УДК 622.273:622.62.33
№ держреєстрації 0108U000541
Инв. №

Міністерство освіти і науки, молоді та спорту України
Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий Університет (НГУ)»
49000, м. Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19; тел./факс (0562) 47-32-09,
телекс 143457 "АГАТ SU"; E–mail: **HomenkoO** @ nmu.org.ua

ЗАТВЕРДЖУЮ:
Проректор з наукової роботи,
д-р техн. наук, проф.
_____О.С. Бешта

"____"_____ 2010 р.

З В І Т

про науково-дослідну роботу

ГЕОМЕХАНІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ПІДЗЕМНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ІНТЕНСИВНОГО ВИДОБУВАННЯ ВУГІЛЛЯ З УРАХУВАННЯМ ОСОБЛИВОСТЕЙ ГЕОЛОГІЧНОГО СЕРЕДОВИЩА

(заключний)
ГП-410

Начальник НДЧ
канд. техн. наук, доц. О.Є. Хоменко

Науковий керівник НДР
д-р техн. наук, проф. В.І. Бузило

2010

Рукопис закінчено 7 грудня 2010р.
Результати роботи розглянуто Вченою Радою НГУ протокол № 4 від 09.12.10р.

СПИСОК АВТОРІВ

Керівник НДР, головний науковий співробітник, д-р техн наук, проф.	В. І. Бузило (загальне керівництво, реферат, загальні висновки)
Відповідальний виконавець, старший науковий співробітник,	В. П. Расстріга (реферат, вступ, висновки, формування звіту)
Головний науковий співробітник, д-р техн. наук, проф.	О.М. Кузьменко (розділ 2.6)
Головний науковий співробітник, д-р техн. наук, проф.	Г. А. Симанович (розділ 2.3-2.5)
Головний науковий співробітник, д-р техн. наук, проф.	О.М. Шашенко (розділи 1, 3, 4)
Головний науковий співробітник, д-р техн. наук, проф.	Л. Н. Ширін (розділ 2.1, 2.2)
Пров. наук. спів. д-р техн. наук, проф.	О.В. Солодянкін (розділ 1, 3, 4)
Пр. наук. спів. канд. техн. наук, доц.	С.М. Гапєєв (розділ 1,)
Ст. наук. спів. канд. техн. наук, доц.	Н.В. Хозяйкіна (розділ 1)
Наук. спів.	Д.О. Шашенко (розділ 3)
Наук. спів.	О.С. Іванов (розділ 3)
Наук. спів.	В.П. Дорошев (розділ 4)
Наук. спів.	О.Є. Григор’єв (розділ 4)
Головний науковий співробітник д-р техн. наук, професор	І.А. Ковалевська (розділи 2.3-2.5)
Старший науковий співробітник к.т.н., доцент	В.Г. Дерюгін (Розділи 2.3-2.5)
Науковий співробітник	О.К. Малова (оформлення графічної частини роботи)
Науковий співробітник	К.А. Ганушевич (узагальнення та аналіз даних)
Інженер	О.В. Вівчаренко (обробка аналітичних даних)
Інженер	Р.М. Свистун (обробка аналітичних даних)
Науковий співробітник, д-р. техн. наук,	В.Д. Рябічєв (участь у дослідженнях)
Старший науковий співробітник, канд. техн. наук, доцент	В. Ю.Медяник (розділ 2.6)
Інженер І категорії	В.Ю. Усатий

	(участь у дослідженнях)
Інженер І категорії	А.А. Козов
	(участь у дослідженнях)
Інженер І категорії	А.В. Хейло
	(участь у дослідженнях)
Інженер ІІ категорії	Т.П. Хаянок (розділ 2.6)
Провідний науковий співробітник,	О.Г. Кошка
канд. техн. наук, доц.	(розділ 3)
Науковий співробітник,	О.А. Долгий
	(участь у дослідженнях)
Науковий співробітник	О.Р. Мамайкин
	(участь у дослідженнях)
Молодший науковий співробітник,	О.В. Коровяка
	(обробка статистичної інформації)
Молодший науковий співробітник,	В.А. Расцвєтаєв
	(розділ 2, участь у дослідженнях)
Молодший науковий співробітник,	Ю.В. Сорбат
аспірант	(розділи 1,2, участь у дослідженнях)
Молодший науковий співробітник,	М.В. Петльований
аспірант	(розділ 2.6)
Лаборант, студент ГІ-07-2	О. Ю. Лісовицький
Лаборант, студент ГІ-07-2	А. Є. Шох
Лаборант, студент ГІ-07-2	Т.В. Маслова
Лаборант, студент	О.В. Обідєнков
	(оформлення результатів)
Лаборант, студент ГІ-05-2	С.М. Пойманов
	(участь у дослідженнях, обробка результатів)
Нормоконтроль	Л.С. Шломіна

РЕФЕРАТ

Звіт про НДР: 160 с., 62 рис., 15 табл., 58 джерел, 5 додатків

Основною метою проекту є встановлення закономірностей зміни граничного напружено-деформованого стану порід складноструктурної покрівлі вугільних пластів для управління стійкістю підготовчих виробок та регулювання геомеханічних параметрів функціонування систем розробки в залежності від геодинамічної активності геологічного середовища та інтенсифікації гірничих робіт.

Об'єктами досліджень є гірський масив, що вміщає вугільні пласти, технологічні параметри підготовки й відпрацьовування пологих вугільних шарів, технологічні схеми внутрішньошахтного транспорту.

У даному звіті наданий короткий аналіз складних умов та небезпечних випадків управляння та підтримки підготовчих виробок в процесі просування очисних вибоїв в високопродуктивних лавах; обгрунтувані головні параметри, що істотно впливають на геомеханічну ситуацію при обваленні покрівлі вугільного пласта, який представлений потужним пластом міцного пісковика для різних геологічних і гірничотехнічних умов; запропонована трьохстадійна модель обвалення порід покрівлі положистих вугільних пластів, яка дозволяє для конкретних гірничо-геологічних умов прогнозувати основні параметри процесу руйнування породного масиву при пересуванні забою лави; запропонована методика тривимірного моделювання напружено-деформованого стану породного масиву за умов збільшення швидкостей оголення та урахуванням різновеликого впливу чинників, що впливають на перерозподіл напружень в покрівлі лави; встановлені закономірності впливу механічних і геометричних параметрів литої смуги з розвантажувальною порожниною змінних параметрів; визначені закономірності зміни надійності стану функціонування системи розробки вугільних пластів від параметрів топології гірничих виробок; обґрунтовані методи координації основних та допоміжних вантажопотоків;

ТЕХНОЛОГІЯ, ГІРСЬКИЙ МАСИВ, ГІРСЬКИЙ ТИСК, ПАРАМЕТРИ, КОНВЕРГЕНЦІЯ, ОХОРОНА ВИРОБОК, НАДІЙНІСТЬ, МОДЕЛЬ, ЕКВІВАЛЕНТНІ МАТЕРІАЛИ, ПІДЗЕМНИЙ ТРАНСПОРТ, СКЛАДНО-СТРУКТУРНЕ ПОРОДНЕ СЕРЕДОВИЩЕ, ГЕНЕРАЛЬНЕ ОБВАЛЕННЯ, СТАЛЕ ОБВАЛЕННЯ, ОЧИСНІ РОБОТИ

ЗМІСТ

ВСТУП…….... 7
1 РОЗРОБКА АЛГОРИТМУ СКЛАДНОСТРУКТУРНОЇ ПОКРІВЛІ ТА ВИКОНННЯ МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ ОБВАЛЕННЯ В ЛАВАХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ З ВИКОРИСТАННЯМ ЧИСЕЛЬНИХ МЕТОДІВ ДОСЛІДЖЕНЬ З УРАХУВАННЯМ ГЕОДИНАМІЧНОЇ АКТИВНОСТІ ГЕОЛОГІЧНОГО СЕРЕДОВИЩА ТА СТАНУ ПІДГОТОВЧИХ ДІЛЬНИЧНИХ ВИРОБОК…….
1.1 Моделювання генерального обвалення порід покрівлі. Вибір критеріїв міцності, що визначають обвалення порід покрівлі……. 10
1.2 Моделювання сталого обвалення порід покрівлі. Вибір інтегрального критерію міцності на другій стадії обвалення (при сталому обваленні)…….. 22
1.3 Фізична модель порід покрівлі в лавах положистих пластів…….……. 28
1.4 Висновки……..…… 30
2 РОЗРОБИТИ МАТЕМАТИЧНІ МОДЕЛІ ДИНАМІКИ РОБОТИ КАНАТНИХ НАДҐРУНТОВИХ ДОРІГ З РІЗНИМИ ТИПАМИ ПРИВІДНИХ СТАНЦІЙ І ТЯГОВИХ ОРГАНІВ В ЗАЛЕЖНОСТІ ВІД ГІРНИЧО-ТЕХНІЧНИХ УМОВ; НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ПРИ ЇХ ОХОРОНІ ЛИТИМИ СМУГАМИ З РОЗВАНТАЖУВАЛЬНОЮ ПОРОЖНЕЧЕЮ, А ТАКОЖ НАДІЙНОСТІ ФУНКЦІОНУВАННЯ ТОПОЛОГІЇ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК……..…..
2.1 Теорія процесів у канатній надґрунтовій дорозі……... 34
2.2 Аналіз результатів вирішення математичної моделі…… 38
2.3 Розробка математичних моделей НДС основних елментів підготовчих виробок при їх охороні литими смугами з розвантажувальною порожниною.... 49
2.3.1 Основні методичні положення досліджень……... 49
2.3.2 Розробка математичної моделі розрахунку НДС литої смуги з розвантажувальною порожниною……..……. 54
2.3.3 Розробка математичної моделі розрахунку НДС породної берми виїмкового штреку……..……. 58
2.3.4 Розробка математичної моделі розрахунку НДС рамного кріплення при регулюванні параметрів литої смуги……... 63
2.4 Обґрунтування комплексу критеріїв оптимізації НДС геомеханічної системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга»……. 79
2.5 Методика розрахунку параметрів охорони виїмкових штреків литою смугою з розвантажувальною порожниною…….. 83
2.6 Розробка методики прогнозу надійного функціонування системи розробки при інтенсифікації відпрацювання положистих вугільних пластів з динамічно активними зонами…….. 86
2.6.1 Розробити алгоритм використання чисельних методів досліджень з урахуванням геодинамічної активності геологічного середовища та стану підготовчих дільничних виробок. Складові алгоритму геодинамічної активності геологічного середовища……... 86

2.6.2 Методика прогнозу надійного функціонування системи розробки при інтенсифікації відпрацювання положистих вугільних пластів з динамічно активними зонами …… 101

3. ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ НАВАНТАЖЕННЯ НА СТАН ПОРІД ПОКРІВЛІ ПРИ ОЧИСНІЙ ВИЇМЦІ ВІД ШВИДКОСТІ ПРОСУВАННЯ ОЧИСНОГО ВИБОЮ ТА СТРУКТУРИ ПОРІД І ОБҐРУНТУВАННЯ КОМПЛЕКСУ КРИТЕРІЇВ ОПТИМІЗАЦІЇ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ГЕОМЕХАНІЧНОЇ СИСТЕМИ НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ПРИ ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ГІРНИЧИХ РОБІТ……..

3.1 Урахування зміни міцності матеріалу з використанням кінетичної теорії міцності…… 109

3.2 Оцінка чинників, що впливають на обвалення порід покрівлі очисних виробок, на основі методу групового обліку аргументів (МГУА)…….. 114

3.3 Просторове моделювання очисних робіт з різною швидкістю посування вибою лави…….. 117

3.3.1 Вихідні дані для моделювання……. 118

3.3.2 Вибір критеріїв міцності, що визначають критичний розмір виробленого простору…….. 121

3.3.3 Моделювання генерального обвалення покрівлі лави……... 122

3.4 Висновки……...

4 **РОЗРОБКА МЕТОДИК ПРОГНОЗУ ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ОБВАЛЕННЯ СКЛАДНОСТРУКТУРНОЇ ПОКРІВЛІ ТА РОЗРАХУНКУ ПАРАМЕТРІВ ОХОРОНИ ВИЙМАЛЬНИХ ШТРЕКІВ ЗА НАДІЙНОГО ФУНКЦІОНУВАННЯ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ПРИ ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ВІДПРАЦЮВАННЯ ПОЛОЖИСТИХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ З ГЕОДИНАМІЧНО АКТИВНИМИ ЗОНАМИ**

4.1. Методика прогнозу параметрів обвалення порід покрівлі в лавах шахт ДП «Добропіллявугілля»…….. 131

4.2. Розрахунок економічної ефективності від застосування заходів, що рекомендуються…….. 132

4.3. Висновки…….. 134

ВИСНОВОК…….…..…….…….....……..... 135

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ……..…..... 136

ДОДАТОК А Витяг із протокола № 7/18 засідання кафедри підземної розробки родовищ Національного гірничого університету…….. 142

ДОДАТОК Б Витяг із протокола № 7 засідання секції Науково-тенічної ради Національного гірничого університету за науковим напрямом «Прогресивні технологіїї видобутку і переробки корисних копалин»…….....….. 143

ДОДАТОК В Рецензія на науково-дослідну роботу……. 145

ДОДАТОК Г Патентні дослідження……... 146

ДОДАТОК Д Акт впровадження……. 159

ВСТУП

Світові тенденції видобутку і споживання вугілля свідчать про те, що в перспективі його роль, перш за все в паливно-енергетичному комплексі, зростатиме.

Цей висновок особливо важливий для України, запаси вугілля в якій достатні для забезпечення енергетичної безпеки держави і розвитку металургійної галузі. Ресурс вугілля в Україні складає 120 млрд. т, з яких близько 46 млрд. т – розвідані запаси, зокрема 32 млрд. т – вугілля енергетичних марок [1].

В той же час, за останнє десятиліття, внаслідок відсутності правильної оцінки ролі українського вугілля в економіці країни і державної політики в галузі, стан вугільної промисловості за економічними, фінансовими, технічними і соціальними показниками наблизився до критичного. В результаті цього відбулося скорочення виробничих потужностей на 42%, що призвело до зниження здобичі на 82 млн. т. Наслідки такої тенденції можна прослідкувати, наприклад, на динаміці енергетики Донецької області, де скорочення видобутку вугілля енергетичних марок призвело до постійно аварійного режиму роботи теплових електростанцій, зупинки декількох енергоблоків і зниження генерації електроенергії до критичної відмітки.

З метою якнайшвидшого виведення вугільної промисловості з критичного стану була ініційована і прийнята Програма «Українське вугілля», яка визначила державну стратегію розвитку галузі до 2010 року. Серед основних положень цієї програми є збільшення виробничої потужності галузі до 112 млн. т вугілля в рік, зокрема для потреб енергетики – до 63 млн. т (при зменшенні кількості збиткових підприємств). Крім того, планується широке впровадження техніки світового рівня, що дозволить довести кількість шахт з річним видобутком більше 1 млн. т до 40 одиниць. Парк механізованих комплексів, здатних працювати з продуктивністю 1500…1700 т на добу, вже в 2006 році склав 100…120 одиниць. При цьому комплексно-механізованими лавами здобуватиметься майже 90% вугілля, а навантаження на очисний вибій зросте в 1,7 рази, досягнувши в середньому 705 т. Темпи посування очисних вибоїв на сучасних вугільних шахтах

збільшилися з 50…70 до 150…200 м/міс. В середньому по галузі темпи посування очисних вибоїв збільшуються на 3…7м/міс щорічно.

Оскільки підвищення рівня освоєння потужностей, за інших рівних умов, забезпечує зниження виробничих витрат (за статистикою зниження рівня освоєння до 55% збільшує витрати в 2 рази, а мінімальне значення досягається при завантаженні потужності на 85…95%) видобуток вугілля в швидкісних лавах складе 1300…1500 і більше тон на добу.

Таким чином, пріоритетним напрямком у відродженні галузі є інтенсивний шлях її розвитку. Правильність такого шляху підтверджується досвідом роботи низки передових шахт, які впровадили інтенсивні технології видобутку, що дозволило перейти їм в розряд прибуткових підприємств, які стійко утримуються на ринку вугілля в Україні. Наприклад, шахти «Алмазна», «Новодонецька», «Красноармійська-Західна №1», ім. Героїв Космосу, та інші, на яких навантаження на очисний вибій сягає 1500…2400т на добу. Ця тенденція розповсюдилася від вугледобувних країн, в яких давно діє ринкова економіка і, перш за все, США, Австралії, Польщі та ін. Довгі очисні вибої в цих країнах забезпечують при потужності пласта 1,6…2,5м по 15 тис.т вугілля на добу і посуваються зі швидкістю 30м/доб. і більше.

Ідея роботи полягає у поєднанні в одну інтеграційну модель взаємодії геомеханічних і технологічних параметрів при інтенсивному вийманні вугільного пласта та закономірностей взаємодії сполук основних і допоміжних вантажопотоків, математичних моделей їх динаміки і геодинамічної активності геологічного середовища. Виходячи з вищевикладеного формулюється **мета** даної роботи: встановлення закономірностей зміни граничного напружено-деформованого стану порід складноструктурної покрівлі вугільних пластів для управління стійкістю підготовчих виробок та регулювання геомеханічних параметрів функціонування систем розробки в залежності від геодинамічної активності геологічного середовища та інтенсифікації гірничих робіт.

Поставлена мета досягається вирішенням ряду основних завдань. В данному звіті вирішувались такі задачі: - визначення закономірностей зміни надійності

функціонування систем розробки пологих пластів від топології гірничих виробок та обґрунтування методів координації параметрів основних і допоміжних вантажопотоків вугільних шахт з урахуванням технічного рівня транспортного обладнання і умов гірничого виробництва; - розробка розрахункових схем до визначення параметрів обвалення порід складноструктурної покрівлі і моделі геомеханічних процесів та геодинамічної активності вугільних пластів при відпрацюванні їх лавами ; - створити алгоритм складноструктурної покрівлі та виконати моделювання процесу обвалення в лавах вугільних пластів з використанням чисельних методів досліджень та урахуванням геодинамічної активності геологічного середовища і стану підготовчих дільничних виробок;

Дана НДР схвалена й рекомендована до виконання експертною комісією НГУ й експертною радою Міністерства освіти та науки України й виконується відповідно до наказу МОН України від 27.11.2007 року № 1044 і наказом по НГУ від 25.12.2007 р. Початок роботи – січень 2008 року, закінчення – грудень 2010 року.

Результати досліджень, приведені в даному звіті, будуть використані при викладанні модулів навчальних дисциплін для студентів-бакалаврів за напрямом підготовки «Гірництво»: «Механіка гірських порід», «Кріплення гірничих виробок» – для студентів 3 курсу, «Геомоніторинг у підземному будівництві» – для студентів 4 курсу, «Моделювання геомеханічних процесів» – для студентів 5 курсу (магістрів), де будуть використані матеріали досліджень щодо впливу технології ведення очисних робіт на стійкість протяжних виїмкових та підготовчих виробок; впливу структурних неоднорідностей породного середовища і швидкості посування лави на параметри кріплення та охорони гірничих виробок. А також при викладанні дисциплін з технології гірничого виробництва і комп’ютерного моделювання геомеханічних процесів студентам напряму 7.0903 «Гірництво» та спеціальності 7.090216 «Гірниче обладнання».

По результатам досліджень буде підготовлено галузевий стандарт України “Транспорт шахтний надґрунтовими канатними дорогами. Перевезення людей та вантажів у виробках знакоперемінного профілю”.

1 РОЗРОБКА АЛГОРИТМУ СКЛАДНОСТРУКТУРНОЇ ПОКРІВЛІ ТА ВИКОНННЯ МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ ОБВАЛЕННЯ В ЛАВАХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ З ВИКОРИСТАННЯМ ЧИСЕЛЬНИХ МЕТОДІВ ДОСЛІДЖЕНЬ ТА З УРАХУВАННЯМ ГЕОДИНАМІЧНОЇ АКТИВНОСТІ ГЕОЛОГІЧНОГО СЕРЕДОВИЩА ТА СТАНУ ПІДГОТОВЧИХ ДІЛЬНИЧИХ ВИРОБОК

1.1 Моделювання генерального обвалення порід покрівлі. Вибір критеріїв міцності, що визначають обвалення порід покрівлі

В попередніх звітах наголошувалося, що на шахтах «Білозерська» і «Новодонецька» в процесі ведення очисних робіт управління покрівлею здійснюється повним обваленням. Процес обвалення супроводжується низкою специфічних проявів гірського тиску, які утрудняють роботу механізмів, знижують темпи проходки і безпеку ведення очисних робіт. Тому, виникає задача прогнозування моменту обвалення порід основної покрівлі. Зокрема, за наявності в покрівлі вугільного пласта потужного шару піщаника, що важко обвалюється, необхідно встановити параметри першого (генерального) обвалення, і пов'язані з ним подальші обвалення, які носять періодичний (сталий) характер.

Визначення генерального кроку обвалення пов'язане зі встановленням закономірностей геомеханічних процесів, що протікають в породному масиві при виїмки вугільного пласта і безперервному посуванні очисного забою, що супроводжується постійним перерозподілом концентрації напружень. Генеральне обвалення супроводжується динамічними ефектами і є інтенсивнішим, ніж стале, оскільки проліт завислих порід над виробленим простором значно більше.

Обстеження покрівлі лав показало, що в результаті виїмки вугілля в даних гірничо-геологічних умовах при відході лави від розрізної печі в процесі сталого обвалення в масиві утворюються заколювання під кутом 40°-60° у бік забою.

Фактично заміряні величини генерального обвалення на горизонті, що відпрацьовується, складають 90…140 м.

Процес відпрацювання вугільного пласта на першому етапі можна подати у вигляді послідовності двох етапів: 1 – спорудження розрізної печі; 2 – відхід лави від розрізної печі на відстань $l_в$, при якому стає генеральне обвалення покрівлі (рис. 1.1).

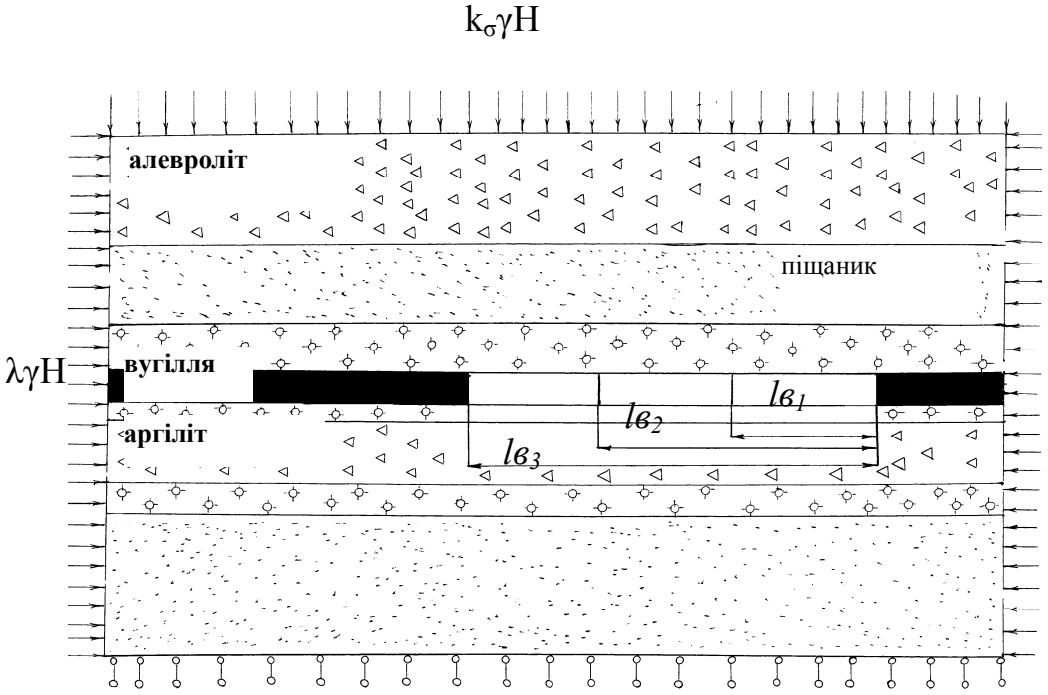


Рисунок 1.1 – Розрахункова схема до рішення задачі визначення величини генерального обвалення.

Незалежно від того, як проводиться відпрацювання стовпа, прямим або зворотним ходом, нарізка лави починається з проходки розрізної печі і монтажу в ній устаткування. Розрізна піч вносить першу істотну зміну в початковий НДС вуглепородного масиву.

Зміна НДС порід масиву при очисній виїмці пов'язана з безперервним перерозподілом концентрації напружень, яке викликане постійним посуванням очисного забою, тобто збільшенням розмірів оголення. Для визначення змін НДС порід розглянута послідовність розрахункових схем (див. рис. 1.1), що імітують відхід лави від розрізної печі і посування очисного забою.

Рішення здійснювалося покроково методом скінчених елементів (МСЕ) [1]. Досліджувана область апроксимована трикутними елементами. Розглядався середній перетин лави, перпендикулярний лінії очисного забою, тобто

вирішувалася задача плоскої деформації. Проте рішення цієї складної геомеханічної задачі вимагає розгляду тривимірної області породного масиву, що включає сполучення очисної і підготовчої виробки. В даний час відомий ряд рішень для просторових розрахункових схем, в яких визначені основні закономірності формування напруженого стану навколо лави [1, 2] і визначені шляхи переходу від тривимірної до двомірної задачі. Зокрема, тривимірність може бути врахована шляхом введення в плоску розрахункову схему (див. рис. 1.1) коефіцієнта навантаження k_σ, який дозволяє враховувати нерівномірність навантаження кожного перетину лави залежно від його відстані до місцеположення додаткової концентрації напружень.

Скориставшись результатами, запропонованими в [2], як основний досліджуваний вибраний перетин, який знаходиться на відстані R_L-R_0 [3] від виїмкового штреку і де максимальна концентрація вертикальних нормальних напружень приблизно в 1,3 рази більше, ніж максимальна концентрація напружень в перетині лави.

Величина R_L – радіус зони непружних деформацій визначається [3] за формулою:

$$R_L = R_0 \exp\left(\sqrt{\frac{\gamma H}{2R_c k_c} - 0{,}5}\right). \qquad (1.1)$$

Тут R_0 – напівпроліт підготовчої виробки;

γ – середнє значення об'ємної ваги вміщуючих порід покрівлі досліджуваної області;

H – глибина розробки вугільного пласта;

R_c – середнє значення межі міцності на одноосне стиснення вміщуючих порід породного масиву, що досліджується;

k_c – коефіцієнт структурного послаблення.

Це дозволяє прийняти величину коефіцієнта навантаження $k_\sigma = 1{,}3$. Тоді для вирішення поставленої задачі на плоскій розрахунковій схемі (див. рис. 1.1) рівномірно розподілене навантаження на верхній межі області масиву, що досліджується, слід збільшити в 1,3 рази.

Таким чином, згідно вибраної математичної моделі (див. рис. 1.1), породний масив, що досліджується, поданий вагомою пружною площиною, навантаженим нормальним рівномірно розподіленим навантаженням з інтенсивністю $q = k_\sigma \gamma H =$

$1{,}14 \cdot 10^6$ кг/м^2 по верхній межі. По боковим межам масив, що досліджується, навантажений рівномірно розподіленим навантаженням з інтенсивністю $\lambda\gamma H$, де λ – коефіцієнт бічного розпору, що визначається за формулою $\lambda = \dfrac{\mu}{1-\mu}$; P – коефіцієнт Пуассона гірських порід. Розрахунок величин навантаження по верхній і боковим межам породного масиву, що досліджується, виконувався з урахуванням різних значень γ, λ та μ для кожного шару гірських порід, що формують розрахункову схему.

Рішення задачі полягало у виконанні послідовності розрахунків (етапів), на кожному з яких моделювалася порожнина різних розмірів (рис. 1.2).

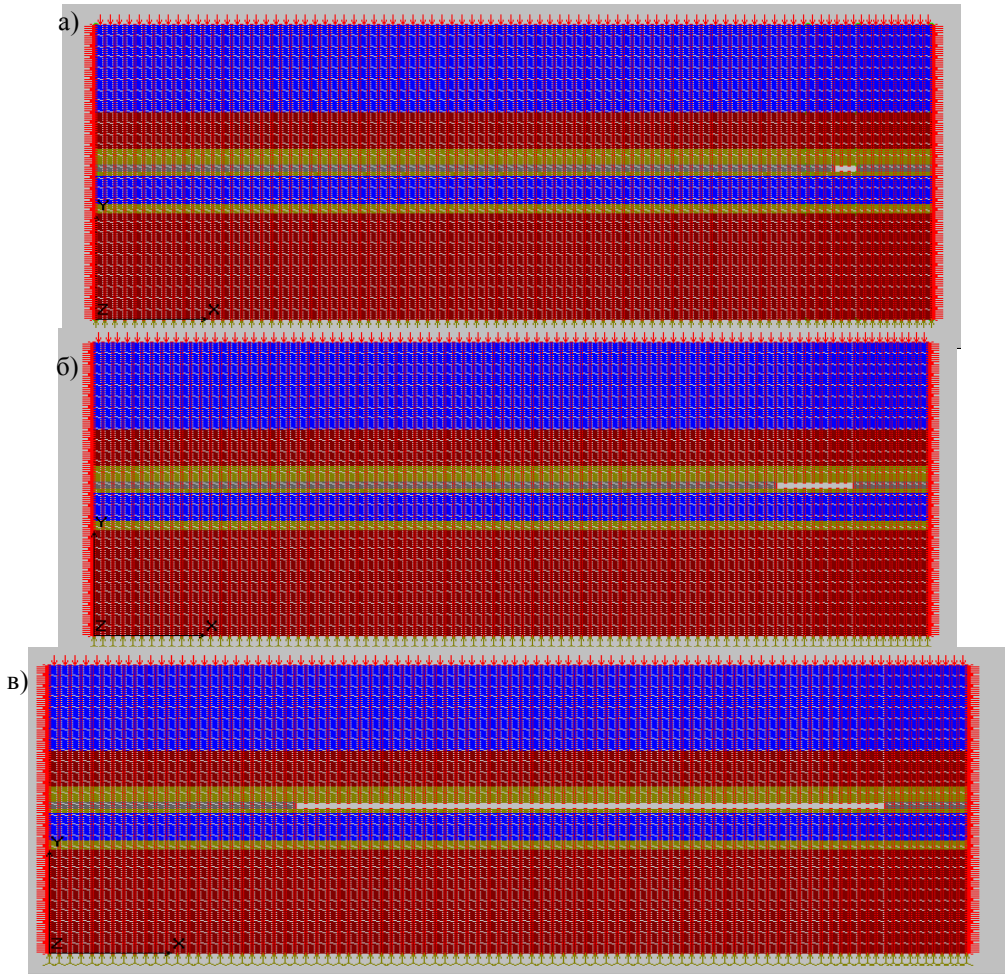


Рисунок 1.2 - Послідовність етапів моделювання полости оголення різних розмірів области породного масива, що досліджується, апроксимованої трикутними елементами: а) $l_в$=5 м; б) $l_в$=15 м; в) $l_в$=100 м.

В ході видалення забою від розрізної печі, розмір порожнини оголення збільшувався, після чого визначалося відповідне даному етапу робіт НДС навколишнього порідного масиву.

Абсолютна величина компонентів напружень, що формуються навколо лави, немає інформативної з позицій оцінки небезпеки руйнування вміщуючих гірських порід. У кожній даній точці масиву небезпеку руйнувань середовища можна визначити на основі точкового критерію міцності, порівнюючи так звані еквівалентні напруження σ_e з межею міцності порід на одноосне стиснення R_c. Умова руйнування матиме наступний вигляд:

$$\sigma_e \geq R_c k_c . \qquad (1.2)$$

Тут k_c – коефіцієнт структурного послаблення породного масиву, що визначається за відомими методиками [4].

Еквівалентні напруження в довільній точці для випадку плоскої задачі визначається за формулою (1.3):

$$\sigma_e = \frac{(1-\psi)(\sigma_1+\sigma_3)+\sqrt{(1-\psi)^2(\sigma_1+\sigma_3)^2+4\psi(\sigma_1-\sigma_3)^2}}{2\psi}, \qquad (1.3)$$

де σ_1, σ_3 – компоненти головних напружень;

$\psi = \frac{R_p}{R_c}$ – коефіцієнт крихкості, рівний відношенню межі міцності на розтягування R_p, – до межі міцності на стиснення R_c.

Область, всередині якої виконується умова (1.3), вважається зруйнованою. Проте, обвалення порід покрівлі може відбутися тільки в тому випадку, якщо виконається деяка інтегральна умова міцності, що визначає цілісність всієї системи «виробка-масив». Аналіз результатів комп'ютерного моделювання і моделювання на еквівалентних матеріалах показав, що в покрівлі виробки в ході відпрацювання вугільного пласта формується склепіння обвалення, що має форму, близьку до параболічної, що підтверджується в роботі [5]. Обґрунтування інтегрального критерію міцності процесу генерального обвалення порід покрівлі наведено раніше.

Результати комп'ютерного моделювання показують, що область зруйнованих порід, всередині якої виконується точкова умова міцності (1.3), також має контур параболічного склепіння (рис. 1.3, крива 1).

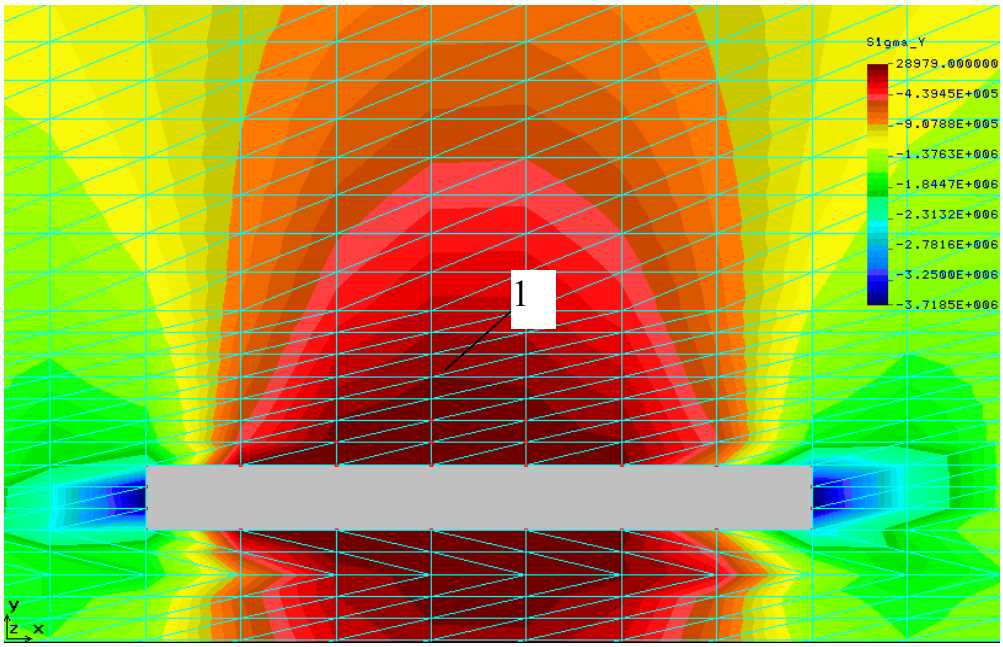


Рисунок 1.3 – Розподіл σ_e навколо лави (I етап): 1 – межа області всередині якої виконується умова (1.3).

Досягши деякого критичного прольоту виробки $a_{кр}$ розміри області зруйнованих порід співпадають з розмірами склепіння природної рівноваги, визначеними на основі інтегрального критерію міцності при $Z = 1$. Цей момент в натурних умовах відповідає обваленню порід покрівлі і характеризується низкою швидкоплинних явищ: динамічний удар, повітряна хвиля, підвищення навантаження на кріплення в лаві та в штреках, посилене газовиділення. Геомеханічна система «кріплення-порода» в результаті переходить в новий рівноважний стан з нижчим рівнем потенційної енергії.

Слід зазначити також, що у разі залягання в основній покрівлі достатньо потужного пласта міцних порід, відрив порід може відбуватися за лінією контакту із слабкішими породами, що залягають вище за цей пласт. І тоді форма склепіння обвалення в перетині нагадує більше трапецію, чим параболу (рис. 1.4).

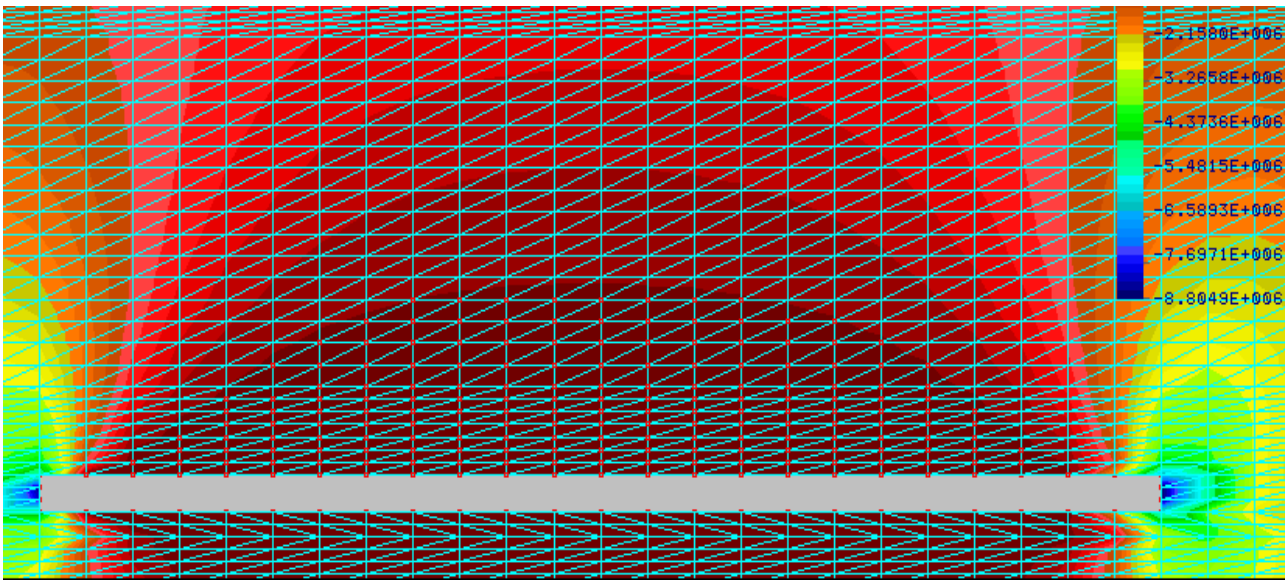


Рисунок 1.4 – Форма зведення обвалення у разі залягання в покрівлі шару міцних порід.

В принципі, з невеликою часткою погрішності, парабола зведення обвалення може бути апроксимована ламаній кривій, створюючій трапецію (рис. 1.5), бічні лінії якої нахилені під кутом α до горизонту.

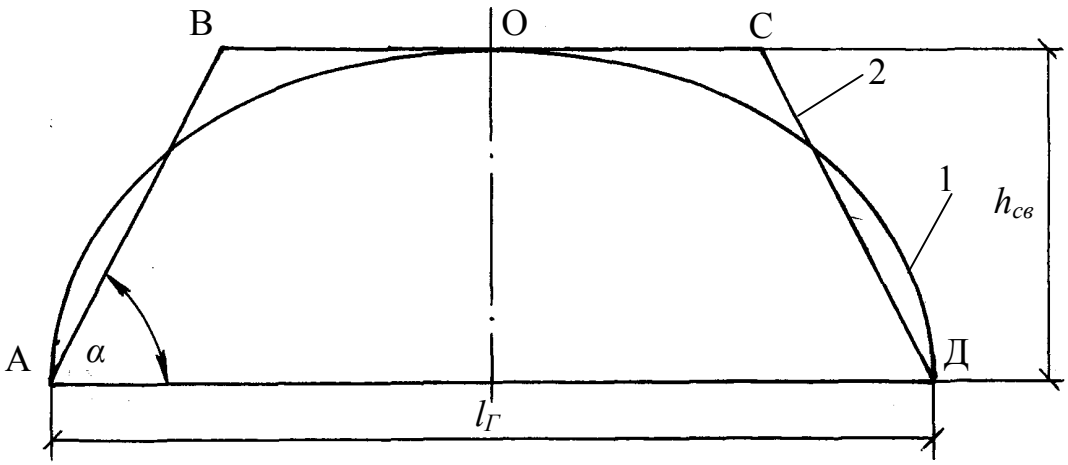


Рисунок 1.5 –Апроксимація параболічного контура кривою склепіння обвалення (1) ламаною кривою (2) у формі симетричної трапеції.

Параболу завжди можна апроксимувати ламаною кривою у формі трапеції, виходячи з умови рівності площ двох фігур: $S_{тр} = S_{пар}$. (1.4)

Площі трапеції і параболи відповідно рівні:

$$S_{тр} = b\left(l_Г + btg\alpha\right), \quad (1.5)$$

$$S_{пар} = \frac{2}{3} l_Г b . \qquad (1.6)$$

Відповідно до теорії М.М. Протодьяконова покладемо, що

$$b = \frac{l_Г}{2f}, \qquad (1.7)$$

де f – середньзважена величина коефіцієнта міцності порід за М.М. Протодьяконовим.

На рис. 1.6 показана графічна інтерпретація залежності (1.7).

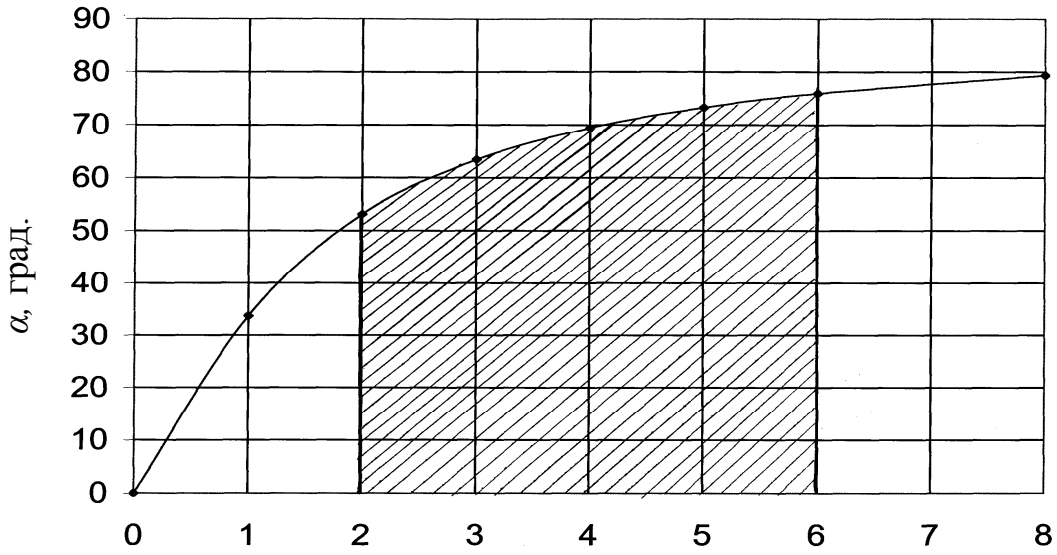


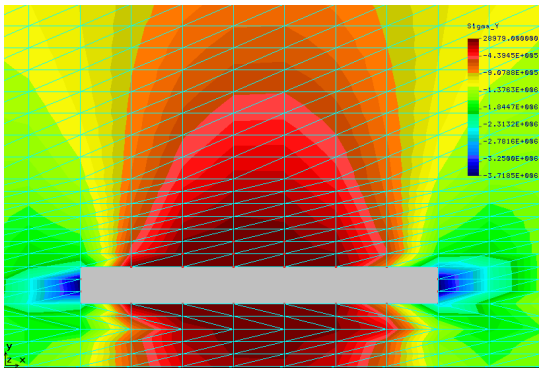
Рисунок 1.6 – Графік залежності кута нахилу бічних ліній апроксимованої параболи склепіння обвалення покрівлі до горизонту від коефіцієнта міцності порід аза М.М. Протодьяконовим

З неї виходить, що для широкого діапазону зміни міцності порід (*f = 2…6)*, величина кута α змінюється від 55^0 до 75^0. Цей висновок співпадає з результатами досліджень А.А. Борисова [4].

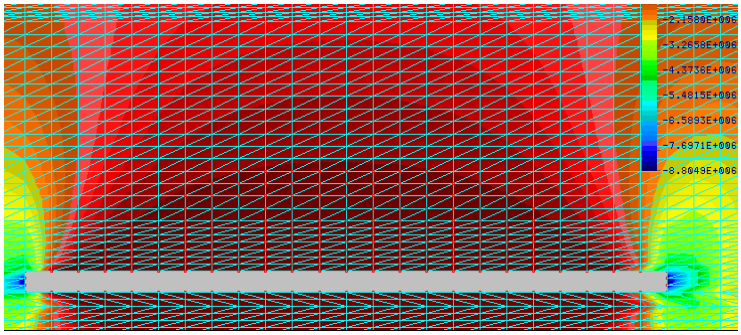
Таблиця 1.1 – Фізико-механічні властивості гірських порід

Найменування порід	Фізико-механічні властивості гірських порід					
	E, кг/м^2	γ, кг/м^3	P	G, кг/м^2	R_c, кг/м^2	R_p, кг/м^2
Вугілля	2,4×108	1320	0,16	1,03×108	250×104	22×104
Піщаник	4,03×109	2800	0,21	1,97×109	500×104	55×104
Аргіліт	2,78×109	2490	0,23	1,13×109	220×104	24×104
Алевроліт	3,23×109	2510	0,23	1,31×109	300×104	26×104

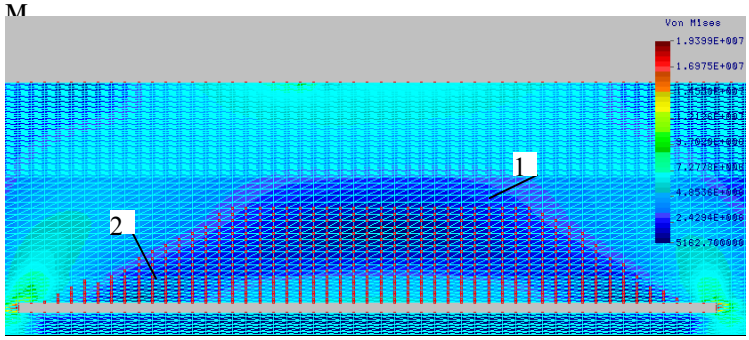
Визначивши в кожній точці масиву значення еквівалентного напруження (1.3) і пов'язані з ними значення запасу міцності (1.2), можна оцінити розміри і місцеположення умовних зон руйнування для порівняльного аналізу змін, які відбулися в масиві на кожному етапі посування очисного забою (лінія 1 на рис. 1.7).



$l_в$=15 м



$l_в$=50 м



$l_в$=110 м

Рисунок 1.7 – Якісні картини умовных зон руйнування покрівли вугільного пласта, подані склепінною формою, разміри якої в ході збільшення виробленого простор простору зростають, та при $l_в$ = 15 м, 50 м охоплюють поступово безпосередню покрівлю, а при $l_в$ = 110 м – всю основну покрівлю

Якісна картина розміру та місцерозташування умовної зони руйнування подана на рис. 1.7, *в* при $l_в = 110$ м. Лінія 1 обмежує область, в межах якої виконується точковий критерій міцності (1.3), а лінія 2 обмежує поверхню, на якій величина розтягуючих нормальних напружень перевищує межу міцності на розтягування, тобто виконується інтегральний критерій міцності. У граничному стані обидві ці лінії практично співпадають і утворюють криволінійне склепіння обвалення. Можна зробити припущення, що саме при цьому розмірі оголення в шарі піщаника на межі з шаром порід, що залягає вище, відбувається відділення зруйнованої частини покрівлі і подальше інтенсивне переміщення її у вироблений

простір. Кут нахилу частини порід, що залишилася, до горизонту близький до 60^0, що співпадає з даними А.А. Борисова [4].

Результати розрахунку стійкості системи «виробка-масив» зіставлені з даними практики і результатами лабораторних експериментів і викладені в [6]. Всі розрахунки виконувалися для випадку, коли потужність піщаника складала h_n= 8 м.

Подальший напрям досліджень генерального кроку обвалення покрівлі виконувався в два етапи. На першому етапі досліджень варіювалася потужність пісковика від 0 до 30 м з постійним значенням потужності безпосередньої покрівлі.

На другому етапі при кожному значенні потужності піщаника варіювалася величина потужності безпосередньої покрівлі, тобто аргіліту, в межах від 0 до 20 м.

Всі подальші дослідження, були спрямовані на встановлення генерального кроку обвалення за різних геологічних умов, виконані за вищевикладеною методикою для кожного конкретного випадку.

Результати досліджень наведені на рис. 1.8 і рис. 1.9. На рис. 1.8 наведені також дані моделювання на еквівалентних матеріалах і фактично заміряні величини кроку генерального обвалення.

На основі графіків наведених на рис. 1.8 можна побудувати відповідні графіки приросту величини генерального обвалення до потужності шару піщаника (рис. 1.9). Результати порівняння доводять їх достатньо близьку збіжність (розбіжність не перевищує 15 %).

Для гірничо-геологічних умов шахти «Білозерська» ДП «Добропіллявугілля» величина генерального обвалення при відпрацюванні пл. l_8 гор. 550 м є нелінійною функцією від потужності піщаника, що залягає в покрівлі. З рис. 1.8 і 1.9 очевидно, що величина генерального обвалення залежить від потужності піщаника до певних розмірів його потужності. Тобто, після того, як потужність піщаника перевищить 20 м, величина генерального обвалення змінюється несуттєво.

В аналітичному вигляді ця залежність може бути в першому наближенні наведена наступною формулою: $l_в = 82{,}6 - 0{,}5h_n^2 + 10{,}7h_n$. (1.8)

Рисунок 1.8 – Залежність величини генерального обвалення від потужності шару піщаника в покрівлі, отримана:

1 – на основі застосування МСЕ; 2 – шляхом моделювання на еквівалентних матеріалах; 3 – на основі фактично заміряних величин.

