ISSN 2071-1859 (Print), ISSN 2521-6635 (Online)
УДК 622. 271:622.273 https://doi.org/10.33271/crpnmu/86.055

© О.М. Кузьменко[1]
[1] Національний технічний університет «Дніпровська політехніка», Дніпро, Україна

КЕРУВАННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНИМ СТАНОМ ГІРСЬКОГО МАСИВА ВУГІЛЬНОГО ПЛАСТА В ЗОНІ ПЕРЕХОДУ ГІРНИЧОЇ ВИРОБКИ ОЧИСНИМИ РОБОТАМИ

O. Kuzmenko[1], https://orcid.org/0000-0002-2835-4877
[1] Dnipro University of Technology, Dnipro, Ukraine

CONTROL OF THE STRESS-STRAIN STATE OF THE COAL SEAM ROCK MASS IN THE TRANSITION ZONE DURING FACE OPERATIONS PAST A MINE WORKING

Мета. Визначення механізму формування напружено-деформованого стану масива гірських порід під час об'єднання поперечного перелізу діючої гірничої виробки з очисним простором вибою шляхом скорочення цілика між ними в одній площині тонкого вугільного пласта.

Методика. Дослідження механізму формування напружено-деформованого стану масива гірських порід здійснювалось за допомогою математичного моделювання геомеханічних процесів у шаруватому гірському масиві вугільних родовищ та метода кінцевих елементів (МКЕ), які враховують весь комплекс геомеханічних та гірничотехнічних факторів.

Результати. За результатами дослідження було визначено технологічні особливості створення безпекових умов в об'єднаній зоні для роботи кінематики механізованого комплекса та реалізації його функції переміщення в площині. Уточнено наявність в масиві зон розвантаження та стискання напружень, величини яких знаходяться в межах допустимості, а також висвітлено локальну ділянку, яка характеризує обвалення порід без їхнього зависання на значній площі з боку виробленого простору. Встановлено локальну ділянку, яка характеризує обвалення порід без їхнього зависання на значній площі з боку виробленого простору. Цей аспект є важливим під час накладання динамічної опорної зони лави на стаціонарну опорну зону підготовленої техногенної порожнини на шляху просування лави, де концентрація напружень може перевершувати допустимі значення величини руйнування порід.

Наукова новизна. Встановлено прямо пропорційну залежність збільшення нормальних напружень в опорній зоні та їхньої інтенсивності від відстані очисного вибою до техногенної порожнини на шляху просування лави, а також обернено пропорційну залежність сповільнення інтенсивність геомеханічних проявів в приконтурному масиві від відстані між лавою і хідником під час накладення їхніх опорних.

Практична значимість. Отримано технологічні рішення стосовно протидії силам гірського тиску в зоні переходу флангового хідника спроможні забезпечити ефективне застосування високопродуктивного очисного механізованого комплексу без виконання монтажно-демонтажних робіт. Рекомендовано в техногенній зоні утворювати щільність кріплення з необхідною податливістю і силовими характеристиками для безпекового ведення гірничих робіт.

Ключові слова: *перехід техногенної зони, математичне моделювання геомеханічних процесів, інтенсивність, залежність, технологічні рішення.*

Вступ. В гірничо-геологічних умовах Донбасу ефективне застосування інтенсифікації технології очисної виїмки [1] стримується природними та техногенними структурними відмінностями [2–4] у вуглевміщувальному масиві порід. Постає питання щодо придатності вугільного пласта до відпрацювання високопродуктивними механізованими комплексами, враховуючи складні процеси керування напружено-деформованим станом масива порід в зонах взаємного впливу концентрації гірського тиску [5–7]. Наявність гірничих виробок у пласті в напряму посування очисного вибою являється одним із таких техногенних утворень. Наразі необхідно приймати рішення відносно демонтажу та монтажу комплекса, або шукати шляхи технічного рішення щодо переходу гірничої виробки механізованим очисним вибоєм [2, 8]. У першому випадку виконання цих робіт спричиняє зупинку очисного виймання, втрачається працездатність окремих ланок комплекса внаслідок їхнього розбирання та складання, а також це виконання потребує додаткових матеріальних та фінансових витрат. Аналогічні витрати залишаються і в другому випадку та додаються трудності з керування напружено-деформованим станом (ПДС) в цій зоні [9–11]. Але при цьому не втрачаються очисні роботи по пласту і комплекс не піддається демонтажно-монтажним роботам, а також зберігається працездатність високопродуктивного устаткування.

