф. «Форум гірників-2011». - Дніпропетровськ: НГУ, 2011. - С. 109-114.

30. Збірник інструкцій по правилам безпеки у вугільних шахтах. Том 1.-К.: Основа, 1996.-425с.

31. Збірник інструкцій по правилам безпеки у вугільних шахтах. Том 2. К.: Основа, 1996.-410с.

32. Бурчаков А.С., Малкін А.С. Проектування підприємств з підземним способом видобутку корисних копалин. Довідник. - М.: Недра, 1991. - 399 с.

33. Охорона праці / під ред. К.С. Ушакова. - М.: Недра, 1986. 624 с.

34. Програма та методичні рекомендації до виконання магістрами кваліфікаційної роботи за спеціальністю 184 Гірництво спеціалізацій «Підземна розробка родовищ» та «Інжиніринг гірництва» / Упоряд.: Ю.І. Демченко, В.М. Почепов, О.Г. Кошка, О.Б. Владико – М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: НТУ «ДП», 2018. – 29 с.