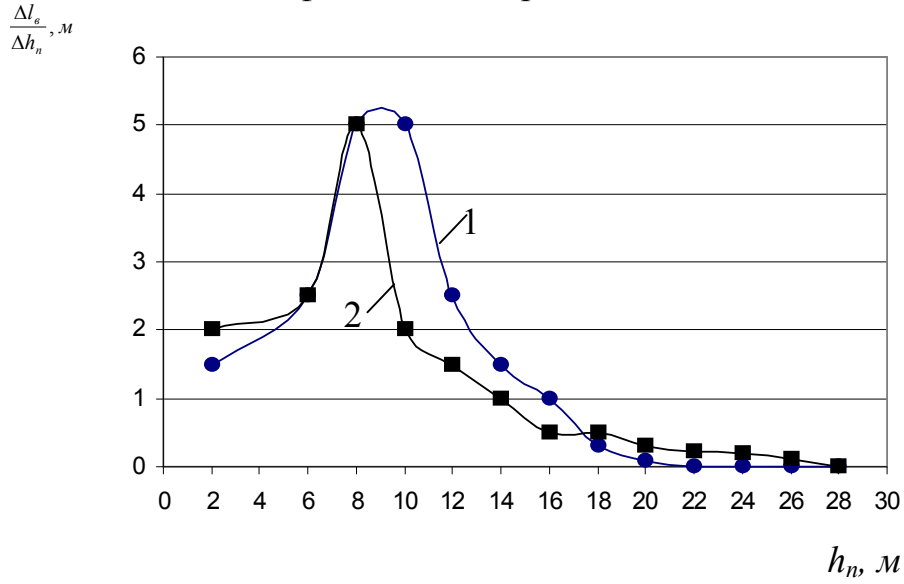


Рисунок 1.9 – Графік приросту величини генерального обвалення до потужності піщаника:

1 – на основі застосування МСЕ, 2 – моделювання на еквівалентних матеріалах

Формула (1.8) є основою для прогнозу факту очікуваного генерального обвалення в окремому випадку, коли потужність безпосередньої покрівлі рівна 3,0…4,0 м, а довжина лави складає 170-180 м.

Величина генерального обвалення істотно залежить від двох параметрів: потужності шару безпосередньої покрівлі, яка для умов шахти «Білозерська» ДП «Добропіллявугілля» представлена аргілітом, і потужності власне шару міцного піщаника. Ця залежність має нелінійний вигляд і наведена на рис. 1.10.

Результати апроксимації на рис. 1.10 відмічені точками і достатньо близько співпадають з кривими, отриманими на основі розрахунків МСЕ.

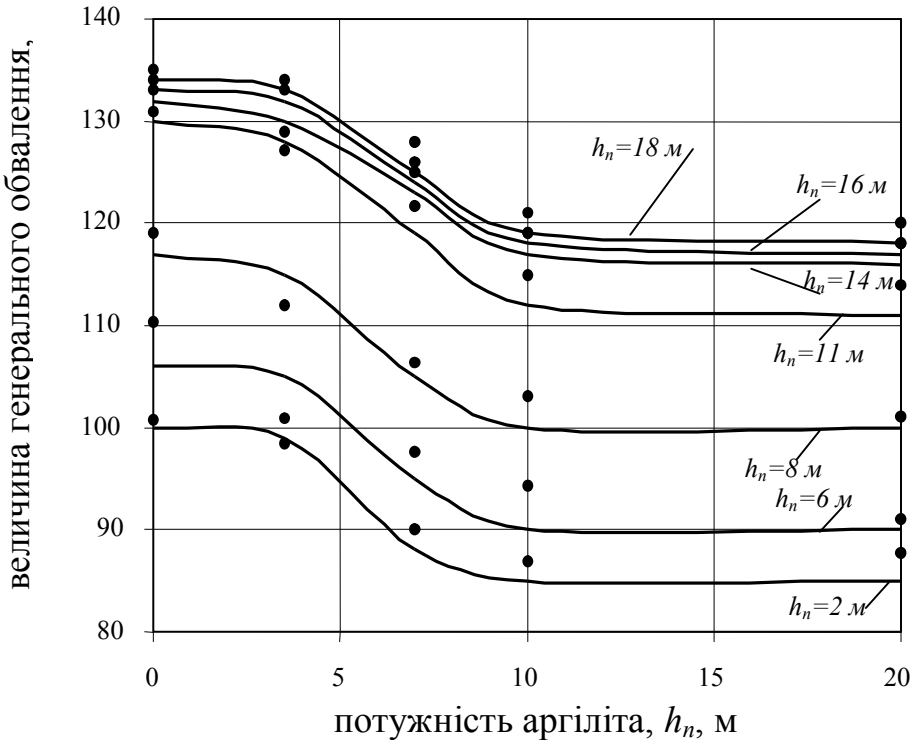


Рисунок 1.10 – Залежність величини генерального обвалення від потужності шару аргіліту в покрівлі при різних значеннях потужності шару піщаника (• – значення величин генерального обвалення, розраховані за формулою 1.9).

З рис. 1.10 витікає, що при потужності аргіліту, що перевищує 10 м, величина генерального обвалення залежить тільки від потужності пласта піщаника і не залежить від потужності аргіліту. Залежність апроксимована поліноміальною функцією і графіки на рис. 1.8 в першому наближенні можуть бути описані в наступному вигляді:

$$l_в = 0{,}07h_{арг}^2 - 2{,}3h_{арг} + 0{,}13h_n^2 + 2{,}6h_n + 95 \qquad (1.9)$$

при $0 \le h_n \le 30$ м $0 \le h_{арг} \le 20$.

Залежність (1.9) отримана для умов рішення задачі плоскої деформації. У разі ж рішення об'ємної задачі на величину генерального обвалення робить вплив довжини лави. Вплив цей, як довело комп'ютерне моделювання, не перевищує 20%. З урахуванням довжини лави величина генерального обвалення визначається наступною залежністю: $l_в = \left(0{,}07h_{арг}^2 - 2{,}3h_{арг} + 0{,}13h_n^2 + 2{,}6h_n + 95\right)\dfrac{150 + L}{2L}$ (1.10)

Результати розрахунків, отримані за формулою (1.10), мають достатньо близьку збіжність (розбіжність не перевищує 15 %).

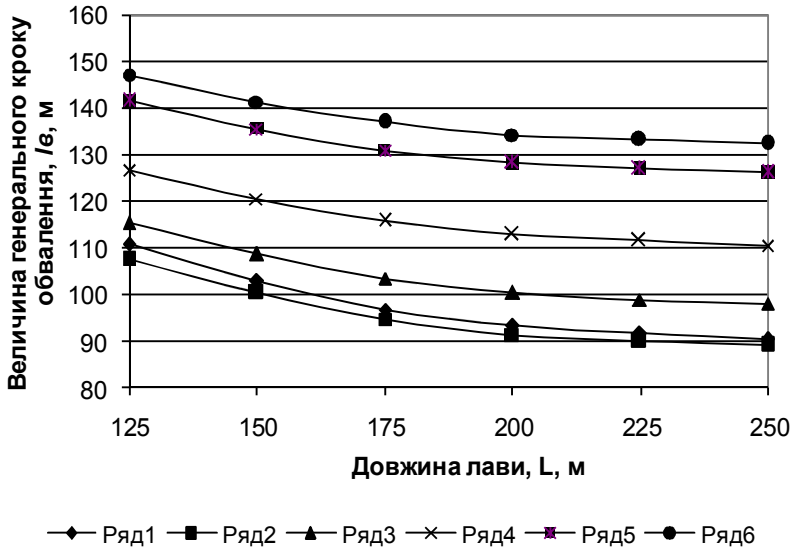


Рисунок 1.11 – Графік залежності величини генерального кроку обвалення порід покрівлі вугільного пласта від довжини лави: при варіюванні величин: $h_{арг}$ = *0;* 3,5; 7; 10; 12;14 м, $h_{піщ}$ = 2; 4; 8; 12; 16; 18 м

За розрахунковими даними побудований графік залежності величини генерального обвалення покрівлі вугільного пласта від довжини лави (рис. 1.11).

1.2 Моделювання сталого обвалення порід покрівлі. Вибір інтегрального критерію міцності на другій стадії обвалення (при сталому обваленні)

Натурні дослідження і чисельне моделювання, виконане в параграфі 1.1 стосовно генерального обвалення показують, що при заляганні в породах покрівлі вугільного пласта, що відпрацьовується, шару міцних порід, прояви гірського тиску в лаві залежать від потужності цього шару і місця його розташування в стратиграфічній колонці по відношенню до пласта вугілля. Перш за все, цей вплив повинен позначатися на кроці сталого обвалення порід покрівлі.

Дослідження виконувалися із застосуванням МСЕ і теорій граничного напруженого стану. Спочатку вважаємо, що параметри сталого обвалення визначаються геометрією області генерального обвалення.

Геометричні параметри нової геомеханической системи, що утворилася, «лава – вміщаючий порідний масив – вироблений простір» визначають подальша поведінка порідного масиву при подальшому відробітку вугільного пласта.

В процесі подальшого відпрацювання вугільного пласта, відповідно до нової геометрії, спочатку визначеної параметрами генерального обвалення, міняється НДС порід покрівлі. У покрівлі формується блок вторинного обвалення серповидної форми (рис. 1.12). З невеликою погрішністю його можна апроксимувати фігурою у вигляді ромба.

Вага порід в межах блоку *АВСД* врівноважується силами відриву по контуру *АВС*. Інтегральний критерій міцності в цьому випадку матиме вигляд:

$$a = \frac{10R_c k_c^p h \sin\alpha}{\gamma h - 10R_c k_c^p} \quad . \tag{1.11}$$

Тут k_c^p - коефіцієнт структурного послаблення при розтягуванні. Величина його приймається рівною $0{,}1k_c$ для вміщаючих порід досліджуваної області породного масиву (рис. 1.13).

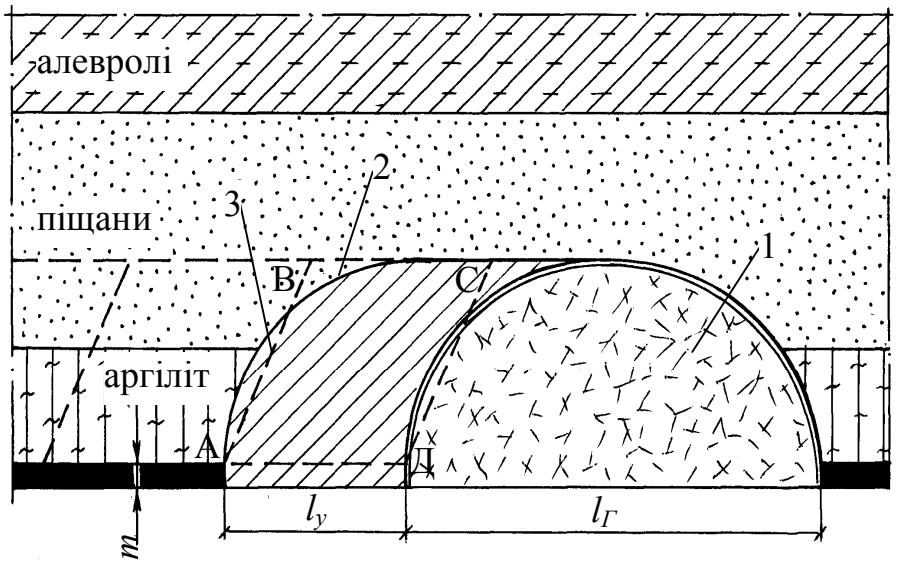


Рисунок 1.12 – Формування блоку в породах покрівлі при вторинному (сталому) обваленні:

1 – розпушені породи при первинному (генеральному обваленні); 2 – межа серповидного блоку при сталому обваленні порід покрівлі; 3 – межа ромбоподібної фігури апроксимації блоку обвалення в породах покрівлі.

Для визначення сталого кроку обвалення порід покрівлі в лаві положистого вугільного пласта розроблена розрахункова схема, наведена на рис. 1.13.

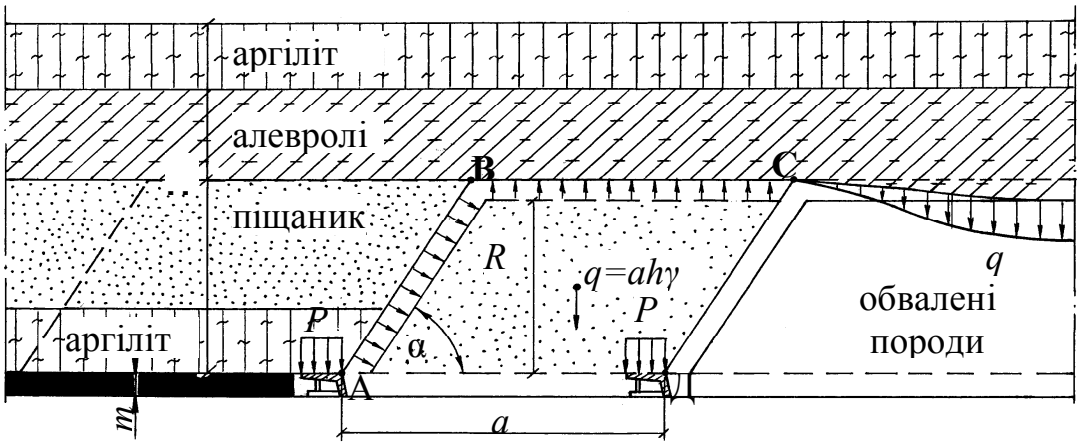


Рисунок 1.13 – Розрахункова схема до визначення сталого кроку обвалення порід покрівли в лаві положистого вугільного пласта

При комп'ютерному моделюванні процесу вторинного обвалення в покрівлі виразно є видимою область обвалення. Зімкнення області всередині якої виконується точкова умова міцності (1.3), з межами області, визначеної відповідно до залежностей (1.11), служить ознакою втрати рівноваги, тобто вторинного обвалення порід покрівлі(рис.1.14-1.16).

При комп'ютерному моделюванні для гірничо-геологічного моделювання умов ш. «Білозерська», ДП «Добропіллявугілля» варіювалися наступні параметри: потужність піщаника – $h_{піщ}$, потужність безпосередньої покрівлі – $h_{арг}$, довжина лави – L. Потужність вугільного пласта прийнята постійною ($h_{вуг}$ = *2,24* м), оскільки встановити вплив цієї величини на крок обвалення не вдалося.

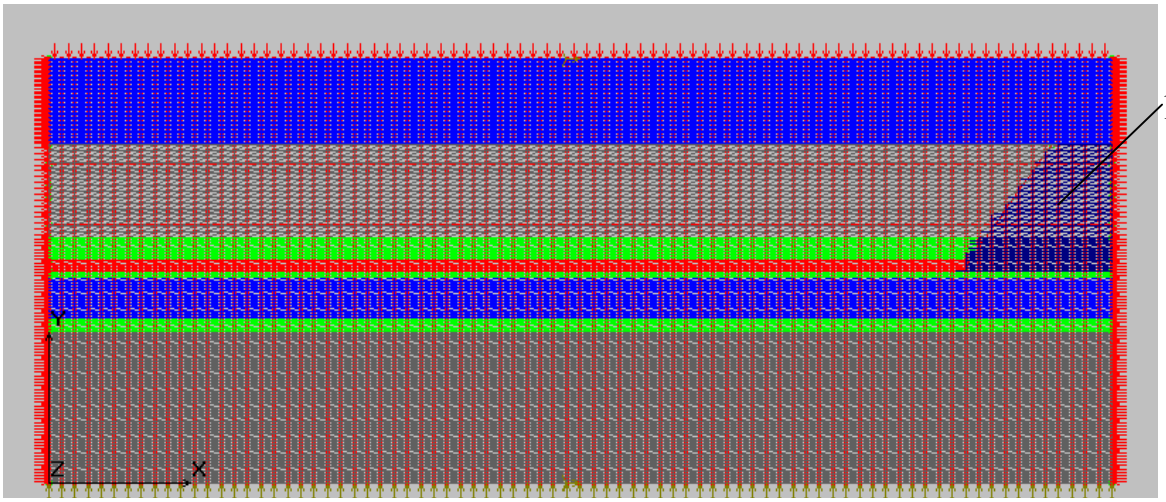


Рисунок 1.14 – Первісна комп'ютерна модель породного масиву для вивчення параметрів сталого кроку обвалення, апроксимована трикутними елементами: 1 – зона обвалених порід

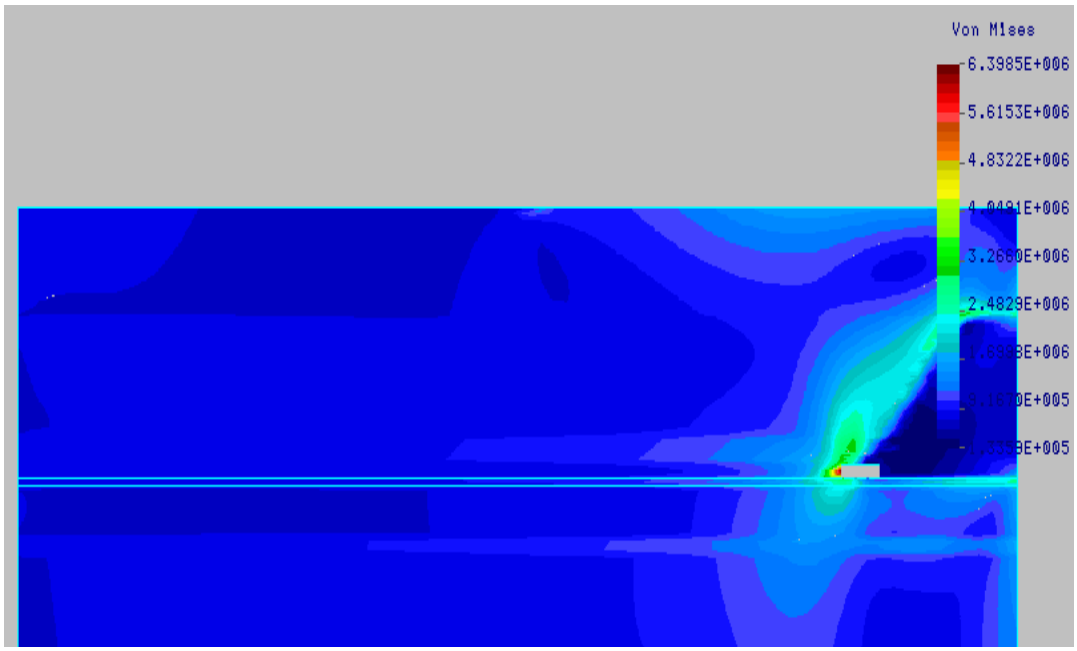


Рисунок 1.15 – Картина перерозподілення еквівалентних напружень області породного масиву, що досліджується

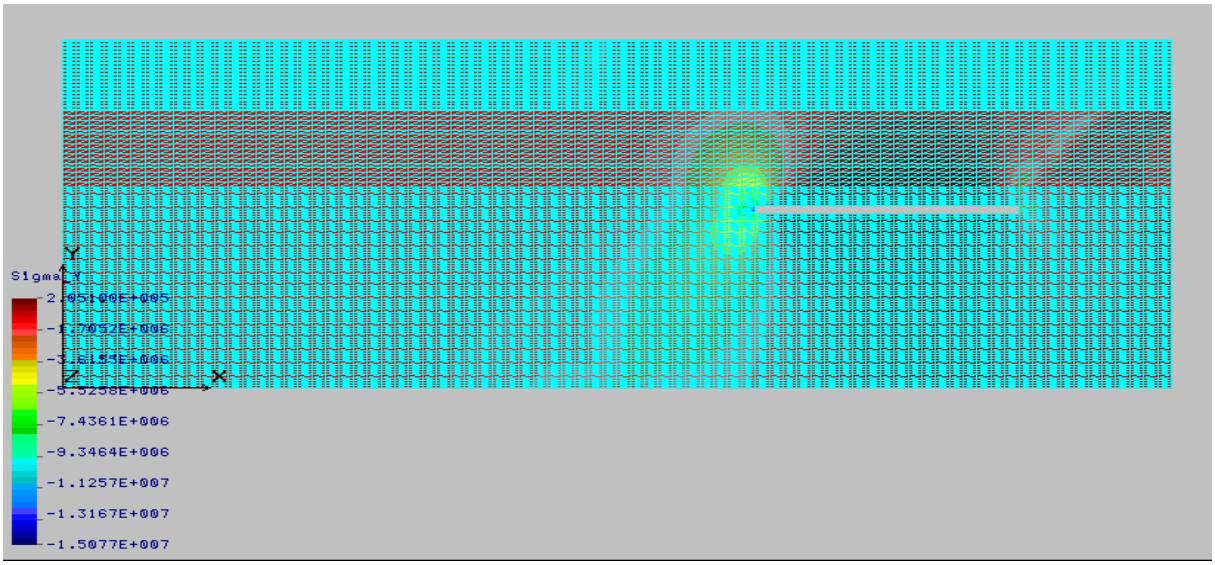


Рисунок 1.16 – Якісна картина сталого обвалення області породного масиву, що досліджується

Таблиця 1.2 – Результати величини кроку сталого обвалення

№	Довжина лави L, м	Потужність піщаника $h_{піщ}$, м	Потужність аргіліту $h_{арг}$, м	Крок сталого обвалення a, м
1.	175	2	0; 3,5; 7; 10; 12; 14	34; 36; 37; 38; 40; 42
2.	175	8	0; 3,5;7;10; 12; 14	39; 41; 43; 46; 494 52
3.	175	10	0; 3,5; 7; 10; 12; 14	44; 46; 50; 53; 56; 58
4.	175	12	0; 3,5; 7; 10; 12; 14	46; 50; 52; 55; 57; 61
5.	175	14	0; 3,5; 7; 10; 12; 14	47; 51; 53; 56; 58; 62
6.	175	16	0; 3,5; 7; 10; 12; 14	48; 52; 54; 57; 59; 63

На рис. 1.17 наведені графіки залежності величини сталого кроку обвалення *а* від потужності що залягає в покрівлі шару пісковика при різній потужності безпосередньої покрівлі і довжини лави *L=175* м.

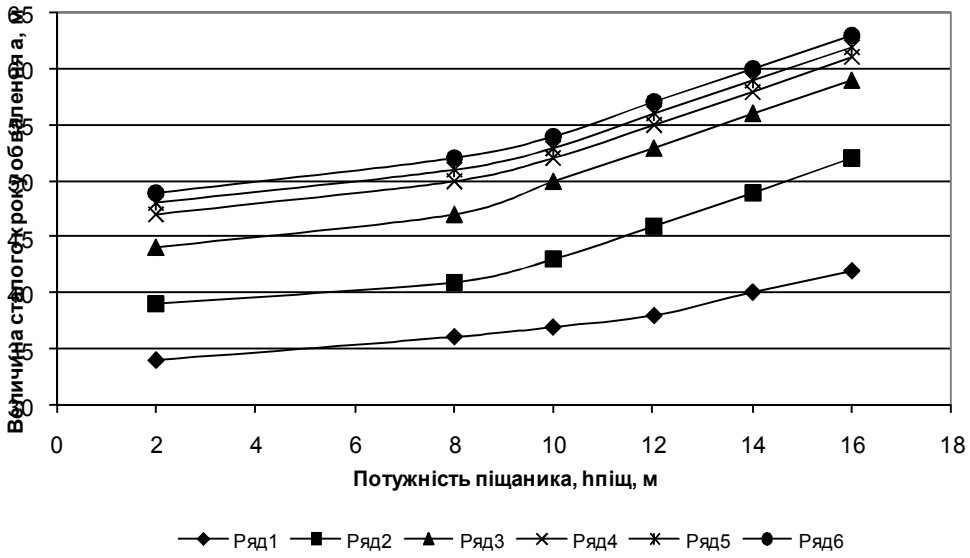


Рисунок 1.17 – Графік залежності величини сталого кроку обвалення покрівлі вугільного пласта від потужності основної покрівлі, при *L = 175* м: ряд 1 – $h_{арг} = 0$ м; ряд 2 – $h_{арг} = 3,5$ м; ряд 3 – $h_{арг} = 7$ м; ряд 4 – $h_{арг} = 10$ м; ряд 5 – $h_{арг} = 12$ м; ряд 6 – $h_{арг} = 14$ м.

Величина кроку обвалення змінюється від 35 до 65 м, збільшуючись по мірі віддалення песковика від покрівлі пласта. При товщині порід безпосередньої покрівлі більше 14…16 м, вплив пісковика на крок обвалення не значне. Це особливо добре видно на рис. 1.18, де зображена залежність величини крока обвалення від товщі порід беспосередньої покрівлі при довжині лави *L* = 175 м.

Довжина лави також робить вплив на величину кроку обвалення. З рис. 1.19 витікає, що при зміні довжини лави від 125 до 250 м, тобто в два рази, крок обвалення при постійній потужності порід безпосередньої покрівлі ($h_{арг} = 3,5$ *м*) зменшується, приблизно, на 20-25 %.

Обробка даних комп'ютерного моделювання дозволила встановити загальну залежність величини кроку обвалення – *а* від змінних параметрів – $h_{піщ}$, $h_{арг}$, *L*. Ця залежність має наступний нелінійний вигляд:

$$a = \left(0{,}9 h_{песч} \frac{2h_{арг}^2 + 1}{h_{арг}^2 + 1} + 30 \frac{1{,}5 h_{арг}^2 + 1}{\left(h_{арг}^2 + 1\right)^2} \right) \frac{150 + L}{2L}. \qquad (1.12)$$

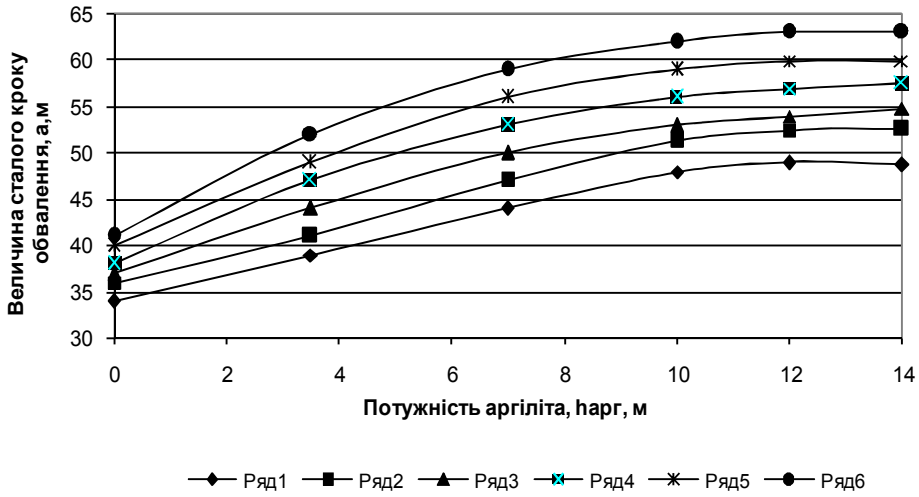


Рисунок 1.18 – Графік залежності величини сталого кроку обвалення покрівлі вугільного пласта від потужності безпосередньої покрівлі, при L = 175 м: ряд 1 – $h_{піщ} = 2$ м; ряд 2 – $h_{піщ} = 8$ м; ряд 3 – $h_{піщ} = 10$ м; ряд 4 – $h_{піщ} = 12$ м; ряд 5 – $h_{піщ} = 14$ м; ряд 6 – $h_{піщ} = 16$ м

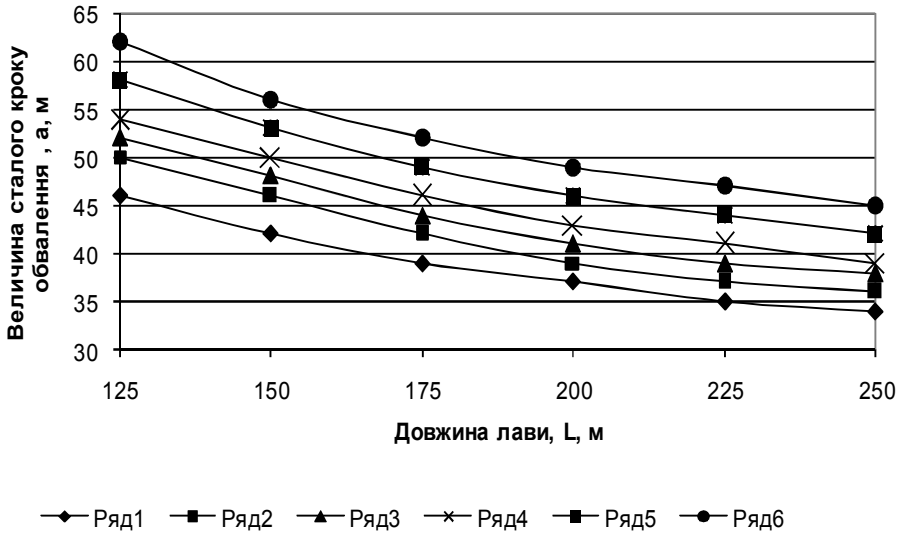


Рисунок 1.19 – Графіки залежності величини сталого кроку обвалення покрівлі вугільного пласта від довжини лави, при $h_{арг} = 3{,}5$ м: ряд 1 – $h_{піщ} = 2$ м; ряд 2 – $h_{піщ} = 8$ м; ряд 3 – $h_{піщ} = 10$ м; ряд 4 – $h_{піщ} = 12$ м; ряд 5 – $h_{піщ} = 14$ м; ряд 6 – $h_{піщ} = 16$ м.

1.3 Фізична модель порід покрівлі в лавах положистих пластів

Після відпрацювання стовпа прямим або зворотним ходом над вийнятим вугільним пластом потужністю *m*, починаючи від його підошви, утворюється масив обрушених порід – 3 (рис. 1.20).

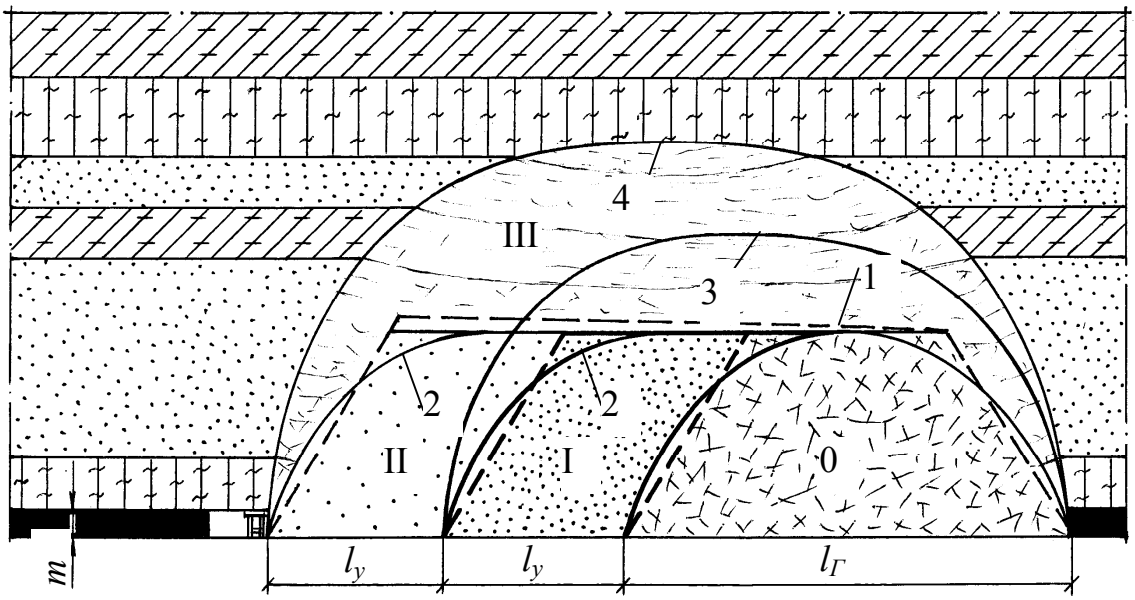


Рисунок 1.20 – Фізична модель трьохстадійного утворення склепіння, що розвивається, при відпрацюванні положистого вугільного пласта:

0 стадія – період формування генерального обвалення; I, II – стадії період формування сталого обвалення; III стадія – період формування мульди зрушення на поверхні.

Між обрушеними породами і необрушеними – 4 є вузька область знижених напружень – 5 в межах якої, залежно від потужності пласта, що виймається, ступеня метаморфізму структури і текстури порід покрівлі, є або порожній простір, або максимально розпушені породи, навантаження на яких з боку вищерозміщених порід практично відсутнє.

З часом масив вищерозміщених порід 4 прийде в рух, який досягне поверхні. В результаті цього на поверхні утворюється мульда зрушення, обмежена кутами зрушення за простяганням δ_0 і величиной максимального осідання $\eta_{п,}$ а область 5 на кінцевий момент формування мульди на поверхні перестає існувати.

На рис. 1.21 наведені межа відриву порід при первинному обваленні – 1, і при вторинному – 2, серповидний блок сталого обвалення – 3; межа ослабленого тиску – 4; область зрушення порід покрівлі – 5; мульда зрушення – 6; η_n – величина максимального осідання земної поверхні δ_0 – граничні кути.

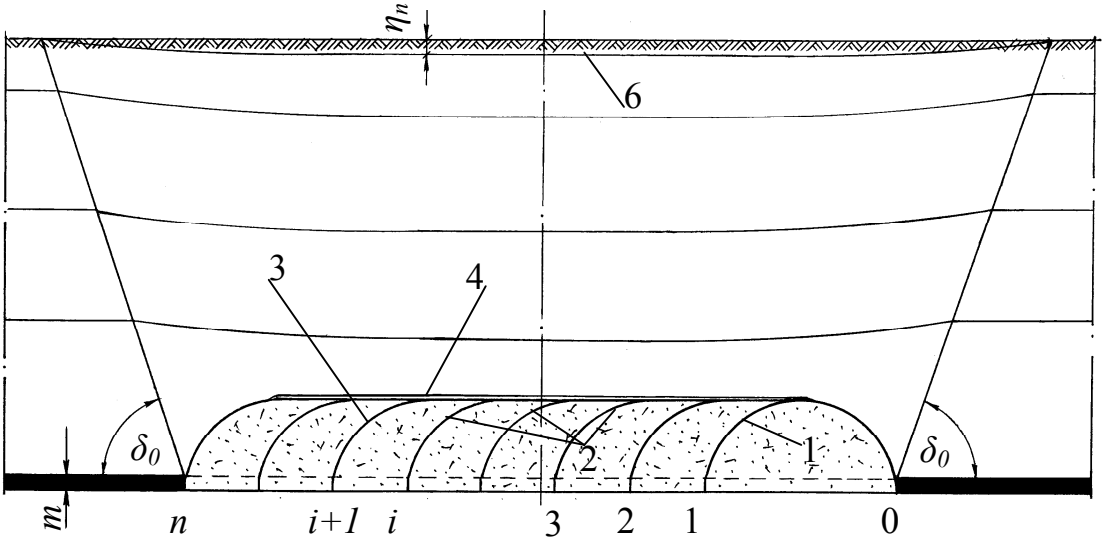


Рисунок 1.21 – Області порід покрівлі, що залучаються до процесу деформації

Таким чином, суть фізичної моделі трьохстадійного утворення склепіння, що розвивається, при відробітку положистого вугільного пласта можна подати в такій послідовності:

- при першому (генеральному) обваленні порід покрівлі над виробленим простором утворюється криволінійне склепіння природної рівноваги, форма якої визначає закономірності обвалення порід покрівлі при подальшому вийманні вугілля;
- при вторинному (сталому) обваленні в крівлі вугільного пласта утворюються порідні блоки серповидної форми, розмір яких визначається, перш за все, структурою і міцністю вміщаючих порід;
- при повному відробітку підготовленого стовпа геомеханические процеси зрушення продовжують розвиватися і зачіпають всю товщу порід вище за зону обвалення аж до поверхні.

1.4. Висновки

1. На основі запропонованого інтегрального критерію міцності порід крівлі при генеральному обваленні обгрунтована гіпотеза утворення склепіння в покрівлі вугільного пласта, що відпрацьовується.

2. Встановлено, що граничний проліт покрівлі прямопропорційний міцності на одноосне стиснення, зворотньопропорційний запасу міцності і не залежить від глибини розташування виробки.

3. В результаті обробки розрахунків, виконаних МСЕ, побудовані графіки (див. рис. 1.8 і 1.9), на яких визначено, що величина генерального обвалення є нелінійною функцією від потужності піщаника, що залягає в покрівлі. Також з графіків встановлено, що величина генерального обвалення залежить від потужності піщаника до певних розмірів його потужності, тобто при потужності піщаника від 20 м і вище (у даних умовах до 30 м) величина генерального обвалення не змінюється.

4. Представлена формула (1.8), яка є основою для прогнозу чинника очікуваного генерального обвалення в окремому випадку, при потужності безпосередньої покрівлі рівної 3-4 м.

5. Запропонована залежність (1.10) може бути використана для прогнозу величини генерального обвалення на шахтах ДП «Добропіллявугілля» у разі залягання в покрівлі пласта міцного піщаника з урахуванням значень потужності безпосередньої покрівлі.

6. На основі побудованого графіка (рис. 1.10) очевидно, що наявність потужного шару міцних монолітних порід типу піщаника в покрівлі вугільного пласта робить вплив на крок сталого в тому випадку, якщо потужність порід безпосередньої покрівлі не перевищує 16 м.

7. Загальна залежність (1.12) величини кроку сталого обвалення від варійованих параметрів – потужності порід безпосередньої покрівлі, потужності піщаника, довжини лави, має нелінійний вигляд і з точністю ±17 % підтверджується результатами натурних вимірювань і комп'ютерного

моделювання.

8. На підставі узагальнення натурних спостережень, результатів моделювання на еквівалентних матеріалах і чисельних розрахунків запропонована фізична трьохстадійна модель деформації порід покрівлі при відпрацюванні положистих вугільних пластів, що включає періоди формування генерального обвалення, сталого обвалення і формування мульди зрушення на поверхні (рис. 1.20).

В період генерального обвалення порід покрівлі над виробленим простором утворюється криволінійне склепіння природної рівноваги, форма якого визначає закономірності обвалення порід покрівлі при подальшому вийманні вугілля. В період сталого обвалення в покрівлі вугільного пласта утворюються породні блоки серповидної форми, розмір яких визначається, перш за все, структурою і міцністю вміщуючих порід. І при повному відпрацюванні підготовленого стовпа геомеханічні процеси зрушення продовжують розвиватися і розповсюджуються на всю товщу порід вище за зону обвалення аж до поверхні (рис. 1.21).

2 РОЗРОБИТИ МАТЕМАТИЧНІ МОДЕЛІ ДИНАМІКИ РОБОТИ КАНАТНИХ НАДҐРУНТОВИХ ДОРІГ З РІЗНИМИ ТИПАМИ ПРИВІДНИХ СТАНЦІЙ І ТЯГОВИХ ОРГАНІВ В ЗАЛЕЖНОСТІ ВІД ГІРНИЧО-ТЕХНІЧНИХ УМОВ; НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ПРИ ЇХ ОХОРОНІ ЛИТИМИ СМУГАМИ З РОЗВАНТАЖУВАЛЬНОЮ ПОРОЖНЕЧЕЮ, А ТАКОЖ НАДІЙНОСТІ ФУНКЦІОНУВАННЯ ТОПОЛОГІЇ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК.

2.1 Теорія процесів у канатній надґрунтовій дорозі

У вугільній промисловості знайшли широке застосування канатні надґрунтові дороги, що працюють за принципом відкатки партії вагонеток замкнутим канатом. Навантаження на ці установки постійно збільшуються, що вимагає вдосконалювання конструкції й методів розрахунку [7,8]. **Об'єктом** дослідження є канатна надґрунтова дорога (далі ДКН), принципова схема якої представлена на рис.2.1,а. **Мета** – обґрунтування математичної моделі ДКН для дослідження режимів її роботи.

Для аналізу процесів, що відбуваються в установці, зручно подати її у вигляді сукупності вузлів, з'єднаних між собою зв'язками (рис.2.1, б).

Привідній станції надається рух електричним двигуном змінного струму з короткозамкненим ротором, що з'єднаний з ротором аксіально-поршневого насоса регульованої продуктивності. Робоча рідина з насоса під тиском подається в робочі порожнини радіально-поршневих гідромоторів, вихідні вали яких з'єднані за допомогою зубчатої передачі зі шківом тертя. Гідравлічна принципова схема приводної станції ДКН представлена на рис. 2.2.

Момент асинхронного електродвигуна може бути визначений [9]:

$$M_{д} = \frac{3U_{ф}^{2} R'_{p}}{\omega_0 \left[\left(R_c + R'_p / S \right)^2 + \left(x_c + x'_p \right)^2 \right] S}, \qquad (2.1)$$

де $U_ф$ – фазна напруга; R_c – активний опір статора; ω_0 – кутова синхронна

швидкість; $R_p^{/}$ – приведений до статора активний опір ланцюга ротора; S – ковзання двигуна; $x_c, x_p^{/}$ – реактивний опір статора і приведений до статора ротора.

Ковзання електродвигуна визначається за формулою:

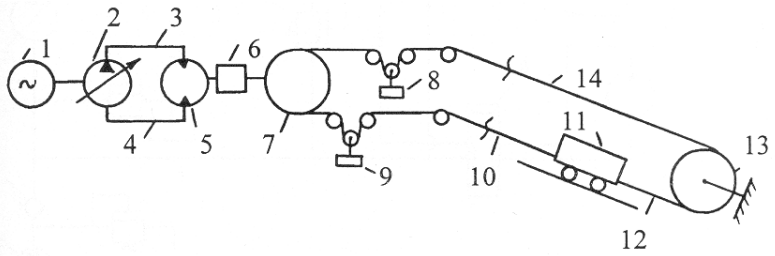
$$S = \frac{\omega_0 - \omega_д}{\omega_0}, \tag{2.2}$$

де $\omega_0 = n_0\pi/30$ – синхронна кутова швидкість електродвигуна; $\omega_д$ – поточна кутова швидкість двигуна; n_0 – синхронна частота обертання.

Дорівнюючи вираз $\frac{dM}{dS} = 0$, визначаємо значення критичного ковзання S_k, при якому двигун розвиває максимальний (критичний) момент

$$S_k = \frac{R_p^{/}}{\sqrt{R_c + \left(x_c + x_p^{/}\right)^2}}. \tag{2.3}$$

а



б

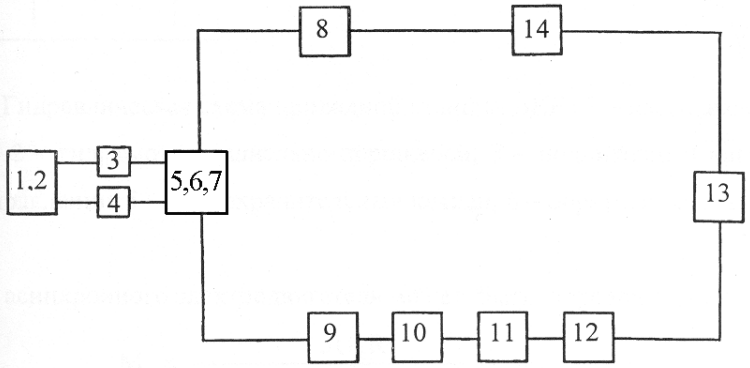


Рисунок 2.1 – Принципова (а) і структурна (б) схеми ДКН: 1 – електродвигун;
2 – гідронасос; 3,4 – сполучні трубопроводи; 5 – гідромотор; 6 – редуктор; 7 – шків тертя; 8, 9 – натяжні вантажі; 10, 12 – ділянки каната нижньої гілки; 11 – состав вагонеток; 13 – кінцевий блок; 14 – ділянка каната верхньої гілки

Підставляємо значення S_k у вираз для максимального моменту

$$M_k = \frac{3U_ф^2}{2\omega_0\left[R_c + \sqrt{R_c + \left(x_c + x_p^{/}\right)^2}\right]}. \tag{2.4}$$

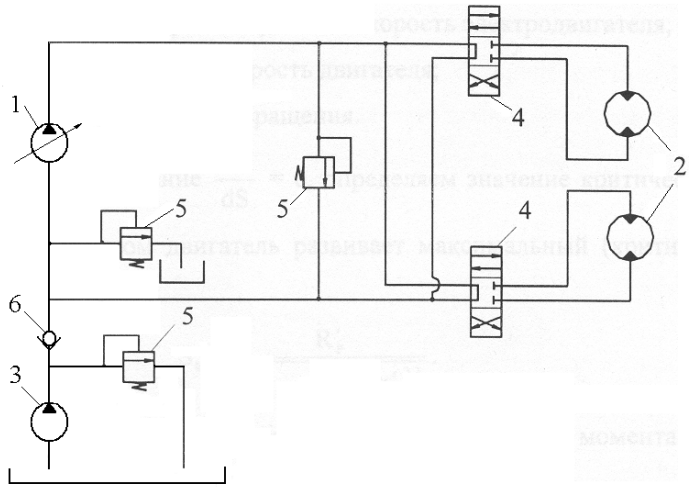


Рисунок 2.2 – Гідравлічна схема приводної станції ДКН: 1 – насос аксіально-поршневий; 2 – гідромотор радіально-поршневий; 3 – живильний насос; 4 – золотник керування; 5 – запобіжний клапан; 6 – зворотний клапан.

Якщо вираз (2.1) розділити на вираз (2.4) і зробити відповідні перетворення, одержимо:

$$M_{\partial} = \frac{2M_k\left(1 + a_{\partial} S_k\right)}{S / S_k + S_k / S + 2a_{\partial} S_k}, \qquad (2.5)$$

де M_k – максимальний момент двигуна; S_k – критичне ковзання, що відповідає максимальному моменту.

Якщо у формулі (5) зневажити активним опором статора, то вийде формула більш зручна для практичних розрахунків:

$$M_{\partial} = \frac{2M_k}{S / S_k + S_k / S}. \qquad (2.6)$$

При виводі формули (6) прийнято ряд допущень (магнітні ланцюги двигуна не насичені, втрати в роторі відсутні, механічними втратами у двигуні нехтуємо), які істотно не впливають на результати розрахунків при роботі двигуна на стійкій частині механічної характеристики, що має місце в привідних станціях ДКН.

Робочий обсяг аксіально-поршневого насоса визначається за формулою [10]:

$$q_н = S_n h_n Z = \frac{\pi d_n^2}{4} ZDtg\gamma, \qquad (2.7)$$

де: $h_n = Dtg\gamma$ – хід поршня; D – діаметр кола блоку, на якому розташовані центри циліндрів; d_n–діаметр поршня; Z –кількість поршнів; γ – кут нахилу диска.

Середня теоретична подача насоса:

$$Q_{нт} = \frac{\pi d_n^2}{4} ZnDtg\lambda, \qquad (2.8)$$

де n – частота обертання ротора.

Параметр регулювання насоса:

$$u_н = \frac{tg\gamma}{tg\gamma_{\max}}, \qquad (2.9)$$

де $\gamma, \gamma_{\max}$ – поточне й максимальне значення кута нахилу диска.

Продуктивність насоса

$$Q_н = q_{н\max} u_н n \eta_0, \tag{2.10}$$

де $q_{н\max}$ – максимальний робочий об'єм насоса; η_0 – об'ємний к. к. д. насоса.

Робочий об'єм радіально-поршневого гідромотора виражається формулою

$$q_м = mZk \frac{\pi d_п^2}{4} h_п, \tag{2.11}$$

де m – кількість рядів циліндрів; Z – кількість циліндрів в одному ряді; k – кратність дії.

Подача гідромотора:

$$Q_м = mZk \frac{\pi d_п^2}{4} h_п n, \tag{2.12}$$

з урахуванням витоків подача гідромотора:

$$Q_м = \frac{q_м n}{\eta_0}, \tag{2.13}$$

де η_0 – об'ємний к. к. д. гідромотора, що враховує витоки рідини через зазори й ущільнення.

Крутний момент, що розвивається гідромотором

$$M_т = \frac{(p_н - p_в) q_м \eta_{гм}}{2\pi}, \tag{2.14}$$

де $p_{н,} p_в$ – тиск, відповідно, у нагнітальній і зливній магістралях; $\eta_{гм} = \eta_м \eta_г$ – гідромеханічний к. к. д. гідромотора; $\eta_м \eta_г$ – механічний і гідравлічний к. к. д. гідромотора.

При складанні рівнянь двигуна прийняті такі припущення: модуль пружності рідини змінюється залежно від тиску й температури. Так, у діапазоні тиску 7 - 25 МПа і при температурі 40°С модуль пружності рекомендується приймати рівним 1700 МПа [11]; звичайно в мінеральних маслах міститься до 6% нерозчиненого повітря, що збільшує стисливість рідини. Найбільший вплив на зміну стисливості робить підвищення тиску від 0 до 5 МПа, а у діапазоні від 5 до 20 МПа наявність повітря в рідині змінює її модуль пружності на 5 - 6%. Перехідними процесами в електродвигуні й гідронасосі нехтуємо, оскільки постійна часу цих процесів значно менше постійної часу тягового контуру каната

($T_{дв}$ = 0,04 с, T_f > 4 с). Запишемо рівняння руху вузлів приводу канатної надґрунтової дороги.

Ротор електродвигуна і гідронасоса

$$I_д \frac{d\omega_д}{dt} = \frac{2M_к S_к S}{S_к^2 + S^2} + \frac{(p_н - p_в) q_{н\max} u_н}{2\pi} - M_{трн} sign(\omega_д) \ , \qquad (2.15)$$

де $I_д$ – момент інерції ротора електродвигуна й гідронасоса; $\omega_д$ – кутова швидкість ротора двигуна; $M_к$ – критичний момент електродвигуна; S_k, S – відповідно, критичне й поточне значення ковзання електродвигуна; $p_н, p_в$ – тиск нагнітання та всмоктування насосів; $q_{н\max}$ – максимальний робочий об'єм насосів; $M_{трн}$ – сумарний момент сухого тертя в насосах:

$$M_{трн} = (1 - \eta_{мд}\eta_{мн}) M_{ном} sign(\omega_д), \qquad (2.16)$$

де $\eta_{мд}, \eta_{мн}$ – механічні к. к. д., відповідно, двигуна й насоса; $M_{ном}$ – номінальний момент двигуна.