Аналіз попередніх досліджень. Відомо, що за тривалий час експлуатації гірничих виробок в масиві гірських порід уже сформувалось зона опорних напружень[12 - 14] і система розкритих тріщин відриву [15–18]. При цьому параметри впливу на деформаційні процеси залежать від фізико-механічних властивостей порід і вугільного пласта, а також часу знаходження виробки в експлуатації [19–21]. Під час переходу гірничої виробки очисними роботами збільшується площа відслонення покрівлі техногенної порожнини. Це відбувається шляхом об’єднання двох техногенних просторів (ширина хідника + привибійний простір лави) через скорочення розмірів вугільного цілика, який облаштовується між ними. Його форма і розміри мають важливе значення для підтримки порід покрівлі [22, 23]. Зона (ПДС) порід збільшується залежно від темпу посування очисного вибою, а також його кута зустрічі з подовжньою віссю виробки.

В цих обставинах наукова проблема керування напружено-деформованим станом гірських порід полягає у визначенні залежності параметрів інтеграційного показника ступеня опірності на основі фізико-механічних властивостей порід, що дозволяє обґрунтовано приймати технологічні рішення стосовно конструкцій кріплення в зоні переходу виробки під час структурних змін середовища на дільниці взаємного впливу стаціонарної та динамічної зони опорного тиску.

Мета статті. У приконтурному просторі об’єднаної техногенної порожнини концентрація опорного тиску являє собою знакозмінну величину [24–26], якій протидіють не тільки особливості опорних елементів [27–29], а також запропоновані технологічні параметри щодо розвантаження масиву відповідними синхронними діями.

Метою виконаних досліджень являється розкриття механізму формування напружено-деформованого стану масива гірських порід під час об’єднання поперечного перелізу діючої гірничої виробки з очисним простором вибою шляхом скорочення цілика між ними в одній площині тонкого вугільного пласта, а також впливу стаціонарної та динамічної зони опорного тиску на експлуатаційний приконтурний простір об’єднаної техногенної порожнини. Це дозволить ефективно визначати напрям розвитку гірничих робіт в умовах доопрацювання запасів вугілля, що залишилися в шахтовому полі.

Для забезпечення поставленої мети досліджувався (ПДС) масива гірських порід із застосуванням методів механіки суцільного середовища на основі загальних принципів геомеханіки та зв'язку між напруженнями і деформаціями, а також плоских розрахункових схем.

Основна частина. В роботі зроблено акцент на одному з найважливіших процесів підземного видобування вугілля в лавах – керування (ПДС) масива гірських порід, враховуючи конструктивні особливості опорних елементів, а також їхні характеристики спротиву навантаженню.

Запропонована автором модель ґрунтується на взаємозв'язку основних елементів, а саме напруження гірського масива та опускання контуру техногенної порожнини залежно від фізико-механічних властивостей порід, вугільного пласта та технологічних параметрів ведення очисних робіт.

У роботі розглянуто вирішення технічного завдання щодо керування (ПДС) гірського масива вугільного пласта m_4^2 в зоні переходу флангового конвеєрного хідника ухилу №1 очисними роботами 2-ї північної лави на шахті «Краснолиманська». Щоб запобігти втрати запасів вугілля у виймальному стовпі та додаткових фінансових і матеріальних витрат на заходи щодо перемонтажа механізованого комплексу було прийнято перехід очисними роботами конвеєрного флангового ходка. Було відомо, що навколо нього утворилась зона розвантаження масива гірських порід, а кріплення втрачає несучу здатність і деформується з часом. У поперечному перерізі форма техногенної зони може набути вигляду еліпса, параметри якого залежать від багатьох природних факторів та технології ведення гірничих робіт.

Відомо [25, 26], що під час застосування способу керування покрівлею повним обваленням порід покрівлі початковим фактором являється швидкість просування очисного вибою. То ж можна було перебачити, що динаміка руху лави впливає на розподіл деформацій і прояв техногенної тріщинуватості порід навколо хідника буде змінюватись, особливо в зоні активних зрушень. Також, із зростанням швидкості посування очисного вибою збільшується довжина зависання консолі шару пісковика. Швидкий постійний рух очисного вибою сприяє розшаруванні породи покрівлі та її обвалюванні за межами привибійного простору. При цьому опускання основної покрівлі проявляється не виразно і помітного впливу на покрівлю в лаві не надають.

У шаруватому гірському масиві вугільних родовищ розвиток геомеханічних процесів переважно залежить від технологічних параметрів утворення гірничих

виробок, що спричиняє відслоненню площини порід покрівлі та їхньому переміщенню в бік вільного простору. Також важливе значення мав час знаходження відслонених порід в стані вільного переміщення їхнього контуру під дією сили гравітації, а також встановлення опорних конструкцій в гірничій виробці. Тому опорним елементам конструкції задавалась необхідна податливість під час спротиву силам навантаження, досягаючи синхронізацію процесів релаксації напружень в породах покрівлі та орієнтовно постійної величини сили спротиву. Контур об'єднаної техногенної порожнини зберігався в експлуатаційному стані й забезпечував безпечне ведення очисних робіт.

Таким чином по ширині виймального стовпа в зоні впливу техногенної порожнини напружено-деформований стан формувався в два етапи.

На першому етапі почалось накладання опорних зон лави і флангового хідника. Вугільний цілик, який розташовувався між двома виробками, створював опір силою(R^2, кН) концентрації сили гравітації ($k^1\gamma H$, кН) (рис. 1, *а*). Площа привибійного простору очисного вибою підтримувалась у податливому режимі спротиву (R^1, кН)за допомогою гідравлічних стояків механізованого кріплення. Зокрема, за відповідних технологічних умов це може призвести раптового [30–35], чи поступового руйнування цілика і збільшення площини відслонення порід покрівлі, а як наслідок обвалення порід робочий простір [20].