Шків тертя: $$I_ш \frac{d\omega_ш}{dt} = \frac{(p_н - p_в) q_м}{2\pi} - (F_n - F_{n+1}) R_ш - M_{трш} sign(\omega_ш), \qquad (2.17)$$

де $I_ш$ – момент інерції шківа, роторів гідромоторів і редуктора, зведених до ободу шківа; $\omega_ш$ – кутова швидкість шківа; $q_м$ – сумарний робочий обсяг гідромоторів; F_n, F_{n+1} – зусилля у гілці каната, що набігає й збігає з привідного шківа; $R_ш$ – радіус привідного шківа; $M_{трш}$ – момент сухого тертя (холостого ходу) гідромоторів, редуктора й шківа:

$$M_{трш} = (1 - \eta_{мм}\eta_р) M_{мн} sign(\omega_ш), \qquad (2.18)$$

де $\eta_{мм}, \eta_р$ – механічні к. к. д., відповідно, гідромотора і редуктора; $M_{мн}$ – номінальний момент гідромотора.

Далі необхідно врахувати процеси, пов'язані зі стисливістю робочої рідини.

Розрахунок параметрів гідромашин і трубопроводів багато в чому залежить від режиму руху рідини в гідросистемі (ламінарного або турбулентного).

Визначимо середню швидкість руху робочої рідини по трубопроводу [11]:

$$V_ж = \frac{4Q_н}{\pi d_{тр}^2} = \frac{4 \cdot 6 \cdot 10^{-3}}{3{,}14 \cdot 0{,}05^2} = 3 м/с, \qquad (2.19)$$

де $Q_н$ – номінальна продуктивність насоса, $м^3$/с; $d_{тр}$ – діаметр трубопроводу, м.

Для визначення режиму руху рідини в трубопроводі обчислимо число Рейнольдса:

$$R_е = \frac{V_ж d_{тр}}{V} = \frac{3 \cdot 0.05}{2 \cdot 10^{-5}} = 7500 . \qquad (2.20)$$

Оскільки число Рейнольдса більше критичного $R_e > R_{кр}$ (2300), режим руху рідини в трубопроводі турбулентний.

Для кількісної оцінки втрат тиску в трубопроводах по довжині зробимо їх розрахунок [11]:

$$\Delta p_{тн} = \lambda \frac{L_{тр}}{d_{тр}} \frac{V_{ж}^2}{2}, Па, \tag{2.21}$$

де $L_{тр}$ – довжина трубопроводу, м; $V_{ж}$ – швидкість руху рідини, м/с.

Коефіцієнт Дарсі для турбулентного потоку у гідравлічно гладких трубах визначається за формулою Блазіуса:

$$\lambda = \frac{0,3164}{R_e^{0,25}} = \frac{0,3164}{7500^{0,25}} = 0,034 . \tag{2.22}$$

Оскільки величина втрат тиску $\Delta p_{тн}$ дуже мала у порівнянні з робочим тиском у трубопроводі (2x10^7 Па), нею можна знехтувати при складанні розрахункової схеми.

Зміна тиску в магістралі внаслідок стисливості рідини запишемо у вигляді [12]:

$$\frac{dp}{dt} = \frac{E}{U} \frac{dU}{dt}, \tag{2.23}$$

де E - наведений модуль пружності робочої рідини, Па; U – об’єм рідини в магістралі, м^3.

Наведений модуль пружності враховує піддатливість стінок трубопроводу:

$$\frac{I}{E} = \frac{I}{E_{ж}} + \frac{d_{тр}}{E_{ст}\delta_{ст}}, \tag{2.24}$$

де $E_{ж}$, $E_{ст}$ – модуль пружності, відповідно, рідини і сталі, Па; $\delta_{ст}$ – товщина стінок трубопроводу, м.

Повний об’єм рідини в магістралі:

$$U = L_{тр} \frac{\pi d_{тр}^2}{4} + \frac{1}{2}\left(q_{н\max} + q_{м}\right), м^3, \tag{2.25}$$

Зміна об’єму рідини в нагнітальній магістралі:

$$\frac{dU_{н}}{dt} = \frac{u_{н} q_{н\max} \omega_{д}}{2\pi} - \frac{q_{д}\omega_{м}}{2\pi} - \alpha_0 p_{н}, \tag{2.26}$$

де $\omega_{д}, \omega_{м}$ – кутова швидкість ротора двигуна і гідромотора, рад/с; α_0 – коефіцієнт витоків у гідросистемі.

Аналогічно, для всмоктувальної магістралі

$$\frac{dU_в}{dt} = \frac{q_м \omega_м}{2\pi} - \frac{u_н q_{н\max} \omega_д}{2\pi} - \alpha_0 p_в, \tag{2.27}$$

Тоді, зміна тиску в магістралях складе:

$$\frac{dp_н}{dt} = \frac{E}{U_н}\left[\frac{1}{2\pi}\left(u_н q_{\max} \omega_д - q_м \omega_м\right) - \alpha_0 p_н\right], \tag{2.28}$$

$$\frac{dp_в}{dt} = \frac{E}{U_в}\left[\frac{1}{2\pi}\left(q_м \omega_м - u_н q_{н\max} \omega_д\right) - \alpha_0 p_в\right]. \tag{2.29}$$

Коефіцієнт витоків (α_0) визначимо за об'ємними к. к. д. насоса і гідромотора ($\eta_{но}$ і $\eta_{мо}$) [10]:

$$\eta_0 = 1 - \frac{\Delta Q}{Q_т}, \tag{2.30}$$

де ΔQ – об'ємні втрати в гідромашині, $м^3$/с; $Q_т$ – теоретична продуктивність, $м^3$/с.

У свою чергу, об'ємні втрати пов'язані з тиском такою залежністю [12]:

$$\Delta Q = \alpha\, p\ . \tag{2.31}$$

Тоді, за параметрами номінального режиму гідромашини неважко визначити коефіцієнт витоків:

$$\alpha = \frac{Q_т\left(1 - \eta_{он}\right)}{p_н}, \tag{2.32}$$

де $Q_т$ – теоретична номінальна продуктивність гідромашини; $\eta_{он}$ – об'ємний к. к. д. у номінальному режимі роботи; $p_н$ – номінальний тиск нагнітання, Па.

Коефіцієнт сумарних витоків насоса і гідромотора:

$$\alpha_0 = \alpha_н + \alpha_м\ . \tag{2.33}$$

Рівняння руху вузлів привода канатної надґрунтової дороги дають змогу подати розрахункову схему ДКН як єдину електрогідромеханічну систему, обґрунтувати її математичну модель й одержати розв’язання в машинному виді.

2.2 Аналіз результатів вирішення математичної моделі

Рішення математичної моделі одержано на ПЕОМ в графічному вигляді з виведенням необхідної цифрової інформації.

Вхідним параметром системи прийнято швидкість приводного шківа, яка залежить від параметра регулювання насоса, а вихідним - коефіцієнт динамічності, що дорівнює відношенню максимального натягу каната ($F_{Дmax}$) до його сталого значенню (F_C):

$$k_Д = \frac{F_{Дmax}}{F_C}, \qquad (2.34)$$

Динамічні зусилля в канаті впливають на його міцність, довговічність і можуть викликати стабільне прослизання на шківі, що розглядається як аварійний випадок.

Для вантажних канатних надґрунтових доріг нормований запас міцності тягового канату повинен бути не нижче 5-ти кратного [13]. У свою чергу статичний запас міцності $n_{СТ}$ канату залежить від ряду факторів:

$$n_{СТ} = k_Д\, k_i\, k_{СЧ}\, k_{ЗАЛ}\, k_В, \qquad (2.35)$$

де $k_Д$ – коефіцієнт динамічності системи; k_i – коефіцієнт перевантаження цілих дротів каната при обриві і потоншених дротів зовнішнього шару, а також корозійному зносі; $k_{СЧ}$ – коефіцієнт, що враховує ослаблення каната в місці счалки; $k_{ЗАЛ}$ – коефіцієнт залишкової втомної міцності матеріалу дротів; $k_В$ – коефіцієнт, що враховує додаткові напруження в канаті від вигину.

Згідно з експериментальними дослідженнями канатів, що знаходяться в експлуатації [14], значення цих коефіцієнтів лежать в межах: k_i = 1,2 - 1,4; $K_{СЧ}$ = 1,3 - 1,5. Коефіцієнт $k_{ЗАЛ}$ в машинобудуванні приймається не нижче 1,5, коефіцієнт, що враховує вигин каната визначається за формулою:

$$k_B = \frac{\sigma_Р + \sigma_В}{\sigma_Р}, \qquad (2.36)$$

де $\sigma_Р$ – напруження розтягування в дроті канату, Па; $\sigma_В$ – напруження вигину дроту канату на шківі, Па.

Напруження розтягування від статичного навантаження для типового розрахункового випадку (маса составу $m_В = 3\cdot10^4$ кг, довжина транспортування L = 10^3 м, кут нахилу траси α = 6°, стала швидкість руху составу 3 м/с, діаметр каната d_K = 20мм):

$$\sigma_Р = \frac{F_C}{S_Р} = \frac{43300}{1{,}54\cdot10^{-8}} = 2{,}81\cdot10^8 \text{ Па}, \qquad (2.37)$$

де F_C – максимальне статичне натягнення канату, Н; $S_Р$ – розрахункова площа перетину всіх дротів канату, м^2.

Напруження вигину:

$$\sigma_{В} = k\frac{\delta_{ПР}}{D_{Ш}}E_{ПР} = 1{,}0\frac{1\cdot10^{-3}}{1{,}0}2{,}0\cdot10^{11} = 2\cdot10^{8}\ \text{Па}, \qquad (2.38)$$

де k – коефіцієнт, що враховує конструкцію каната; $\delta_{ПР}$ – діаметр дроту, м; $D_{Ш}$ – діаметр шківа, м; $E_{ПР}$ – модуль пружності дроту каната.

Тоді: $k_i = \frac{2{,}81\cdot10^{8} + 2{,}0\cdot10^{8}}{2{,}81\cdot10^{8}} = 1{,}70.$

Виміри, проведені в шахтних умовах, показують, що фактичний запас міцності $n_ф$ тягових канатів ДКН близький до нормативного і знаходиться в межах від 5,5 до 7,5.

Таким чином допустиме за міцністю тягового каната значення коефіцієнта динамічності може бути визначено:

$$k'_{Д} = \frac{n_{СТ}}{k_i k_{СЧ} k_{ОСТ} k_{И}} = \frac{5{,}5}{1{,}2\cdot1{,}3\cdot1{,}5\cdot1{,}7} = 1{,}4\,. \qquad (2.39)$$

Довговічність тягового каната відповідно с [9, 10] буде:

$$N_{К} = \frac{N_{Б}}{n_1 n_2 n_3}\left(\frac{\sigma_0}{\sigma_{max}}\right)^{m}, \qquad (2.40)$$

де $N_Б$ - значення бази втомних випробувань зразків дротів відповідно до лінії регресії; n_1, n_2, n_3 - коефіцієнти, що враховують зниження довговічності через повільну зміну навантаження в робочих режимах (в порівнянні з режимом випробувань) і наявність високочастотного динамічного навантаження, що накладається на основний цикл навантаження, розкиду дослідницьких даних;
σ_0 - межа втоми дроту, Па; σ_{max} - максимальне еквівалентне напруження у дротах каната, Па; m - коефіцієнт лінії регресії.

У роботі [15,16] одержане рівняння емпіричної лінії регресії для сталевого дроту в умовах корозійного середовища:

$$y = 8{,}95 - 2{,}02\ x, \qquad (2.41)$$

де $y = \ln N_Б$; $N_Б$ – число циклів до руйнування; $x = \sigma_{02r}$; σ_{02r} – межа утомленості на базі $N_Б$ при коефіцієнті асиметрії циклу r_0.

Для отнульового циклу навантаження $\sigma_{0r\text{-}0} = 3{,}2\cdot10^{8}$ Па для дроту в корозійному середовищі, $n_1 = 3{,}5$; $n_2 = 3{,}0$; $n_3 = 1{,}3$.

Тоді вираз (40) прийме вигляд:

$$N_{К} = \frac{2{,}7\cdot10^{6}}{3{,}5\cdot3{,}0\cdot1{,}37}\left(\frac{3{,}2\cdot10^{8}}{\sigma_{max}}\right)^{2{,}02}. \qquad (2.42)$$

Максимальне еквівалентне напруження в дротах канату:

при $k_Д = 1,2$: $\sigma'_{max} = \sigma_Р\, k_Д\, k_i\, k_{СЧ} + \sigma_В = 2,81\cdot10^8\cdot1,4\cdot1,2\cdot1,5 + 2\cdot10^8 = 9,1\cdot10^8$ Па, (2.43)

при $k_Д = 2,0$: $\sigma''_{max} = 2,81\cdot10^8\cdot1,4\cdot2\cdot1,5 + 2\cdot10^8 = 13,8\cdot10^8$ Па.

Число циклів до руйнування канату: $N'_К = \frac{2,7\cdot10^6}{3,5\cdot3\cdot1,37}\left(\frac{3,2\cdot10^8}{9,1\cdot10^8}\right)^{2,02} = 2,3\cdot10^4$, (2.44)

$$N''_К = \frac{2,7\cdot10^6}{3,5\cdot3\cdot1,37}\left(\frac{3,2\cdot10^8}{13,8\cdot10^8}\right)^{2,02} = 1\cdot10^4.$$

При кількості циклів на добу $n_Ц = 30$ і числі робочих днів в рік $n_Р = 360$, число циклів в рік $n_Г = 10800$. Тоді термін служби тягового канату:

при $k_Д = 1,2$: $N_1 = \frac{N'_К}{n_Г} = \frac{2,3\cdot10^4}{1,08\cdot10^4} = 2,1$ роки, (2.45)

при $k_Д = 2,0$: $N_2 = \frac{N''_К}{n_Г} = \frac{1\cdot10^4}{1,08\cdot10^4} = 0,9$ роки, маємо зниження довговічності в 2,3 рази.

З урахуванням умов експлуатації та технології проведення виробок, а також зарубіжного досвіду, термін служби тягового канату повинен бути не нижче 1,5 років, що відповідає коефіцієнту динамічності $k''_Д = 1,5$.

Таким чином, допустимі значення коефіцієнта динамічності ДКН склали:

по міцності тягового каната $k'_Д \le 1,4$; по його довговічності $k''_Д \le 1,5$;

Надалі при розрахунках и експлуатації ДКН обґрунтованим слід рахувати значення $k_Д \le 1,4$.

При вирішенні математичної моделі змінювали наступні вхідні данні:

Маса составу вагонеток, включаючи масу буксирного візка ($1\cdot10^4$кг $\le m_В \le 4\cdot10^4$ кг); довжина транспортування ($0,8\cdot10^3$ м $\le L \le 3\cdot10^3$ м); кут нахилу рейкового шляху ($-6^\circ \le \alpha \le +6^\circ$); час розгону приводного шківа (10 с $\le t_Р \le$ 40 с); швидкість сталого руху (1 м/с $\le V_У \le$ 5 м/с).

Для оцінки коефіцієнта динамічності при пуску необхідно визначити ступінь впливу кожного з параметрів на його величину. З цією метою в роботі проаналізовані залежності коефіцієнта динамічності від маси составу (табл. 2.1), довжини транспортування (табл. 2.2), кута нахилу виробки (табл. 2.3), швидкості сталого руху і часу розгону приводу (табл. 4) при лінійному законі зміни швидкості шківа, який є оптимальним з точки зору зниження динамічних

навантажень при пуску ($K_д$ = 1,6 проти $K_д$ = 1,7 і $K_д$ = 1,9 при нелінійних законах). Вихідні параметри установки в таблицях і графіках: m_B = = 3 · 104 кг - маса состава; L = $7 \cdot 10^3$ м - довжина транспортування; α = 6° - кут нахилу виробки; V_y = 3 м / с - швидкість сталого руху состава.

Таблиця 2.1 – Залежність коефіцієнта динамічності ДКН від маси составу

Час розгону, с	Коефіцієнт динамічності при масі составу, кг·10^3			
	10	20	30	40
10	1,62	1,61	1,60	1,60
20	1,39	1,38	1,37	1,37
30	1,30	1,30	1,29	1,29
40	1,26	1,26	1,25	1,25

Таблиця 2.2 – Залежність коефіцієнта динамічності ДКН від довжини транспортування

Час розгону, с	Коефіцієнт динамічності при довжині транспортування, м·10^3		
	1	2	3
10	1,62	1,64	1,66
20	1,39	1,41	1,43
30	1,21	1,23	1,25
40	1,15	1,17	1,18

Таблиця 2.3 – Залежність коефіцієнта динамічності ДКН від кута нахилу виробки

Час розгону, с	Коефіцієнт динамічності при куті нахилу виробки, град		
	2	4	6
10	2,2	1,71	1,51
20	1,66	1,39	1,29
30	1,48	1,28	1,20
40	1,39	1,23	1,17

Таблиця 2.4 – Залежність коефіцієнта динамічності ДКН від швидкості сталого руху

Час розгону, с	Коефіцієнт динамічності при швидкості сталого руху, м/с		
	1	3	5
10	1,22	1,51	1,71
20	1,13	1,29	1,43
30	1,10	1,20	1,31
40	1,03	1,17	1,24

Характер сталого процесу вантажної гілки каната залежно від тривалості пуску також досліджено для лінійного закону швидкості шківа (рис. 2.3, а). Для зручності оцінки коефіцієнта динамічності графіки побудовані в масштабі F / F_C і

V / $V_У$, де $F_С$ и $V_У$ – зусилля швидкість сталого режиму. На рис. 2.4 наведено залежність коефіцієнта динамічності від тривалості пуску.

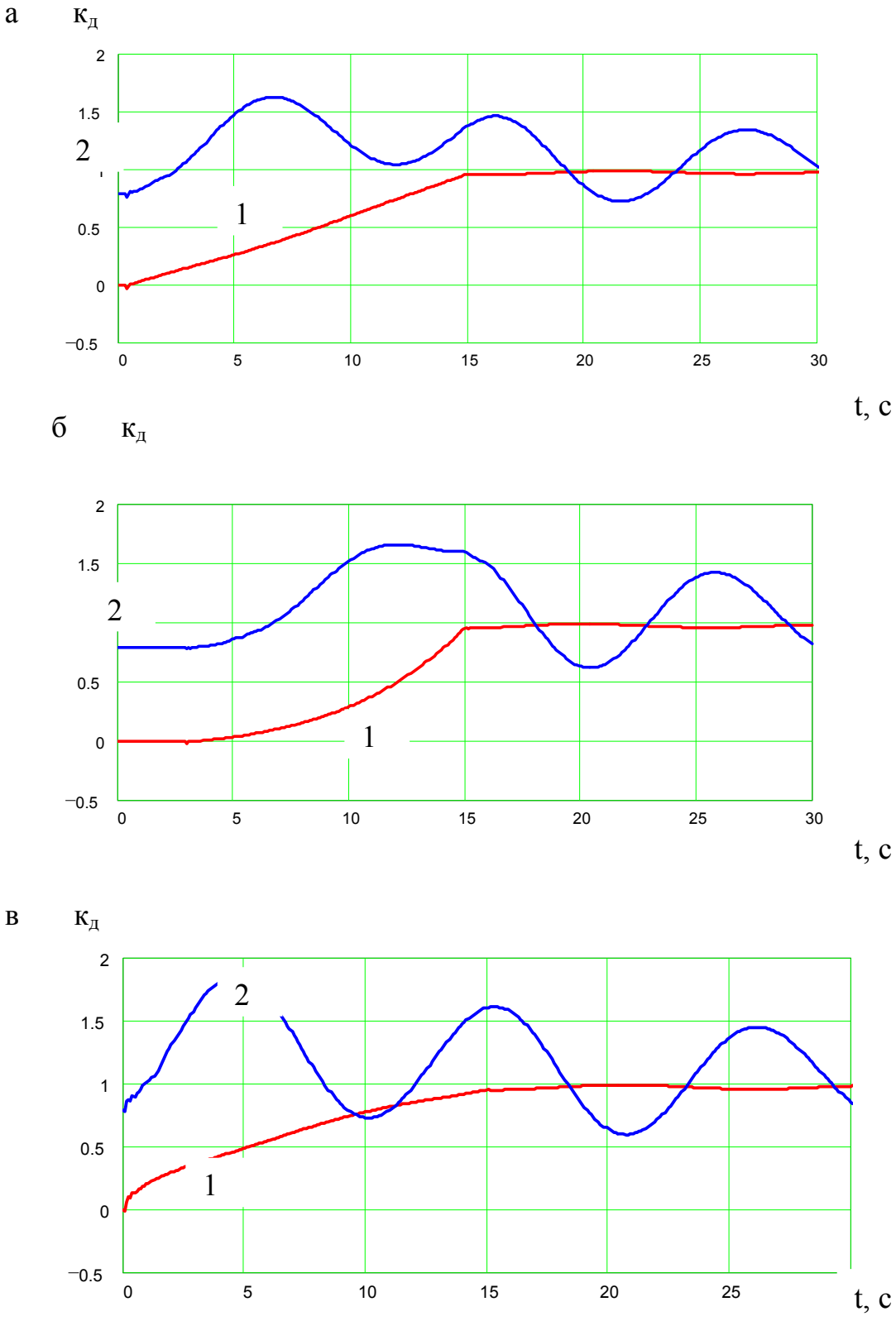
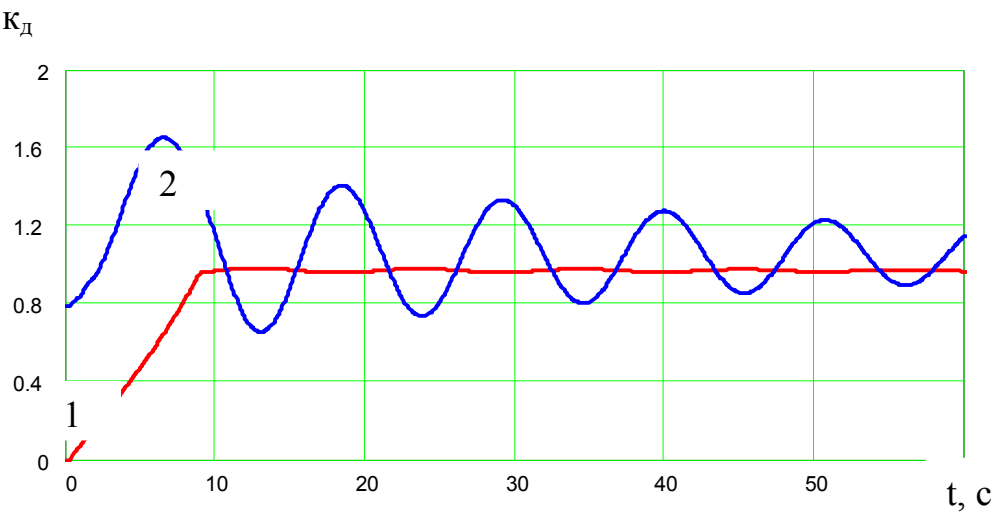
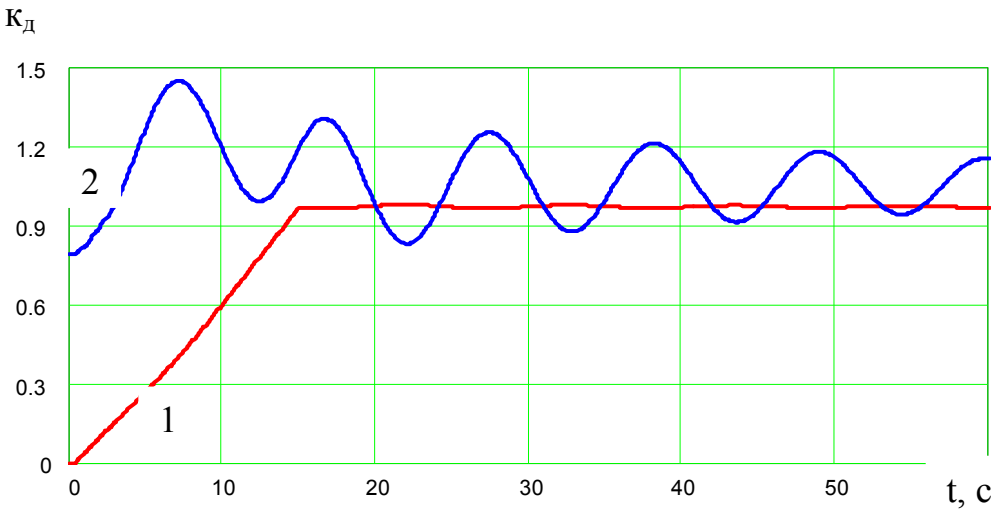


Рисунок 2.3 – Залежність коефіцієнту динамічності ($к_д$) системі від часу при: а – лінійному; б, в – нелінійних законах зміни швидкості шківа (1 – швидкість шківа, 2 – зусилля в тяговій гілці каната).

а



б



в

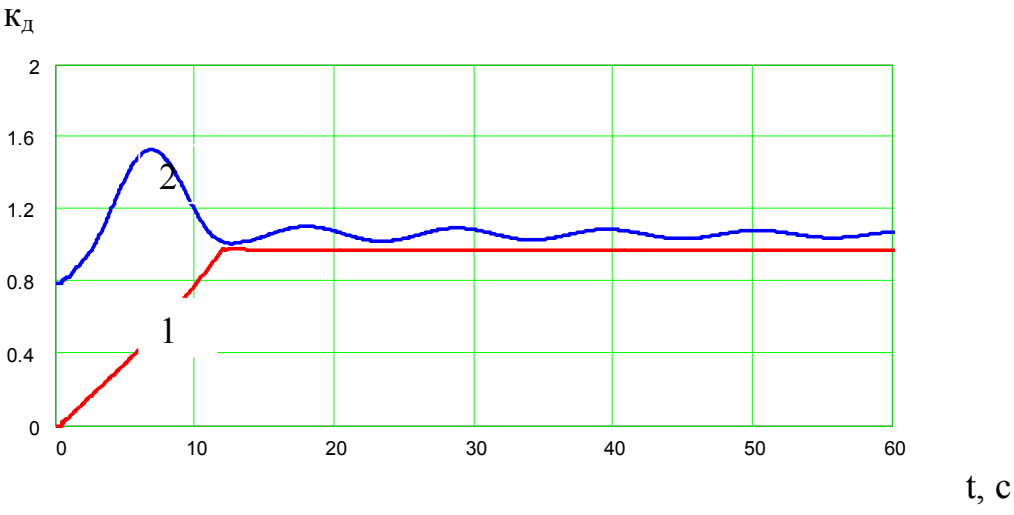


Рисунок 2.4 – Вплив періоду розгону шківа на коливальний процес в системі: а – $t_Р < T_С$; б – $t_Р > T_С$; в – $t_Р = T_С$ (1 – швидкість шківа, 2 – зусилля в тяговій гілці каната).

Аналіз одержаних значень дозволяє зробити наступні висновки:

-коефіцієнт динамічності ДКН при пуску практично не залежить від маси составу і довжини транспортування;

-кут нахилу виробки впливає на коефіцієнт динамічності - зі зменшенням кута нахилу він росте. Проте, оскільки при невеликих кутах нахилу статичне натягнення каната невисоке, то і при високих коефіцієнтах динамічності його фактичний запас міцності значно вище за допустимий;

-найбільш істотний вплив на коефіцієнт динамічності має швидкість сталого руху і час розгону шківа, тобто для оцінки динамічних властивостей системи при пуску достатньо дослідити взаємозв'язок коефіцієнта динамічності та прискорення приводного шківа. Найбільш оптимальним з точки зору зниження коефіцієнта динамічності ДКН при пуску є лінійний закон зміни швидкості шківа. Аналогічний результат одержаний для підйомних установок в роботі [17].

Існуючі конструкції ДКН обладнуються уловлюючими (парашутними) системами, що спрацьовують при перевищенні швидкості руху состава на 25% у порівнянні зі швидкістю сталого руху у разі обриву тягового канату. Проте на практиці досить часто уловлюючі системи ДКН спрацьовують мимовільно без обриву каната. Для з'ясування причин цього явища і розробки рекомендацій щодо його усунення необхідно дослідити нерівномірність руху состава ДКН в різних умовах.

Для оцінки нерівномірності руху состава ДКН введемо поняття "коефіцієнт нерівномірності руху состава" (k_V):

$$k_V = \frac{V_{max}}{V_y}, \qquad (2.46)$$

де V_{max} – максимальне (амплітудне) значення швидкості состава в перехідному режимі, м/с; V_y – стале значення швидкості состава, м/с.

Аналогічно коефіцієнту динамічності в роботі досліджений вплив різних чинників на коефіцієнт нерівномірності швидкості состава k_V: маси состава, довжини транспортування, кута нахилу виробки, швидкості сталого руху (табл. 2.5 – 2.8) і законів зміни швидкості руху шківа тертя (рис. 2.5). Вплив тривалості розгону приводу на нерівномірність швидкості состава представлений на рис. 2.6.

Початкові дані ті ж, що і при дослідженні коефіцієнта динамічності.

Таблиця 2.5 – Залежність коефіцієнта нерівномірності швидкості состава ДКН від маси составу.

Час розгону, с	Коефіцієнт нерівномірності швидкості при масі состава, кг·10^3			
	10	20	30	40
10 20 30 40	1,17 1,11 1,05 1,01	1,09 1,09 1,08 1,06	1,20 1,18 1,13 1,07	1,17 1,16 1,12 1,07

Таблиця 2.6 – Залежність коефіцієнта нерівномірності швидкості состава від довжини транспортування

Час розгону, с	Коефіцієнт нерівномірності швидкості при довжині транспортування, м·10^3		
	1	2	3
10 20 30 40	1,28 1,18 1,13 1,07	1,28 1,11 1,19 1,11	1,70 1,26 1,26 1,05

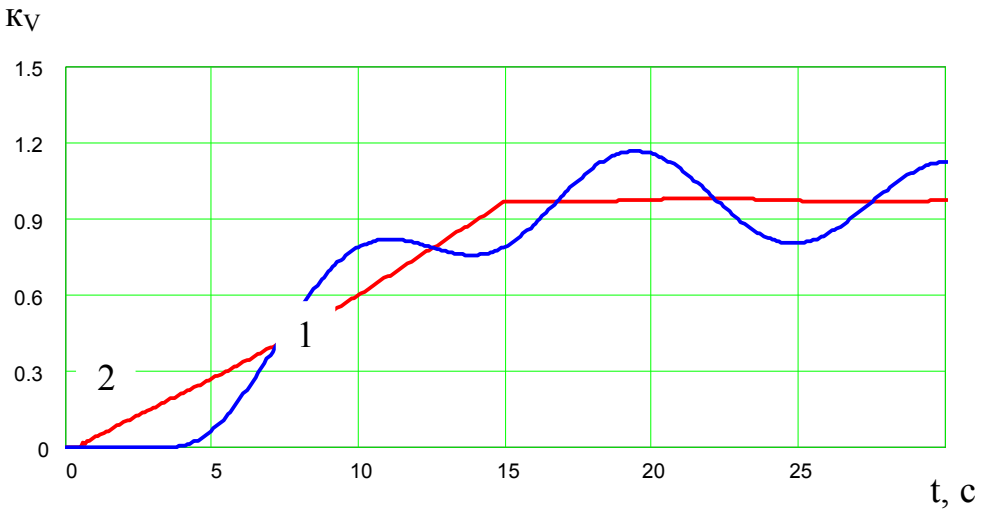
Таблиця 2.7 – Залежність коефіцієнта нерівномірності швидкості состава від кута нахилу виробки

Час розгону, с	Коефіцієнт нерівномірності швидкості при куті нахилу виробки, град		
	2	4	6
10 20 30 40	1,28 1,19 1,07 1,01	1,29 1,19 1,05 1,01	1,28 1,18 1,13 1,07

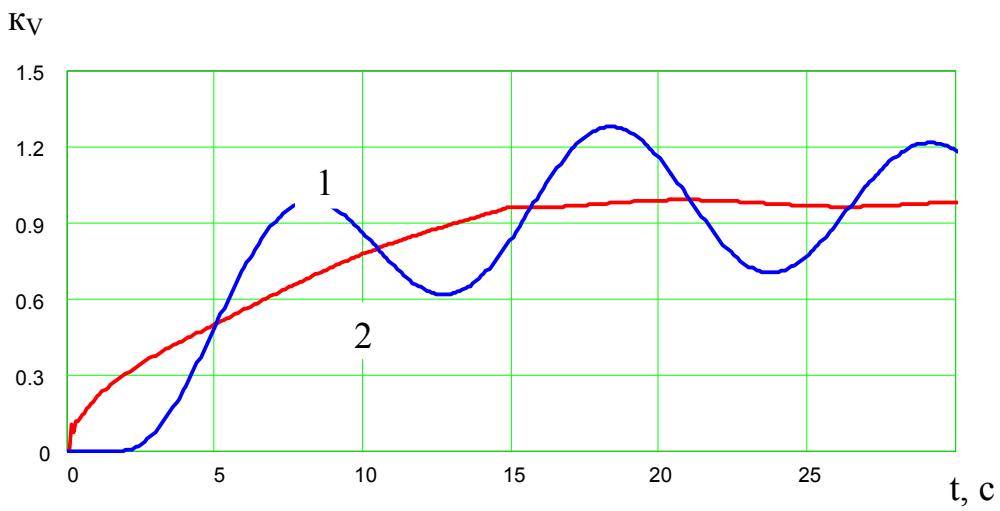
Таблиця 2.8 – Залежність коефіцієнта нерівномірності швидкості состава від її сталого значення

Час розгону, с	Коефіцієнт нерівномірності швидкості при сталій швидкості, м/с		
	1	2	3
10 20 30 40	1,30 1,26 1,14 1,03	1,20 1,18 1,13 1,07	1,17 1,16 1,12 1,07

а



б



в

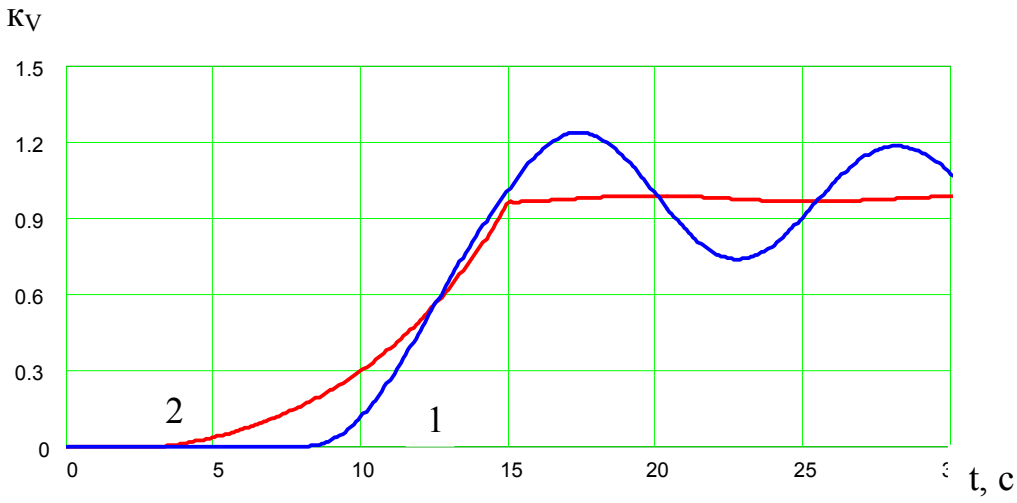


Рисунок 2.5 – Залежність коефіцієнта нерівномірності швидкості состава від часу при: а – лінійному; б, в – нелінійних законах зміни швидкості шківа (1 – швидкість шківа, 2 – швидкість состава).

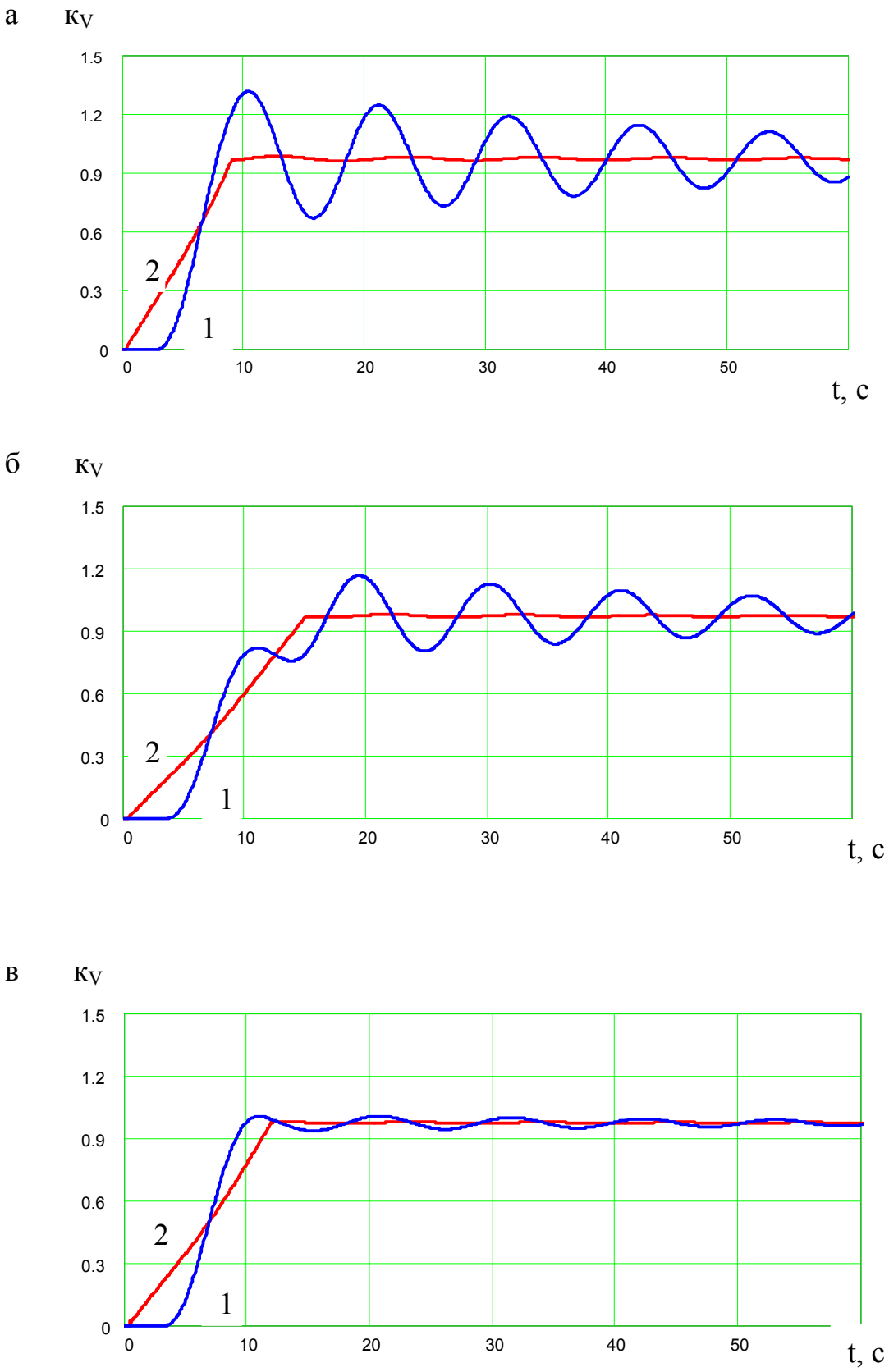


Рисунок 2.6 – Вплив на нерівномірність руху тривалості розгону:

а - $t_Р < T_С$; б - $t_Р > T_С$; в - $t_Р = T_С$ (1 – швидкість шківа, 2 – швидкість состава).

Аналіз отриманих результатів дозволяє зробити наступні висновки:

-коефіцієнт нерівномірності швидкості состава практично не залежить від маси состава і кута нахилу виробки в досліджуваному діапазоні зміни цих параметрів;

-найбільший вплив на коефіцієнт нерівномірності має довжина установки і прискорення шківа;

-найменші значення коефіцієнта нерівномірності швидкості состава спостерігаються при лінійному законі зміни швидкості привідного шківа;

-при періоді розгону, рівному або кратному періоду вимушених коливань системи, коефіцієнт нерівномірності швидкості состава прагне до одиниці.

2.3 Розробка математичних моделей НДС основних елементів підготовчих виробок при їх охороні литими смугами з розвантажувальною порожниною

2.3.1 Основні методичні положення досліджень

На попередніх етапах досліджень були встановлені закономірності впливу геомеханічних параметрів на стан елементів системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга». Ці закономірності формують базу для вироблення напрямків управління станом елементів системи за допомогою регульованих параметрів литої смуги з розвантажувальною порожниною, що становить основну ідею роботи. Тому завдання даного етапу досліджень полягає у встановленні закономірностей впливу параметрів литої смуги на НДС тих елементів системи, які безпосередньо визначають стійкість виїмкового штреку: лита смуга з розвантажувальною порожниною, породна берма виїмкового штреку, його підошва, рамне кріплення, і на цій основі розробити математичні моделі розрахунку їх НДС. Це не означає, що інші більш віддалені елементи системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга» не піддані впливу регульованих параметрів смуги – зміна їх НДС проявляється й впливає на НДС прилеглих

елементів і в неявному вигляді приймає участь у проявах гірського тиску навколо виїмкового штреку.

До числа регульованих параметрів литої смуги з розвантажувальною порожниною відносяться: ширина l_1 литої смуги; ширина l_2 розвантажувальної порожнини в литій смузі; висота δ розвантажувальної порожнини в литій смузі; межа міцності на стиснення $\sigma_{сж}^{П}$ матеріалу литої смуги.

Міцнісна характеристика $\sigma_{сж}^{П}$ матеріалу литої смуги буде використана при подальшій оптимізації параметрів системи. На даному етапі досліджень необхідно встановити закономірності зв'язку НДС елементів системи з параметрами l_1, l_2 і δ, які послужать основою для розробки аналітичних моделей вибору раціональних параметрів способу охорони виїмкового штреку литої смуги з розвантажувальною порожниною.

Для одержання рівнянь регресії компонент напружень для елементів системи необхідно провести певну кількість розрахунків при моделюванні системи не тільки з різними значеннями l_1, l_2 і δ, але й зі змінними величинами її геомеханічних параметрів. У цій ситуації кількість параметрів, що змінюються, досягає 16, що робить дослідження надзвичайно громіздкими. Тому була обґрунтована менш громіздка методика досліджень, сутність якої полягає в наступному.

По-перше, закономірності впливу структури й деформаційних характеристик вуглевміщуючої товщі при різній глибині розробки на НДС елементів системи були встановлені на попередніх етапах досліджень. У рамках цих закономірностей необхідно провести додаткові дослідження з вивчення їх зміни під впливом регульованих геометричних параметрів (l_1 , l_2 і δ) литої смуги з розвантажувальною порожниною. Тому, з одного боку, закономірності впливу геомеханічних факторів і параметрів литої смуги варто досліджувати спільно, тобто прорахувати варіанти системи при одночасній зміні загальних груп параметрів. З іншого боку, одержавши закономірності впливу геомеханічних факторів, немає необхідності перебору всіх 30 варіантів співвідношення

деформаційних характеристик шарів вуглевміщуючої товщі (див. табл. 2.9) при різній глибині розробки H. Цілком достатньо прорахувати десять найбільш «різнополюсних» варіантів (№1, 11...19 по табл. 2.9) при максимальній глибині розробки для діапазону зміни параметрів l_1 , l_2 і δ. При цьому буде істотно скорочений обсяг обчислень при дотриманні умови спільного дослідження впливу геомеханічних параметрів системи та параметрів литої смуги.

Таблиця 2.9 – Варіанти розрахунку НДС системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга»

Модуль деформації пласта ($E^{поч}, E_i^j$)$\cdot 10^4$ МПа															
Варіант	m_4^I	m_3^I	m_2^I	m_1^I	m_2^{II}	m_1^{II}	$m^{поч}$	Варіант	m_4^I	m_3^I	m_2^I	m_1^I	m_2^{II}	m_1^{II}	$m^{поч}$
1	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	16	2	0,2	0,2	0,2	2	2	2
2	0,2	0,6	0,2	0,6	0,2	0,6	0,2	17	2	2	2	0,2	0,2	0,2	0,2
3	0,6	0,2	0,6	0,2	0,6	0,2	0,6	18	0,2	0,2	0,2	2	2	2	2
4	0,6	0,2	0,2	0,6	0,6	0,2	0,2	19	2	2	2	2	2	2	2
5	0,2	0,6	0,6	0,2	0,2	0,6	0,6	20	2	2	2	0,6	0,6	0,2	0,2
6	0,2	0,6	0,6	0,6	0,2	0,2	0,2	21	0,2	0,2	0,2	0,6	0,6	2	2
7	0,6	0,2	0,2	0,2	0,6	0,6	0,6	22	2	2	2	0,2	0,2	0,6	0,6
8	0,6	0,6	0,6	0,2	0,2	0,2	0,2	23	0,2	0,2	0,2	2	2	0,6	0,6
9	0,2	0,2	0,2	0,6	0,6	0,6	0,6	24	2	0,6	2	0,2	0,6	0,2	0,2
10	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	25	2	0,6	0,2	0,6	2	0,2	0,2
11	0,2	2	0,2	2	0,2	2	0,2	26	2	2	0,6	2	2	0,2	0,2
12	2	0,2	2	0,2	2	0,2	2	27	0,6	2	0,6	2	0,6	2	0,6
13	2	0,2	0,2	2	2	0,2	0,2	28	2	0,6	2	0,6	2	0,6	2
14	0,2	2	2	0,2	0,2	2	2	29	2	0,6	0,6	2	2	0,6	0,6
15	0,2	2	2	2	0,2	0,2	0,2	30	0,6	2	2	0,6	0,6	2	2

По-друге, на попередніх етапах досліджень були встановлені закономірності впливу висоти h^{II} та деформаційних характеристик $E_i^{об}$ зони безладного обвалення, а також ширини L_1 зони порушених порід з боку суміжної виїмкової ділянки. Додаткові розрахунки НДС системи при крайніх значеннях діапазону зміни параметрів литої смуги показали стабільність закономірностей зміни НДС елементів системи. Тому ухвалено рішення про усереднення параметрів $h^{II} = 4{,}5$ м, $L_1 = 2$ м, $E_1^{об} = 50$ МПа, $E_2^{об} = 35$ МПа, $E_3^{об} = 20$ МПа при дослідженні впливу параметрів литої смуги.

По-третє, варто обґрунтувати діапазони зміни геометричних параметрів литої смуги з розвантажувальною порожниною, виходячи, в першу чергу, з

геомеханічних міркувань, технологічних можливостей та економічної доцільності даного способу охорони виїмкових штреків.

Лита смуга звичайно споруджується шириною L_1 не менш 1 м для виконання належної функції опори для зависаючих консолей з породних шарів основної покрівлі. З іншого боку, існуючі конструктивно-технологічні схеми охорони литими смугами, не передбачають її зведення шириною більше 2,5...3 м, що пов'язано не тільки з істотними технологічними труднощами, але й з підвищеними матеріальними витратами. Тому дослідження доцільно проводити в діапазоні 1 м $\le l_1 \le 3{,}0$ м.

Розвантажувальна порожнина шириною l_2 становить частину ширини l_1 всієї литої смуги й у процесі досліджень зручніше розглядати їх відношення $0 < \frac{l_2}{l_1} < 1$, яке не допускає появи варіантів, коли $l_2 > l_1$ якби це був їх перебір в абсолютних величинах.

Конструкція литої смуги, що пропонується, не має аналогів. Тут необхідно керуватися геомеханічними міркуваннями в частині механізму зрушення надвугільної товщі. З одного боку, ширина l_2 розвантажувальної порожнини повинна бути достатньою для виконання своїх функцій, і попередні розрахунки НДС системи показують, що ефект розвантаження найбільш ефективно проявляється при $\frac{l_2}{l_1} \ge 0{,}4$. З іншого боку, ширина l_2 розвантажувальної порожнини не повинна наближатися до ширини l_1 литої смуги, тому що в ній повинна реалізуватися опорна ділянка, яка сприймає основну частину опорного тиску з боку основної покрівлі. Попередні розрахунки показують, що првиедені напруження $\sigma_{max}^{П}$ в литій смузі починають різко зростати при $\frac{l_2}{l_1} \ge 0{,}6$, що призводить до руйнування опорної частини смуги та до невиконання її основної функції. За вищенаведеними міркуваннями нами прийнятий такий інтервал досліджень

$$0{,}4 \le \frac{l_2}{l_1} \le 0{,}6.$$

При виборі діапазону зміни висоти δ розвантажувальної порожнини ми керувалися наступними геомеханічними міркуваннями, заснованими на попередніх розрахунках НДС системи. При $\delta < 0{,}1$ м ефект розвантаження (рамного кріплення, породної берми й підошви виробки) істотно падає, і розвантажувальна порожнина литої смуги не виконує своєї функції. При $\delta > 0{,}3$ м інтенсивність подальшого зниження σ_{max} у вказаних елементах системи різко падає незалежно від ширини розвантажувальної порожнини. Тому найбільш доцільний інтервал досліджень за параметром становить $0{,}1\text{м} \le \delta \le 0{,}3$ м.

У підсумку було складено 36 варіантів співвідношення геометричних параметрів l_2, $\frac{l_2}{l_1}$ і δ литої смуги, які зведені в табл. 2.10.

Таблиця 2.10 – Варіанти розрахунку НДС системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга»:

l_1		1			1,5			2			2,5		
$\frac{l_2}{l_1}$		0,4	0,5	0,6	0,4	0,5	0,6	0,4	0,5	0,6	0,4	0,5	0,6
δ, м	0,1	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	0,2	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
	0,3	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36

З урахуванням раніше згаданих десяти сполучень деформаційних характеристик породних шарів вуглевміщуючої товщі (див. табл. 2.9) був проведений розрахунок варіантів НДС системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга».

По-четверте, головними досліджуваними параметрами являються максимуми приведених напружень у литій смузі $\sigma_{max}^{П}$, породній бермі $\sigma_{max}^{П}$ під литою смугою та рамного кріплення σ_{max}^{P}, які надалі ввійдуть у критерії оптимізації параметрів литої смуги з розвантажувальною порожниною. Тому завданням даних досліджень являється встановлення закономірностей зв'язку перерахованих максимумів напружень з геомеханічними параметрами

експлуатації виїмкового штреку й параметрами литої смуги.

2.3.2 Розробка математичної моделі розрахунку ндс литої смуги з розвантажувальною порожниною

На базі результатів розрахунків НДС системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга» за варіантами табл. 2.10 був проведений аналіз впливу параметрів l_1, $\frac{l_2}{l_1}$ і δ на максимум $\sigma_{max}^{П}$ приведених напружень в литій смузі. Загальні закономірності незалежно від геомеханічних факторів мають наступні тенденції. Зі збільшенням ширини l_1 литої смуги величина $\sigma_{max}^{П}$ знижується зі зменшенням градієнта зміни по мірі росту l_1. Так, якщо при збільшенні l_1 з 1 м до 2 м $\sigma_{max}^{П}$ зменшується на 21...28%, то при подальшому рості l_1 від 2 м до 2,5 м величина $\sigma_{max}^{П}$ зменшується на 9,7...13%. Це пояснюється нерівномірністю поля $\sigma^{П}$ в опорній зоні литої смуги, зі збільшенням ширини якої зони концентрації $\sigma^{П}$ залишаються, хоча й зниженої величини. Це викликано нерівномірністю навантаження на опорну частину литої смуги з боку надвугільної товщі й при збільшенні її ширини з'являються все більш обширні недовантажені зони. Тому є певний ефективний інтервал зниження $\sigma_{max}^{П}$ за рахунок збільшення l_1, котрий не перевищує 2...2,5 м. Цей факт вказує на істотну погрішність існуючих методів, де ширина литої смуги визначається, виходячи із припущень про її рівномірне навантаження.

Вплив відносної ширини $\frac{l_2}{l_1}$ розвантажувальної порожнини позначається таким чином, що зі зростанням $\frac{l_2}{l_1}$ максимум $\sigma_{max}^{П}$ в опорній частині литої смуги збільшується. Наприклад, при збільшенні $\frac{l_2}{l_1}$ з 0,4 до 0,6 відбувається ріст максимуму $\sigma_{max}^{П}$ опорної частини смуги на 29...38%. Така закономірність цілком

з'ясовна, оскільки ріст $\frac{l_2}{l_1}$ призводить до збільшення розвантаженої області в литій смузі й зменшенню її опорної частини. При цьому частина навантаження передається на опорну зону смуги, що призводить до зростання максимуму $\sigma_{max}^{П}$. Нелінійність функції $\sigma_{max}^{П}\left(\frac{l_2}{l_1}\right)$ обумовлена нерівномірністю навантаження литої смуги в цілому і її опорної зони зокрема, а також деяким переміщенням максимуму $\sigma_{max}^{П}$ в межах опорної області смуги.

Механізм впливу висоти δ розвантажувальної порожнини аналогічний параметру $\frac{l_2}{l_1}$. Зі збільшенням δ від 0,1 до 0,3 м максимум $\sigma_{max}^{П}$ в опорній частині литої смуги зростає на 17...27%. Знижений ступінь впливу δ в порівнянні з $\frac{l_2}{l_1}$ пояснюється більш інтенсивним розвантаженням смуги безпосередньо біля рамного кріплення штреку, а на межі зони розвантаження й опорної частини смуги процес зниження σ не настільки істотний, що сповільнює інтенсивність росту $\sigma_{max}^{П}$ в опорній частині литої смуги при збільшенні δ.

Для більшої наочності впливу геометричних параметрів литої смуги на її напружений стан на рис. 2.7 наведено сімейство залежностей $\sigma_{max}^{П}$ від параметрів l_1, $\frac{l_2}{l_1}$ і δ. Причому, як було відмічено раніше, при різному сполученні геомеханічних факторів спостерігається стабільність закономірностей впливу параметрів l_1, $\frac{l_2}{l_1}$ і δ. Тому для найбільшої інформативності графічної ілюстрації проаналізовано відношення $\frac{\sigma_{max}^{П}}{\left(\sigma_{max}^{П}\right)_{max}}$ максимуму $\sigma_{max}^{П}$ приведених напружень при поточному сполученні параметрів l_1, $\frac{l_2}{l_1}$ і δ до максимуму $\left(\sigma_{max}^{П}\right)_{max}$, що має найвищу величину при граничному сполученні параметрів: $l_1 = 1$ м, $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}6$, $\delta = 0{,}3$ м.

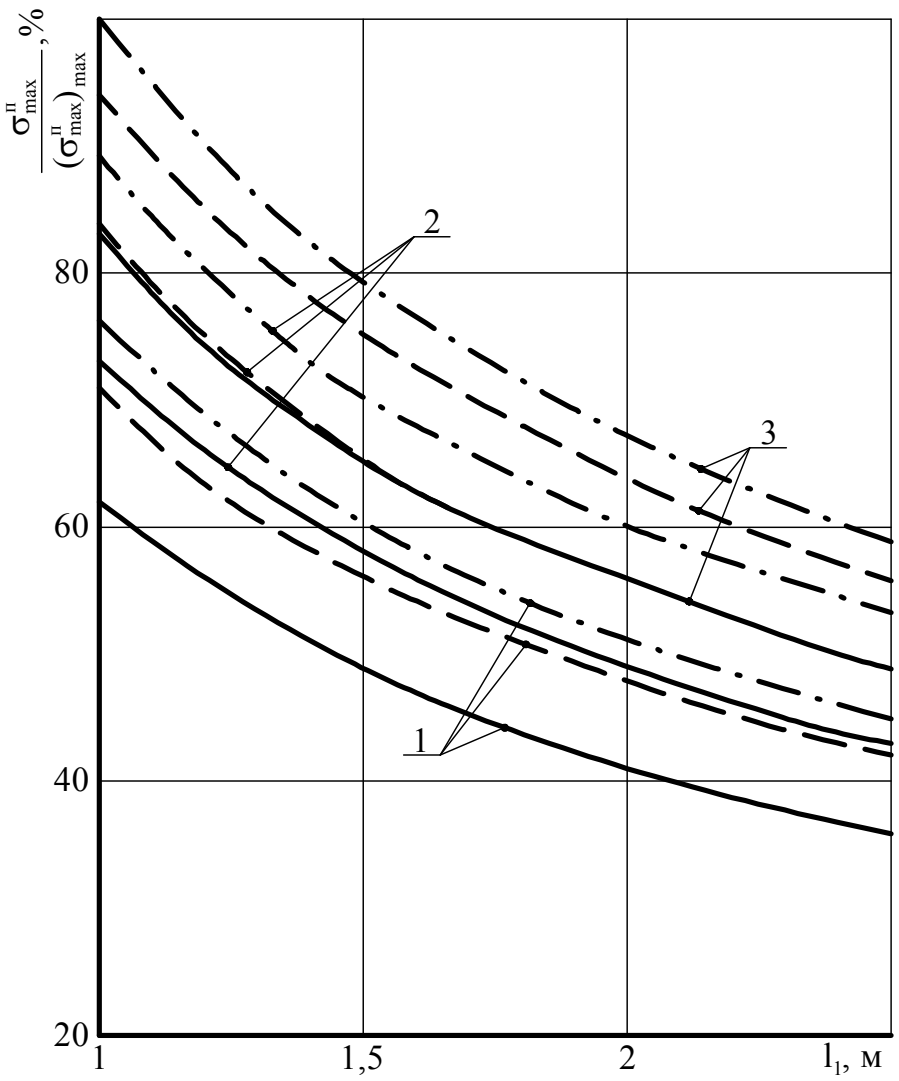


Рисунок 2.7 – Закономірності зміни відносного максимуму $\frac{\sigma^{П}_{max}}{\left(\sigma^{П}_{max}\right)_{max}}$ приведених напружень у литій смузі від її геометричних параметрів: 1 – $\frac{l_2}{l_1}$ = 0,4; 2 – $\frac{l_2}{l_1}$ = 0,5; 3 – $\frac{l_2}{l_1}$ = 0,6;
——— δ = 0,1 м; - - - - - - - δ = 0,2 м; -·-·-·-·- δ = 0,3 м

Із графіків видно, що за рахунок регулювання геометричних параметрів литої смуги (у межах досліджуваних інтервалів) можна змінити максимум приведених напружень до 2,8 разів, а за рахунок тільки геометрії розвантажувальної порожнини – до 61%.

Далі проаналізовані абсолютні значення $\sigma^{П}_{max}$ на предмет їх зв'язку з геомеханічними параметрами способу охорони виїмкового штреку. На наш погляд, найбільш інформативними будуть залежності росту $\sigma^{П}_{max}$ в міру збільшення

глибини розробки H для деяких «різнополюсних» варіантів співвідношення деформаційних характеристик породних шарів вуглевміщуючої товщі (див. табл. 2.7). На графіках рис. 2.8 взято усереднене значення висоти зони безладного обвалення ($h^{II} = 4{,}5$ м), ширини області порушених порід ($L_1 = 2$ м) з боку суміжної виїмкової ділянки й параметрів литої смуги: $l_1 = 1{,}5$ м, $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}5$ м, $\delta = 0{,}2$ м.

Чітко простежується вплив відношення жорсткості прилеглих породних шарів основної й безпосередньої покрівлі, що підсилюється із глибиною розробки.

Лінійна функція $\sigma^{\Pi}_{max}(H)$ при однорідному шаруватому масиві (варіанти №1 і №19) видозмінюється в нелінійну зі зниженням інтенсивності росту при більш жорсткій основній покрівлі (варіанти №11 і №15) та збільшенням інтенсивності росту при більш твердій безпосередній покрівлі (варіанти №12 і №16). Ці закономірності докладно описані й пояснені в попередніх розділах, що вказує на істотний вплив і необхідність врахування співвідношення деформаційних характеристик породних шарів вуглевміщуючої товщі.

У підсумку на основі кореляційно-дисперсійного аналізу результатів [18-20] розрахунків НДС системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга» за сімейством варіантів табл. 2.9 і табл. 2.10 було отримано рівняння регресії для розрахунку максимуму σ^{Π}_{max} приведених напружень у литій смузі з розвантажувальною порожниною. Рівняння (2.47) буде використано при подальшій оптимізації параметрів литої смуги та її міцнісного розрахунку:

$$\sigma^{n}_{max} = \left\{ \left[3{,}0 + 0{,}46 \cdot 10^{-4} \left(E_2^I + 0{,}7E_3^I - 1{,}2E_1^I - 0{,}3E_2^{II} - 0{,}1E_1^{II} \right) + \right.\right.$$
$$\left. + 0{,}12 \sqrt{h^{II} \cdot L_1 \frac{E_1^{II} + E_2^{II}}{E_1^I + E_2^I}} \right] \frac{H}{100} + \frac{0{,}17}{\sqrt{h^{II}}} \left(1 - \sqrt[3]{\frac{E_1^I}{E_2^{II}}} \right) \times \qquad (2.46)$$
$$\left. \times \left(0{,}6E_1^{об} + 0{,}5E_2^{об} + 0{,}3E_3^{об} \right) \left[2{,}3 \left(\frac{H}{400} - 1 \right)^{1{,}5} - 1{,}4 \right] \right\} \frac{l_2^{0{,}72}}{l_1^{1{,}29}} \delta^{0{,}18},$$

де: h^{II} – висота зони безладного обвалення порід; L_1 – ширина області порушених порід з боку суміжної виїмкової ділянки; I, II і 1, 2, 3 – номери зон п’ятиелементної системи й номери породних шарів покрівлі, відповідно.

Тут геометричні параметри підставляються в метрах, а деформаційні характеристики в МПа.

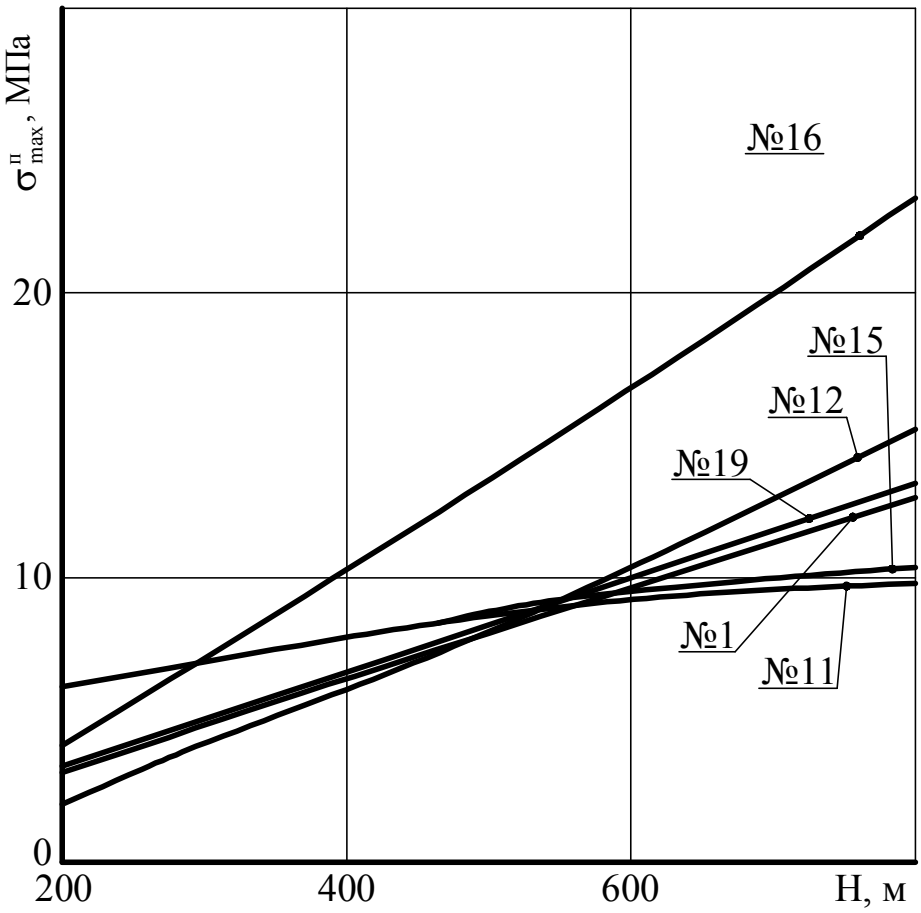


Рисунок 2.8 – Закономірності зміни максимуму приведених напружень у литій смузі по варіантах співвідношення деформаційних характеристик шарів вуглевміщуючої товщі (див. табл. 2.9)

2.3.3 Розробка математичної моделі розрахунку НДС породної берми виїмкового штреку

Досвід експлуатації виїмкових штреків при безціликовій технології відпрацьовування вугільних пластів однозначно стверджує, що стійкість породної берми під охоронною конструкцією значно впливає на стійкість виробки в цілому. Руйнування породної берми призводить не тільки до зниження реакції охоронної конструкції, але й до її руйнування через вкрай нерівномірну реакцію впливу з боку порушеної підошви пласта. У зв’язку з цим необхідно проаналізувати закономірності зміни максимумів приведених напружень σ^{δ}_{max} у породній бермі при регулюванні параметрів литої смуги з розвантажувальною порожниною.

За аналогією з попереднім підрозділом у першу чергу проаналізовані закономірності впливу параметрів l_1, $\frac{l_2}{l_1}$ і δ на відносний максимум $\frac{\sigma^{\delta}_{max}}{\left(\sigma^{\delta}_{max}\right)_{max}}$ приведених напружень у породній бермі. Величина абсолютного максимуму $\left(\sigma^{\delta}_{max}\right)_{max}$ в досліджуваному діапазоні відповідає таким параметрам литої смуги: $l_1 = 1$, $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}4$, $\delta = 0{,}1$ м.

Вплив ширини l_1 литої смуги має нелінійний характер (рис. 2.9), що вказує на нерівномірність силової взаємодії по поверхні контакту смуги й берми, а також на вплив стійки рамного кріплення. Зі збільшенням l_1 максимум σ^{δ}_{max} знижується тому, що збільшується площа контакту смуги й берми і, відповідно, знижується навантаження на останню. Із цих причин вплив l_1 помітно нижче (при збільшенні l_1 з 1 м до 2,5 м σ^{δ}_{max} зменшується на 41...50%), ніж при традиційному представленні про рівномірне навантаження охоронної конструкції.

Більшою мірою на величину σ^{δ}_{max} впливають параметри $\frac{l_2}{l_1}$ і δ розвантажувальної порожнини. Так, при збільшенні $\frac{l_2}{l_1}$ в 1,5 рази (з 0,4 до 0,6) максимум σ^{δ}_{max} знижується в 1,63...1,71 рази; при зростанні δ з 0,1 м до 0,3 м величина σ^{δ}_{max} зменшується в 2,40...2,48 рази. Це пояснюється наступними причинами. У більшості варіантів концентрація σ^{δ} розташовується в області породної берми, яка примикає до стійки рами, що обумовлено впливом останньої й близькістю до оголеної поверхні стінки виробки. Тут у певній мірі простежується аналогія із класичною теорією П.М. Цимбаревича [21] про формування призм сповзання в боках виробки.

Отже, формування (над даною областю берми) у литій смузі розвантажувальної порожнини збільшених розмірів призводить до більш інтенсивного зниження навантаження на найбільш нестійку частину породної

берми, пов'язаної з виробкою.

У сукупності геометричні параметри литої смуги (у досліджуваному діапазоні їх варіації) можуть змінювати величину σ_{max}^{δ} до 5,9 разів, що вказує на достатню ефективність розвантаження породної берми за допомогою регулювання параметрами литої смуги.

Закономірності зміни абсолютних значень максимумів σ_{max}^{δ} з ростом глибини розробки H наведені на рис. 2.10 для деяких найбільш «різнополюсних» варіантів при усереднених значеннях $l_1 = 1{,}5$ м, $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}5$ і $\delta = 0{,}2$ м. Особливості впливу геомеханічних параметрів на НДС породної берми виїмкового штреку докладно описані у попередніх розділах; тут же ми обмежимося узагальненими висновками по компоненті σ_{max}^{δ}.

По-перше, величина σ_{max}^{δ}, крім іншого, залежить від навантаження на литу смугу, а виходить, від довжин прольотів породних блоків у зоні шарнірно-блокового зрушення [22]. Тому тенденції зв'язку σ_{max}^{δ} з геомеханічними параметрами частково схожі для литої смуги.

По-друге, зі збільшенням розмірів h^{II} і L_1 зони завалених порід навколо виїмкового штреку спостерігається тенденція росту σ_{max}^{δ}. Ріст потужності h^{II} безпосередньої покрівлі збільшує, як правило, навантаження на литу смугу й, відповідно, на породну берму. Це обумовлено підвищеним прогином основної покрівлі за рахунок стиску завалених порід збільшеної потужності. Крім того, зі збільшенням L_1 зростають довжини породних консолей в основній покрівлі й частково збільшується навантаження на литу смугу, що передається на породну берму.

По-третє, чим менші модулі деформації $E_i^{об}$ завалених порід, тим менше за величиною й більш рівномірно розподілене навантаження передається на литу смугу й підошву пласта біля неї, й тим менше σ_{max}^{δ} в породній бермі.

По-четверте, чим твердіші породи підошви пласта, тим більше (при

однаковій деформації) напруження в породній бермі, що є частиною підошви.

В-п’ятих, більш тверді шари безпосередньої покрівлі створюють підвищені розміри й концентрацію НДС в опорній зоні з боку суміжної виїмкової ділянки. Це провокує підвищене НДС і в породній бермі.

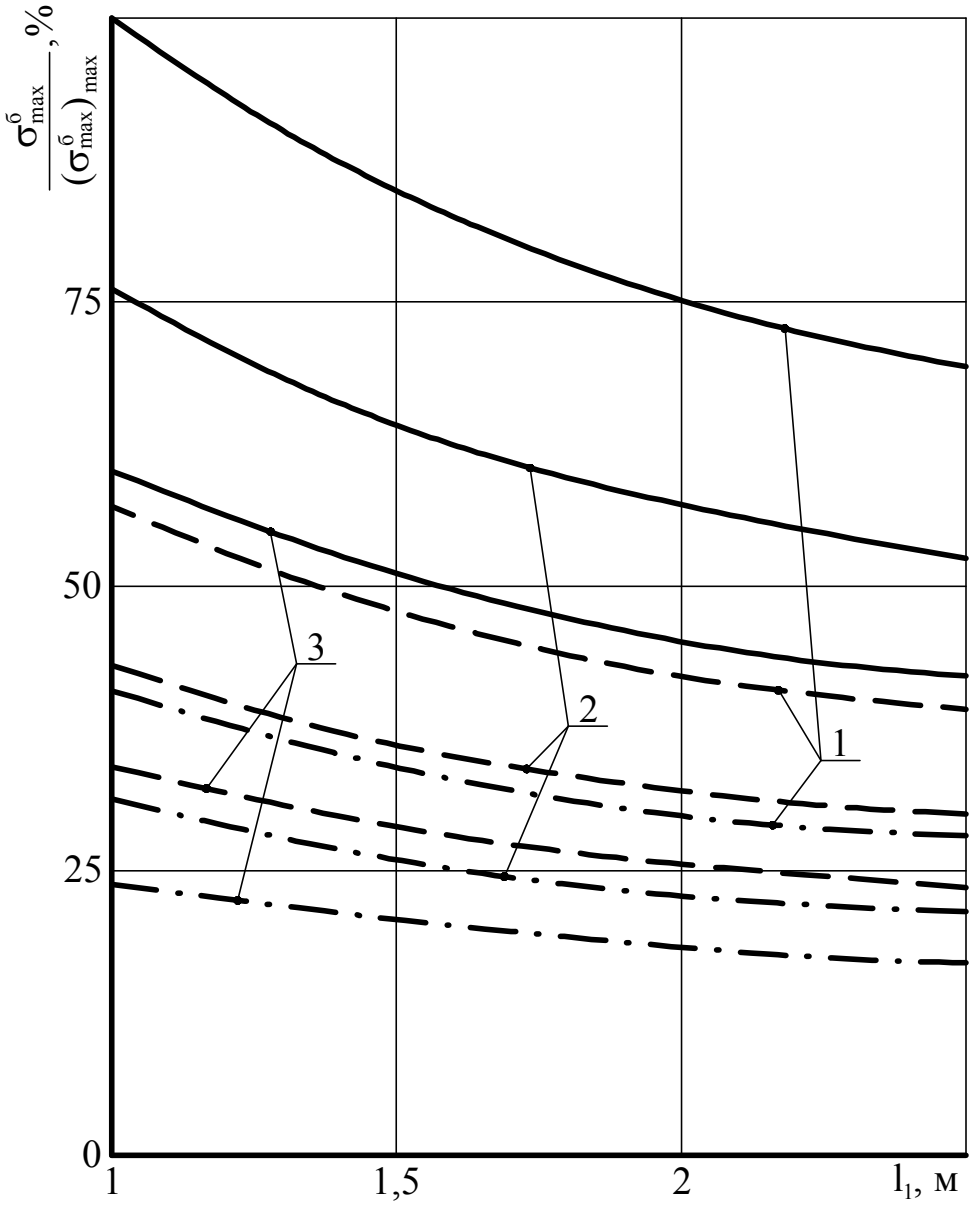


Рисунок 2.9 – Закономірності зміни відносного максимуму $\frac{\sigma^{\delta}_{max}}{\left(\sigma^{\delta}_{max}\right)_{max}}$ приведених напружень у породній бермі від геометричних параметрів литої смуги: 1 – $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}4$; 2 – $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}5$; 3 – $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}6$;

——— $\delta = 0{,}1$ м; - - - - - - - $\delta = 0{,}2$ м; -·-·-·-·- $\delta = 0{,}3$ м

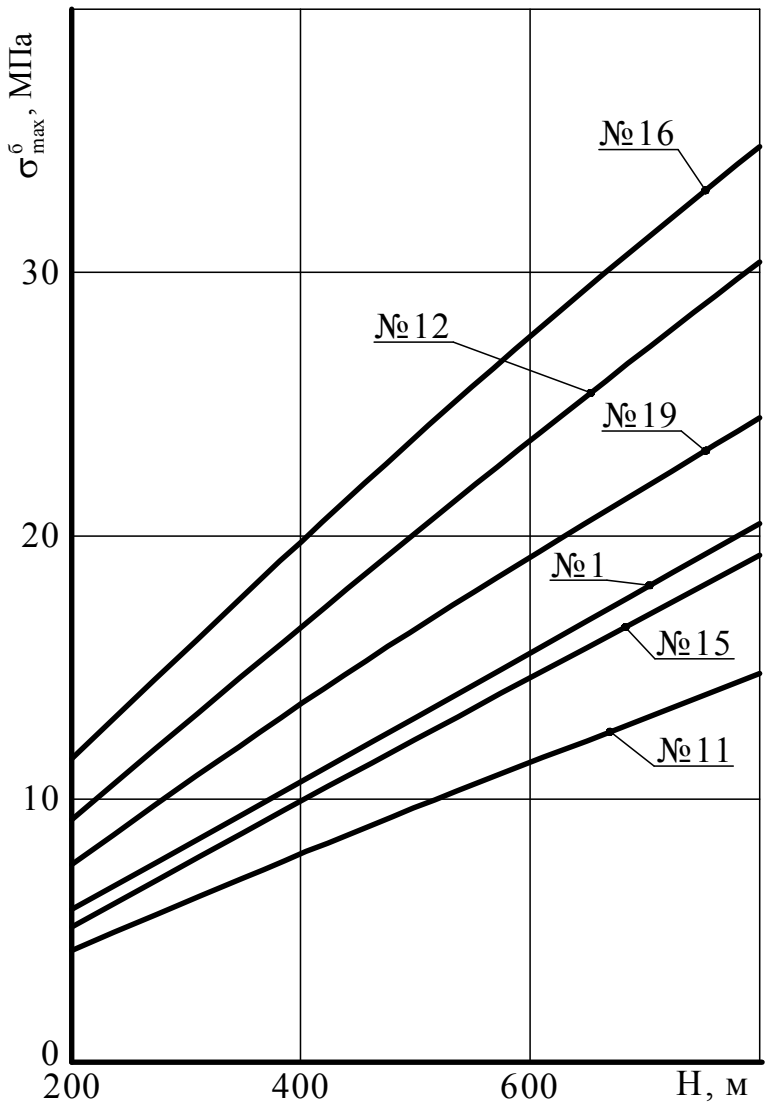


Рисунок 2.10 – Закономірності зміни максимуму приведених напружень σ_{max}^{δ} у породній бермі по варіантах співвідношення деформаційних характеристик шарів вуглевміщуючої товщі (див. табл. 2.9)

На основі результатів проведених розрахунків отримане рівняння регресії для визначення максимуму приведених напружень у породній бермі виїмкового штреку:

$$\sigma_{\max}^{\delta} = \left\{\left[0{,}265 + 0{,}055\cdot 10^{-4}\left(E_2^I + 0{,}4E_3^I - 1{,}2E_1^I\right)\right]\frac{H}{100} + 7{,}14\cdot 10^{-4}\left(h^{II}\cdot L_1\right)^{0,3}\times\right.$$
$$\times\left(0{,}8E_1^{поч} + 0{,}5E_2^{поч} + 0{,}2E_3^{поч}\right)\left(\frac{0{,}5E^{поч} + 0{,}7E_1^{II} + E_2^{II}}{1{,}5E_1^I + E_2^I}\cdot\frac{H}{100}\right)^{0,7} + \qquad (2.47)$$
$$\left. + 0{,}15\cdot 10^{-2}\sqrt{E^{поч}\,\frac{H}{100}}\right\} l_1^{0,84}\cdot l_2^{-1,25}\cdot\delta^{-0,82},$$

де $E^{поч}$ – модуль деформації порід підошви.

Таким чином, отримане друге рівняння для оптимізації параметрів литої смуги з розвантажувальною порожниною.

2.3.4 Розробка математичної моделі розрахунку НДС рамного кріплення при регулюванні параметрів литої смуги

Аналіз розподілу приведених напружень σ^P у рамному кріпленні виявив досить високу стабільність розташування максимумів σ^p_{max} по її контуру незалежно від геомеханічних факторів і геометричних параметрів литої смуги з розвантажувальною порожниною. Розрахунок НДС системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга» за всіма варіантами змінних геомеханічних параметрів і геометрії литої смуги переконливо вказує на сталість п’яти областей розташування максимумів σ^P_{max} (рис. 2.11):

$\sigma^{P.1}_{max}$ – замок склепіння рами, що вигинається убік покрівлі виробки через переважне зближення стійок рами;

$\sigma^{P.2}_{max}$ – район опори стійки рами (з боку виробленого простору) на висоті 0,2.. .0,5 м від підошви виробки;

$\sigma^{P.3}_{max}$ – район замка з’єднання стійки й верхняка рами (з боку виробленого простору) на висоті 2,0...2,2 м від підошви виробки, пов’язаної з місцем розташування розвантажувальної порожнини литої смуги;

$\sigma^{P.4}_{max}$ – район п’яти склепіння (з боку суміжної виїмкової ділянки) на висоті 1,2...1,4 м від підошви виробки;

$\sigma^{P.5}_{max}$ – район прямолінійної частини стійки (межа підошви пласта з боку суміжної виїмкової ділянки) на висоті 0,7...0,9 м від підошви виробки.

Залежно від сполучення геомеханічних факторів і параметрів литої смуги найбільша величина максимуму σ^P_{max} може діяти у кожній з п’яти відзначених ділянок контуру рами. Тому необхідним являється аналіз закономірностей зв’язку кожного з максимумів з параметрами системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга».

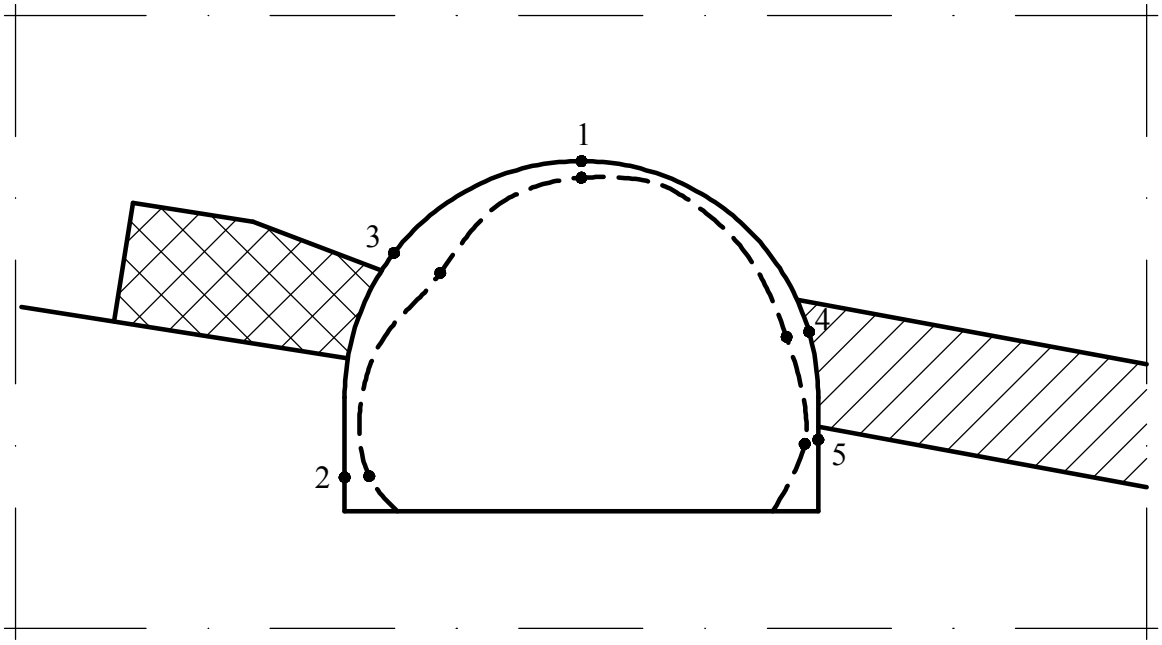


Рисунок 2.11 – Якісна схема деформування рамного кріплення з місцем розташування дії максимумів σ_{max}^{P} приведених напружень

Закономірності зміни відносного максимуму $\frac{\sigma_{max}^{P.1}}{\left(\sigma_{max}^{P.1}\right)_{max}}$ в замку склепіння рами від геометричних параметрів литої смуги (рис. 2.12) пояснюються наступними факторами. Вплив ширини смуги l_1 з її збільшенням знижується, тому що найбільший ефект обмеження $\sigma_{max}^{P.1}$ досягається при твердій опорі безпосередньо біля рами. З цієї ж причини збільшення відносної ширини $\frac{l_2}{l_1}$ і висоти δ розвантажувальної порожнини литої смуги, твердість опори безпосередньо біля рами знижується і її основна частина реакції переміщується вглиб виробленого простору; прогин породних шарів основної покрівлі збільшується й росте навантаження на раму.

З наведених графіків видно, що регулюючи параметри литої смуги (у досліджуваному діапазоні), можна змінити величину $\sigma_{max}^{P.1}$ до 4,5 разів. Це вказує на достатню ефективність управління величиною $\sigma_{max}^{P.1}$ у замку склпіння рами за допомогою литої смуги з розвантажувальною порожниною.

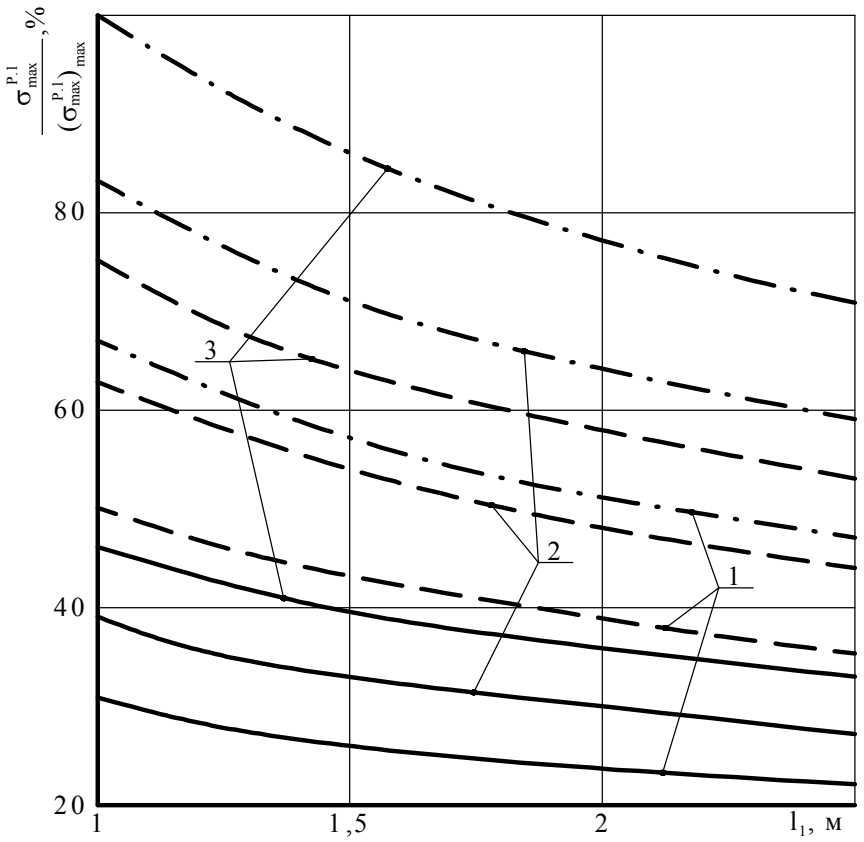


Рисунок 2.12 – Закономірності зміни відносного максимуму $\frac{\sigma_{max}^{P.1}}{\left(\sigma_{max}^{P.1}\right)_{max}}$ приведених напружень у замку склепіння рамного кріплення від геометриних параметрів литої смуги: 1 – $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}4$; 2 – $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}5$; 3 – $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}6$; ——— $\delta = 0{,}1$ м; - - - - - - - $\delta = 0{,}2$ м; -·-·-·-·- $\delta = 0{,}3$ м

Вплив геомеханічних параметрів на максимум $\sigma_{max}^{P.1}$ приведено (рис. 2.13) для умов: $l_1 = 1{,}5$ м, $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}5$ і $\delta = 0{,}2$ м.

Сутність цих закономірностей зводиться до наступного.

По-перше, певна нелінійність зв’язку із глибиною розробки обумовлена тим, що з ростом H у формування навантаження на кріплення залучаються все більш великі області вуглевміщуючої товщі, що інтенсифікують деформації основної покрівлі.

По-друге, при підвищеній жорсткості породних шарів вуглевміщуючої товщі зменшуються деформації їх прогину над виробкою і формується знижене навантаження на кріплення.

По-третє, підвищена твердість шарів безпосередньої покрівлі й підошви позначається таким чином, що вони більш інтенсивно обмежують переміщення породних шарів основної покрівлі, що формує навантаження на рамне кріплення.

По-четверте, чим більша потужність h^{II} порід зони безладного обвалення, тим більшою мірою позначається їх ефект, що демпфірує (через знижену жорсткість) при передачі навантажень на раму й у більшій мірі компенсується прогин основної покрівлі за рахунок стиску завалених порід.

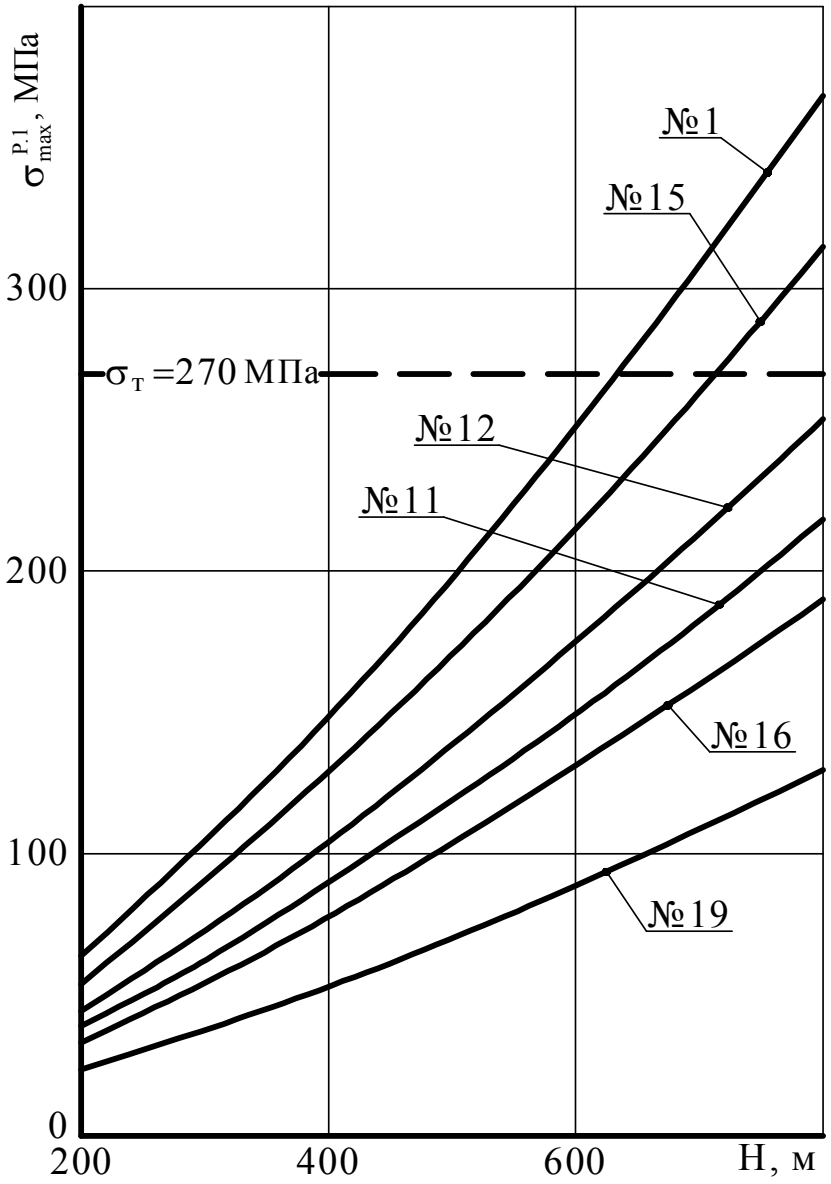


Рисунок 2.13 – Закономірності зміни максимуму приведених напружень $\sigma_{max}^{P.1}$ у замку склепіння рамного кріплення за варіантами (див. табл. 2.9) співвідношення деформаційних характеристик породних шарів вуглевміщуючої товщі

У результаті кореляційно-дисперсійного аналізу масиву розрахункових даних НДС системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга» отримано рівняння регресії для визначення максимуму приведених напружень у замку зводу рами:

$$\sigma_{max}^{P.1} = 0{,}79\left[37{,}05 - \left(3{,}47E_1^I + 0{,}14E_2^I + 0{,}58E_3^I + 1{,}3E_4^I + 1{,}73E_1^{II} + 3{,}18E_2^{II}\right)\cdot 10^{-4}\right]\frac{H}{100}\times$$
$$\times\left(0{,}1E_1^{об} + 0{,}3E_2^{об} + 0{,}7E_3^{об}\right)\cdot\frac{\left(0{,}2E_1^{об} + E_2^{об} + 0{,}5E_3^{об}\right)^{0{,}5}\cdot l_2\cdot\delta^{0{,}7}}{\left(0{,}5E^{поч} + 0{,}8E_1^{II} + E_2^{II}\right)^{0{,}12}\cdot l_1^{1{,}38}\cdot h^{II}}\left(0{,}4 + 0{,}21\sqrt{\frac{H}{100}}\right). \quad (2.48)$$

Наведені графіки вказують на дві додаткові особливості. З одного боку, геомеханічні параметри змінюють $\sigma_{max}^{P.1}$ до 3 разів, а, з іншого боку, при певних сполученнях параметрів $\sigma_{max}^{P.1}$ перевищує межа плинності матеріалу рамного кріплення й вона втрачає стійкість. Другий перетин, де стабільно виникає максимум приведених напружень $\sigma_{max}^{P.2}$ розташовується в районі опори стійки рамного кріплення з боку виробленого простору.

Тут закономірності впливу геометричних параметрів литої смуги істотно змінюються у порівнянні з функцією $\sigma_{max}^{P.1}$ $(l_1, \frac{l_2}{l_1}, \delta)$. У цілому, вплив параметрів l_1, $\frac{l_2}{l_1}$, і δ є аналогічним закономірностям зміни σ_{max}^{δ} в породній бермі, але більш слабким, що пояснюється певним ефектом, що демпфірує, литої смуги й породної берми, які сприймають на себе навантаження від основної покрівлі в першу чергу. Бічні ж навантаження в районі опори стійки, що призводять до її вигину, згідно П.М. Цимбаревичу, є навантаженнями другого порядку й менші по величині в порівнянні з вертикальними. Проте, варіація геометричних параметрів литої смуги (у досліджуваному діапазоні) дозволяє змінювати величину максимуму $\sigma_{max}^{P.2}$ до 3,7 разів (рис. 2.14, 2.15), що вказує на достатню ефективність управління цим максимумом за допомогою регулювання параметрами литої смуги з розвантажувальною порожниною.

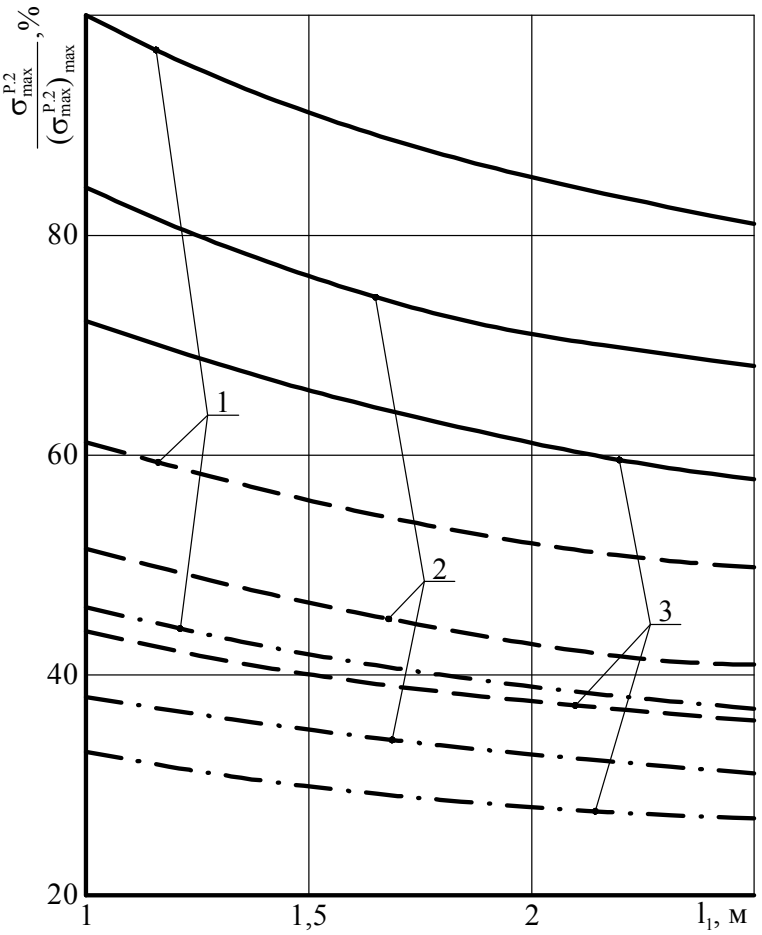


Рисунок 2.14 – Закономірності зміни відносного максимуму $\frac{\sigma_{max}^{P.2}}{\left(\sigma_{max}^{P.2}\right)_{max}}$ приведених напружень у районі опори стійки рамного кріплення з боку виробленого простору від геометричних параметрів литої смуги: 1 – $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}4$;

2 – $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}5$; 3 – $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}6$; ——— $\delta = 0{,}1$ м; – · – · – $\delta = 0{,}2$ м; – – – – $\delta = 0{,}3$ м

Максимум $\sigma_{max}^{P.2}$ у районі опори стійки з боку виробленого простору формується під впливом навантаження на литу смугу, що передається на породну берму, а та, у свою чергу, навантажує бічним тиском район опори стійки рами. Тому основні тенденції зв'язку максимумів приведених напружень з геомеханічними параметрами мають у якісному плані багато загального для литої смуги, породної берми й опори стійки рами. Деяка відмінність спостерігається в закономірності впливу жорсткості порід підошви пласта. Зі збільшенням $E^{поч}$

менші деформації передаються на стійку рами під литою смугою й, відповідно, знижується максимум $\sigma_{max}^{P.2}$.

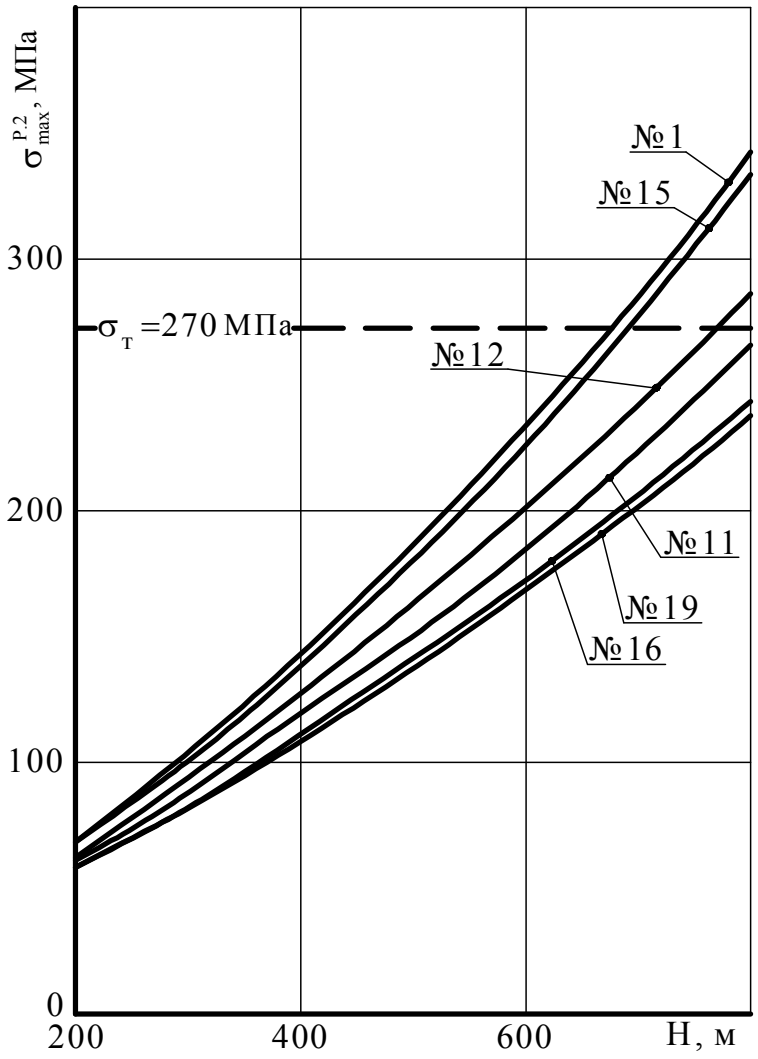


Рисунок 2.15 – Закономірності зміни максимуму приведених напружень $\sigma_{max}^{P.2}$ у районі опори стійки рамного кріплення з боку виробленого простору за варіантами (див. табл. 2.9) співвідношення деформаційних характеристик породних шарів вуглевміщуючої товщі

Установлене рівняння регресії для максимуму $\sigma_{max}^{P.2}$ має вигляд:

$$\sigma_{max}^{p.2} = \frac{0{,}26 l_1^{0{,}57}}{l_2^{0{,}8} \cdot \delta^{0{,}71}} \left\{ \left[33{,}1 + \left(4{,}9 E_2^I + 1{,}4 E_3^I - 6{,}9 E_1^I \right) \cdot 10^{-4} \right] \left(E^{поч} \right)^{-0{,}21} \left(\frac{H}{100} \right)^{1{,}64} + \right.$$
$$\left. + 1{,}45 L_1^{0{,}2} \sqrt{\left(0{,}1 E_1^{об} + 0{,}4 E_2^{об} + 0{,}5 E_3^{об} \right) h^{II} \frac{H}{100}} \right\}. \quad (2.49)$$

Третій, постійно діючий максимум $\sigma_{max}^{P.3}$ приведених напружень, що виникає в районі замка рами з боку виробленого простору, також має тісний зв'язок з геометричними параметрами литої смуги – величина $\sigma_{max}^{P.3}$ може змінюватися до 3 разів у межах досліджуваного діапазону змінних l_1, $\frac{l_2}{l_1}$, і δ.

Зі збільшенням ширини l_1 литої смуги підвищується її опір прогину породних шарів основної покрівлі, що зменшує навантаження на рамне кріплення. Вплив відносної ширини $\frac{l_2}{l_1}$ й висоти δ розвантажувальної порожнини обумовлений дією двох факторів. З одного боку, зі збільшенням $\frac{l_2}{l_1}$ і δ зростає прогин породних шарів основної покрівлі, що викликає ріст навантаження на кріплення. З іншого боку, зі збільшенням $\frac{l_2}{l_1}$ і δ розвантажуються породи поблизу дії максимуму $\sigma_{max}^{P.3}$ і його величина знижується. При цьому другий фактор має перевагу над першим і спостерігається стійка тенденція зниження $\sigma_{max}^{P.3}$ з ростом $\frac{l_2}{l_1}$ і δ.