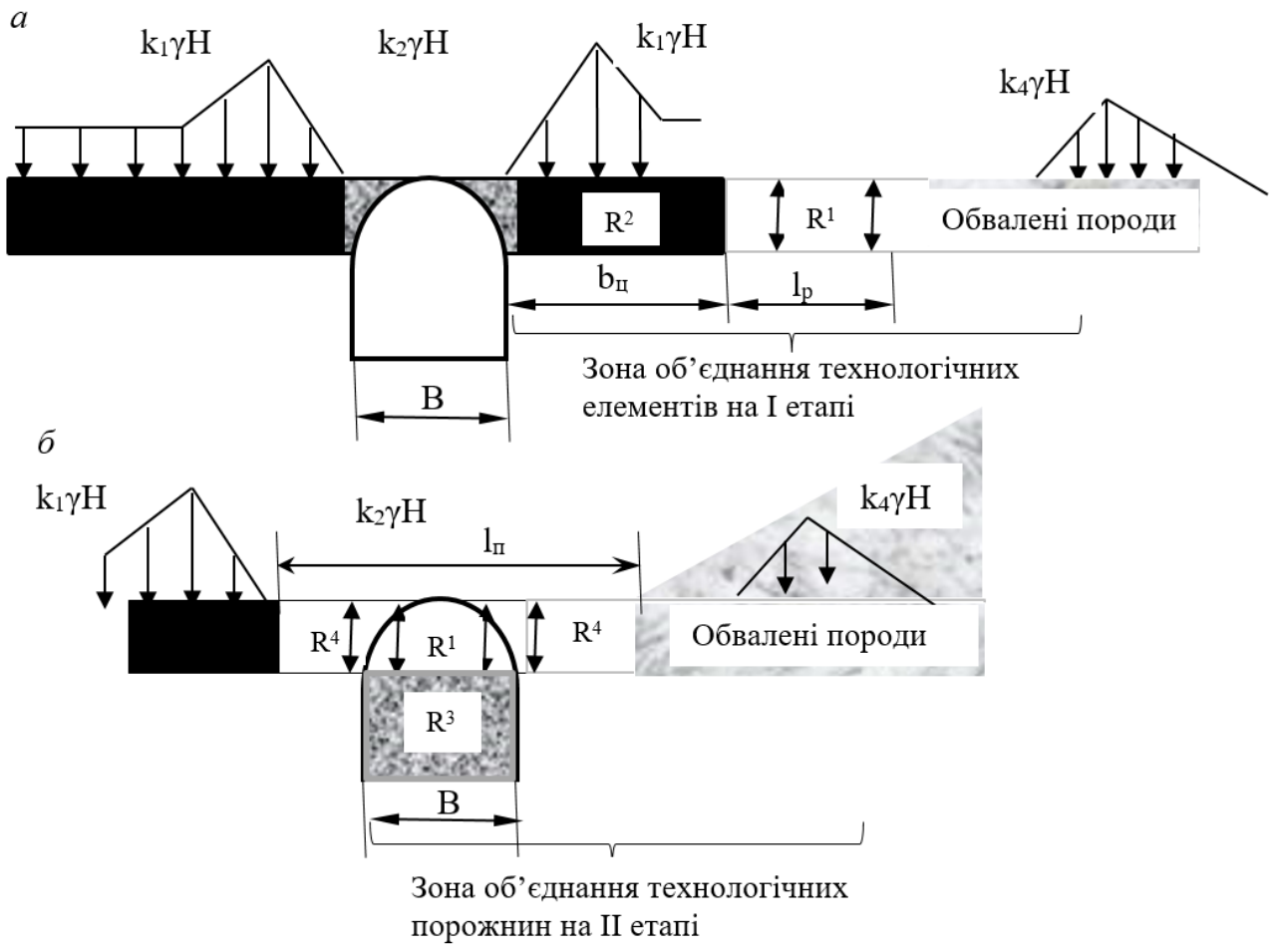


Рис. 1. Схема формування (ПДС) порід гірського масива в зоні переходу хідника очисним механізованим комплексом

На другому етапі дві порожнини об'єднуються гірничими роботами (див. рис. 1, *б*). При цьому параметри площі відслоненої покрівлі збільшуються (розміри хідника (B, м) + розмір привибійного простору (l_p, *м)* і частина порід покрівлі виробленого простору, яка зависає за вибоєм). Опорна зона зникає ($k^2\gamma H$, кН) не зустрівши підтримки з боку цілика. Робочий простір лави знаходиться в оточенні порожнини хідника, привибійного та виробленого простору з концентрацією напружень порід покрівлі ($k^4\gamma H$, кН). Збільшується напівпроліт (l_n, м)зони обвалення порід, перемістившись попереду робочого простору лави. У свою чергу зростає навантаження на кріплення, змінюючи (ПДС) масива.

Прийнявши ширину переходу хідника (B, *м)* рівної ширині робочого простору (l_p, м)без урахування зниження несучої здатності вугільного масиву з протилежного боку хідника й маючи жорстко защеплену опору величина звисаючого прольоту (l_o, м) порід покрівлі над механізованим кріпленням збільшиться в 2 рази. Ця величина залежить від положення хідника щодо кроку обвалення ($L_{об,}$ м) безпосередньої та основної покрівлі. При цьому важливо щоб величина зависання не перевищувала половини кроку обвалення наближаючись до співвідношення

$$(l_o + l_p + B) < 0{,}5L_{об}, \qquad (1)$$

де l_o – крок обвалення порід безпосередньої покрівлі, м; l_p – ширина робочого простору лави, м; B – ширина хідника, м.