Геомеханічні фактори також впливають на величину максимуму $\sigma_{max}^{P.3}$ (рис. 2.16, 2.17), що багато в чому аналогічно вже описаним тенденціям максимумів $\sigma_{max}^{P.1}$ і $\sigma_{max}^{P.2}$. По набраній статистиці розрахунків НДС системи визначено наступне рівняння регресії:

$$\sigma_{max}^{p.3} = 0{,}23\frac{\left(0{,}34+0{,}23\sqrt{\frac{H}{100}}\right)L_1^{0{,}23}}{l_1^{0{,}12}\cdot l_2^{0{,}5}\cdot\delta^{0{,}35}\cdot h^{II}}\left[42{,}1-\left(3{,}18E_1^I+1{,}35E_2^I+0{,}96E_3^I+\right.\right.$$
$$\left.\left.+3{,}52E_1^{II}+4{,}11E_2^{II}\right)\cdot 10^{-4}\right]\frac{H}{100}\cdot\frac{0{,}6E_1^{об}+0{,}5E_2^{об}+0{,}2E_3^{об}}{\left(E^{поч}+0{,}7E_1^{II}+0{,}5E_2^{II}\right)^{0{,}15}}. \qquad (2.50)$$

З боку суміжної виїмкової ділянки по контуру рамного кріплення також виникають два максимуми σ_{max}^{P} (див. рис. 2.18). Перший з них – $\sigma_{max}^{P.4}$ перебуває в районі п'яти склепіння рами й характеризується зниженою тіснотою зв'язку з

параметрами литої смуги у порівнянні з попередніми максимумами, що обумовлено деяким віддаленням $\sigma_{max}^{P.4}$ від зони інтенсивного впливу литої смуги. Проте, у досліджуваному діапазоні геометричні параметри литої смуги здатні змінити величину $\sigma_{max}^{P.4}$ до 2,3 разів за рахунок взаємовпливу один на одного деформацій рами на різних ділянках її контуру.

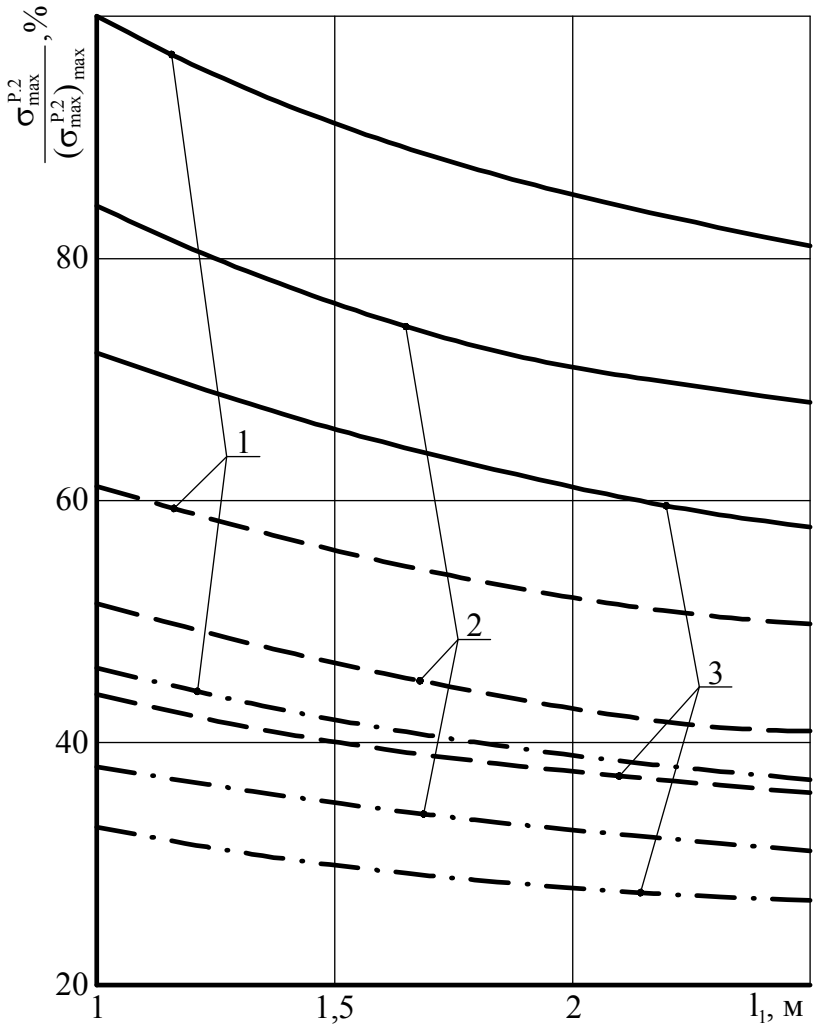


Рисунок 2.16 – Закономірності зміни відносного максимуму $\frac{\sigma_{max}^{P.2}}{\left(\sigma_{max}^{P.2}\right)_{max}}$ приведених напружень у районі опори стійки рамного кріплення з боку виробленого простору від геометричних параметрів литої смуги: 1 – $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}4$;

2 – $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}5$; 3 – $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}6$; ——— $\delta = 0{,}1$ м;

– – – – – $\delta = 0{,}2$ м; – · – · – $\delta = 0{,}3$ м

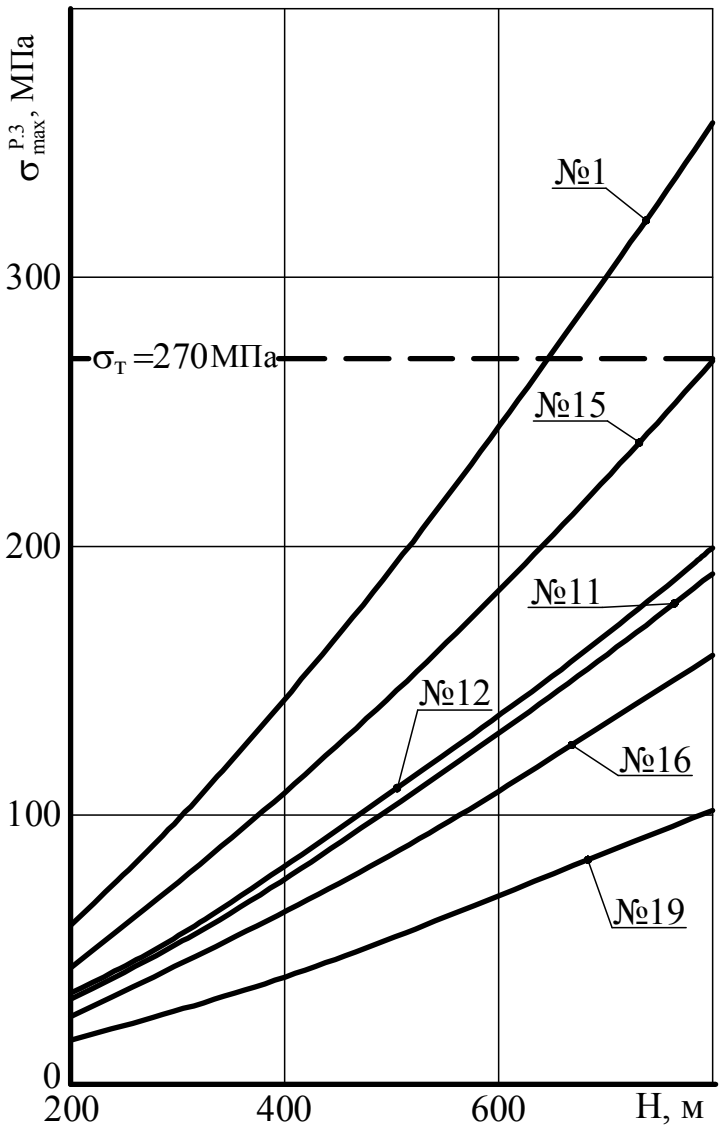


Рисунок 2.17 – Закономірності зміни максимуму приведених напружень $\sigma_{max}^{P.3}$ у районі замка рами з боку виробленого простору по варіантах (див. табл. 2.9) співвідношення деформаційних характеристик породних шарів вуглевміщуючої товщі

Серед особливостей впливу геомеханічних факторів (рис. 2.19) на величину $\sigma_{max}^{P.4}$ слід зазначити такі:

– по-перше, прогин породних шарів основної покрівлі менше, ніж для інших координат рами й вплив співвідношення деформаційних характеристик шарів трохи слабшає;

– по-друге, до розглянутої ділянки контуру рами наближена зона опорного тиску, що підсилює вплив жорсткості породних шарів основної й безпосередньої покрівлі, а також підвищувальний ступінь нелінійності зв’язку $\sigma_{max}^{P.4}$ із глибиною

розробки H через інтенсивні деформації неоднорідного шаруватого масиву в зоні опорного тиску.

Кореляційна залежність для $\sigma_{max}^{P.4}$ має вигляд:

$$\sigma_{max}^{P.4} = 0{,}073\left[25{,}3 - \left(2{,}34E_1^I + 1{,}75E_2^I + 1{,}21E_3^I\right)\cdot 10^{-4}\right]\frac{H}{100}\left(0{,}12 + 0{,}31\sqrt{\frac{H}{100}}\right)\times$$
$$\times\frac{\left(0{,}3E^{поч} + 0{,}6E_1^{II} + 0{,}4E_2^{II}\right)^{0{,}16}}{\left(h^{II}\right)^{0{,}72}\cdot L_1^{0{,}31}\cdot l_2^{0{,}4}\cdot\delta^{0{,}24}}\left(0{,}2E_1^{об} + 0{,}6E_2^{об} + 0{,}3E_3^{об}\right)^{0{,}8}. \qquad (2.51)$$

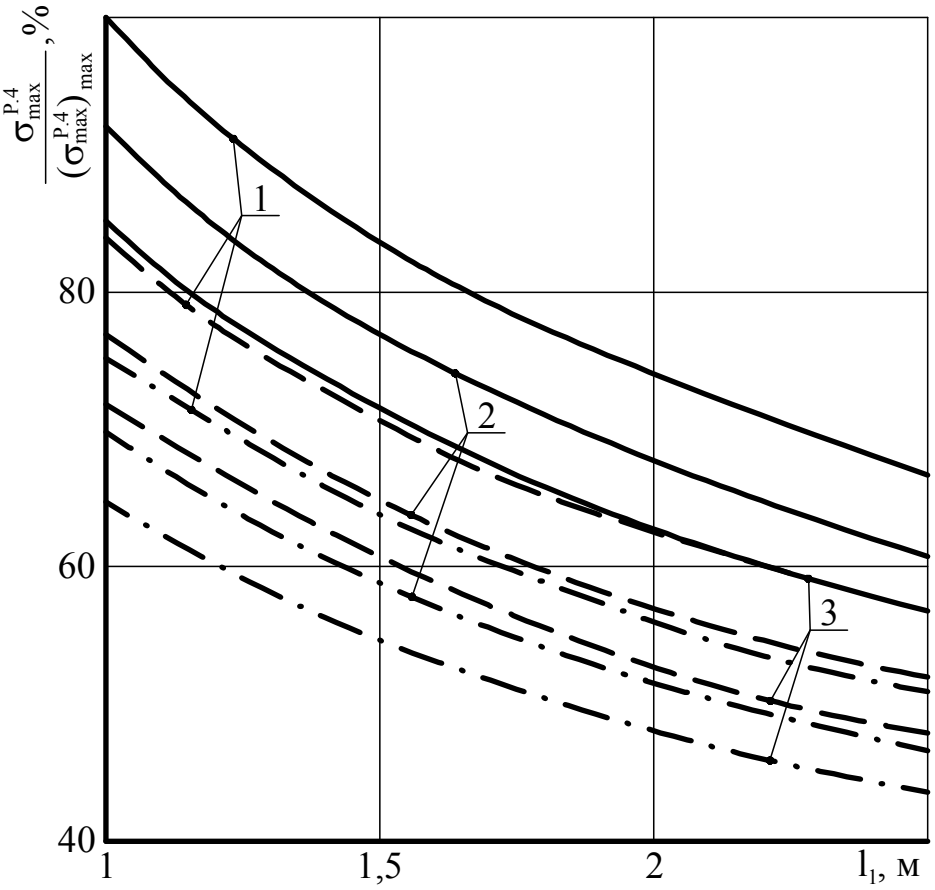


Рисунок 2.18 – Закономірності зміни відносного максимуму $\frac{\sigma_{max}^{P.4}}{\left(\sigma_{max}^{P.4}\right)_{max}}$ приведених напружень у районі п'яти склепіння рами з боку суміжної виїмкової ділянки від геометричних параметрів литої смуги: $1 - \frac{l_2}{l_1} = 0{,}4$;

$2 - \frac{l_2}{l_1} = 0{,}5$; $3 - \frac{l_2}{l_1} = 0{,}6$; ——— $\delta = 0{,}1$ м;

– – – – – $\delta = 0{,}2$ м; – · – · – · $\delta = 0{,}3$ м

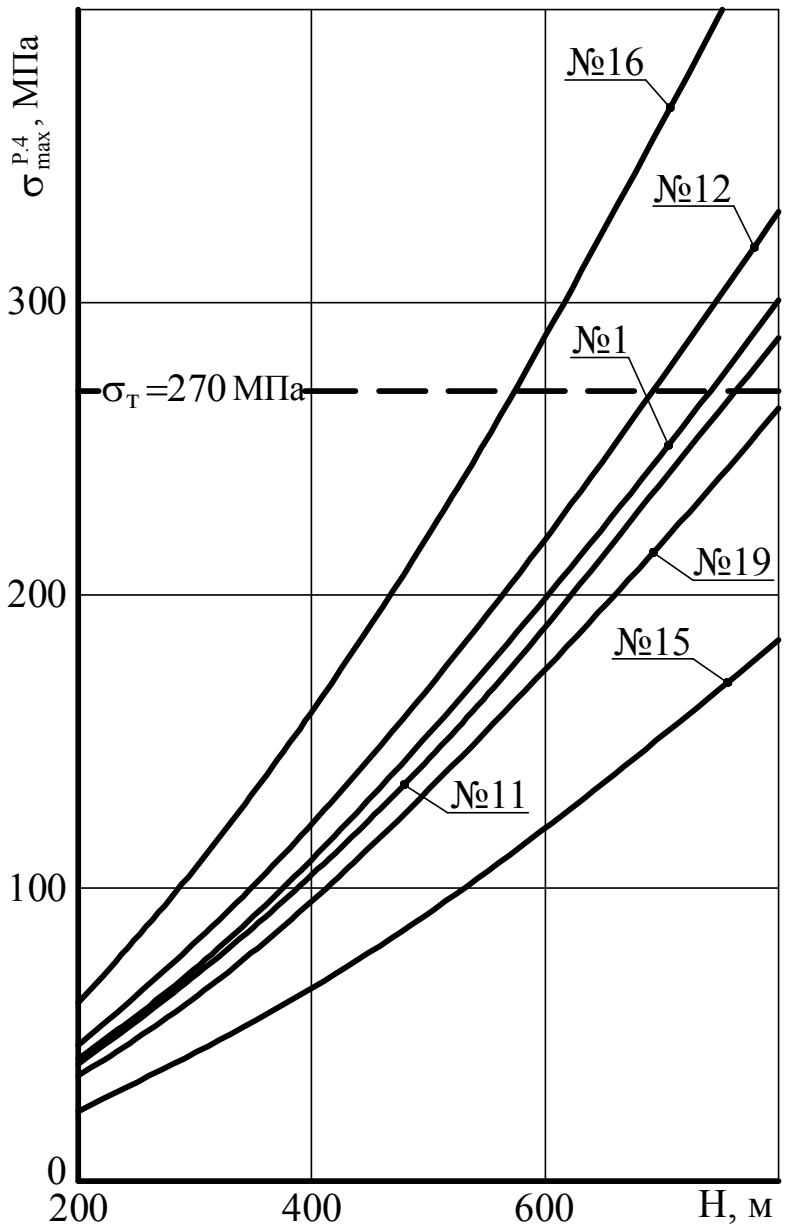


Рисунок 2.19 – Закономірності зміни максимуму приведених напружень $\sigma_{max}^{P.4}$ у районі п’яти склепіння рами з боку суміжної виїмкової ділянки за варіантами (див. табл. 2.9) співвідношення деформаційних характеристик породних шарів вуглевміщуючої товщі

Останній максимум приведених напружень $\sigma_{max}^{P.5}$, що стабільно діє в районі прямолінійної частини стійки рамного кріплення з боку суміжної виїмкової ділянки, має аналогічні тенденції зміни в порівнянні з максимумом $\sigma_{max}^{P.4}$. Тіснота зв’язку величини $\sigma_{max}^{P.5}$ з геометричними параметрами литої смуги (рис. 2.20) трохи нижче стосовно функції $\sigma_{max}^{P.4}$ (l_1 , $\frac{l_2}{l_1}$, δ), що цілком пояснено

нейтралізуючим впливом розташованої поруч зони опорного тиску. Тому регулюванням геометричних параметрів литої смуги ми можемо домогтися зміни $\sigma_{max}^{P.5}$ тільки до 2 разів.

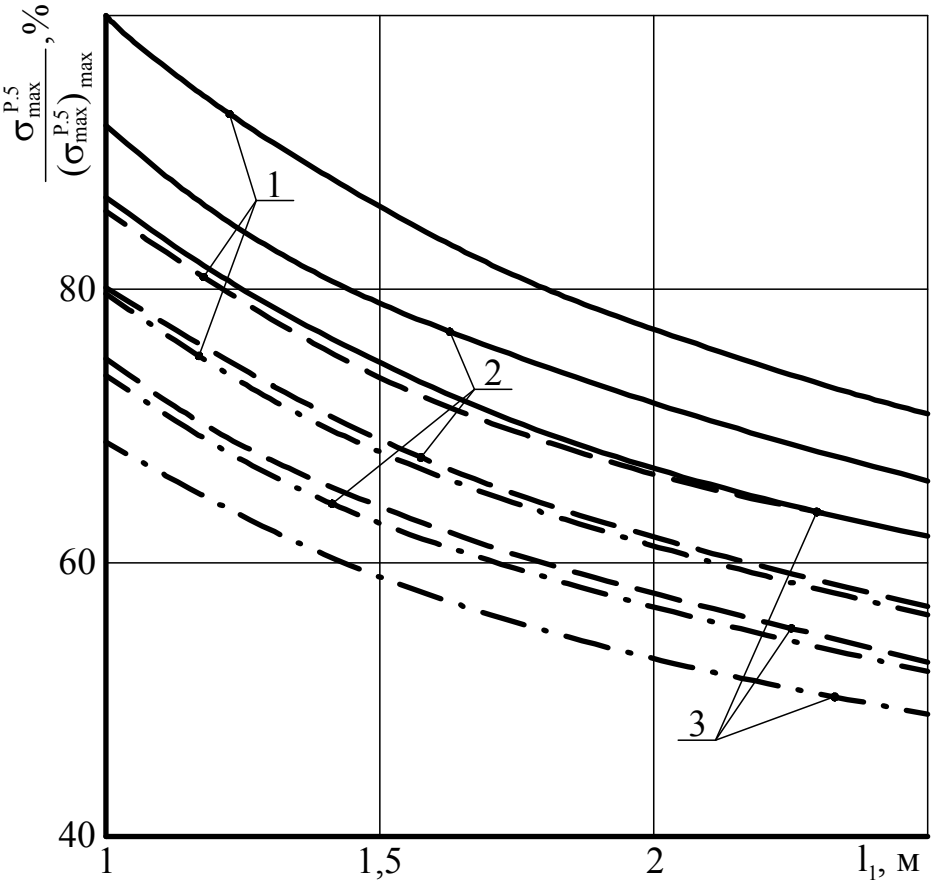


Рисунок 2.20 – Закономірності зміни відносного максимуму $\frac{\sigma_{max}^{P.5}}{\left(\sigma_{max}^{P.5}\right)_{max}}$ приведених напружень у районі прямолінійної стійки рами з боку суміжної виїмкової ділянки від геометричних параметрів литої смуги: $1 - \frac{l_2}{l_1} = 0{,}4$;

$2 - \frac{l_2}{l_1} = 0{,}5$; $3 - \frac{l_2}{l_1} = 0{,}6$; ——— $\delta = 0{,}1$ м;

– – – – – $\delta = 0{,}2$ м; – · – · – · $\delta = 0{,}3$ м

Зв'язок максимуму $\sigma_{max}^{P.5}$ з геомеханічними факторами має ті ж тенденції, що й для максимуму $\sigma_{max}^{P.4}$. Відмінності полягають у більш посиленому впливі деформаційних характеристик породних шарів безпосередньої покрівлі й підошви, а також ширини L_1 області порушених порід з боку суміжної виїмкової ділянки, що

пояснюється підвищеною інтенсивністю впливу зони опорного тиску.

Для максимуму $\sigma_{max}^{P.5}$ встановлена наступна кореляційна залежність:

$$\sigma_{max}^{P.5} = 0{,}018\left[21{,}5 - \left(2{,}07E_1^I + 1{,}51E_2^I + 1{,}12E_3^I\right)\cdot 10^{-4}\right]\frac{H}{100}\left(0{,}08 + 0{,}33\sqrt{\frac{H}{100}}\right)\times$$
$$\times\left(0{,}7E_1^{об} + 0{,}4E_2^{об} + 0{,}2E_3^{об}\right)\frac{\left(0{,}6E^{поч} + 0{,}7E_1^{II} + 0{,}2E_2^{II}\right)^{0{,}22}}{\left(h^{II}\right)^{0{,}65}\cdot L_1^{0{,}42}\cdot l_2^{0{,}35}\cdot\delta^{0{,}21}}. \quad (2.52)$$

Аналіз закономірностей зміни максимумів приведених напружень у рамному кріпленні призводить до трьох основних висновків:

– по-перше, спостерігається істотний вплив геометричних параметрів литої смуги на величину всіх максимумів $\sigma_{max}^{P.i}$ $(i = 1...5)$, що діють по контуру рамного кріплення. Більш ефективне регулювання максимумів $\sigma_{max}^{P.i}$ у рамі має місце з боку виробленого простору (до 3,1...4,5 разів у діапазоні досліджуваних інтервалів l_1, $\frac{l_2}{l_1}$, і δ). Менш інтенсивний вплив (до 2,0...2,3 разів) геометричних параметрів литої смуги відбувається для максимумів у рамному кріпленні, розташованих з боку суміжної виїмкової ділянки;

– по-друге, за винятком максимуму $\sigma_{max}^{P.1}$ в замку склепіння рами, мають місце якісно однакові закономірності впливу геометричних параметрів литої смуги, що дозволить одночасно знижувати чотири максимуми $\sigma_{max}^{P.i}$ при регулюванні параметрів l_1, $\frac{l_2}{l_1}$, і δ в одному напрямку;

– по-третє, необхідність управління НДС рамного кріплення обумовлена тим, що всі п’ять максимумів (див. рис. 2.13, рис. 2.15, рис. 2.17, рис. 2.19 і рис. 2.21) перевищують границю текучості Ст.5 (σ_T = 270 МПа) при певних сполученнях геомеханічних факторів і геометричних параметрів литої смуги, що призводить до втрати стійкості рамного кріплення й виїмкового штреку в цілому.

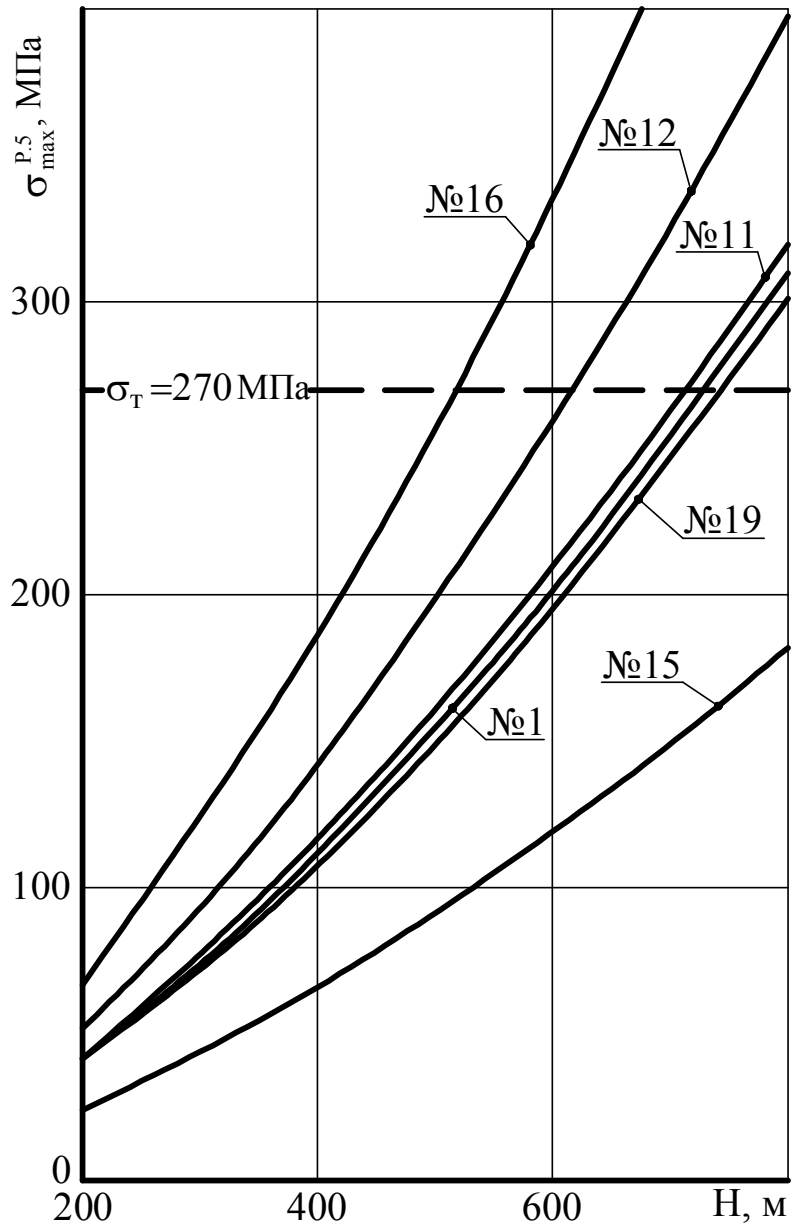


Рисунок 2.21 – Закономірності зміни максимуму приведених напружень $\sigma_{max}^{P.5}$ у районі прямолінійної стійки рами з боку суміжної виїмкової ділянки за варіантами (див. табл. 2.9) співвідношення деформаційних характеристик породних шарів вуглевміщуючої товщі

Висновки:

1. Розрахунки обсягу варіантів НДС системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга» при змінних геометричних параметрах останньої виявили їх істотний вплив на напружений стан основних елементів, що визначають стійкість виробки. Це доводить можливість і доцільність використання геометричних

параметрів литої смуги з розвантажувальною порожниною як інструмента для управління стійкістю виїмкового штреку.

2. Стійкість виїмкового штреку багато в чому визначається станом литої смуги й породної берми, максимуми приведених напружень у яких можуть змінюватися до 2,8 і 5,9 разів відповідно в досліджуваному діапазоні варіації параметрів l_1, $\frac{l_2}{l_1}$, і δ литої смуги. Закономірності зв'язку максимумів $\sigma_{max}^{П,\delta}$ з параметрами l_1, $\frac{l_2}{l_1}$, і δ для литої смуги й породної берми мають в основному протилежні тенденції, що спричиняються існування оптимальних сполучень параметрів литої смуги, при яких одночасно обидва максимуми $\sigma_{max}^{П,\delta}$ будуть мати мінімальні значення, що тотожно підвищенню стійкості як литої смуги, так і породної берми.

3. Іншим фактором, що спричиняє стійкість виїмкового штреку, є стан рамного кріплення, у якому незалежно від геомеханічних параметрів підтримки виробки стабільно виникають (з досить постійними координатами розташування по контуру рами) п'ять максимумів $\sigma_{max}^{P.i}$ $(i = 1...5)$ приведених напружень. Ступінь впливу геометричних параметрів литої смуги на $\sigma_{max}^{P.i}$ (від 2,0 до 4,5 разів) дозволяє регулювати напружений стан рами в напрямку підвищення її стійкості шляхом підбору раціональних співвідношень l_1, $\frac{l_2}{l_1}$, і δ.

4. Обґрунтовано критерії оптимізації системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга» і розроблена методика вибору її раціональних параметрів. Розрахунки показують, що на глибинах розробки до 600...800 м при істотно неоднорідній структурі вуглевміщуючої товщі стійкість виїмкового штреку, як правило, забезпечується застосуванням литої смуги шириною $l_1 = 1...3$ м з розвантажувальною порожниною в діапазоні регулювання її геометрії $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}4...0{,}6$, $\delta = 0{,}1...0{,}3$ м з межею міцності на стиск матеріалу смуги до 15...20

МПа. Таким чином, сукупність закономірностей зв'язку НДС основних елементів системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга» з геометричними параметрами останньої, дозволило реалізувати основну мету досліджень – підвищення стійкості виїмкового штреку для забезпечення можливості його повторного використання.

2.4 Обґрунтування комплексу критеріїв оптимізації НДС геомеханічної системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга»

У попередніх підрозділах встановлені закономірності зв'язку максимумів $\sigma_{max}^{j,i}\left(j = ï,\delta,Ð;\ i = 1...5\right)$ приведених напружень, що визначають стійкість основних елементів системи навколо виїмкового штреку, з геомеханічними параметрами його підтримки й параметрами литої смуги з розвантажувальною порожниною. Геомеханічні фактори формують НДС системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга» і виступають як вихідні параметри, а геометричні й механічні параметри литої смуги відіграють роль інструменту з управління НДС системи у напрямку підвищення її стійкості.

У пропонованій конструкції литої смуги є чотири регульованих параметри:

– ширина l_1 литої смуги;

– ширина l_2 розвантажувальної порожнини;

– висота δ розвантажувальної порожнини;

– межа міцності $\sigma_{сж}^{П}$ на одноосьовий стиск матеріалу литої смуги, що споруджується із твердіючих сумішей.

З іншого боку, встановлено сім параметрів, що впливають на стійкість системи й потребуючих регулювання у напрямку максимально можливого зниження їх величини $\sigma_{max}^{j,i}\left(j = Ï,\delta;\ i = 1...5\right)$:

$\sigma_{max}^{П}$ – максимум приведених напружень у литій смузі;

σ_{max}^{δ} – максимум приведених напружень у породній бермі штреку під литою смугою;

$\sigma_{max}^{P.1}$ – максимум приведених напружень у замку склепіння рамного кріплення;

$\sigma_{max}^{P.2}$ – максимум приведених напружень у районі опори стійки рамного кріплення з боку виробленого простору;

$\sigma_{max}^{P.3}$ – максимум приведених напружень у районі замка рами з боку виробленого простору;

$\sigma_{max}^{P.4}$ – максимум приведених напружень у районі п’яти склепіння рами з боку суміжної виїмкової ділянки;

$\sigma_{max}^{P.5}$ – максимум приведених напружень у районі прямолінійної частини стійки рами з боку суміжної виїмкової ділянки.

Очевидно, реалізувати повну оптимізацію семи параметрів системи за рахунок регулювання чотирьох параметрів литої смуги не представляється можливим. Тому, представляється доцільним здійснити часткову оптимізацію параметрів системи, керуючись пріоритетними факторами.

По-перше, насамперед, варто оптимізувати НДС тих елементів системи, які найбільшою мірою забезпечують стійкість виїмкового штреку.

По-друге, здійснити групову мінімізацію максимумів приведених напружень, які мають однотипні якісні закономірності зв’язку з параметрами литої смуги.

По-третє, встановити область гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов, де оптимізація параметрів литої смуги не забезпечує стійкості елементів системи й виїмкового штреку в цілому. Тут необхідним є проведення додаткових заходів щодо підвищення стійкості виїмкового штреку, наприклад, посилення рами анкерним кріпленням, штучне регулювання ширини L_1 знеміцнених порід з боку суміжної виїмкової ділянки тощо. Ці питання виходять за рамки даного дослідження, але алгоритм виявлення області недостатньої стійкості виїмкового штреку вкрай важливий для наступної розробки спеціальних заходів щодо забезпечення можливості його повторного використання.

Відповідно до викладених напрямків найбільш важливо, з погляду стійкості

виїмкового штреку, мінімізувати максимуми приведених напружень у литій смузі $\sigma_{max}^{П}$ й породній бермі σ_{max}^{δ}.

Втрата цілісності литої смуги в будь-якій її області знижує реакцію опору гірському тиску в цій області та перерозподіляє частину навантажень на сусідні ділянки смуги, що може викликати незатухаючий процес руйнування всієї смуги. Даний процес супроводжується збільшенням піддатливості литої смуги, що обумовлює інтенсивне опускання породних шарів основної покрівлі й (через відсутність твердої опори з боку виробленого простору) ростом навантаження на рамне кріплення, що може призвести до втрати стійкості виїмкового штреку. Найбільш простий й досить надійний запис умови стійкості литої смуги має вигляд:

$$\sigma_{max}^{П} \le \sigma_{сж}^{П}, \tag{2.53}$$

де $\sigma_{сж}^{П}$ – межа міцності на одноосьовий стиск матеріалу литої смуги.

Не менш важливим фактором збереження стійкості виїмкового штреку є цілісність породної берми, на яку опирається лита смуга. При руйнуванні породної берми різко знижується її реакція на литу смугу, збільшується піддатливість пари «лита смуга-породна берма» і зменшується її твердість, що негативно позначається на стійкості виїмкового штреку з причин, які були описані вище. Крім того, при руйнуванні ближньої до стійки рами частини породної берми в ній утворяться призми сповзання, що формують значне бічне навантаження на стійку рами, яка, деформуючись у порожнину виробки, різко знижує стійкість штреку. Вираз стійкості породної берми запишемо аналогічно попередньому:

$$\sigma_{max}^{\delta} \le \sigma_{сж}^{поч}, \tag{2.54}$$

де: $\sigma_{сж}^{поч}$ – розрахункова межа міцності на одноосьовий стиск порід підошви пласта.

Не менш важливим фактором, що визначає стійкість виїмкового штреку, є напружений стан рамного кріплення. Обмеженість числа регульованих параметрів

литої смуги не дозволяє мінімізувати кожні з п'яти максимумів $\sigma_{max}^{P.i}$ приведених напружень, що діють по контуру рами. Але аналіз установлених закономірностей $\sigma_{max}^{P.i}$ $(l_1\ ,\ l_2, \delta)$ обґрунтовує доцільність наступного підходу.

Максимум $\sigma_{max}^{P.1}$ у замку склепіння рами має залежність від параметрів l_2 і δ, протилежну в порівнянні з іншими максимумами: при збільшенні l_2 і δ $\sigma_{max}^{P.1}$ зростає, а інші максимуми в рамі зменшуються. Отже, всі максимуми в рамному кріпленні необхідно розділити на дві групи: $\sigma_{max}^{P.1}$ і $\sigma_{max}^{P.(i+1)}$, кожна з яких мінімізується за умовою міцності рами:

$$\sigma_{max}^{P.1} \le \sigma_{\text{т}}; \tag{2.55}$$

$$\sigma_{max}^{P.(i+1)} \le \sigma_{\text{т}}, \tag{2.56}$$

де $\sigma_T = 270$ МПа – межа текучості матеріалу рамного кріплення (сталь Ст.5).

Слід зазначити, що за умовою (2.56) мінімізуються всі чотири максимуми $\left(\sigma_{max}^{P.2},...,\sigma_{max}^{P.5}\right)$, але, оскільки вони мають різні закономірності зв'язку з геомеханічними параметрами системи, при різних сполученнях геомеханічних параметрів виявляється $\sigma_{max}^{P.(i+1)}$ має найбільшу величину, яка і підлягає мінімізації. Таким чином, при фіксованих співвідношеннях геомеханічних параметрів мінімізації підлягає тільки один з максимумів $\sigma_{max}^{P.(i+1)}$, а інші зменшуються у силу однакових якісних закономірностей їх зв'язку з параметрами литої смуги. Якщо в процесі оптимізації $\sigma_{max}^{P.(i+1)}$ мінімізуємий максимум перестає бути найбільшим по величині, то увага переноситися на новий абсолютний максимум.

Таким чином, встановлені закономірності зв'язку мінімізуємих параметрів з регульованими параметрами литої смуги вказують на здатність чотирьох критеріїв (2.53...2.56) здійснити часткову оптимізацію системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга».

2.5 Методика розрахунку параметрів охорони виїмкових штреків литою смугою з розвантажувальною порожниною

На базі сформульованих критеріїв оптимізації й отриманих залежностей за розрахунками максимумів приведених напружень у всіх основних елементах системи «породний масив-виїмковий штрек-лита смуга» розроблена методика вибору раціональних параметрів литої смуги з розвантажувальною порожниною методом послідовних наближень.

1. Відповідно до гірничо-геологічних умов відпрацьовування виїмкової ділянки формуємо пакет вихідних геомеханічних параметрів:

– середня по довжині виїмкової ділянки глибина розробки H (дані геологічної служби шахти);

– модулі деформації E_1^I, E_2^I, E_3^I породних шарів основної покрівлі (дані геологічної служби шахти);

– модулі деформації E_1^{II}, E_1^{II} породних шарів безпосередньої покрівлі (дані геологічної служби шахти);

– модуль деформації $E^{поч}$ безпосередньої підошви (дані геологічної служби шахти, [23, 24]);

– модулі деформації $E_1^{об}$, $E_2^{об}$, $E_3^{об}$ шарів зони безладного обвалення, складеної зруйнованими породами безпосередньої покрівлі пласта; якщо немає даних безпосередніх вимірів на конкретній виїмковій ділянці, то рекомендується $E_1^{об} = 50$ МПа, $E_2^{об} = 35$ МПа, $E_3^{об} = 20$ МПа, за результатами досліджень;

– висота h^{II} зони безладного обвалення в межах потужності ($h^{II} = m_1^{II} + m_2^{II}$) безпосередньої покрівлі (дані геологічної служби шахти);

– розрахункова межа міцності $\sigma_{сж}^{поч}$ безпосередньої підошви на стиск (дані геологічної служби шахти, або [23, 24] з урахуванням коефіцієнтів ослаблення за методиками [25, 26]);

– ширина L_1 знеміцненої зони порід у боці штреку з боку суміжної виїмкової ділянки (визначається за даними вимірів на робочому горизонті шахти; при відсутності таких даних L_1 приймається в межах 1...2 м).

2. Приймаються мінімальні, з погляду загальновизнаних технологічних факторів спорудження охоронних смуг, геометричні параметри литої смуги з розвантажувальною порожниною: $l_1 = 1$ м, $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}4$, $\delta = 0{,}1$ м. Для цих значень за формулами (2.46…2.52) розраховуються максимуми приведених напружень і порівняються з їх відповідними міцнісними характеристиками підошви $\sigma_{сж}^{поч}$ й рами σ_T за критеріями (2.53…2.55). Якщо жоден з максимумів не перевищує $\sigma_{сж}^{поч}$ або σ_T, то по величині максимуму $\sigma_{max}^{П}$ підбирається склад суміші, що твердіє, межа міцності якого повинна бути не $\sigma_{max}^{П}$ меншою за критерієм (2.53). Компоненти сухої суміші, яка твердіє, дозуються відповідно до закономірностей [27…31] залежно від застосовуваного типу в'язких речовин.

3. При невиконанні критерію (2.54) і виконанні критеріїв (2.55) і (2.56) для розвантаження приконтурної частини породної берми необхідно пошагово збільшувати параметри $\frac{l_2}{l_1}$ до 0,6 і δ до 0,3 м. При цьому треба перевірити виконання критерію (2.55) і при позитивному результаті визначити згідно рівняння (2.46) необхідну міцність литої смуги на стиск, а за величиною $\sigma_{max}^{П}$ вибрати склад суміші, що твердіє.

4. Якщо стійкість породної берми за критерієм (2.54) все ж таки не виконується, або одночасно не виконуються критерії (2.55) і (2.56), необхідно збільшувати ширину литої смуги поетапно до «технічно розумної» величини $l_1 = 2{,}5...3$ м. Те ж саме варто виконати, якщо значення $\sigma_{max}^{П} = \sigma_{сж}^{П}$ за формулою (2.46) буде перевищувати величину 15…20 МПа. Далі виконуються аналогічні операції по вибору складу суміші, що твердіє.

5. У слабких породах підошви, якщо навіть при геометрії литої смуги, що

характеризується параметрами $l_1 = 2{,}5...3{,}0$ м, $\frac{l_2}{l_1} = 0{,}6$, $\delta = 0{,}3$ м, досягти стійкості породної берми за критерієм (3.2) не вдається, то варто застосувати її зміцнення, наприклад, анкеруванням за рекомендаціями робіт [32, 33].

6. При $\sigma_{сж}^{поч} \geq 25...30$ МПа на середніх глибинах розробки практично завжди породна берма перебуває в стійкому стані й критерій (2.55) виконується автоматично. У цих умовах основними є критерії (2.55) і (2.56). Якщо одночасне виконання критеріїв не досягається, то варто виконувати критерій (2.56) шляхом збільшення параметрів l_1, $\frac{l_2}{l_1}$, і δ аж до максимальних значень. У цій ситуації для обмеження росту максимуму $\sigma_{max}^{P.1}$ в замку склепіння рами варто ретельно виконувати забутовку закріпного простору даної ділянки для посилення реакції відсічі переміщенням замка склепіння убік покрівлі.

7. При неможливості обмежити максимуми $\sigma_{max}^{P.2} \ldots \sigma_{max}^{P.5}$ величиною σ_T за критерієм (2.56) варто встановлювати систему анкерів у районі опор стійок рам і по обидва боки склепіння рами в районі дії максимумів $\sigma_{max}^{P.3}$ і $\sigma_{max}^{P.4}$ (див. рис. 2.11).

8. Розрахунки показують, що на глибинах розробки до 600…800 м цілком достатня (для стійкості литої смуги) міцність на стиск отверділої суміші до 15...20 МПа. Така величина $\sigma_{сж}^{П}$ була досягнута в шахтних умовах [27] при випробуваннях литих смуг із сучасних матеріалів, що твердіють.

9. Розрахунки за рівняннями (2.46…2.52) разом із критеріями (2.53…2.56) показують, що регулювання параметрів литої смуги з розвантажувальною порожниною, як правило, забезпечує стійкість виїмковогоо штреку на глибинах розробки до 600...800 м з виконанням (при необхідності) спеціальних заходів щодо анкерного посилення рамного кріплення й породної берми.

2.6 Розробка методики прогнозу надійного функціонування системи розробки при інтенсифікації відпрацювання положистих вугільних пластів з динамічно активними зонами

2.6.1 Розробити алгоритм використання чисельних методів досліджень з урахуванням геодинамічної активності геологічного середовища та стану підготовчих дільничних виробок.

2.6.1.1 Складові алгоритму геодинамічної активності геологічного середовища

Природні геодинамічні процеси розвиваються або у вигляді плавних ритмічних змін з періодами від секунд до мільйонів років, що є ознакою порядку в літосфері і на Землі, або у вигляді катастрофічних проявів. Оскільки геологічне середовище є неоднорідним, таким, що складається з твердих часток, порожнеч, флюїдів, шарів, блоків і тому подібне з різним напруженим станом, то ритми і катастрофи передаються по-різному і фіксуються в породах неоднаково.

Геодинамічними природно-техногенними процесами називають [34]:

– виверження вулканів;

– зміни напруженого стану гірських порід, що приводять до ущільнення, руйнувань, обвалів, осипів і інших гравітаційних процесів;

– сейсмічність, обумовлену видаленими, місцевими природними і техногенними землетрусами;

– зсувні процеси і абразію берегів, що викликаються природними процесами і інженерно-технічною діяльністю;

– карстові явища, пов'язані з суфозією (вимиванням) рихлих порід і розчиненням карбонатних порід підземними водами, що зростають при зміні їх режиму під впливом природно-техногенних чинників;

– криогенні процеси, температури порід, що супроводжуються переходом, від негативної до позитивної і що приводять до деструкції мерзлоти, а значить, до зміни фізико-механічних і міцністних властивостей гірських порід.

При підземній розробці вугільних пластів основним видом прояву

геодинамічних процесів є зміни напруженого стану гірничих порід. Геодинамічна активність родовища зумовлюється насамперед наявністю тектонічних напружених зон гірського масиву.

Під тектонічно напруженою зоною розуміється дільниця породного масиву у якому в силу геолого-тектонічних факторів відбулося збільшення напруженого стану у наслідок чого ця дільниця є потенційно небезпечна для ведення гірничих робіт. Формування родовищ корисних копалин відбувалося у результаті тектоно-магматичних процесів. Тому, у результаті суперпозиції різновікової тектонічної діяльності, у межі родовищ присутня складна система тектонічних порушень, що визначає геодинамічний стан шахтного поля [35].

Умовами інтенсивного прояву геодинаміки гірського масиву є [36]:

– тектонічні порушення з активними розривами;
– блочна структура надр;
– велика глибина ведення гірничих робіт;
– висока газообільність;
– формування великих розмірів вироблених просторів, особливо при розробці побрижених пластів;
– наявність у покрівлі та підошві пласта прошарків пісковиків та інші.

До початку розробки вугільних пластів необхідно здійснити геодинамічне районування (картування) місцевості для виявлення і прогнозування розвитку активних геодинамічних зон геологічного середовища, що забезпечить безпеку ведення гірничих робіт.

Метою районування є аналіз та оцінка усіх тектонічних порушень, що знаходяться у межах гірничого відводу. Структурно-геодинамічним картуванням (СГДК) є система геолого-геофізичних засобів виявлення та дослідження в гірничому масиві сучасних тектонічних деформацій і розшифровки їх геологічної природи. Основна відмінність способів СГДК від класичних геофізичних полягає в тому, що геодинамічні зони над розривними дислокаціями пояснюються напружений-деформованим станом покривних відкладень і зв'язуються з сучасними рухами земної кори [37].

Активізація геодинамічної активності, підвищення напружень в їх крайніх частинах і ціликах відбувається в результаті накладення техногенних напружень на тектонічні напруження, що вже існує в масиві. Ці напруження викликані зависанням консолей порід основної покрівлі як за лавою, так і над монтажними камерами з додатковим навантаженням ціликів, що розташовуються віще.

В роботі [38] визначено два види сучасних геодинамічних переміщень:

– трендові, які зберігають довгий час відносно стабільні напрями та швидкість;

– циклічні, які періодично змінюють свої напрями переміщень.

Геодинамічні явища при розробці вугільних пластів справедливо віднести до циклічних. На рис. 1 приведена структура взаємодії техногенного та геологічного середовища [39].

За оцінкою кількісного впливу гірничих робіт встановлено, що в межах шахтного поля, що відробляються відбувається усіх геодинамічних подій до 50 %, 33 % - у зонах, що прилягають до гірничих робіт до 200 м у глибину масиву. Останні 17 % можна віднести до різноманітних динамічних процесів, які проходять у масиві [36].

Для підвищення рівня безпеки ведення гірничих робіт необхідно розробляти заходи, які зведуть до мінімуму прояв геодинамічної активності геологічного середовища гірського масиву родовища. Для прогнозування геодинамічних процесів справедливим є алгоритм, приведений на рис. 22 [39].

Важливою особливістю розробки родовищ у складних геодинамічних умовах є напрям розвитку фронту очисних робіт. Так, при розробці Північно-Пісчанского родовища головні стволи потрапили у зону з яскраво вираженою анізотропією напружень, що сприяло розвитку зони обрушень вхрест простягання родовища і перетворення її у еліпс, витягнутий по напряму мінімального стиснення у масиві [40]. По рекомендаціям проектного інституту було запропоновано інтенсифікувати розвиток очисних робіт по напряму простягання родовища з тим, щоб повернути еліпс зони обрушень за лінією дії максимальних напружень, що стискують.

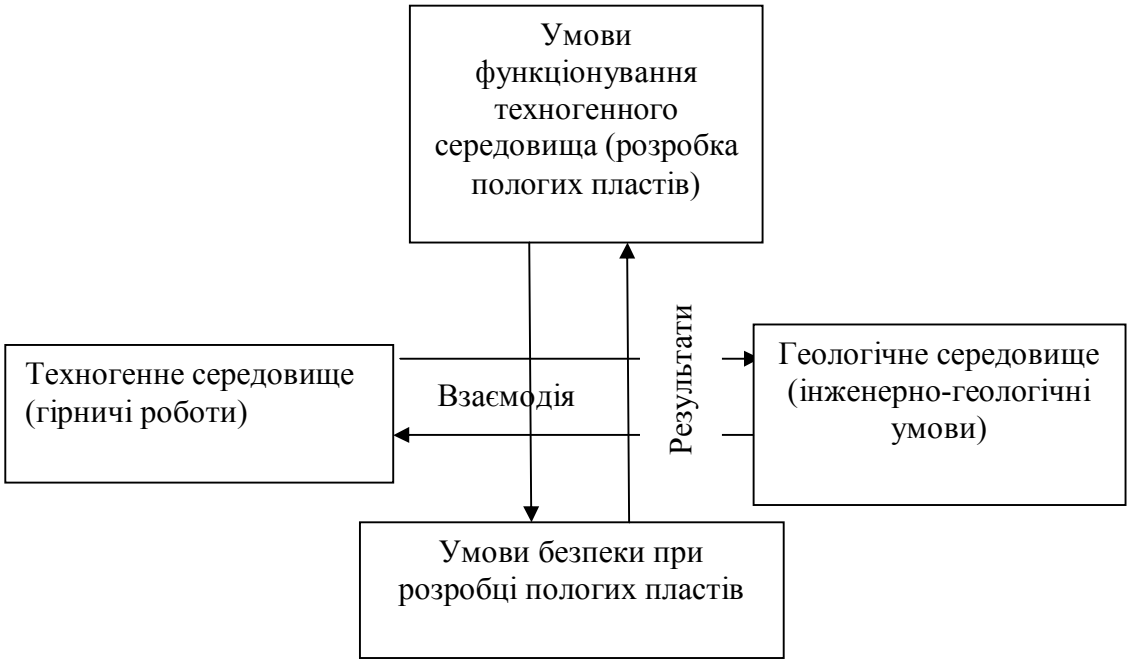


Рисунок 2.22 – Структурна схема динамічної взаємодії і її результатів

Рисунок 2.23 – Алгоритм прогнозування техногенних геологічних процесів

За даними розрахунків величини напружень у районі центральних стволів зменшились з 35 МПа до 15 МПа, деформування кріплення стволів по тектонічному порушенню припинились Розробка такого роду родовищ можлива тільки завдяки спеціально розробленим нормативним документам по розробці родовищ у тектонічно напружених зонах.

Як показує досвід за причиною неоднорідності складу та будови гірських порід у масиві є неповна геомеханічна та геологічна інформації. При відхиленнях від проекту гірничих робіт у шахті періодично з'являються кризові ситуації, які супроводжуються раптовими руйнаціями гірничих виробок, у тому числі, також за причиною динамічних явищ у масиві порід. На рис. 2.24 приведені характер та стадії розвитку стану гірничого масиву при динамічному явищі. Цей випадок є кризовим. Однак у виробничому циклі люба криза є небажаним явищем и підлягає скорішому виправленню. У роботі [41] запропоновано алгоритм ліквідації геодинамічної кризи (рис. 25).

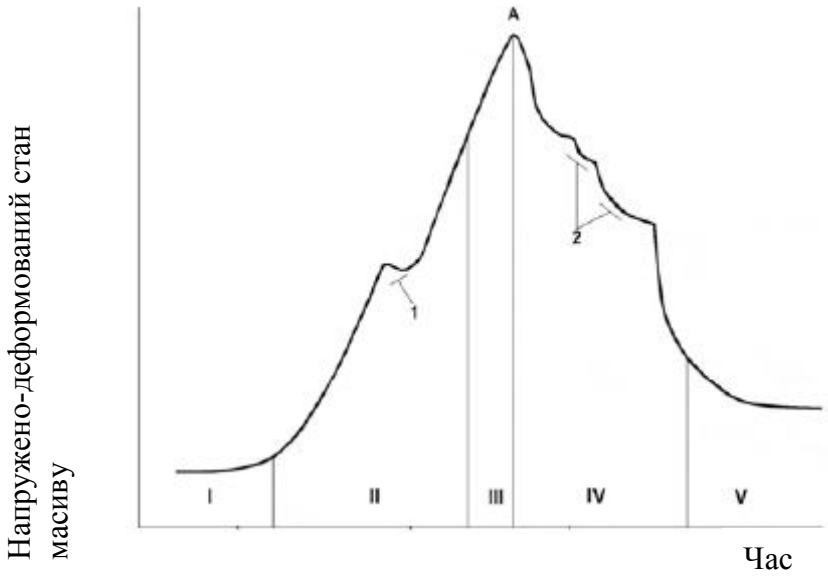


Рисунок 2.24 – Стадії розвитку стану гірничого масиву та типи прояву динамічних явищ [42]: I - II – накопичення пружної енергії; III – гранично напружено - деформований стан; IV – розвантаження масиву; V – стабілізація напруженого стану; A – момент гірничого удару; 1,2 – стріляння гірничих порід, поштовхи та мікроудари.

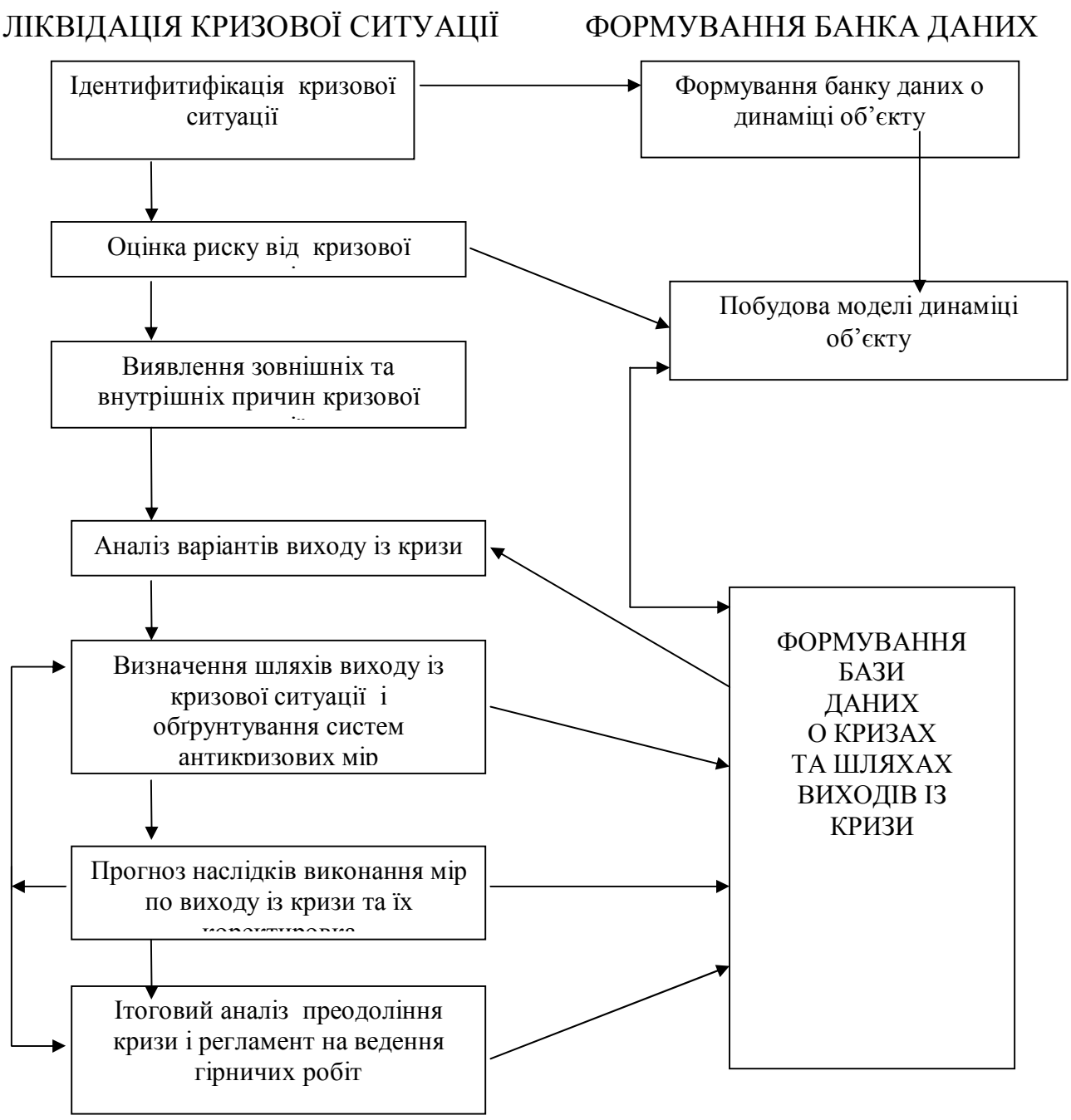


Рисунок 2.25 – Алгоритм ліквідації геодинамічної кризи

Ймовірність реалізації динамічної події оцінюють за статистикою чи даним геодинамічного моніторингу.

Сумарний збиток визначають за формулою [41]: $D = D1 + D2 + D3 + D4$,

де: $D1 = P1\ C1\ K\ n$– збиток від травмування робітників;

$P1$ – ймовірність присутності робітників на дільниці реалізації динамічного явища;

K – коефіцієнт тяжкості нещасного випадку (K max =1 при смерті людини);

*C*1 – вартість людського життя (існують різні методики оцінки вартості людського життя: у розвинутих країнах вартість людського життя варіює від 2.8 (Англія) до 7.6 (Японія) млн. дол. США [43];

*D*2 – витрати на ремонт пошкодженого обладнання і відновлення гірничих виробок;

*D*3 – втрати за рахунок простію гірничої дільниці шахти;

*D*4 – вартість втрачених запасів у результаті прояву динамічного явища.

2.6.1.2 Складові моделі динаміки надійності функціонування топології гірничих виробок

У теперішній час видобування вугіллі з очисного вибою відбувається за допомогою сучасних механізованих комплексів. Як складова частина очисного вибою механізований комплекс складається з:

- секцій механізованого кріплення;
- виймальної машини;
- кріплення сполуки очисної та підготовчої виробки;
- забойного конвеєру.

При вийманні пласта елементи «пласт» та «механізований комплекс» знаходяться у тісній взаємодії, та є неподільною пов'язаною системою. Елемент «механізований комплекс може прибувати у стані відмова чи робота, то елемент «пласт» може перебувати у стані відмова, справність, працездатність.

Стани відмов елементу «пласт», що оцінюються критеріями надійності технологічної системи ОЗ, визначаються:

- повною зупинкою комбайна при підході до зон тектонічних порушень, аномальних і інтенсивних газовиділень, небезпечним по вивалам порід покрівлі та інші небажані прояви гірничо-геологічних умов;

- перехід комплексом зон у несприятливих гірничо-геологічних умовах, коли припиняється видобуток вугілля;

- перехід комплексом зон у несприятливих гірничо-геологічних умовах, коли знижується швидкість подачі комбайна;

- перехід тих самих зон, але коли зупиняється елемент системи механізований комплекс чи конвеєрна лінія.

Найбільш вузьким місцем даної технології є елемент «пласт». При збільшенні інтенсивності відмов із-за цього елементу (наприклад, газового чинника, частоти зустрічі геологічних порушень, твердих включень і так далі) від 1,25 до 1,51/ч при інших рівних умовах коефіцієнт готовності системи «очисний забій» (ОЗ), знижується на 47-85 %, а змінне навантаження на лаву на 50-70 %. Зменшення інтенсивності відновлення елементу «пласт», також призводить до зниження надійності технології очисної виїмки на 15-35 %. При підвищенні інтенсивності відмов конвеєрної лінії від 0,1 до 0,51/час, коефіцієнт готовності роботи ОЗ, оснащеного конвеєром знижується від 0,324 до 0,2, тобто більш ніж на 60 %. Як правило, це пов'язано переважно з протяжністю дільничного конвеєрного ланцюжка, тобто з параметрами виймальної ділянки [44,45,46].

2.6.1.3 Складові моделі інтенсифікації гірничих робіт

Рівень інтенсифікації гірничих робіт визначають коефіцієнт готовності, навантаження на очисні вибої та їх посування.

Необхідно створити і упровадити нову технологію підземного видобутку вугілля, яка повинна характеризуватися, перш за все, дуже великим збільшенням навантаження, на забій при обов'язковому зменшенні кількості забійних робітників або, ще краще, повним виводом їх із забою; значним скороченням числа забоїв в шахті, тобто великою концентрацією гірничих робіт, і зменшенням за рахунок цієї кількості допоміжних робітників. У вугільній промисловості поняття концентрації робіт складається з двох основних елементів: концентрації виробництва і концентрації гірських робіт [47]:

$$K_{г.р.} = \frac{1000\,П_{о.з.}}{A}, \qquad (2.57)$$

де: П о. в. - загальна кількість очисних вибоїв в шахті; А - середньодобовий видобуток шахти, т

Підвищення рівня концентрації гірських робіт призводить до зниження основних фондів, експлуатаційних витрат і підвищенню продуктивності праці, а

отже, до зниження собівартості вугілля, приведених витрат, підвищенню економічної ефективності виробництва. Як показник інтенсифікації гірських робіт И $_{г.р}$ приймається величина площі, що відпрацьовується пластів в середньому за годину (доба), що доводиться на один очисний забій, що діє. Вираження для визначення И $_{г.р.}$ має наступний вигляд :

$$И_{г.р.}=\frac{A}{24П_{д.о.з}\cdot m\cdot \gamma}, \qquad (2.58)$$

де: $П_{дов}$ - число очисних забоїв, що діють;
m - середня потужність пласта, що виймається, м ;
γ- об'ємна маса вугілля, т/м^3.

Досягнення високих темпів інтенсифікації гірничих робіт на сучасних шахтах можливо насамперед завдяки збільшення швидкості посування очисного вибою та застосування потужних та високопродуктивних комбайнів та транспортних машин.

Так, наприклад при застосуванні очисних механізованих комплексів на шахтах ім. Кірова, «Комсомолець» (Росія) та ряд інших були досягнуті наступні показники видобутку [48]:

- навантаження збільшилось від 1700 – 1900 т/доб до 8000 – 15000 т/доб.;

- довжина лави збільшилась від 160 до 260 м;

- довжина стовпа від 1000 до 3500 м;

- продуктивність праці з 90 до 180 т/міс.

Для досягнення цих показників було потрібно змінити параметри технології ведення гірничих робіт: темпи проведення нарізних виробок склали не менш 300 м/міс, підготовку виймального стовпа призводити не більш 12 міс., здійснювати монтаж - демонтаж комплексу не більш ніж 12 – 15 діб.

Отже, складовими алгоритму інтенсифікації гірничих робіт є:

- підвищення навантаження на очисний вибій; - збільшення довжини лави;

- високопродуктивне очисне та допоміжне обладнання; - високий коефіцієнт готовності обладнання;

- мінімальна кількість очисних вибоїв та робітників у них, максимальна

концентрація гірничих робіт на декількох очисних вибоїв.

2.6.1.4 Узагальнена математична модель динаміки надійності функціонування топології гірничих виробок

Математична модель технологічної системі видобувної дільниці, яка наведена у роботі [46] справедлива також при розробці пологих вугільних пластів.

Математична модель відмов та відновлень визначає ймовірності наступних фізично і технологічно можливих станів системи «пласт – механізований комплекс – конвеєрна лінія»:

$P_{000}(t)$ – ймовірність того, що система «пласт – механізований комплекс – конвеєрна лінія» справні;

$P_{010}(t)$ – ймовірність того, що «пласт – конвеєрна лінія» справні, «механізований комплекс» повна відмова;

$P_{001}(t)$ - ймовірність того, що «пласт – механізований комплекс» справні, «конвеєрна лінія» повна відмова;

$P_{011}(t)$ - ймовірність того, що «пласт» справний, «механізований комплекс – конвеєрна лінія» повна відмова;

$P^{г}_{100}$, $P^{н}_{100}$ - ймовірності повної відмови «пласт» із-за перевищення концентрації метану та зустрічі порушень пласта, «механізований комплекс – конвеєрна лінія» справні;

$P^{г}_{101}$, $P^{н}_{101}$ - ймовірності повної відмови «пласт» із-за перевищення концентрації метану та зустрічі порушень пласта, «механізований комплекс» справний, «конвеєрна лінія» повна відмова;

P'_{100}, P''_{100} – ймовірності часткової відмови «пласт» із-за гіпсометрії та зустрічі твердих включень «механізований комплекс - конвеєрна лінія» справні; P'_{101}, P''_{101} - ймовірності часткової відмови «пласт» із-за гіпсометрії та зустрічі твердих включень, «механізований комплекс» справний, «конвеєрна лінія» повна відмова.

Умовою нормування, яке визначається сумою ймовірностей усіх можливих станів системи, є:

$$\frac{dP_{000}(t)}{dt} = -\left[\lambda^{\leq}_{10}(t) + \lambda'_{10}(t) + \lambda'_{10}(t) + \lambda''_{10}(t) + \lambda_{01}(t) + \lambda_{001}(t)\right]P_{000}(t) + \mu^{\leq}_{10}(t)P^{\leq}_{100}(t) + \mu'_{10}(t)P'_{100}(t) + \mu'_{10}(t)P'_{100}(t) + \mu''_{10}(t)P''_{100}(t) + \mu_{01}(t)P_{010}(t) + \mu_{001}(t)P_{001}(t)$$

$$\frac{dP_{010}(t)}{dt} = -\left[\lambda_{001}(t) + \mu_{01}(t)\right]P_{010}(t) + \lambda_{01}(t)P_{000}(t) + \mu_{001}(t)P_{011}(t)$$

$$\frac{dP_{010}(t)}{dt} = -\mu_{001}(t)P_{001}(t) + \lambda_{001}(t)P_{000}(t)$$

$$\frac{dP_{010}(t)}{dt} = -\mu_{001}(t)P_{011}(t) + \lambda_{001}(t)P_{010}(t)$$

$$\frac{dP_{010}(t)}{dt} = -\left[\lambda_{001}(t) + \mu^{\Gamma}(t)\right]P^{\Gamma}_{100}(t) + \lambda^{\Gamma}_{10}(t)P_{000}(t) + \mu_{001}(t)P^{\Gamma}_{101}(t)$$

$$\frac{dP_{010}(t)}{dt} = -\mu_{001}(t)P^{\Gamma}_{101}(t) + \lambda_{001}(t)P'_{101}(t)$$

$$\frac{dP''_{101}(t)}{dt} = -\mu_{001}(t)P''_{101}(t) + \lambda_{001}(t)P'_{100}(t)$$

$$P_{000}(t) + P'_{100}(t) + P_{010}(t) + P_{001}(t) + P_{011}(t) + P'_{101}(t) + P'_{110}(t) + P^{\Gamma}_{100}(t) + P^{\Gamma}_{101}(t) + P^{H}_{100}(t) + P^{H}_{101}(t) + P''_{100}(t) + P''_{101}(t) + P''_{110}(t) = 1$$

де - $\lambda^{\Gamma}_{10}(t), \lambda^{H}(t), \lambda_{01}(t), \lambda_{001}(t)$ – інтенсивність відмов відповідно із-за перевищення концентрації метану, зустрічі порушень, елементів «механізований комплекс – конвеєрна лінія», що призводять до повної зупинки у роботі виймальної машини 1/час;

$\lambda'_{10}(t)$, $\lambda''_{10}(t)$ – інтенсивність часткової відмови елементу «пласт» при якому виймальна машина здійснює видобуток вугілля зі сповільненою швидкістю

подачі, відповідно на дільницях зі складною гіпсометрією пласта та твердими включеннями, 1/час;

$\mu'_{10}(t)$, $\mu''_{10}(t)$, $\mu_{01}(t)$, $\mu_{001}(t)$ - інтенсивності відновлень працездатності «пласт», «механізований комплекс», «конвеєрна лінія», які відповідають інтенсивностям переходів $\lambda'_{10}(t)$, $\lambda''_{10}(t)$, $\lambda_{01}(t)$, $\lambda_{001}(t)$;

$\mu^{г}_{10}(t)$, $\mu^{н}_{10}(t)$ - інтенсивності повного відновлення елемента «пласт» при переході його з стану відмови відповідно із-за перевищення концентрації метану, зустрічі порушень, 1/час.

Дана математична модель описує надійність роботи технологічної системи виймальної дільниці.

2.6.1.5 Вплив навантаження на стан порід покрівлі при очисній виїмці

Посування очисного забою і, отже, обвалення безпосередньої покрівлі приводять спочатку до освіти, а потім до зростання площі відслонення основної покрівлі. Цей період: називається початковим режимом роботи основної покрівлі, протягом якого вона також працює подібно до плити, закріпленої на чотиристоронньому опорному контурі. У міру зростання прольоту відслонення її деформації усе більш зростають.

У міру посування очисного забою основна покрівля усе більш відслонюється, її деформації вигину зростають. Вона утворює зависання, поки не досягне критичного прольоту, так званого кроком сталого обвалення основної покрівлі. Це зависання основної покрівлі створює свій момент, що вигинає, та досягає максимуму при прольоті, попереду очисного забою над його крайовою зоною. Породи покриваючої товщі при спільній деформації розбиваються на окремі шари, частіше на пачки в підошві цих шарів лежать породи-мости. Вони деформуються і руйнуються подібно до основної покрівлі, тобто руйнуються блоками з відносно великим кроком обвалення.

Роботи [47,48,49] присвячені вивченню геомеханічних основ вугле-породного масиву при високих швидкостях посування очисного вибою.

Із зростанням швидкості посування фронту очисних робіт відбувається збільшення довжини консолі (кроку посадки) основної покрівлі (рис. 2.25), що нависає над виробленою частиною лави і спирається по ширині на лавне кріплення і область масиву, розташовану уздовж лінії очисного забою, а краями

по довжині - на кріпленні та охоронні конструкції виймальних штреків. Причина збільшення довжини консолі (кроку посадки крівлі) полягає, по-перше, в запізнюванні процесів релаксації напружень і деформацій по відношенню до швидкості відслонення масиву, по-друге, в збільшенні міцності порід і придбанні ними крихких властивостей, обумовлених зростанням швидкості вантаження крайових частин порідної консолі.

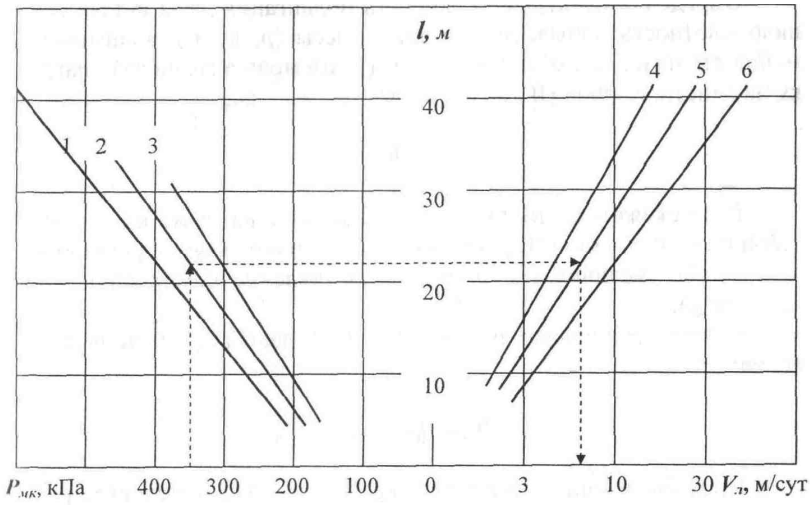


Рисунок 2.25 – Номограма для визначення граничної швидкості посування лави за критерієм тиску на механізоване кріплення при міцності основної покрівлі (*m*): 1 – 8 м, 2 – 6 м, 3 – 4 м і межі міцності порід покрівлі на розтяг $\sigma_р$: 4 - >2 МПа; 5 - 1 - 2 МПа; 6 -< 1 МПа.

Досвід роботи шахт Донбасу показав, що при повільному посуванні забою стан вміщуючих порід різко погіршується, оскільки опірність їх знижується. При цьому деформація порід з часом зростає і, в більшості випадків, призводить до завалів лав. При великих швидкостях посування величина деформацій буде меншою. Тому регулярне посування забою, з точки зору управління гірничим тиском, має істотне значення не лише для стану при забойного простору, але і виробленого.

Із збільшенням швидкості переміщення фронту очисних робіт в інтервалі від 0 до 10,8 м/доб:

- спостерігається пропорційне збільшення тиску в гідросистемі механізованого лавного кріплення в діапазоні від 200-250 до 350-400 кН/м^2,

- крок посадки основної покрівлі в лаві збільшується з 15-17 до 25-28 м;

- зона впливу лави на кріплення виїмкових штреків зменшується з 100-120

до 70-90 м в штреку, закладеному в цілику, і з 80-100 до 60-80 м в штреку, що проведений у присічку.

- область максимальної конвергенції в штреку на ділянці сполучення зростає з 30 (+10 - -20 м) до 45 м (+15 - -30 м);

- коефіцієнт приросту тиску на штрекове кріплення в зоні сполучення збільшується з 1,5-2 до 2,5-3.

- необхідна кількість підривань ґрунту в штреку скорочується з 4-х до - 2- х;

- кількість вивалів в крівлі лави обернено пропорційно до швидкості посування очисного забою, при цьому збільшення швидкості в два рази знижує вірогідність появлень вивалів на 30-40 %.

Динаміка напруженого стану породжує такі небезпечні явища як раптове віджимання грудей очисного забою, обвалення покрівлі в при вибійний простір, затиск секцій механізованого кріплення на «жорстко», додаткову емісію метану з виробленого простору, зміну перетину виймальних виробок, а також газодинамічні явища. Тому наявність моделі, що дозволяє прогнозувати з високою достовірністю процеси періодичного обвалення покрівлі за рухомим очисним забоєм, дає можливість запобігти вказаним небезпечним явищам [50].

Моделювання проводилось для наступних умов: глибина робіт 600 м, довжина лави 200 м, потужність, що виймається, 1,5м, швидкість посування очисного вибою 150 м/міс лави з кроком посадки 100…150 м (рис. 2.26, 2.27, 2.28).

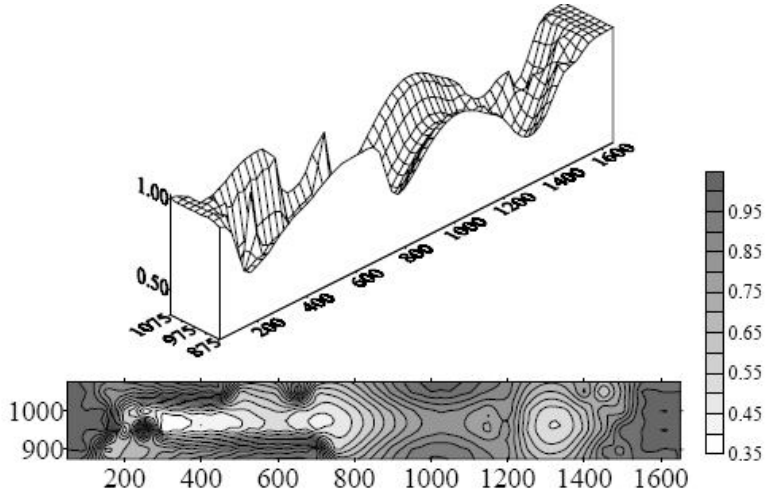


Рисунок 2.26 – Характер обрушень покрівлі у процесі відпрацювання одиночної лави при довільному розподілі міцності вміщаючих порід

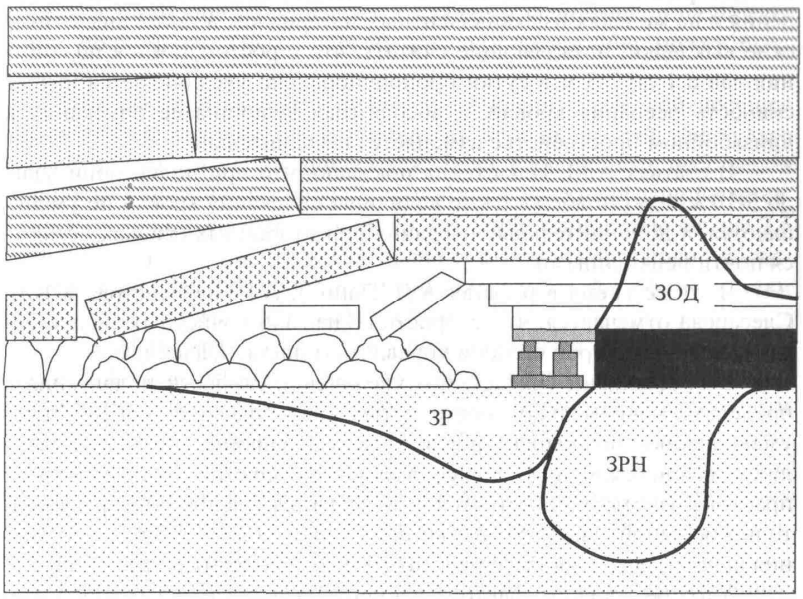


Рисунок 2.27 – Схема розташування напружено-деформованого зон у режимі встановленого обвалення покрівлі: ЗОД – зона опорного тиску;ЗРН – зона розсіювання напружень; ЗР - зона розгрузки.

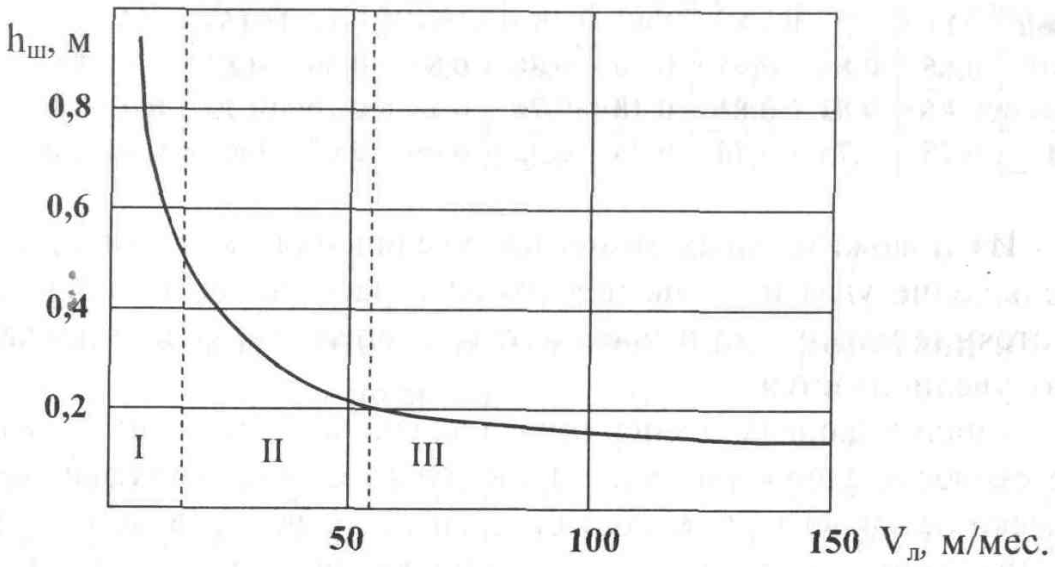


Рисунок 2.28 – Залежність середньої висоти вивалів в лаві від швидкості її

Слід зазначити, що зміна швидкості посування очисного забою еквівалентна зміні тривалій міцності порід покрівлі [49]. Чим менше швидкість посування, тим менше тривала міцність порід. Іншими словами час перебування порід покрівлі під дією критичних навантажень збільшується із зменшенням швидкості посування очисного забою. Фактично це приводить до зменшення межі тривалої

міцності порід. Таким чином на природну варіацію міцності накладається техногенна, що підсилює ефект міцності на характер обвалення крівлі.

Рівень напружень попереду рухомого очисного змінюється не так виражено, як висота обвалення крівлі. Добре помітний пік динамічного опорного тиску спостерігається лише перед первинною посадкою крівлі. При подальших обваленнях варіації опорного тиску мають локальний характер, а їх величини можна вважати неістотними.

2.6.2 Методика прогнозу надійного функціонування системи розробки при інтенсифікації відпрацювання положистих вугільних пластів з динамічно активними зонами

Передмова. Зміни, що відбулися в економіці України за останні роки виявили ряд актуальних проблем, що носять теоретичний і прикладний характер і які мають важливе значення для стійкого функціонування очисних вибоїв при інтенсифікації відпрацювання положистих вугільних пластів з динамічно активними зонами. До пріоритетних проблем ставляться питання теорії, методології й практики ефективного функціонування видобувних і транспортних систем і механізмів в умовах ризику й невизначеності. Потрібність світу у вугіллі постійно зростає. Підвищення об’ємів видобутку вугілля є актуальною народногосподарською проблемою. Інтенсифікація гірничих робіт передбачає підвищення навантаження на очисні вибої шахти в часі і просторі. Навантаження на лаву по газовому чиннику значною мірою залежить від потужності пласта, що розробляється, і відносної металоємності очисного забою.

Ефективність відпрацювання запасів вугілля жадає від керівників уміння бачити перспективи, приймати ефективні управлінські рішення в сформованих ризикованих умовах господарювання.

Виходячи з цього, зростає актуальність розробки методик прогнозування надійного функціонування системи розробки при інтенсифікації положистих вугільних пластів, що враховують фактори невизначеності зовнішнього середовища й господарського ризику.

Складові методики прогнозу надійного функціонування системи розробки.

Процес управління гірничим підприємством є неперервною розробкою управлінських рішень та застосування їх у технологічному процесі. Потреба у рішенні з'являться тільки при наявності проблеми, яка може бути представлена у двох станах – заданим (бажаним) та фактичним (прогнозованим), і саме прогнозування буде найважливішим елементом в прийнятті управлінських рішень гірничих підприємств.

Найважливішою ланкою у виробничому процесі гірничого підприємства є видобуток вугілля та її система розробки, яка його безпосередньо здійснює. Надійне функціонування елементів системи розробки є актуальним, технологічно важливим завданням.

Методику прогнозу надійного функціонування системи розробки можна представити у вигляді:

- підготовчий етап – постановка мети та завдань прогнозу, очікувані результати, склад прогнозу;
- інформаційний етап – збір геологічних та гірничотехнічних даних по елементам виймальній дільниці, проведення геодинамічного моніторингу;
- аналітичний етап – побудова математичних моделей функціонування елементів виймальної дільниці;
- визначальний етап - експериментальні дослідження надійного функціювання елементів виймальної дільниці;
- концептуальний етап – знайдені ідеї та рішення поставлених задач об'єднуються у концепцію. Складається технічне завдання на пошук засобів або технологій для реалізації прогнозованої ідеї;
- перевірка системи – отримана концепція перевіряється на працездатність, логічність, надійність;
- впровадження у виробництво – матеріали концепції оформлюються у вигляді схем, діаграм залежностей. Складаються додатки, де описуються варіанти та плани надійного функціювання елементів виймальної дільниці;

- після прогнозний етап – уточнюються шаги методики, проводиться аналіз усіх етапів методики (рис. 2.29).

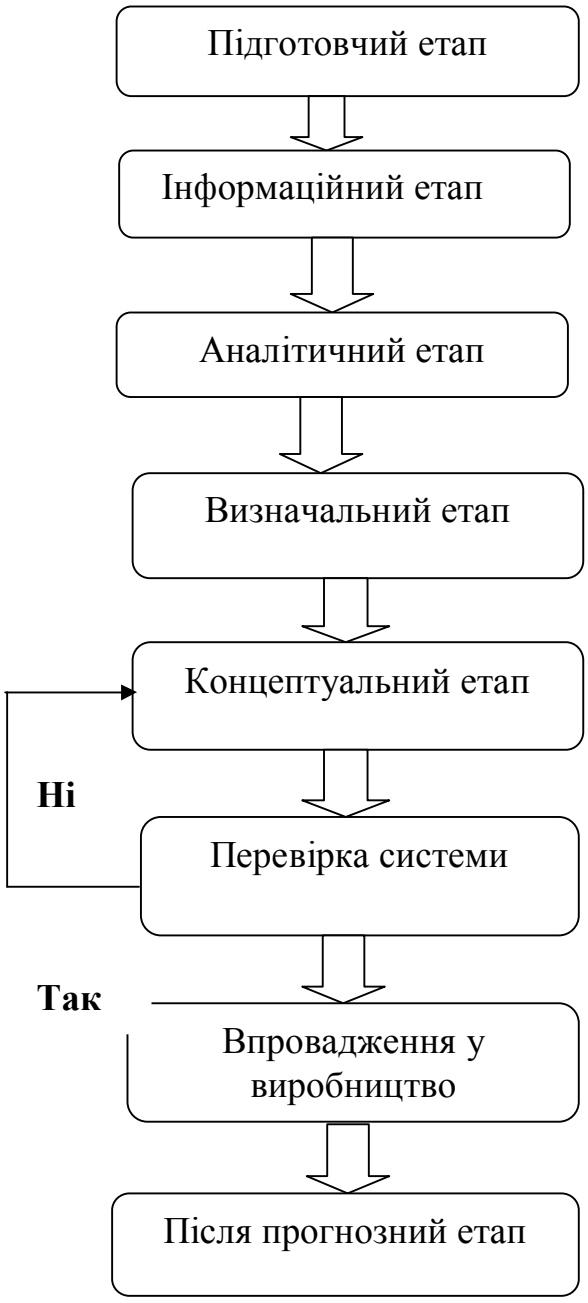


Рисунок 2.29 – Методика прогнозу надійного функціонування системи розробки

Мета - прогнозування є зменшення впливу невизначеностей і факторів ризику на економічні результати діяльності шахти, які є у організацій.

Прогнозування складається з прогнозної інформації, яка характеризує процеси взаємодії усіх підсистем (очисні роботи, підготовчі, транспорт, вентиляція див. табл. 2.11), систем регіону із зовнішнім середовищем, і її використання для рішення завдань погодженого планування й керування на рівні

систем розробки і в цілому транспортного комплексу гірничо-видобувного підприємства.

Алгоритм рішення завдання складається з наступних етапів (рис. 2.30). Механізм прогнозування ефективності функціонування системи розробки розглянемо на наступному прикладі. Нехай, необхідно зробити прогноз економічної ефективності функціонування системи розробки залежно від рівня інтенсифікації виробництва, розрахунку пропускної здатності всього транспорту, з урахуванням геологічного середовища.

Для цього нам необхідно сформувати прогноз - список подій, які повинні передвіщатися в даний період (Що впливає? Що в роботі? Які ланки?).

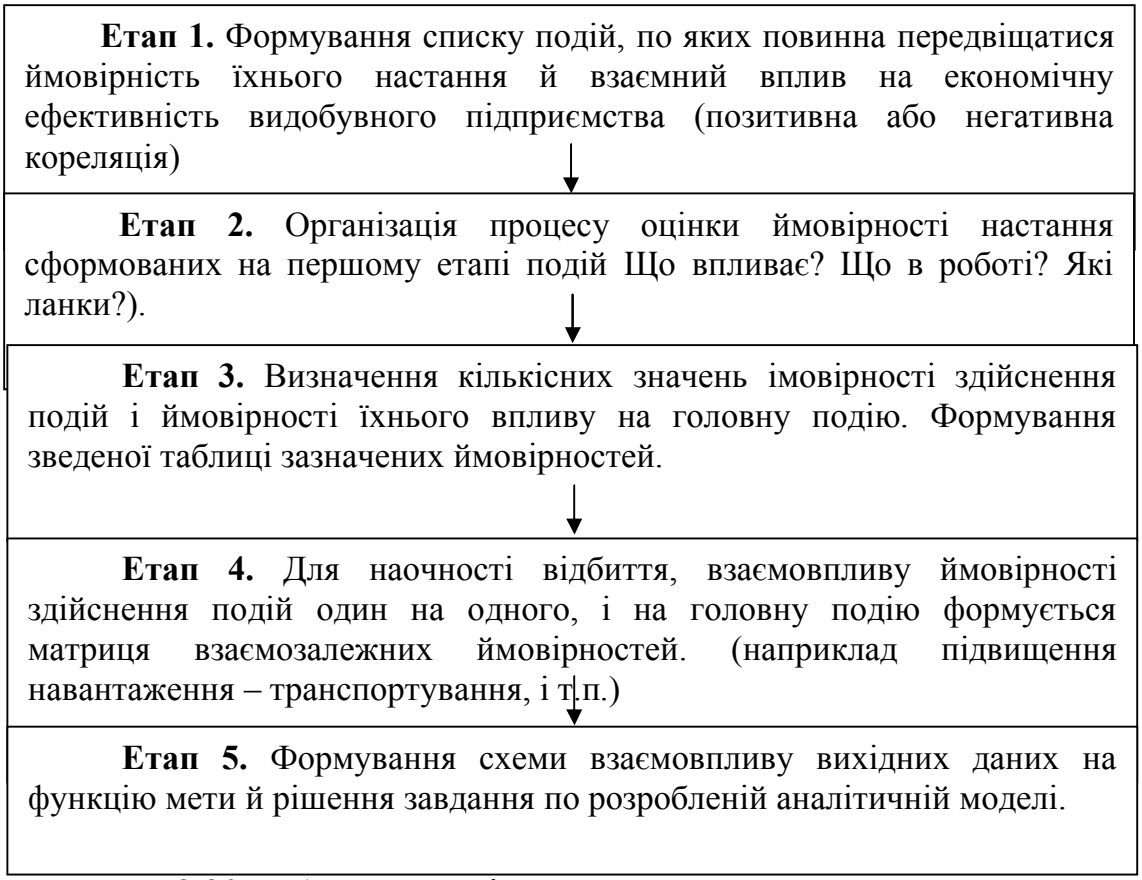


Рисунок 2.30 – Алгоритм рішення завдання по прогнозуванню надійного функціонування системи розробки положистих вугільних пластів

Позначимо події через S1, S2, ..., Sn з відповідними ймовірностями їхнього впливу на рівень економічної ефективності.

У ході рішення завдання ми повинні визначити вплив подій на економічну ефективність (позитивна або негативна кореляція) і виявити зміну рівня

економічної ефективності, залежно від настання тих або інших подій.

Для обраного періоду прогнозу, пророчимо (табл.1) наступні події (S), імовірності їхнього здійснення (S_P^2) і ймовірності їхнього впливу (S_P^1) на рівень імовірності головної події – надійного прогнозу (S_P^r).

Таблиця 2.11 – Список подій і ймовірності їхнього здійснення

№ п/п	Найменування подій	P_S^1	P_S^2
	Надійність прогнозу стабільного попиту	$P_S=0,75$	
1	Підвищення навантаження на очисні вибої (під зором оцінки грузопотоку, кількості подаваємого повітря, топології розміщення підготовчих виробок з урахуванням геологічного середовища і системи розробки)	$P_{S1}^{1(1)}$ 0,09	$P_{S1}^{(2)}$ 0,65
2	Простої обладнання (аварії)	$P_{S2}^{1(1)}$ 0,12	$P_{S2}^{(2)}$ 0,55
3	Інтенсифікація процесів по видобутку вугілля, з залученням інноваційних технологій	$P_{S3}^{1(1)}$ 0,07	$P_{S3}^{(2)}$ 0,45
4	Зниження навантаження на очисні вибої, в зв'язку з погіршенням гірничо-геологічних умов	$P_{S4}^{1(1)}$ 0,06	$P_{S4}^{(2)}$ 0,4
5	Підвищення навантаження на очисні вибої за рахунок поліпшення організації і планування гірничих робіт	$P_{S5}^{1(1)}$ 0,11	$P_{S5}^{(2)}$ 0,6
6	Зниження видобутку вугілля, в зв'язку з несвоєчасної підготовки виймальних полів (запасів до виймання)	$P_{S6}^{1(1)}$ 0,07	$P_{S6}^{(2)}$ 0,5
7	Підвищення навантаження на очисні вибої під впливом поліпшення загальної економічної ситуації в регіоні	$P_{S7}^{1(1)}$ 0,12	$P_{S7}^{(2)}$ 0,65
8	Зниження видобутку вугілля, за рахунок недостатньої кваліфікації фахівців	$P_{S8}^{1(1)}$ 0,09	$P_{S8}^{(2)}$ 0,5
9	Підвищення попиту на вугілля за рахунок висновку вигідних контрактів	$P_{S9}^{1(1)}$ 0,11	$P_{S9}^{(2)}$ 0,65
10	Зниження видобутку вугілля, за рахунок порушення дисципліни, правил безпеки, закриття шахти	$P_{S10}^{1(1)}$ 0,10	$P_{S10}^{(2)}$ 0,55

Примітка. Імовірності здійснення подій

1, 2,..., *S, S, Sn, P, P, P* і ймовірності їхнього впливу на рівень економічної ефективності, виявлені в результаті експертного опитування проводимого в видобувній організації. Як експертів виступили: директор, гол. бухгалтер, гол. економіст, гол. інженер, начальник відділу менеджменту й маркетингу, начальник видобувної дільниці, начальник відділу експлуатації.

Для наочності відбиття впливу ймовірності подій (1)*S P* на ймовірність *Sr* представимо їх в матричній формі (рис. 2.31):

Коли і-та подія відбудеться	Тоді характер її взаємодії на імовірність Sr та інших подій буде наступним										
	P_{Sr}	$P_{S1}^{(1)}$	$P_{S2}^{(1)}$	$P_{S3}^{(1)}$	$P_{S4}^{(1)}$	$P_{S5}^{(1)}$	$P_{S6}^{(1)}$	$P_{S7}^{(1)}$	$P_{S8}^{(1)}$	$P_{S9}^{(1)}$	$P_{S10}^{(1)}$
S_r											
S_1	↑		↓	-	↓	-	↓	-	↓	-	↓
S_2	↓	↑		↑	-	↑	-	↑	-	↑	-
S_3	↑	-	↓		↓	-	↓	-	↓	-	↓
S_4	↓	↑	-	↑		↑	-	↑	-	↑	-
S_5	↑	-	↓	-	↓		↓	-	↓	-	↓
S_6	↓	↑	-	↑	-	↑		↑	-	↑	-
S_7	↑	-	↓	-	↓	-	↓		↓	-	↓
S_8	↓	↑	-	↑	-	↑	-	↑		↑	-
S_9	↑	-	↓	-	↓	-	↓	-	↓		↓
S_{10}	↓	↑	-	↑	-	↑	-	↑	-	↑	

Примітка. Стрілками показані взаємозалежності (кореляція) ймовірностей впливу подій PS (1) на ймовірність події Sr.

Рисунок 2.31 – Матриця взаємозалежних ймовірностей

При аналізі взаємозалежності між прогнозованими подіями виявлено, три їхні види:

1. Впливають на головну подію;

2. Впливають на головну подію й одночасно стимулююче створення умов для настання інших подій;

3. Не мають зворотного зв'язка, тобто з настанням однієї події, інші ніяк на це не реагують.

В цих завданнях, де головною подією є функція мети, що прагне до екстремуму, а всі інші події прагнуть або поліпшити функцію мети, або погіршити її через три наведених вище види впливів, проблема встановлення взаємної кореляції не представляє великих труднощів, тому що реальні взаємозв'язки й впливи наступаючих подій на ймовірність функції мети можна визначити в кількісній формі через імовірності їхнього впливу на рівень функції мети.

Для наочності й систематизації вихідних даних представимо їх у формі, що відбиває їхній взаємовплив на функцію мети (рис. 2. 32).

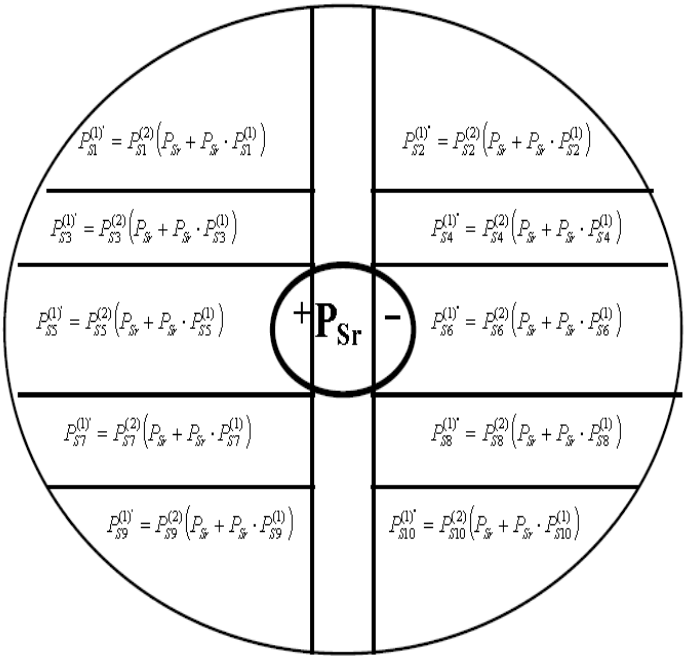


Рисунок 2.32 – Взаємовплив вихідних даних на функцію мети

Загальний вплив подій на величину ймовірності головної події (функції мети) визначається з наступного вираження:

$$P_{Sr}^{(1)'} = P_{Sr} + P_{Sr}\left(\prod_{i=1}^{I} P_{Si}^{(1)'} - \prod_{j=1}^{J} P_{Sj}^{(1)''}\right), \qquad (2.59)$$

де P_{Sr}, - індекси ймовірностей подій, що збільшують рівень головної події (прогноза функції мети).

$P_{Si}^{(1)'}$ - імовірність і-го події, що збільшує рівень прогнозу головної події (функції мети). $i=1,..., I_n j=1,..., J_n$, – індекси ймовірностей подій (ризиків), що знижують рівень прогнозу головної події (функції мети).

$P_{Sj}^{(1)''}$ - імовірність j-ї події, що знижує рівень імовірності головної події (функції мети).

Перевірку представлених міркувань проведемо на прикладі однієї шахти, що на початок прогнозованого періоду планує:

Висновок. Запропонована методика може використовуватися видобувними підприємствами при розробці управлінських рішень на основі короткострокових

прогнозів, що дозволить зменшити вплив невизначеностей і факторів господарського ризику на економічні результати діяльності шахт, і внаслідок цього, підвищити ефективність і стійкість функціонування всього гірничодобувного комплексу регіону. Створення багатофункціональних засобів транспорту, особливо допоміжного, дозволило б удосконалити схеми підготовки за рахунок скорочення числа похилих виробок, що звичайно є вузькими місцями, при тім же числі похилих виробок перейти до більше високого рівня територіального поділу робіт. До цього необхідно прагнути на глибоких шахтах, тому що через збільшення числа й ступеня шкідливого впливу природних факторів ризику висока інтенсивність і безпека робіт може бути досягнута тільки за умови територіального поділу робіт на такому рівні. Це необхідно для підвищення адаптивності шахтної системи, полегшення організації технологічного комплексного захисту виробок від шкідливого впливу природних факторів, обмеження шкідливого впливу аварійної ситуації, що виникла в підготовчих вибоях на очисні, і навпаки, і для переходу до більше високого рівня планомірного підстроювання шахтної системи в міру розвитку техніки.

3. ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ НАВАНТАЖЕННЯ НА СТАН ПОРІД ПОКРІВЛІ ПРИ ОЧИСНІЙ ВИЇМЦІ ВІД ШВИДКОСТІ ПРОСУВАННЯ ОЧИСНОГО ВИБОЮ ТА СТРУКТУРИ ПОРІД І ОБҐРУНТУВАННЯ КОМПЛЕКСУ КРИТЕРІЇВ ОПТИМІЗАЦІЇ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ГЕОМЕХАНІЧНОЇ СИСТЕМИ НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ПРИ ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ГІРНИЧИХ РОБІТ

3.1 Урахування зміни міцності матеріалу з використанням кінетичної теорії міцності.

Уявлення про природу механічної міцності, що виникло ще у далекому минулому, засновано на понятті про критичний характер руйнування твердого тіла. Вважається, що тіло руйнується відразу, як тільки напруження, створені зовнішніми силами, досягнуть певної граничної величини. Це уявлення про критичний механізм розриву виходить з експериментально встановленими для ряду матеріалів порівняно різкої межі розривних напружень. При напруженнях нижче граничного тіло довгий час витримує прикладене до нього нанавантаження і розривається тільки, коли напруження перевищать граничне значення. Звідси виникла міра міцності, що виражається силою, віднесеною до одиниці поперечного перерізу у момент розриву.

Численні факти (в т.ч. статична і динамічна втома) показують, що напруження - не єдиний параметр, що визначає міцність [51]. Величина розривніх напружень істотно залежить від часу, в період якого тіло, що досліджується, знаходиться під нанавантаженням. Основою для проведення досліджень послужили ще роботи А.Ф. Іоффе про причину розбіжності між теоретичною і практичною міцністю. Експерименти з цієї проблеми активно проводилися у Фізико-технічному інституті АН СРСР під керівництвом С.М. Журкова [52].

Після численних досліджень на різних матеріалах (кам'яна сіль, алюміній, ніобій, органічне скло, капронове волокно, цемент та ін.) С.М. Журковым була отримана залежність

$$\tau_r = \tau_0 \cdot e^{\frac{u_0 - \gamma \cdot \sigma}{k \cdot T}}, \qquad (3.1)$$

де τ_0 - час "руйнування" при сублімації, чисельно близьке до періоду власних коливань атомів в твердому тілі (близько 10^{-12} - 10^{-13} сек); u_0 - енергія зв'язку атомів, приблизно рівна теплоті сублімації (по суті - енергетичний бар'єр, енергія активації акту руйнування [ккал/моль]); γ - об'єм дефектів упаковки; k = 1,3807·10^{-23} Дж/К - постійна Больцмана.

Спираючись на уявлення Я.І. Френкеля про тепловий рух в твердих тілах, С.М. Журков зв'язав механізм руйнування тіл з термофлуктуаційним розпадом зв'язків, відповідальних за міцність. Тоді руйнування твердих тіл уявляється як кінетичний процес поступового розриву міжатомних зв'язків під дією теплових флуктуацій і механічних напружень. При цьому механічне нанавантаження знижує енергетичний бар'єр U_0 на величину $\gamma\sigma$ і, тим самим збільшує вірогідність термофлуктуаційного розриву напружених зв'язків.

Розв’яжемо (3.1) відносно величини напружень σ. Після перетворення отримаємо:

$$\sigma = \frac{u_0}{\gamma} - \frac{k \cdot T}{\gamma} \cdot \ln\left(\frac{\tau}{\tau_0}\right). \qquad (3.2)$$

Якщо припустити, що $\tau = \tau_0 = 10^{-12}\ldots10^{-13}$с (тобто зразок руйнується практично миттєво), отримаємо "миттєву" міцність

$$\sigma = \sigma_0 = \frac{u_0}{\gamma}, \qquad (3.3)$$

яка відповідає, по суті, величині загальноприйнятої межі міцності на одновісне розтягування. Тоді міцність твердого тіла можна подати як

$$\sigma = \sigma_0 - \sigma(\tau), \qquad (3.4)$$

$$\sigma = \sigma_0\left(1 - \frac{\sigma(\tau)}{\sigma_0}\right) \qquad (3.5)$$

де σ_0 - миттєва міцність, а $\sigma(\tau) = \frac{k \cdot T}{\gamma} \cdot \ln\left(\frac{\tau_r}{\tau_0}\right)$ - тимчасова складова, залежна від умов навантаження зразка. Чим вище швидкість руйнування зразка, тим ближче величина міцності до загальноприйнятої "межі міцності" (рис. 3.1).

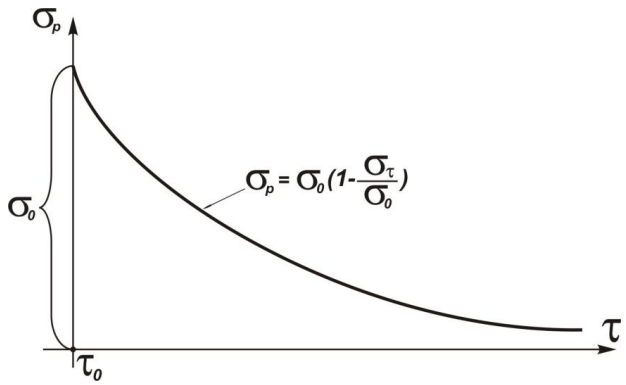


Рисунок 3.1 – Зміна міцності з часом

У координатах *"lgτ - σ"* графіки набирають лінійного вигляду. Так наприклад, для деяких твердих матеріалів такі залежності мають вигляд (рис. 3.2).

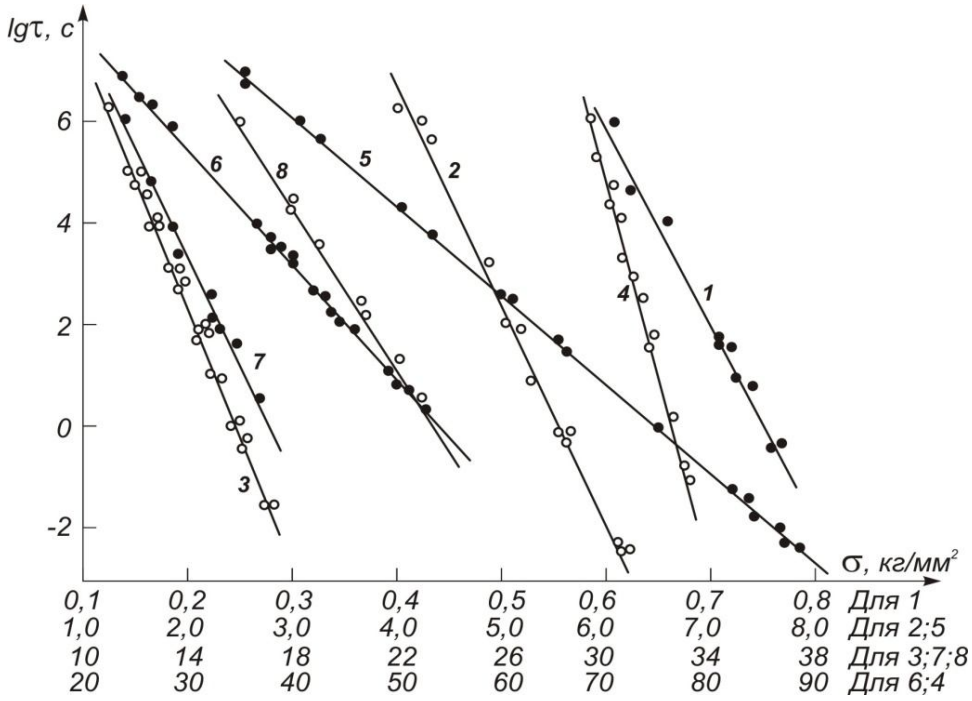


Рисунок 3.2 – Залежність міцності на розрив від часу для різних твердих тіл: 1 - кам'яна сіль (монокристал), 2 - алюміній (монокристал), 3 - алюміній (полікристал), 4 - ніобій (полікристал), 5 - органічне скло, 6 - капронове волокно, 7 - цемент, 8 - склопластик

Таким чином, маючи в розпорядженні фізичні константи, що входять у вираз (3.2), можна було б ввести часовий чинник в критерій міцності і руйнування гірських порід. З урахуванням часу умову обвалення покрівлі у вироблений простір приймає вид:

$$\gamma_{пор} \cdot \frac{S(a)}{L(a)} \geq \sigma_p(\tau) . \qquad (3.6)$$

де $\sigma_p(\tau)$ - межа міцності на розтягування з урахуванням часу додатка нанавантаження.

Наслідуючи класичні уявлення про формування склепіння обвалення в покрівлі очисної виробки припустимо, що межа зони руйнування має форму параболи, що описується рівнянням $x^2 = 2py$, де $p = B^2/8h_1$.

Визначимо площу області руйнування *S* і довжину кривої, що обмежує цю область *L*, засобами інтегрального числення. Величини *S* і *L* є залежними від розміру виробленого простору *a*, а для їх знаходження також необхідно знати висоту склепіння обвалення h_1. Парабола *L* має канонічне рівняння.

Половина довжини дуги параболи визначається виразом:

$$l = \int_0^x \sqrt{1 + \left(\frac{dy}{dx}\right)^2}\, dx \,. \tag{3.7}$$

Вирішення цього інтеграла дає

$$l = \frac{1}{P}\int_0^x \sqrt{x^2 - p^2}\, dx = \frac{x}{2p}\sqrt{x^2 + p^2} + \frac{p}{2}\ln\frac{x + \sqrt{x^2 + p^2}}{p} \,. \tag{3.8}$$

Наслідуючи роботи М.М. Протодьяконова, величина h_1 приймається рівною половині ширини склепіння $h_1 = \frac{a}{2}$ (3.9)

Для даної розрахункової схеми отримаємо: $p = a^2/8h_1$.

(3.10)

З урахуванням цього, рівняння параболи набере вигляду

$$x = \frac{a}{2}\sqrt{\frac{y}{h_1}} \,. \tag{3.11}$$

Підставимо значення *p* (3.10) у формулу (3.8), при цьому *x = xм = a/2*, тоді повна довжина параболи *2l* заввишки h_1, визначиться виразом:

$$2l = L = \frac{1}{2}\sqrt{16h_1^2 + a^2} + \frac{r^2}{8h_1}\ln\frac{\sqrt{16h_1^2 + a^2} + 4h_1}{a} \,. \tag{3.12}$$

Площа параболи в межах склепіння дорівнює

$$S = \frac{4}{3}xy\,. \tag{3.13}$$

Для даної розрахункової схеми (значень x і y)

$$S = \frac{2}{3}ah_1\gamma\,, \tag{3.14}$$

де h_1 - висота параболічного склепіння.

У роботах М.М. Протодьяконова [53] показано, що висота склепіння обвалення складає приблизно половину ширини виробленого простору, тобто $h_1 = a/2$. У роботі [54] шляхом чисельного моделювання квазістатичного збільшення розмірів виробки і утворення області руйнування також показано, що форма вказаної області близька до параболічного циліндра, тобто в пласкому перерізі обмежена параболою, вершина якої має ординату, рівну приблизно половині ширини виробки. Тоді після підстановки (3.12) в (3.14) в умову (3.6) після перетворень отримаємо критичний розмір виробки, при якому вага порід, що знаходяться в області руйнування, здолає силу зчеплення і реалізується обвалення:

$$a = \frac{4{,}44}{\gamma_{пор}} \cdot \sigma_p(\tau)$$

З урахуванням того, що межа міцності залежить від часу додавання нанавантаження, тобто від часу оголення порід і формування склепіння обвалення, беручи (3.5) і (3.2) отримаємо

$$a = \frac{4{,}44}{\gamma_{пор}} \cdot \sigma_0 \left(1 - \frac{\sigma(\tau)}{\sigma_0}\right) \tag{3.15}$$

або,

$$a = \frac{4{,}44}{\gamma_{пор}} \left(\frac{u_0}{\gamma} - \frac{k \cdot T}{\gamma} \cdot \ln\left(\frac{\tau}{\tau_0}\right)\right) \tag{3.16}$$

Групуючи члени, що містять тільки фізичні константи отримаємо

$$a = B - A\ln\tau\,, \tag{3.17}$$

де параметри A і B виражаються через фізичні константи, що входять в (3.16). З виразу (3.17) виходить, що чим більше часу піде на формування склепіння обвалення, тим при менших розмірах виробленого простору буде реалізовано умову обвалення, тобто, створена критична ситуація. Іншими словами, ніж більше часу розвиваються геомеханічні процеси на етапах посування очисного вибою, тим менше крок обвалення покрівлі.

Час утворення склепіння обвалення обернено пропорційно до швидкості ведення очисних робіт V.

$$\tau = kV^{-1}$$

Тоді вираз (3.17) набуває вигляду

$$a = B + A\ln V \tag{3.18}$$

Чим більше швидкість посування вибою, тим більше буде критичний розмір виробленого простору, тобто тим більше крок обвалення покрівлі. Таким чином, і на основі аналізу статистичних даних, і на основі класичної теорії утворення склепіння отримана залежність критичного розміру виробленого простору від швидкості посування очисного вибою у вигляді логарифмічної функції.

Отже, знаючи значення констант, що входять в рівняння (3.11) можна прогнозувати розмір виробленого простору, при якому відбувається обвалення основної покрівлі.

Оскільки залежності (3.1) і (3.18) якісно співпадають, параметри апроксимації емпіричних даних можуть бути використані для уточнення теоретичних характеристик, якими оперує кінетична теорія міцності.

3.2 Оцінка чинників, що впливають на обвалення порід покрівлі очисних виробок, на основі методу групового обліку аргументів (МГУА)

Змінну величину, що вивчається, крок обвалення покрівлі розглядатимемо як функцію m впливаючих чинників $y(x) = f(x1, x2,. xm)$. МГУА заснований на оцінці міри впливу кожного з цих чинників і виділення з них найбільш значущих.

Клас моделей, генерованих за допомогою алгоритму МГУА, в загальному

випадку має вигляд: $$y = \sum_{q=1}^{s} a_q * \prod_{j=1}^{m} x_j^{\alpha} \quad (3.19)$$

де: y - вихідна змінна; q - номер члена в моделі, $q=1,2,.., s$; s - число членів в моделі; a_q - коефіцієнт при q –му членові; x_j - j –α вхідна змінна $j=1,2,., m$; m - число вхідних змінних; α - показник міри, в якій j -α вхідна змінна входить в q -й член.

Цей клас моделей в окремому випадку лінійної залежності вихідний змінної від вхідних даних має вигляд:

$$y = \sum_{q=1}^{s} a_q * x_q \quad (3.20)$$

У основі алгоритму МГУА лежить принцип селекції. У багаторядних (ітераційних) алгоритмах МГУА на вхід подається деякий вектор вхідних змінних $X = x_1, x_2,. x_n$. На першому ряду селекції утворюються приватні описи, що об'єднують вхідні змінні по дві (для лінійних алгоритмів) або по три (для нелінійних). Тоді для лінійних алгоритмів це виглядає таким чином:

$$y_1 = f_{11}(x_1, x_2), y_2 = f_{12}(x_1, x_2),., y_s = f_{1s}(x_{n-1}, x_n). \quad (3.21)$$

З них вибираються деяке число F що найбільш задовольняє зовнішньому критерію селекції.

На другому ряду утворюються "приватні описи" другого ряду :

$$z_1 = f_{21}(y_1, y_2), z_2 = f_{22}(y_1, y_3),., z_{2p} = f_{2p}(y_{s-1}, y_s). \quad (3.22)$$

З них вибирається F кращих для використання в наступному, третьому ряду і так далі. Для кожного ряду знаходиться найкраща (за критерієм селекції) модель. Ряди селекції нарощуються, поки оцінка критерію зменшується ("правило зупинки"). Використовуються різні критерії структурної ідентифікації, детально описані в [55]. Зокрема використовується значення залишкової суми квадратів:

$$RSS(s) = \sqrt{\sum_{n} \left[y(x) - f(x, \bar{\theta}(s)) \right]^2} \ , \qquad (3.23)$$

де s - складність моделі, тобто число оцінюваних параметрів; n - кількість спостережень.

При використанні різних критеріїв отримують різні прогностичні моделі (лінійні і нелінійні) з тією або іншою погрішністю. Серед отриманих моделей відбирають найбільш точні, або в збиток точності використовують простіші за структурою (економічні) залежності.

Відповідно до алгоритму МГУА сформований вектор вхідних змінних (табл. 3.1) і вихідних змінних, компонентами яких є дані по 50 лавам шахт Західного Донбассу [56].

Таблиця 3.1 – Дані для побудови прогностичних моделей

Параметр	Позначення	
Крок обвалення покрівлі первинний, м	a1	
Крок обвалення покрівлі сталий, м	a2	
Довжина лави, м	x1	d_l
Потужність пласту, м	x2	m
Кут падін. пласту, град.	x3	α
Потужність порід покрівлі (основної), м	x4	m_k
Відстань між тріщинами, м	x5	l_t
Швидкість посування лави, м/мес	x6	V
Комплексний показник розробки $\Omega = H\gamma / (R_c k_c * 100)$	x7	Ω

На основі критерію (3.23) для первинного кроку обвалення даного набору шахт отримана залежність:

$$\text{МГУА RSS: } Y = 0{,}3063 \cdot d_l + 0{,}003 \cdot d_l \cdot \cdot V \cdot \alpha - 5{,}1459 \cdot l_t \cdot l_t - 0{,}006 \cdot V \cdot m_k$$

Для сталого кроку обвалення прогностична модель має вигляд:

$$\text{МГУА RSS: } Y = 8{,}7249 \cdot m + 0{,}0522 \cdot V \cdot \Omega - 0{,}0063 \cdot d_l \cdot l_t,$$

Аналіз показує, що структура прогностичних моделей різна для первинного і сталого обвалень.

Дані, зібрані по первинних обваленнях покрівлі, говорять про те, що значущими чинниками є довжина лави, кут нахилу пласту, потужність основної покрівлі і відстань між тріщинами. Швидкість посування вибою також є впливаючим чинником, що нелінійно входить в структуру моделі.

При аналізі сталого обвалення швидкість посування вибою входить в рівняння з великим ваговим коефіцієнтом разом з параметром розробки і потужністю вугільного пласту.

Таким чином, статистичний аналіз на основі МГУА показав, що швидкість очисних робіт в сукупності з показниками гірничо-геологічних умов чинить вплив на розвиток геомеханічних процесів в покрівлі очисного виробою. Цей вплив носить нелінійний характер і не може бути оцінений однозначно. Отримані результати вказують на характер впливу чинника часу та дозволяють корегувати вхідні параметри при побудові чисельної моделі «лава – очисна виробка – вміщуючий масив».

3.3 Просторове моделювання очисних робіт з різною швидкістю посування вибою лави

Як вже відзначалося, критичний розмір виробленого простору лави істотно впливає на динамічний характер обвалення порід покрівлі і, при перевищенні певного значення, здатний створити небезпечну ситуацію при реалізації обвалення зі значним збитком для устаткування в довколишніх виробках [57]. Тому прогнозування максимального розміру виробленого простору в лаві має велике значення як у разі генерального (первинного) обвалення, так і випадку сталого. При генеральному обваленні ситуація небезпечніша, оскільки розмір

простору за вибоєм може досягати 100-140 метрів. Такі розміри актуальні для шахт Луганської і Донецької областей, де вміщуючі породи міцні і слаботріщинуваті. Двовимірне квазістатичне моделювання може дати уявлення про геомеханічну ситуацію, яка складається на значній відстані від сполучення лави з виробкою (ближче до центру). Але навіть урахування коефіцієнту бічної пригрузки [54] не дає можливості врахувати особливо складну ситуацію поблизу сполучення виробок, де вплив підготовчої виробки сильно змінює розподіл напружень в покрівлі лави. Урахування об'ємного напруженого стану і взаємного розташування виробок може виявити найбільш небезпечні зони в покрівлі пласту.

Окрім взаємного впливу підготовчої і очисної виробок слід брати до уваги швидкість відпрацювання вугільного пласту. Модернізація застарілого устаткування шахт дає можливість збільшити темпи проходки і виникає питання про оптимальну швидкість як додатковий механізм управління геомеханічною ситуацією навколо виробок.

Тому було виконано тривимірне квазістатичне моделювання процесу відходу лави від розрізної печі поблизу сполучення штреку і лави.

3.3.1 Вихідні дані для моделювання

Аналіз впливу швидкості посування очисного вибою на стан порід покрівлі лави виконувався для умов шахти "Шахтарська-Глибока" ДП "Шахтарськантрацит", пласт "Фомінський" (h_8), сполучення 6-го східного конвеєрного штреку з лавою. Швидкість посування очисного вибою складає 22-25 метрів на місяць. Глибина ведення робіт на даній ділянці складає 1386 метрів.

Методом скінченних елементів моделювався тривимірний напружено-деформований стан (НДС) області, що включає очисну і підготовчу виробки (рис. 3.3). Скінченноелементна апроксимація області здійснювалася за допомогою елементів-тетраедрів (рис. 3.4).

Найбільш складні зони розподілу напружень знаходяться поблизу поверхонь оголення. Тому для зони в покрівлі виробки розмір елементів сітки був зменшений до 20-30 см по ребру тетраедра (рис. 3.5).

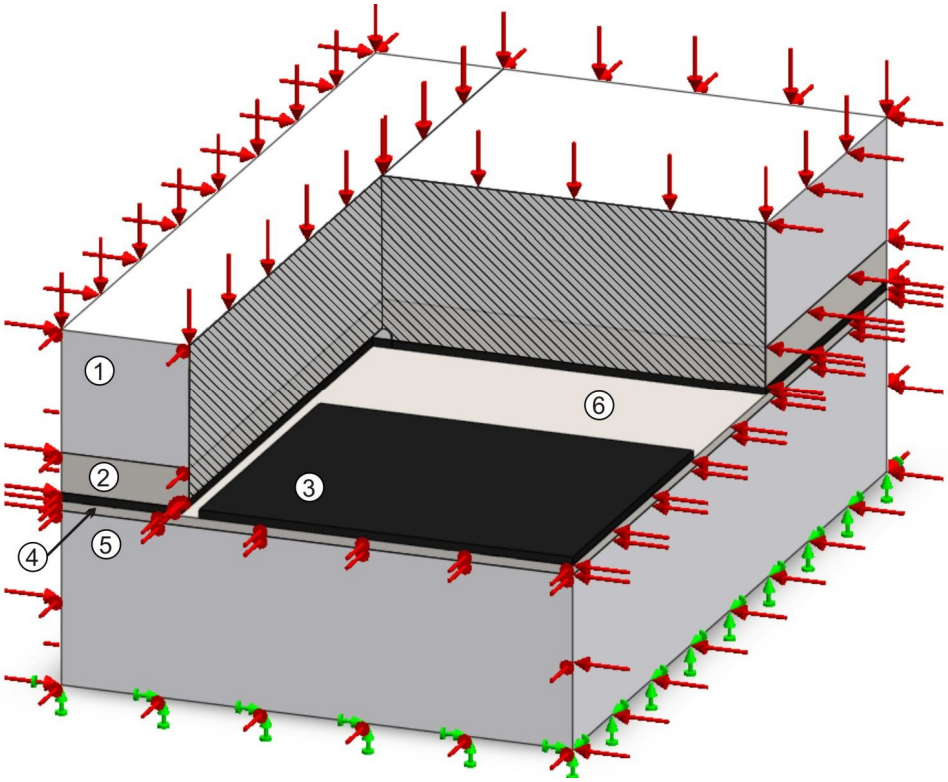


Рисунок 3.3 – Розрахункова схема сполучення підготовчої виробки і лави з розрізом в зоні ведення очисних робіт : 1 - основна покрівля, 2 - безпосередня покрівля, 3 - пласт вугілля, 4 - безпосередня почва, 5 - основна почва, 6 - вироблений простір.

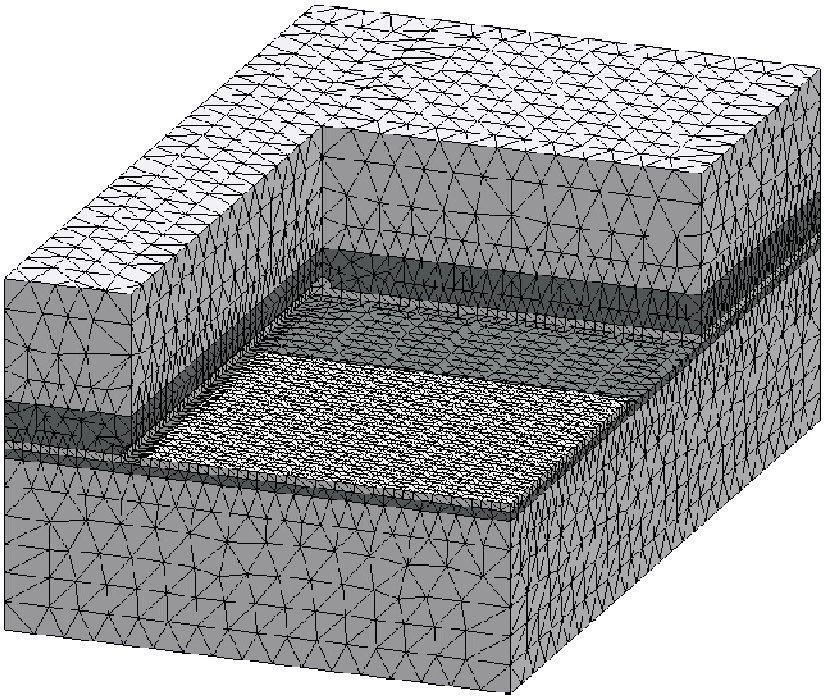


Рисунок 3.4 – Скінченноелементна апроксимація досліджуваної області

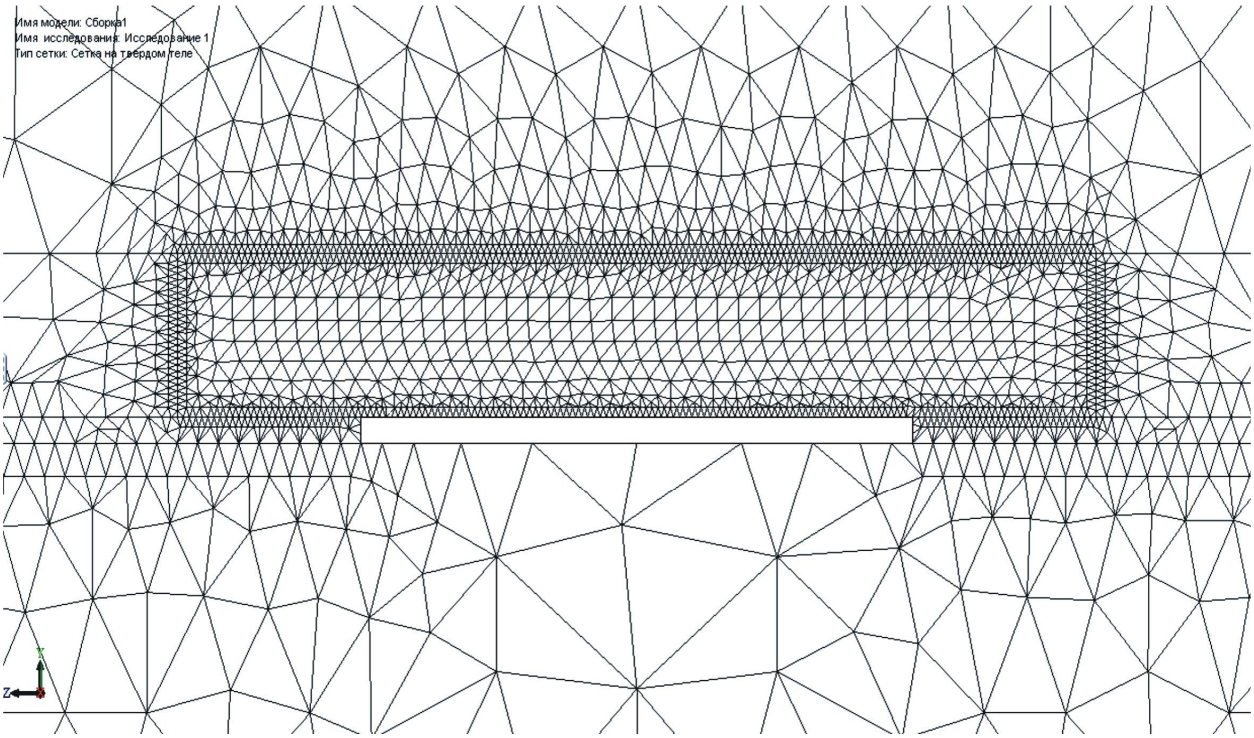


Рисунок 3.5 – Згущування скінченноелементної сітки в зоні покрівлі очисної виробки

З урахуванням коефіцієнтів згущення поблизу оголення скінченноелементна сітка налічує 113461 елемент і 160974 вузли. Фізико-механічні характеристики вміщуючих порід і вугілля, використовувані як вхідні дані для моделювання шаруватого середовища, наведені в табл. 1.2.

Таблиця 3.2 – Фізико-механічні характеристики вміщуючих порід

№	Опис	Порода	Модуль пружності	Коефіцієнт Пуассона	Модуль зрушення	Об'ємна вага	Міцність на стиск	Міцність на розтягування
			МПа	-	МПа	кг/м^3	МПа	МПа
1	Покрівля основна	Піщаний сланець	27000	0,25	10800	2500	68	6,8
2	Покрівля безпосередня	Глинистий. сланець	20000	0,20	8333	2800	45	4,5
3	Робочий пласт	Вугілля	18000	0,22	7377	1600	16	1,6
4	Підошва безпосередня	Глинистий. сланець	20000	0,20	8333	2700	53	5,3
5	Підошва основна	Піщаний сланець	30000	0,25	12000	2500	75	7,5

3.3.2 Вибір критеріїв міцності, що визначають критичний розмір виробленого простору

При моделюванні методом скінченних елементів виконується стандартна послідовність дій: побудова моделі, генерація сітки скінченних елементів, розрахунок значень напружень і переміщень у вузлах сітки, аналіз результатів за одним з відомих критеріїв міцності. Зазвичай програмні продукти пропонують стандартний набір критеріїв без можливості корекції початкових залежностей або аналізу за нестандартним критерієм. Серед часто використовуваних критеріїв - критерії Кулона-Мора, Мізеса, Треска-СенВенана, Хоека-Брауна тощо [58]. Проте ці критерії розроблені для конструкційних і штучних матеріалів і не відбивають характер деформації гірських порід. Тому з'являється необхідність в розробці додаткового програмного забезпечення, яке б виконувало аналіз даних за критерієм, що відбиває суть процесів в складній системі "лава - виробка - породний масив".

За такий критерій може бути використаний критерій П.П. Баландина. Суть критерію полягає у визначенні точкового стану у вузлах елементів сітки і порівняння його з граничним значенням міцності матеріалу з урахуванням структурних порушень середовища. Руйнування матеріалу в точці відбувається при виконанні умови :

$$\sigma_{экв} \geq R_c k_c , \tag{3.24}$$

де k_c - коефіцієнт структурного послаблення порід, що визначається за відомими методиками. Напруження в точці, еквівалентне заданому трикомпонентному стану, має вигляд:

$$\sigma_{экв} = \frac{(\psi - 1)(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)}{2\psi} + \\ + \frac{\sqrt{(\psi - 1)^2 (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)^2 + 2\psi \left[(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2 \right]}}{2\psi} \tag{3.25}$$

де $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ - головні напруження, R_p, R_c - межі міцності на одновісне

розтягування і стискування відповідно, $\psi = \frac{R_p}{R_c}$ - показник крихкості матеріалу.

З урахуванням збільшення міцності порід при зростанні швидкості навантаження, тобто при $R_c = R_n$ область руйнування в породному масиві буде визначена як сукупність точок, в яких виконується співвідношення:

$$\sigma_{экв} \geq R_c \left(1 + 1{,}3\eta \ln \frac{v_n}{v_0}\right) k_c . \qquad (3.26)$$

3.3.3 Моделювання генерального обвалення покрівлі лави

Метою чисельного моделювання було визначення геомеханічної ситуації, при якій відбувається первинне обвалення покрівлі лави позаду очисного вибою. Імітувався покроковий відхід лави від розрізної печі на відстань 10, 20, 30 м з метою визначити критичний розмір виробленого простору, при якому станеться первинне обвалення. На першому етапі розрахунків межа міцності на стискування приймалася рівною середньому вибірковому R_c, визначеному при стандартних випробуваннях зразків порід на одновісне стискування. З урахуванням коефіцієнта структурного послаблення (для цих умов k_c = 0,5) міцність порід основної покрівлі складає 34 МПа. Аналізувався розподіл компонентів тензора напружень в різних перерізах лави, що знаходяться в різних умовах вантаження внаслідок впливу підготовчої виробки. Найбільш характерним з точки зору прояву просторового ефекту є переріз лави площиною, перпендикулярній лінії вибою (паралельній осі підготовчої виробки), віддаленій приблизно на 2 м від цілику (рис. 3.6).

На рис. 3.7 показаний розподіл горизонтальних нормальних напружень в цьому перерізі при розмірі виробленого простору, рівному 30 м. У покрівлі виробки явно видна зона розтягуючих напружень, що досягає в центрі виробки висотою 4 м по нормалі до поверхні оголення.

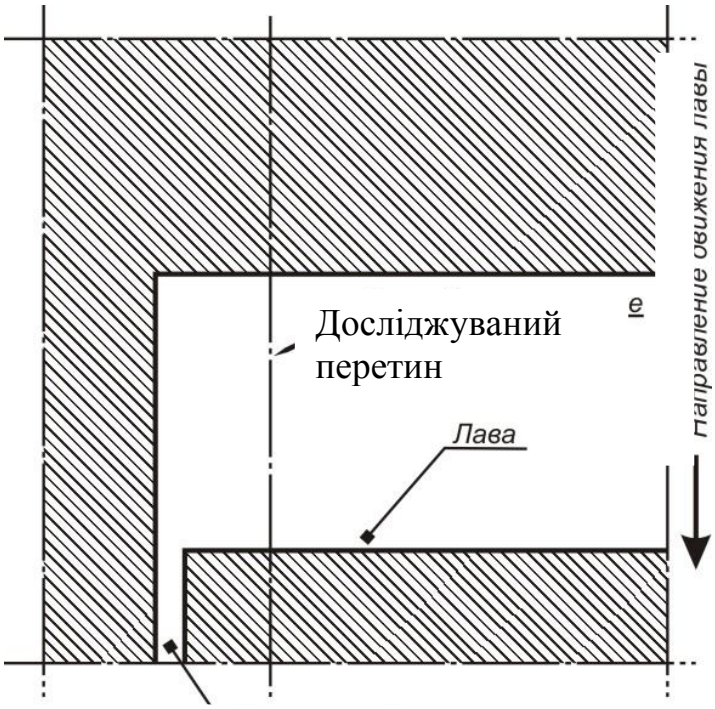


Рисунок 3.6 – Розташування досліджуваного перерізу відносно підготовчої виробки

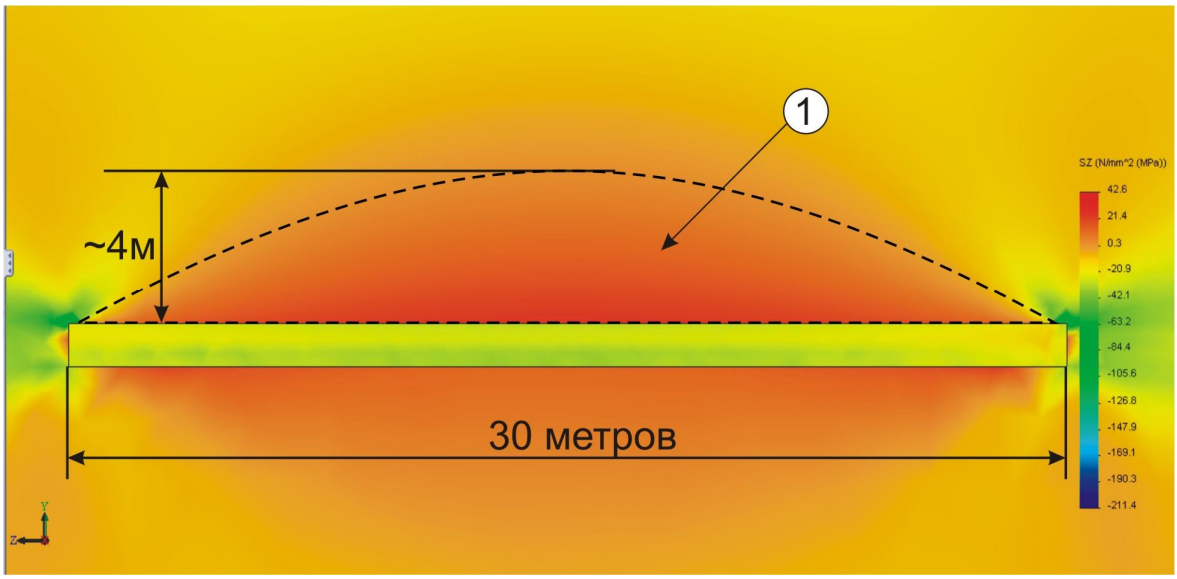


Рисунок 3.7 – Розподіл горизонтальних напружень навколо очисної виробки при ширині виробленого простору 30 м. 1 - зона розтягуючих горизонтальних напружень в покрівлі виробки.

На рис. 3.8 точками показані елементи, в яких виконується умова (3.24). Сукупність цих точок утворює зону руйнування за критерієм П.П. Баландина.

Видно, що область руйнування при цьому розмірі виробленого простору має форму склепіння, майже співпадаючу з областю розтягуючих напружень. Область руйнування охоплює практично повністю основну покрівлю. У роботі Н.В. Хазяйкіной [54] така ситуація розглядалася як критична, відповідна моменту обвалення покрівлі коли вага порід в межах зони руйнування перевершує сили зчеплення з масивом.

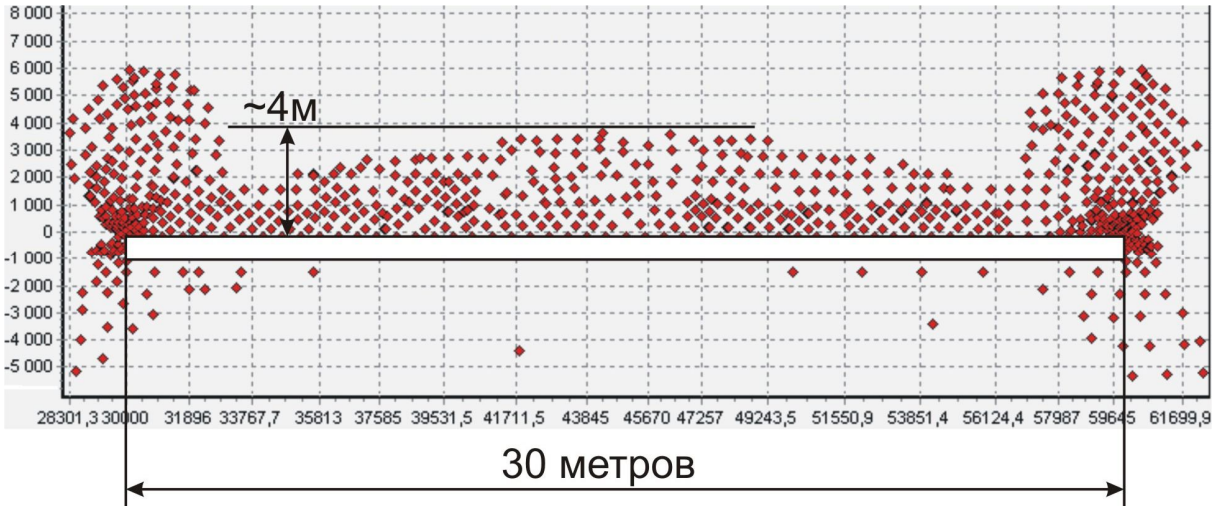


Рисунок 3.8 – Область руйнування в покрівлі очисної виробки при існуючих темпах посування очисного вибою (22 - 25 м на місяць).

Крім того, розрахунки на основі цієї тривимірної чисельної моделі дозволили зафіксувати області руйнування над торцевими ділянками виробки, заввишки до 6 метрів. Руйнування крайових ділянок створюють додаткові умови для обвалення порід у вироблений простір. Результати чисельного моделювання підтверджуються даними про величину кроку обвалення на шахті "Шахтарська-Глибока" по пласту h_8, відповідно до якої крок первинного обвалення також складає 28-30 м.

Сучасні умови вимагають ефективнішої роботи видобувних підприємств, а сучасне устаткування проектується з урахуванням швидкісного режиму видобутку. Визначимо можливі зміни геомеханічної ситуації при збільшенні темпів очисних робіт в умовах шахти «Шахтарська-Глибока». Збільшені швидкості оголення порід спричинять згідно (3.24)-(3.26) зміну їх міцності. Наприклад, при збільшенні швидкості видобутку в 3 рази, міцність порід

відповідно до (3.26) збільшиться в 1,5 -1,7 рази, тобто до значення R_n = 51-58 МПа. При такому значенні міцності розмір виробленого простору a = 30 м вже не є критичними. Зона руйнування охоплює тільки частину основної покрівлі і вагу порід, що знаходиться в цій зоні недостатній для подолання сил зчеплення (рис. 3.9).

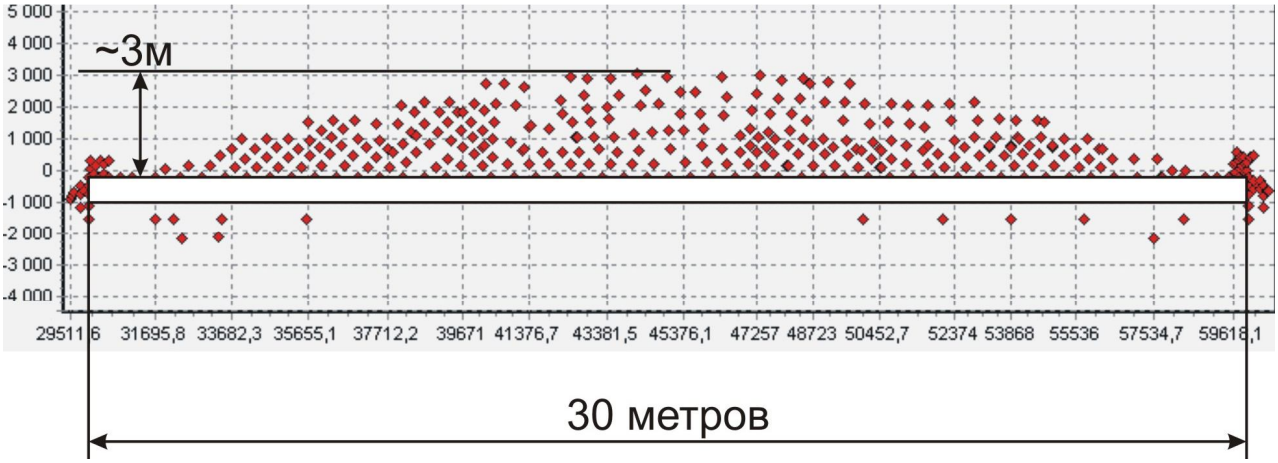


Рисунок 3.9 – Розподіл зруйнованих елементів в покрівлі очисної виробки при збільшенні швидкості оголення порід (посування очисного вибою) до 60 м/місяць.

У торцевих частинах виробки не спостерігається істотних зон руйнування, що також знижує можливість обвалення. Покроковим моделюванням збільшення виробленого простору позаду лави було встановлено, що критична ситуація при цій швидкості оголення утворюється при розмірі виробленого простору 40-45 м (рис. 3.10 і рис. 3.11).

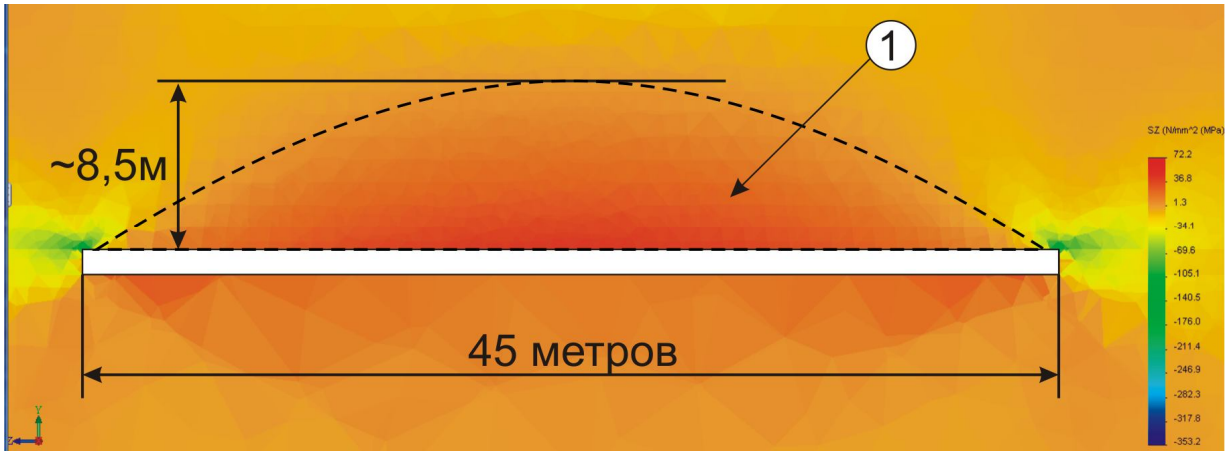


Рисунок 3.10 - Розподіл горизонтальних напружень навколо очисної виробки при ширині виробленого простору 45 м: 1 - зона розтягуючих горизонтальних напружень в покрівлі виробки.

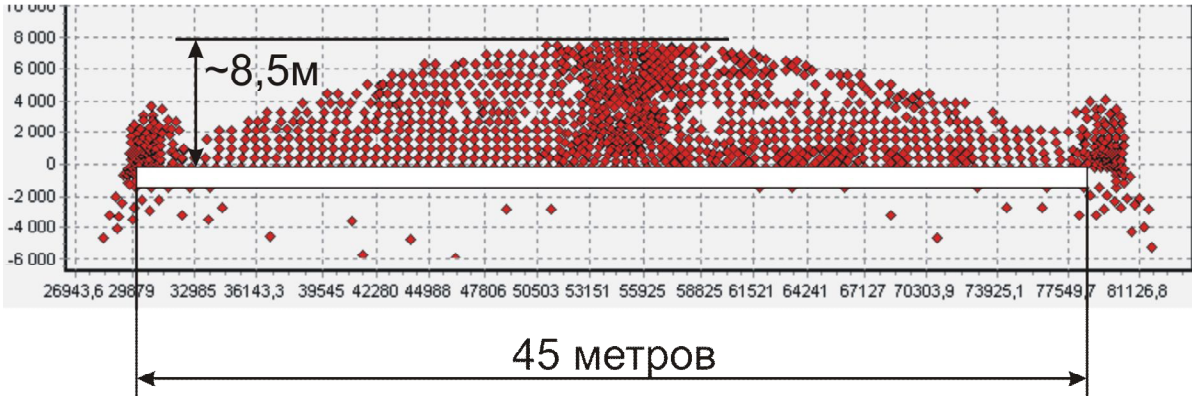


Рисунок 3.11 - Розподіл зруйнованих елементів в покрівлі очисної виробки при швидкості посування очисного вибою 120 метрів на місяць.

При цьому висота зони розтягуючих напружень збільшиться до 8,5 метрів, зона руйнування за критерієм (3.26) досягає лінії зміни знаку напружень (рис. 3.11) і має значні розміри в торцевих частинах виробки.

Таким чином, запропонований алгоритм може бути використаний для моделювання збільшення швидкості оголення при оцінці геомеханічної ситуації поблизу очисної і підготовчої виробок.

Безумовно, залежність (3.26) відбиває тільки стохастичну природу перерозподілу міцності зв'язків на рівні кристалічної решітки матеріалу. У реальності на геомеханічні процеси в породному масиві робить вплив незліченна кількість чинників. Виділити серед них вплив швидкості оголення порід дуже складно. Можна тільки спостерігати результат цього впливу "in situ", накопичуючи і узагальнюючи статистичні дані.

3.4 Висновки

1. Узагальнення експериментальних даних, аналіз рівняння довговічності, принципу накопичення пошкодженості, а також імовірнісної природи руйнування зразків гірських порід показали, що в діапазоні швидкостей, порівнянних із швидкістю навантаження елементарного об'єму в породному масиві, міцність гірських порід збільшується із збільшенням швидкості навантаження за

логарифмічним законом.

2. Параметри рівняння довговічності визначаються методами описової статистики на основі імовірнісного уявлення про процес руйнування структурних зв'язків, що дозволяє визначити розміри зони руйнування в масиві з урахуванням збільшення швидкості посування очисного забою.

3. Збільшення темпів очисних робіт у вугільних шахтах обумовлює збільшення швидкості оголення порід, що у свою чергу означає збільшення швидкості перерозподілу напружень у структурних елементах породного масиву поблизу оголення. Збільшення швидкості перерозподілу напружень в породах викликає їх зміцнення залежно від структурних особливостей порід.

4. Запропонована методика тривимірного моделювання НДС породного масиву за умов збільшення швидкостей оголення та урахуванням різновеликого впливу чинників, що впливають на перерозподіл напружень в покрівлі лави.

4. РОЗРОБКА МЕТОДИКИ ПРОГНОЗУ ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ОБВАЛЕННЯ СКЛАДНОСТРУКТУРНОЇ ПОКРІВЛІ ТА РОЗРАХУНКУ ПАРАМЕТРІВ ОХОРОНИ ВИЙМАЛЬНИХ ШТРЕКІВ ЛИТОЮ СМУГОЮ З РОЗВАНТАЖУВАЛЬНОЮ ПОРОЖНИНОЮ

Встановлені вище закономірності дозволяють прогнозувати величини генерального і сталого кроків обвалення при різних значеннях потужностей основної і безпосередньої покрівлі, довжині лави і глибини відробки вугільного пласта. Вони є основою для реалізації технічних рішень з підвищення стійкості виїмкових штреків і безпеки людей, що працюють в лаві. Їх застосування дозволяє раціональніше встановлювати кріплення в підготовчих виробках.

4.1. Методика прогнозу параметрів обвалення порід покрівлі в лавах шахт ДП «Добропіллявугілля»

1. Методика розроблена для гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов шахт ДП «Добропіллявугілля».

2. Базові розрахунки виконані для наступних вихідних даних:

Глибина розробки – $H = 550$ м.

Потужність вугільного пласта – $m_{вуг} = 2,24м.$

Потужність основної покрівлі, представленої піщаником, варіюється в межах від 0 до 30 м.

Потужність безпосередньої покрівлі, представленої аргілітом, варіюється в межах від 0 до 14 м.

Фізико-механічні характеристики вміщуючих гірських порід пласта l_8 наведені в таблиці 4.1.

Таблиця 4.1 – Фізико-механічні властивості гірських порід

Вміщуючі породи пласта l_8	Фізико-механічні характеристики вміщуючих гірських порід покрівлі			
	Модуль пруж-ності E, кг/м^2	Коефіцієнт Пуассона P, кг/м^3	Коефіцієнт варіації результатів лабораторних випробувань породних зразків на одноосне стиснення, %	Об'ємна вага кг/м^3
Вугілля	$2{,}4 \times 10^8$	0,16	0,3	1320
Піщаник	$4{,}03 \times 10^8$	0,21	0,6	2800
Аргіліт	$2{,}78 \times 10^8$	0,23	0,4	2490
Алевроліт	$3{,}23 \times 10^8$	0,23	0,5	2510

Вихідні дані для розрахунків величини кроку обвалення порід покрівлі змінюються в наступних межах:

- глибина розробки - від 400 до 800 м;
- довжина лави - від 125 до 250 м;
- потужність піщаника від 0 до 30 м;
- потужність аргіліту від 0 до 14 м.

3. Величина генерального обвалення $l_в$ розраховується за формулою:

$$l_в = \left(0{,}07 m_{арг}^2 - 2{,}3 m_{арг} + 0{,}13 h_п^2 + 2{,}6 h_п + 95\right)\frac{150 + L}{2L}. \qquad (4.1)$$

Тут $h_{арг}$ – потужність аргіліту, м; $h_п$ – потужність піщаника, м.

4. Величина сталого кроку обвалення a визначається залежністю:

$$a = \left(0{,}9 h_п \frac{2h_{арг}^2 + 1}{h_{арг}^2 + 1} + 30\frac{1{,}5 h_{арг}^2 + 1}{\left(h_{арг} + 1\right)^2}\right) \times \frac{150 + L}{2L}, \qquad (4.2)$$

де $h_{арг}$ – потужність аргіліту, м; $h_п$ – потужність піщаника, м, L – довжина лави, м.

5. Для спрощення розрахунків величини *a* за формулою (4.2) розроблена номограма для визначення кроку сталого обвалення в умовах шахт ДП «Добропіллявугілля» (рис. 4.1).
6. Приклад розрахунку генерального і сталого кроку обвалення порід покрівлі при *L = 175* м і *H = 550* м.

- величина кроку генерального обвалення отримана за формулою (4.1) і складає 115 м.;
- величина кроку сталого обвалення визначена за номограмою (рис. 4.1) та ксскладає 46 м.

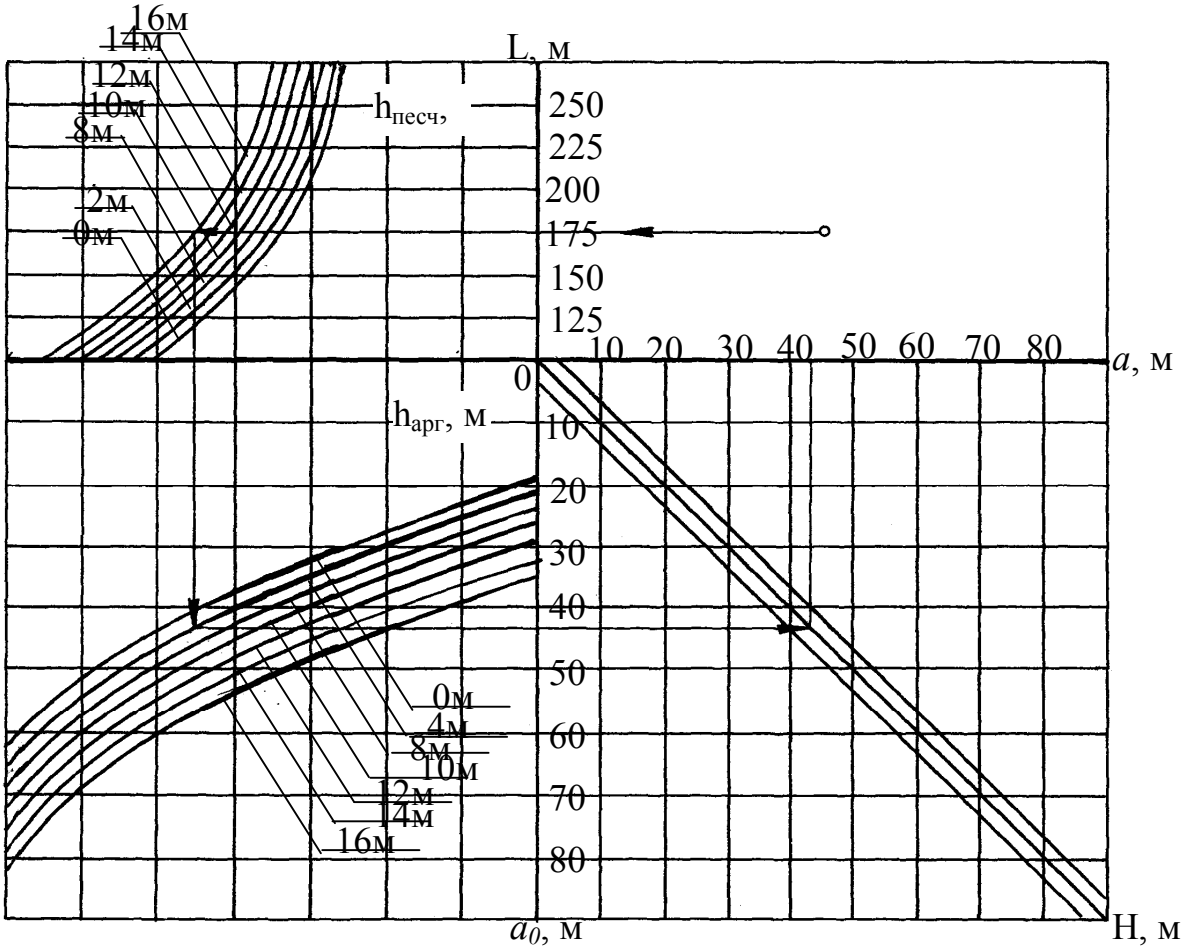


Рисунок 4.1 – Номограма для визначення кроку сталого обвалення в умовах шахти «Білозерська» ДП «Добропіллявугілля»: *L* – довжина лави, м; *H* – глибина відробки вугільного паста; a_o – величина сталого обвалення для деяких стандартних гірничо-геологічних умов; *a* – крок сталого обвалення.

Отримані величини відхиляються від реальних на 5-15 %, що допустимо, враховуючи розкид механічних властивостей вміщуючих гірських порід.

4.2. Розрахунок економічної ефективності від застосування заходів, що рекомендуються

На шахті «Білозерська» ДП «Добропіллявугілля» прийнята панельна система підготовки з відробкою ярусів в низхідному порядку зворотним ходом. Довжина ярусу, що відпрацьовується, складає в середньому 1200 м. Кріплення підготовчих виробок здійснюється сталевим арковим податливим кріпленням із спецпрофілю СВП-27 для виробок площею поперечного перетину в світлу 13,8 м^2 із спецпрофілю СВП-22 для виробок площею поперечного перетину в світлу 11,2 м^2. Крок встановлення рам кріплення в середньому рівний – 0,5 м.

Оцінка стану кріплення підготовчих виробок шахти «Білозерська» ДП «Добропіллявугілля» проводилася на основі аналізу показника стійкості, який визначався за формулою [58]:

$$\omega = \frac{N - N_p}{N}, \qquad (1.3)$$

де N – загальне число рам кріплення в межах ділянки, що обстежується N_p – число зруйнованих рам в межах ділянки (рама вважається зруйнованою, якщо на ній пошкоджені хомути, форма сильно відрізняється від первинної, є пластичні шарніри).

В разі ω = 0 – ділянка вважається повністю зруйнованою, якщо ω = 1 – повністю придатним для експлуатації.

При великій довжині обстежуваної ділянки стирається різниця між окремими його частинами. Геомеханічна ситуація як би усереднюється в межах ділянки. При дуже малій довжині ділянки стохастична поведінка системи «кріплення-масив» наближається до детермінованого.

При обстеженні довжина ділянки була прийнята рівною 5 м, на ділянці знаходиться $\frac{5}{n}$ рам крепи, де n – крок встановлення кріплення. Для умов підготовчих виробок шахти «Білозерська» $n = 0,5$. Кріплення триланкове, арочне,

податливе виготовлене з прокатного профілю СВП-27.

Обстеженню піддалися наступні виробки (табл. 4.2).

Таблиця 4.2 – Результати натурних вимірювань параметрів обвалення покрівлі вугільного пласта, представленої потужним шаром міцного піщаника на шахтах ДП «Добропіллявугілля»

ш. «Білозерсьа» вугільний пласт l_8		ш. «Новодонецька» вугільний пласт k_7^1	
крок обвалення по лаві		крок обвалення по лаві	
генеральний	сталий	генеральний	сталий
1 північна лава бр. 2 гор.550 м		*1 північна лава центр. бр. гір. 320 м*	
117	43	110	37
3 північна лава укл.1, гор.550 м		*2 північна лава укл. № 2, гір. 320 м*	
120	47	90	35

Обстеження показало, що кріалення по довжині обстежуваних виробок руйнується нерівномірно. Навантаження кріплення відбувається в два етапи: поза зоною впливу лави і в зоні впливу лави. Вплив лави починає виявлятися в середньому на відстані 5-7 м від забою, що посувається зворотним ходом . На першому етапі кріплення досить добре витримує навантаження і перекріпленню піддається не більше 5 % (ω = 0,95) рам. На другому етапі, який відповідає моменту обвалення порід основної покрівлі, рами випробовують значно великі навантаження і руйнуються (ω = 0,1) практично повністю. Таким чином, можна зробити висновок про те, що на першому етапі дії гірського тиску кріплення недовантажене, а на другому – перенавантажена.

Ідея полягає в раціональному розподілі кріплення за довжиною підготовчої виробки.

За запропонованим варіантом передбачається встановлювати арки кріплення в місцях, відповідних обваленню порід покрівлі, з кроком 0,3 м на ділянці 8,0 м (± 4 м від прогнозованої точки обвалення). На решті частини виробки кріплення встановлюється через 0,67 м.

Крок сталого обвалення порід покрівлі в середньому по пл. l_8 складає 45 м. Тоді загальна протяжність ділянок з посиленим кріпленням складе:

$$1000 : 45 \times 8{,}0 = 178 \text{ м.}$$

Вартість кріплення на 1000 м підготовчої виробки для перетину 13,8 і 11,2 м^2 відповідно складає:

$$1000 : 0{,}5 \times 860 = 1760000 \text{ грн;}$$

$$1000 : 0{,}5 \times 650 = 1300000 \text{ грн.}$$

Тут 860 і 650 середньоринкова (за станом на грудень 2008 р.) вартість комплекту кріплення для двох даних перетинів виробки в світлі з СВП-27 і СВП-22 відповідно.

Вартість кріплення за запропонованим варіантом для виробок з перетином у світлі 13,8 і 11,2 м^2 відповідно складе:

$$(178 : 0{,}3 + 822 : 0{,}67) \times 860 = 1567780 \text{ грн.}$$

$$(178 : 0{,}3 + 822 : 0{,}67) \times 650 = 1184950 \text{ грн.}$$

Економія по статті «Кріплення виробок» на 1000 м довжини для виробок перетином в світлі 13,8 і 11,2 м^2 відповідно складе:

$$E_1 = 1760000 - 1567780 = 192220 \text{ грн.}$$

$$E_2 = 1300000 - 1184950 = 115050 \text{ грн.}$$

4.4. Висновки

1. На основі встановлених закономірностей прогнозування і отриманих формул для величин генерального і сталого обвалень розроблена номограма для спрощення розрахунків параметрів обвалення.
2. Величини генерального і сталого обвалень отримані з номограми, допустимо відхиляються від реальних (5-15 %).
3. Проведений розрахунок економічного ефекту для умов ш. «Білозерська» ДП «Добропіллявугілля». Отриманий економічний ефект за рахунок раціональної установки кріплення у виїмкових штреках, склав 192220 грн. на 1000 м довжини виробок перетином в світлі 13,8 $м^2$ і 115050 грн. перетином в світлі 11,2 $м^2$.

ВИСНОВОК

У даному звіті наданий короткий аналіз складних умов та небезпечних випадків управляння та підтримки підготовчих виробок в процесі просування очисних вибоїв в високопродуктивних лавах; встановлені закономірності впливу механічних і геометричних параметрів литої смуги з розвантажувальною порожниною змінних параметрів; визначені закономірності зміни надійності стану функціонування системи розробки вугільних пластів від параметрів топології гірничих виробок; обґрунтовані методи координації основних та допоміжних вантажопотоків; при експлуатації ДКН коефіцієнт динамічності досягає значень $k_Д$ = 2 при пуску і $k_Д$ = 2,5 при запобіжному гальмуванні; найбільші значення коефіцієнта динамічності спостерігаються в режимі запобіжного гальмування при спуску вантажу; фактичний запас міцності тягових канатів ДКН близький до нормованого ПБ і коливається в межах 5,5…7,5; встановлені експериментальні закономірності обвалення порід покрівлі на моделях з еквівалентних матеріалів та формування гірського тиску в зонах впливу очисних робіт в шахті згідно розрахункових схем; встановлено, що збільшення темпів очисних робіт у вугільних шахтах обумовлює збільшення швидкості оголення порід, що у свою чергу означає збільшення швидкості перерозподілу напружень у структурних елементах породного масиву поблизу оголення і викликає зміцнення порід залежно від структурних особливостей порід; запропонована методика тривимірного моделювання напружено-деформованого стану породного масиву за умов збільшення швидкостей оголення та урахуванням різновеликого впливу чинників, що впливають на перерозподіл напружень в покрівлі лави.

Заключний звіт по темі ГП-410 розглянутий і схвалений на засіданні кафедри “Підземна розробка родовищ” і на засіданні секції Науково-технічної ради Національного гірничого університету за науковим напрямом “Прогресивні технології видобутку і переробки корисних копалин”.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике.– М.: Недра, 1967.– 221с.

2. Метод граничных элементов в задачах горной геомеханики. // Новикова Л.В., Пономаренко П.И., Приходько В.В. ми др. – Днепропетровск: «Наука и образование», 1997. – 180 с.

3. Шашенко А.Н. Механика горных пород. – Днепропетровск: НГАУ, 2002. – 302 с.

4. Борисов А.А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов. – М.: Недра, 1964. – 278 с.

5. Комиссаров С.Н. Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок. – М.: Недра, 1983. – 237 с.

6. Хозяйкина Н.В., Сдвижкова Е.А. Закономерности изменения напряженно-деформированного состояния породного массива на первом этапе отработки угольного пласта. // Сборник научных трудов НГУ. – 2003. – № 17, том 1. – С. 312-316.

7. Смагин В.И., Сидоренко Г.П., Денищенко А.В. Опыт эксплуатации канатних напочвенных дорог на шахте “Павлоградская” // Уголь. – 1989. − №3. – С.25. −27.

8. Хакенберг В.Х. Штрековые транспортные дороги с механическим приводом // Глюкауф. − 1976. − №18. – С.47. −53.

9. Чиликин М.Г., Сандлер А.С. Общий курс электропривода. – М.: Энергоиздат, 1981. – 576 с.

10. Коваль П.В. Гидравлика и гидропривод горных машин. − М.: Машиностроение, 1979. – 319 с.

11. Гидравлика и гидропривод / Гейер В.Г., Дулим В.С., Боруменский А.Г., Заря А.Н./. − М.: Недра, 1981. – 295 с.

12. Гийон М. Исследование и расчет гидравлических систем. − М.: Машиностроение, 1964. – 388 с.

13. Инструкции по безопасной эксплуатации рельсовых напочвенных дорог в угольных шахтах. – МакНИИ, 1986. – 14с.

14. Колосов Л.В., Джур В.В. О долговечности и запасе прочности резинотросовых канатов // Вестник машиностроения. – 1984. − №3. – с. 33 – 36.

15. Колосов Л.В., Артюхова В.Е., Джур В.В., Прогнозируемая долговечность шахтных подъемных канатов при больших глубинах подъема // Горный журнал. Известия вузов. 1990. − №7. – С. 26 – 30.

16. Колосов Л.В., Джур В.В. Математическое моделирование процесса разрушения резинотросового уравновешивающего каната // Горный журнал. Известия вузов. 1988. − №8. – С. 30 – 32.

17. Киричок Ю.Г., Чермалых В.М. Привод шахтных подъемных установок большой мощности. − М.: Недра, 1972. – 336 с.

18. Львовский Е.Н. Статистические методы построения эмпирических формул. – М.: Высшая школа, 1988. – 239 с.

19. Дрейнер Н., Смит Т. Прикладной регрессионный анализ. – М.: Финансы и статистика, 1987. – 355 с.

20. Афифи А., Айзен С. Статистический анализ. Подход с использованием ЭВМ. – М.: Мир, 1982. – 488 с.

21. Цимбаревич П.М. Механика горных пород. – М.: Углетехиздат, 1948. – 183 с.

22. Геомеханика взаимодействия охранной конструкции выемочной выработки с разупрочненным породным массивом /Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Коваль А.И. //Науковий вісник НГУ. – 2007. – №5. – С. 3-8.

23. Каталог шахтопластов Донецкого угольного бассейна с характеристикой горно-геологических факторов и явлений. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1982. – 268 с.

24. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. – М.: Недра, 1975. – 279 с.

25. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи. – М.: Стройиздат, 1983. – 273 с.

26. Руководство по проектированию горных выработок на шахтах Западного Донбасса. – СПб.: изд-во ВНИМИ, 1992. – 51 с.

27. Байсаров Л.В., Ильяшов М.А., Демченко А.И. Геомеханика и технология поддержания повторно используемых горных выработок. – Д.: ЧП «Лира ЛТД», 2005. – 240 с.

28. Охрана подготовительных выработок при бурошнековой выемке угольных пластов / В.И.Бондаренко, Г.А. Симанович, И.А. Ковалевская, А.Г.Дунаев. – Д.: Системные технологии, 2001. – 189 с.

29. Симанович Г.А. Управление режимами взаимодействия породного массива с крепью горных выработок на основе регулирования ее деформационно-силовой характеристикой: Дисс...д-ра техн. наук. – Д.: ИГТМ НАН Украины, 1993. – 408 с.

30. Строительные материалы / Б.Г. Скрамтаев, Н.А.Попов, Н.А. Герливанов, Г.Г. Мудров. – М.: Промстройиздат, 1953. – 643 с.

31. Расчеты параметров тампонажа закрепного пространства горных выработок /Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Бугаев И.В., Симанович Г.А. – Д.: Системные технологии, 1998. – 180 с.

32. Ковалевская И.А. Взаимодействие анкерной и комбинированной крепи с породным массивом и разработка метода расчета их рациональных параметров. – Дисс...канд. техн. наук. – Д.: ГГАУ, 1995. – 200 с.

33. Временное руководство по расчету параметров трубчатой анкерной крепи / Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А. и др. – Д.: Системные технологии, 2005.– 46 с.

34. Надежность технических систем. Справочник под ред. Ушакова И.А.// Москва, «Радио и связь», 1985 – 601с.

35. Горное дело: Терминологический словарь/Г.Д. Лидин, Л.Д. Воронина, Д.Р. Каплунов и др.// М.: Недра, 1990. – 694 с.

36. Килячков А. П. Технология горного производства:4-е изд. перераб. и доп.-М.:Недра,1992. - 415 с.

37. http://www.astronet.ru/db/msg/1173324/page31.html

38. В.В. Бодин. К проблеме геодинамического районирования шахтных полей. Пятые научные чтения памяти Ю.П. Булашевича, Екатеринбург, 2009 г. – С. 43 – 45.

39. Л.И. Беляева, А.В. Агарков, Л.М. Гусельников. Оценка влияния техногенных процессов при отработке глубоких горизонтов воркутского угольного месторождения на сейсмическую активность массива/ Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. - №5. – С. 333-340.

40. Алехин В.И. Особенности проявления разломных зон Приазовского блока Украинского щита в мезо-кайнозойских осадочних толщах и почвах. / Геолого-мінералогічний вісник.– 2005.– № 2. – С. 20 – 26.

41. А.Д. Сашурин. Диагностика геодинамической активности на участке недропользования/ Горный информационно-аналитический бюлетень. – 2004. - №6. – С. 185 – 187.

42. Иванов И.П. Тржцинский Ю.Б. Инженерная геодинаміка. – СПб.: Наука, 2001. – 416 с.

43. В.Е. Боликов, С.А. Рыбак. Устойчивость подземных сооружений в зоне тектоничческих нарушений/ Горный информационно-аналитический бюлетень. – 2004. - №9. – С. 287 - 289.

44. Панин В.И., Козырев А.А. Управление геодинамическими рисками при ведении горных работ в геодинамически активных районах./ Материалы всероссийской конференции «Геодинамика, магматизм, седиментогенез и минерагения Северо-Запада России», Петрозаводск, 2007. – С. 287 – 290.

45. Курленя М.В., Миренков В.Е., С.В. Сердюков. Взгляд на природу напряженно-деформированного состояния недр землии техногенные динамические явления/ Горный информационно-аналитический бюлетень. – 2008. - №8. – С. 5 – 20.

46. Осипов В.И. Управление прогнозными рисками /Вестник РАН, 2002. Том 72. №8. - С. 678–686.

47. Чайковская И. Н., Поминова А. И. Нормирование – инструмент управленческих воздействийдля повышения эффективности угледобывающего производства/ Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2008. - № 4. - С. 123-128.

48. Адилов К.Н., Аманбаев Б.Ж. Интенсификация технологии выемки газоугольных пластов по критериям надежности/ Горный информационно-аналитический бюлетень. - 2004. - № 3. - С. 159-162.

49. Вылегжанин В.Н. Научные проблемы технологической подготовки горных работ при проектировании высоконагруженных забоев (ВНЗ) на шахтах Кузбасса. /Горный информационно-аналитический бюлетень. - 2008. - № 1. - С. 317-322.

50. Красько Н.И., Пастернак З.Г. Влияние изменчивости прочностных свойств вмещающих пород на характер обрушения кровли за движущимся очистным забоем. /Наукові праці Донецького національного технічного університету. – Донецьк, ДонНТУ, 2003. – вип.. 63. - С. 20 – 23.

51. С.И. Скипочка, Б.М. Усаченко, В.Ю. Куклин. Элементы геомеханики породного массива при высоких скоростях подвигания лав. – Днепропетровск: ЧП «Лира ЛТД», 2006. – 248с.

52. Журков С.Н. Кинетическая концепция прочности твердых тел. – Вестник АН СССР, 1957, №11, С. 78-85.

53. Распределение и корреляция показателей физических свойств горных пород: Справочное пособие // М.М. Протодьяконов, Р.И. Тедер, Е.И. Ильницкая и др. М., Недра, 1981.-192 с.

54. Хозяйкина Н.В. Закономерности изменения предельного напряженного состояния в сложноструктурной кровле лав пологопадающих угольных пластов. Дис. канд. техн. наук. Днепропетровск, 2004. – 127 с.

55. Бабець Д.В. Оцінка стійкості підземних протяжних виробок, що проведені в неоднорідному породному масиві, на основі багатофакторного

аналізу. Дис. канд. техн. наук. Днепропетровск, 2006. – 124 с.

56. О.С. Іванов. Аналіз факторів впливу на крок обвалення порід покрівлі лави в умовах високого ступеню метаморфізму порід // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія «Гірничо-геологічна» / Редкол.: Башков Є. О. (голова) та інші. – Донецьк, ДВНЗ «ДонНТУ», 2009. – С.148-152. – Випуск 10(151).

57. Куклин В.Ю. Геомеханическое обоснование параметров способов крепления и охраны выработок в неустойчивых породах при интенсивной отработке пологих угольных пластов. Дис. канд. техн. наук. Днепропетровск, 2003. – 171 с.

58. Шашенко А.Н. Механика горных пород. – Днепропетровск: НГАУ, 2002. – 302 с.

ДОДАТОК А

ВИТЯГ З ПРОТОКОЛУ № 7/18
засідання кафедри підземної розробки родовищ
Національного гірничого університету

м. Дніпропетровськ 26 листопада 2010 р.

ПРИСУТНІ: професори: Бондаренко В.І., Кузьменко О.М., Бузило В.І., Власов С.Ф., Ковалевська І.А., Табаченко М.М., Піньковський Г.С.; доценти: Почепов В.М., Кошка О.Г., Дичковський Р.О., Хоменко О.Є., Овчинников М.П. Сулаєв В.І., Сердюк В.П., Харченко В.В., Руських В.В., Фальштинський В.С., Медяник В.Ю., Руденко М.К., Владико О.Б.; асистенти: Расстріга В.П., Лапко В.В., Демченко Ю.І., Мамайкін О.Р., Гайдай О.А., Долгий О.А., Кононенко М.М., Денисов С.Л., Фомічов В.В.; ст. викладач Доценко В.І.; аспіранти та здобувачі: Сидєльніков О.А., Мальцев Д.В., Яворський А.В.

СЛУХАЛИ: повідомлення керівника теми ГП-410 Бузило В.І. про результати виконання науково-дослідної роботи «Геомеханічне обґрунтування підземної технології інтенсивного видобування вугілля з урахуванням особливостей геологічного середовища.» за 2010 р.

ВИСТУПИЛИ: д.т.н., проф. Кузьменко О.М., д.т.н., проф. Власов С.Ф., к.т.н., доц. Почепов В.М. У своїх виступах вони відзначили актуальність розв'язуваних у роботі задач. Підкреслено великий обсяг проведених досліджень у строгій відповідності з календарним планом і технічним завданням.

УХВАЛИЛИ:

1. Вважати, що робота виконана в повному обсязі відповідно до календарного плану й технічного завдання.
2. Робота виконана на високому рівні, має теоретичне й практичне значення, відповідає світовому науково-технічному рівню й не має аналогів в Україні.
3. Заключний звіт по темі ГП-410 схвалити.

Зав. кафедрою ПРР
д-р техн. наук, проф. В.І. Бондаренко

Секретар О. А. Долгий

ДОДАТОК Б

ВИТЯГ З ПРОТОКОЛУ № 4

засідання секції Науково-технічної ради
Національного гірничого університету за науковим напрямом
“Прогресивні технології видобутку і переробки корисних копалин”

м. Дніпропетровськ 09 грудня 2010 р.

Порядок денний: розгляд заключних та проміжних звітів за результатами виконаних науково-дослідних робіт у 2010 році за рахунок бюджетного фінансування.

ПРИСУТНІ: голова секції д.т.н., проф. Пілов П.І., заступник голови секції д.т.н., проф. Бондаренко В.І., вчений секретар секції к.т.н., доц. Тюря Ю.І., члени секції: д.т.н., проф. Голінько В.І., д.т.н., проф. Бузило В.І., д.т.н., проф. Симоненко В.І.

СЛУХАЛИ: повідомлення д-ра техн. наук, професора Бузило В.І. наукового керівника теми ГП-410 «Геомеханічне обґрунтування підземної технології інтенсивного видобування вугілля з урахуванням особливостей геологічного середовища» (наказ Мінестерства освіти та науки України від 27.11.2007 року № 1044 і наказ по НГУ від 25.12.2007 р.) про результати виконання науково-дослідних робіт в 2010 р. Найменування річного етапу «*Розробка методик прогнозу основних параметрів обвалення складноструктурної покрівлі та розрахунку параметрів охорони виймальних штреків за надійного функціонування системи розробки при інтенсифікації відпрацювання положистих вугільних пластів з геодинамічно активними зонами.*

Доповідач зазначив, що роботу виконано в повному обсязі, згідно з календарним планом та технічним завданням.

Основними результатами за звітним єтапом НДР є наступні:

- на підставі узагальнення натурних спостережень, результатів моделювання на еквівалентних матеріалах і чисельних розрахунків запропонована фізична трьохстадійна модель деформації порід покрівлі при відпрацюванні положистих вугільних пластів, що включає періоди формування генерального обвалення, сталого обвалення і формування мульди зрушення на поверхні;
- розроблено математичну модель динаміки роботи канатних надґрунтових доріг з різними типами привідних станцій та тягових органів в залежності від гірничотехнічних умов;
- сукупність закономірностей зв’язку НДС основних елементів системи «породний масив - виїмковий штрек - лита смуга» з геометричними

параметрами останньої, дозволило реалізувати основну мету досліджень – підвищення стійкості виїмкового штреку для забезпечення можливості його повторного використання;

- створено етодику прогнозу надійного функціонування системи розробки. Запропонована методика може використовуватися видобувними підприємствами при розробці управлінських рішень на основі короткострокових прогнозів, що дозволить зменшити вплив невизначеностей і факторів господарського ризику на економічні результати діяльності шахт, і внаслідок цього, підвищити ефективність і стійкість функціонування всього гірничодобувного комплексу регіону.

У ході обговорення звіту були поставлені запитання, на які керівник теми дав вичерпні відповіді.

ВИСТУПИЛИ: професори Бондаренко В.І., Голінько В.І., які позитивно оцінили результати виконаних в 2010 р. робіт, а також відзначили важливість і актуальність одержаних результатів, які відповідають вимогам технічного завдання і календарного плану, робота співвиконавців виконана ними в повному обсязі, та рекомендували затвердити заключний звіт за розглянутою НДР.

УХВАЛИЛИ:

1. Робота виконана відповідно календарному плану і технічному завданню на високому науковому рівні.
2. Звіт не містить відомостей, що складають державну таємницю.
3. Виконана робота за метою, предметом досліджень та одержаними результатами є фундаментальною.
4. Перспективність робіт: результати роботи дозволяють визначати для розглянутих гірничо-геологічних умов основні технологічні параметри інтенсивного ведення очисних робіт.
5. Технічний рівень НДР відповідає сучасному стану науки і техніки.
6. Заключний звіт схвалити та затвердити.

Голова секції,
д-р техн. наук, проф. П.І. Пілов

Вчений секретар секції,
канд. техн. наук, доц. Ю. І. Тюря

ДОДАТОК В

РЕЦЕНЗІЯ

на науково-дослідну роботу з теми ГП-410

“Геомеханічне обґрунтування підземної технології інтенсивного видобування вугілля з урахуванням особливостей геологічного середовища”

Этап 2010года: «Розробка методик прогнозу основних параметрів обвалення складноструктурної покрівлі та розрахунку параметрів охорони виймальних штреків за надійного функціонування системи розробки при інтенсифікації відпрацювання положистих вугільних пластів з геодинамічно активними зонами.».

В даному звіті:

- встановлена закономірність зміни граничного напружено-деформованого стану порід складноструктурної покрівлі положистих вугільних пластів в залежності від стійкості порід та швидкості просування вибоїв високомеханізованих лав та підготовчих виробок.
- розроблено комплекс критеріїв оптимізації параметрів взаємодії елементів системи охорони виймального штреку литою смугою з розвантажувальною порожниною та розроблено методику розрахунку їх конструктивних параметрів.
- розроблено методологічне забезпечення системи геомеханічного моніторингу стосовно до очисного виймання пологих вугільних пластів.
- розроблені положення щодо впливу інтенсифікації гірничих робіт на надійність роботи топології підсистеми гірничих виробок «добувна дільниця» та транспортно-технологічних схем основних і допоміжних вантажопотоків шахт.

Пріоритетним напрямком у відродженні вуглевидобувної галузі є інтенсивний шлях її розвитку. Правильність такого шляху підтверджується досвідом роботи низки передових шахт, які впровадили інтенсивні технології видобутку.

Результати цієї роботи в подальшому дозволять поєднати в одну інтеграційну модель взаємодії геомеханічних і технологічних параметрів при інтенсивному вийманні вугільного пласта та закономірностей взаємодії сполук основних і допоміжних вантажопотоків, математичних моделей їх динаміки і геодинамічної активності геологічного середовища.

Робота виконана на високому професійному рівні, отримані результати відповідають світовому науково-технічному рівню й не мають аналогів в Україні. Результати досліджень, приведені в даному звіті, можуть бути використані при викладанні модулів навчальних дисциплін для студентів-бакалаврів за напрямом підготовки «Гірництво».

Рецензент
д-р техн. наук,професор В.І. Симоненко

ДОДАТОК Г

ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової роботи

_____О.С. Бешта

"___" _____2010 р.

ЗВІТ

про патентні дослідження
"ГЕОМЕХАНІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ПІДЗЕМНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ІНТЕНСИВНОГО ВИДОБУВАННЯ ВУГІЛЛЯ З УРАХУВАННЯМ ОСОБЛИВОСТЕЙ ГЕОЛОГІЧНОГО СЕРЕДОВИЩА"

Шифр теми ГП-410

Етап - заключний

Начальник НДЧ	**О.Є. Хоменко**
Зав. каф. ПРР	**В.І. Бондаренко**
Зав. каф. ТСТ	**Л.Н. Ширін**
Керівник НДР	**В.І. Бузило**
Зав. ПЛВ	**О.О. Філонова**
Нормоконтролер	**Л.О. Савостенко**

2010

СПИСОК АВТОРІВ

Керівник НДР
д.т.н., проф. В.І. Бузило

Зав. каф. ТСТ
д.т.н., проф. Л.Н. Ширін

ЗМІСТ

1. Загальні дані про об'єкт дослідження……..….4
2. Форма Г.1.4. Техніко – економічні показники ОГД та об'єктів аналогічного призначення…….…..6
3. Форма Г.1.5. Аналіз новизни, винахідницького рівня та Промислової придатності ОГД……...7
4. Форма Г.2.4. Аналіз можливості застосування в ОГД відомих об'єктів промислової власності……...9
5. Висновки……..10
6. Завдання на проведення патентних досліджень…… 11
7. Довідка про оцінку науково-технічного рівня результатів НДР……12

1. ЗАГАЛЬНІ ДАНІ ПРО ОБ'ЄКТ ДОСЛІДЖЕННЯ

Виконавець – Національний гірничий університет

Початок розробки – 02.01.2008

Закінчення розробки – 31.12.2010

Метою проекту є встановлення закономірностей зміни граничного напружено-деформованого стану порід складноструктурної покрівлі вугільних пластів для управління стійкістю підготовчих виробок та регулювання геомеханічних параметрів функціонування систем розробки в залежності від геодинамічної активності геологічного середовища та інтенсифікації гірничих робіт.

Поставлена мета досягається вирішенням наступних основних завдань:

- визначити закономірності зміни надійності функціонування систем розробки пологих пластів від топології гірничих виробок та обґрунтувати методи координації параметрів основних і допоміжних вантажопотоків вугільних шахт з урахуванням технічного рівня транспортного обладнання і умов гірничого виробництва;
- розробити розрахункові схеми до визначення параметрів обвалення порід складноструктурної покрівлі і модель геомеханічних процесів та геодинамічної активності вугільних пластів при відпрацюванні їх лавами ;
- створити алгоритм складноструктурної покрівлі та виконати моделювання процесу обвалення в лавах вугільних пластів з використанням чисельних методів досліджень та урахуванням геодинамічної активності геологічного середовища і стану підготовчих дільничних виробок;
- розробити математичну модель динаміки роботи надґрунтових і монорейкових доріг з різними типами привідних станцій та тягових органів в залежності від умов експлуатації і напружено-деформованого стану підготовчих виробок при їх охороні литими смугами з розвантажувальною порожнечею та надійності функціонування топології гірничих виробок;
- дослідити закономірності впливу швидкості просування лав на стан порід покрівлі при очисній виїмці та обґрунтувати критерії оптимізації стану геомеханічної системи навколо підготовчих виробок при інтенсифікації;
- розробити методики прогнозу та розрахунку параметрів обвалення складноструктурних покрівель і охорони виймальних штреків литою смугою з розвантажувальною порожниною і надійності систем розробки при інтенсифікації гірничих робіт в зонах геодинамічної активності гірських порід.

Частка вугілля в структурі мінеральних ресурсів України складає 95%, а його обсяги достатні для забезпечення енергетичної безпеки держави і розвитку металургійної галузі на тривалий період.

Позитивні тенденції підвищення видобутку вугілля на шахтах України пов’язані зі стійкістю підготовчих виробок, що підтримуються тривалий період у

зоні впливу очисних робіт і залежить від досконалості транспортних систем основних і допоміжних вантажопотоків, експлуатаційних характеристик та енергоємності засобів переміщення вантажів в шахтних умовах.

Інтенсифікація технології видобування вугілля спровокувала ряд негативних явищ в поведінці геомеханічної системи навколо топології дільничних гірничих виробок та засобів їх охорони. З погіршенням умов керування гірським тиском в очисних і підготовчих виробках, збільшилися навантаження на їх кріплення, зросла складова динамічних явищ при виконанні гірничих робіт.

Досвід впровадження високопродуктивних механізованих комплексів нового технічного рівня свідчить про необхідність нових знань з протікання геомеханічних процесів в геологічному середовищі при високих швидкостях навантаження гірських порід.

В умовах сьогодення відсутні наукові дослідження з комплексного вирішення проблеми розробки вугільних родовищ на підставі геомеханічного уявлення протікання процесів перетворення геологічного середовища в техногенне середовище з урахуванням адаптації транспортних систем і надійності функціонування системи розробки при інтенсифікації гірничих робіт.

Таким чином, дослідження геомеханічних процесів при відпрацюванні вугільних родовищ сучасними високопродуктивними механізованими комплексами дозволить теоретично обґрунтувати раціональні технічні і технологічні рішення щодо технології ведення очисних робіт при видобуванні високоякісного продукту з урахуванням надійної та безпечної роботи в геодинамічно активному геологічному середовищі.

2. Форма Г.1.4 Техніко-економічні показники ОГД та об'єктів аналогічного призначення

Найменування та одиниці виміру	Техніко-економічні показники			
	об'єкта за стандартом або технічними умовами	Об'єкта-аналога (держава, фірма, організація, модель, рік освоєння)	ОГД	перспек-тивного зразка
1	2	3	4	5
1. Продуктивність, т/год.	Канатна дорога типа ДКНТ-215	Німеччина, Беккер, К-900, 2005	40	45
2. Термін служби каната, міс.	4	4	6	7
2. Швидкість посування очисного вибою, м/міс			50-60	100-120
3. Навантаження на кріплення підготовчої виробки, МПа			40-60	20-30

3. Форма Г.1.5 Аналіз новизни, винахідницького рівня та промислової придатності ОГД

ОГД, його складові частини		Прототип		Очікуваний результат	Можливості використання у промисловості або іншій сфері діяльності	Номер поданої заявки, дата подачі заявки
Назва	Сукупність ознак	Бібліографічні дані	Сукупність ознак			
1	2	3	4	5	6	7
Геомеханічне обгрунтування підземної технології інтенсивного видобування вугілля з урахуванням особливостей геологічного середовища	Спосіб видобутку вугілля, який від-різняється тим, що поєднанні в одну інтеграційну модель взаємодії геомеханічних і технологічних параметрів при інтенсивному вийманні вугільного пласта та закономірностей взаємодії сполук основних і допоміжних вантажопотоків, математичних моделей їх динаміки і геодинамічної активності геологічного середовища. Також оптимізовані параметри взаємодії породного масиву з елементами кріплення та охорони виймальних штреків, що підвищують стійкість та зниження затрат при експлуатації.	"Спосіб роздільного вийманя тонких та вельми тонких пластів вугілля і породи" Патент на винахід №86462, 27.04. 2009 р.	Включає одночасну можливість розділення вантажопотоків безпосередньо після відбійки вугілля та породи від масиву	Встановлення основних теоретичних положень щодо впливу інтенсифікації гірничих робіт на надійність роботи топології підсистеми гірничих виробок «добувна дільниця» та транспортно-технологічних схем основних і допоміжних вантажопотоків вугільних шахт.	Доцільно використовувати при плануванні та проектуванні очисних робіт на шахтах Донбасу.	

Продовження форми Г 1.5

ОГД, його складові частини		Прототип		Очікуваний результат	Можливості використання у промисловості або іншій сфері діяльності	Номер поданої заявки, дата подачі заявки
Назва	**Сукупність ознак**	**Бібліографічні дані**	**Сукупність ознак**			
1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**
Спосіб транспорту-вання гірничої маси.	Транспорту-вання гірничої маси і допоміжних матеріалів з використан-ням зворот-ної гілки каната.	Основные положения по проектирова-нию подзем-ного транс-порта для новых и действующих угольных шахт. – М.: ИГД им. А.А.Скочин-ского. – 1986. – 356 с.	Транспорту вання за допомогою електрока-бельних самохідних вагонів.	Підвищен-ня продук-тиності та терміну служби каната на 30%.	Шахти Захід-ного Донбасу, Львівсько-Волинського басейну.	Рішення про видачу деклараційно-го патенту на корисну модель по заявці u 2010 02480 від 09.07.2010.
Монорейкова канатна дорога для похилих виробок.	Введено дві кінематично зв’язані поворотні монорейкові ланки з можливістю попереміння-го їх з’єднан-ня з підвіс-ною направ-ляючою та підвісним монорейко-вим шляхом.	А.с. СССР №949209. Монорель-совая канат-ная дорога для наклон-ных выра-боток, кл. E21F 13/02, B61B 7/00, 1982.	З метою зниження потужно-сті при-водна станція обладна-на П–подібною рамою з ходовими котками.	Підвищен-ня продук-тивності та терміну служби каната на 30%.	Шахти Захід-ного Донбасу, Львівсько-Волинського басейну.	Рішення про видачу патенту на винахід по заявці a 2009 02884 від 18.10.2010.
Шахтна канатна дорога.	Зворотня гілка каната розташована у межах рейко-вої колії, а поворотні та рамні рейки стрілочних переводів мають пази для його проходу.	А.с. СССР № 1151689. Шахтная канатная дорога, кл. E 21 F 13/00, 1985.	Обладнано нерухоми-ми кронш-тейннами із стабілізую-чими кот-ками, та составом.	Підвищен-ня продук-тивності та терміну служби каната на 30%.	Шахти Західного Донбасу, Львівсько-Волинського басейну.	Патент України на винахід № 88725. 25.09.2009.

4. Форма Г.2.4 Аналіз можливості застосування в ОГД відомих об'єктів промислової власності

ОГД, його складові частини	Документи на об'єкти промислової власності (бібліографічні дані)	Суть об'єкта промислової власності	Очікуваний результат від застосування
1	2	3	4
Підземна технологія інтенсивного видобування вугілля з урахуванням особливостей геологічного середовища 1. Геометричні та режимні параметри технології видобутку вугілля 2. Метод аналітичного рішення	Заключний звіт по темі ГП-410 «Геомеханічне обґрунтування підземної технології інтенсивного видобування вугілля з урахуванням особливос-тей геологічного середовища.» Методика розрахунку раціональних параметрів інтенсивного видобуван-ня вугілля з урахуван-ням особливостей геоло-гічного середовища (ноу-хау)	Пропонується технічне рішення по досягненню мінімальних зміщень порід виробок за рахунок регулювання геометричних та режимних параметрів технології видобутку вугілля	Встановлення основних положень щодо впливу інтенсифікації гірничих робіт на надійність роботи топології підсистеми гірничих виробок «добувна дільниця» та транспортно-технологічних схем основних і допоміжних вантажопотоків вугільних шахт. Це надасть можливість проводити моніторинг технологічних умов відпрацювання тонких пластів.
Система канатного транспорту вугільних шахт, до складу якої входять: 1.Спосіб транспортування гірничої маси та допоміжних матеріалів підчас проведення гірничих виробок змінного профілю. 2. Монорейкова канатна дорога для похилих виробок. 3. Шахтна канатна дорога.	Рішення про видачу деклараційного патенту на корисну модель по заявці u 2010 02480 від 09.07.2010. Рішення про видачу патенту на винахід по заявці a 2009 02884 від 18.10.2010 Патент України на винахід № 88725. 25.09.2009	Транспортування гірничої маси і допоміжних матеріалів з використанням зворотної гілки каната.	Підвищення продуктивності та терміну служби каната на 30%.

5. **ВИСНОВКИ**

Патентні дослідження доводять – результати НДР по вирішенню проблеми містять нові технічні рішення, які не мають аналогів у світі.

Розробка має відомості НОУ-ХАУ, які містять визначення геометричних та режимних параметрів технології інтенсивного видобування вугілля з урахуванням особливостей геологічного середовища, що надає можливість проводити моніторинг технологічних умов відпрацювання тонких пластів.

Крім того, нові технології забезпечують переваги, які підтверджуються техніко-економічними показниками.

В цілому результати НДР перевищують сучасний рівень науки і техніки.

ЗАТВЕРДЖУЮ

Проректор з наукової роботи НГУ
д.т.н., проф.

_____О.С. Бешта

"___" _____ 2010 р.

Завдання

на проведення патентних досліджень

По темі: **"Геомеханічне обґрунтування підземної технології інтенсивного видобування вугілля з урахуванням особливостей геологічного середовища"**

Шифр теми **ГП-410**

Етап: **заключний**

Мета патентних досліджень: **визначення патентної ситуації**

Таблиця А.1 Види робіт при проведенні патентних досліджень та виконавці:

Види робіт	**Підрозділи-виконавці**	**Відповідальні виконавці (П.І.П.)**	**Строки виконання робіт**	**Звітний документ**
1	**2**	**3**	**4**	**5**
1. Визначення патентоспро-можності ОГД	Каф. ПРР	Кошка О.Г.	02.01.2008-31.12.2009	Ф.Г.1.4. Ф.Г.1.5.
2. Визначення щодо вико-ристання прав на об'єкти промислової власності	Каф. ПРР	Кошка О.Г.	01.10.2009-31.12.2010	Ф.Г.2.4., Звіт про патентні дослідження

КерівникНДР **В.І. Бузило**
д.т.н., проф.

Зав. каф. ПРР
д.т.н., проф. **В.І. Бондаренко**

Зав. ПЛВ **О.О. Філонова**

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової роботи НГУ
_____ О.С. Бешта
"___"_____2010 р.

ДОВІДКА №1
про оцінку науково-технічного рівня результатів НДР

"Геомеханічне обґрунтування підземної технології інтенсивного видобування вугілля з урахуванням особливостей геологічного середовища"
(шифр та назва теми)

Шифр теми ГП-410

ТЕХНІКО-ЕКОНОМИЧНІ ПОКАЗНИКИ

Найменування та одиниця виміру	Значення техніко-економічних показників	
	кращого аналога	розробленого об'єкту
1. Швидкість посування очисного вибою, м/міс	50-60	100-120
2. Навантаження на кріплення підготовчої виробки, МПа	40-60	20-30

Патент на винахід 86462. Спосіб роздільного виймання тонких та вельми тонких пластів вугілля і породи / В.І. Бондаренко, Р.О. Дичковський, І.А. Ковалевська, В.Ю. Медяник, В.В. Руських, В.С. Фальштинський, С.Л. Денисов, О.Р. Мамайкін. Дата подання заявки 24.05.2007;
Перелік патентів (заявок)
(назва, номер, дата, автори)

Опубл. 27.04.2009 Бюл. 8.

Відомості НОУ-ХАУ залежність деформацій контуру виробок від параметрів технології видобутку вугілля_____

ЗАГАЛЬНА ОЦІНКА НАУКОВО-ТЕХНІЧНОГО РІВНЯ НДР

Результат перевищує сучасний рівень науки і техніки
(відповідає сучасному рівню науки і техніки, перевищує, не відповідає)

Зав. ПЛВ Керівник НДР
д-р техн. наук, професор

_____ О.О. Філонова _____В.І. Бузило

"___" _____ 2010 р.

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової роботи НГУ

_____ О.С. Бешта

"___"_____2010 р.

ДОВІДКА №2
про оцінку науково-технічного рівня результатів НДР

"Геомеханічне обґрунтування підземної технології інтенсивного видобування вугілля з урахуванням особливостей геологічного середовища"
(шифр та назва теми)

Шифр теми ГП-410

ТЕХНІКО-ЕКОНОМИЧНІ ПОКАЗНИКИ

Найменування та одиниця виміру	Значення техніко-економічних показників	
	кращого аналога	розробленого об'єкту
Продуктивність, т/год. Термін служби каната, міс.	30 4	40 6

Система канатного транспорту вугільних шахт, до складу якої входять: 1.Спосіб транспортування гірничої маси та допоміжних матеріалів під час проведення гірничих виробок змінного профілю. Рішення про видачу деклараційного патенту на корисну модель по заявці u 2010 02480 від 09.07.2010.; 2. Монорейкова канатна дорога для похилих виробок. Рішення про видачу патенту на винахід по заявці a 2009 02884 від 18.10.2010.; 3. Шахтна канатна дорога. Патент України на винахід № 88725.25.09.2009. Автор: О.В.Денищенко.

Відомості НОУ-ХАУ вибір технологічних та конструктивних параметрів

ЗАГАЛЬНА ОЦІНКА НАУКОВО-ТЕХНІЧНОГО РІВНЯ НДР

Перевищує сучасний рівень науки і техніки
(відповідає сучасному рівню науки і техніки, перевищує, не відповідає)

Зав. ПЛВ

_____ О.О. Філонова

"___" _____ 2010__ р.

Керівник НДР, проф.

_____В.І.Бузило

ДОДАТОК Д

УТВЕРЖДАЮ:

Главный инженер

ГОАО“Днепрогипрошахт”

_____ В.Н. Недолужко

“____”_____ 2010 г.

АКТ ВНЕДРЕНИЯ

результатов научно-исследовательской работы

Заказчик Министерство образования, науки, молодежи и спорта Украины (результаты НИР использованы ГОАО “Днепрогипрошахт”)

Настоящим актом подтверждается, что результаты работы “Геомеханическое обоснование подземной технологии интенсивной добычи угля с учетом особенностей геологической среды” по теме ГП-410, № гос. регистрации 0108U000541, выполненной Государственным высшим учебным заведением “Национальный горный университет” стоимостью 900 (девятьсот) тыс. гривен, выполняемой с января 2008 г. по декабрь 2010 г. внедрены ГОАО “Днепрогипрошахт”.

1. Вид внедренных результатов: “Методика расчета параметров процесса генерального и постоянного обрушения в лавах угольных пластов с использованием численных методов исследований и с учетом геодинамической активности геологической среды, а также состояния подготовительных участковых выработок”; “Методика определения рационального расположения подготовительных выработок при отработке сближенных угольных пластов в условиях шахт Западного Донбасса” и “Рекомендации по определению рациональных параметров технологии отработки пологих угольных пластов”.

2. Характеристика масштаба внедрения: единичное.

3. Новизна результатов научно-исследовательской работы: качественно новые решения.

4. Опытно-промышленная проверка будет осуществлена при разработке паспортов добычных участков на шахтах ОАО “Павлоградуголь” и “Добропольеуголь”.

5. Внедрены в проектные работы “Методика расчета параметров процесса генерального и постоянного обрушения в лавах угольных пластов с использованием численных методов исследований и с учетом геодинамической активности геологической среды, а также состояния подготовительных участковых выработок”; “Методика определения рационального расположения подготовительных выработок при отработке сближенных угольных пластов в условиях шахт Западного Донбасса” и “Рекомендации по определению рациональных параметров технологии отработки пологих угольных пластов”.

6. Годовой экономический эффект: ожидаемый 1000000 (один миллион) грн.

фактический _____ – _____тыс. грн.

7. Удельная экономическая эффективность внедренных результатов:

100 (сто) тыс. грн. на один очистной забой.

8. Объем внедрения 10 очистных забоев

9. Социальный и научно-технический эффект будет получен при внедрении результатов НИР на шахтах.

Руководитель НИР, д.т.н., проф. _____В.И. Бузило