Крок обвалення порід може бути рівним сумі протяжності відслонень порід покрівлі в техногенній зоні ($L_{об} = l_o + l_p + B$, м), що украй небажано з позиції формування навантаження на кріплення. В цьому випадку відбудеться обрізання порід покрівлі по вугільному масиву і можлива посадка кріплення на тверду основу.

Заслуговує на увагу розгляд особливості створення безпекових умов для роботи кінематики механізованого комплекса у просторі хідника, розміри якого перевершують його конструктивні розміри. Поперечний розмір штучної порожнини у хіднику мав відповідати виймальним розмірам вугільного пласта щоб секції механізованого кріплення здійснювали необхідний силовий контакт для реалізації функції переміщення в площині. Для цього необхідно було виконати відповідні дії щодо заміни арочного металокріплення виробки на змішане кріплення – металевий верхняк СВП-27 і дерев'яні стояки діаметром 180–200 мм, додатково посилюючи цю конструкцію полімерно-анкерним кріпленням і дерев'яними стояками, пробиваючи їх під дерев'яні бруски. З боків виробки у пласті викладали дерев'яні костри, які мають податливу характеристику (R^4, кН).

На висоту підривання порід підошви простір виробки засипали порожніми гірськими породами від проведення підготовчих виробок, ущільнювали і таким чиним формувалась закладне середовище з відповідними компресійними характеристиками R^3, кН). На його поверхню викладали дерев'яні полиці по лаві, коли та наближалась до виробки. Для забезпечення податливості стояки зарубувались на клин і заводились у спецпрофіль, рамами кріплення ретельно розклинювалися

та розшивались між собою розпилами. У міру перекріплення стояки переносились. Завдяки прийнятій конструкції ходнику забезпечувалась податливість в режимі деформації порід покрівлі, а також реакція спротиву гідравлічних стояків у заданому режимі (R^1 , кН).(

Таким чином закінчується формування техногенної зони, частину якої необхідно було заздалегідь підготувати, для успішного подолання гірничими роботами.

У подальшому лава виходить з порожнини й переходить у стан раніше встановленого технологічного режима виймання вугільного пласта.

Особливість переходу очисним вибоєм гірничої виробки полягає в тому, що в певний період між ними облаштовувався вугільний цілик [15, 30, 31], розміри якого змінюються залежно від відстані між цими порожнинами і кута зустрічі їхніх продовжних осей [32–37]. Змінювались умови формування навантаження на елементи кріплення хідника та лави за рахунок збільшення підтримуваної площі виробленого простору. Цілик може зруйнуватися, що призведе до динамічного збільшення навантаження та можливого вивалоутворення в техногенній зоні. Механізм поведінки порід у цьому середовищі вивчений недостатньо і вимагає виконання додаткових досліджень шляхом математичного моделювання.

Найважливішим елементом математичного моделювання геомеханічних процесів у шаруватому гірському масиві вугільних родовищ є розрахункова схема (див. рис. 1), яка враховує весь комплекс геомеханічних та гірничотехнічних факторів.

Моделювання геомеханічних процесів відбувалось на базі нелінійної плоскої та просторової задач механіки гірських порід. Математичні моделі враховують природну та наведену структурну неоднорідність порід, що знаходяться на контурі виробок. У розрахунковій схемі взаємодії охоронних конструкцій кріплення і масиву гірських порід представлений суцільним шаруватим середовищем з вирізами у формі виїмкових виробок, а охоронні конструкції – суцільним середовищем з реакцією відповідно (R^1 – R^4, кН). Характеристики жорсткості та міцності приймаються еквівалентними відповідним реальним охоронним конструкціям.

Розподіл (ПДС) в масиві гірських порід навколо хідника досліджувався за допомогою методу кінцевих елементів (МКЕ), враховуючи розрахунки шаруватість, неоднорідність та фізичну не лінійність геологічного середовища, у тому числі при розгляді фізично нелінійних середовищ [38–40].

Так як об’єднання виробок і утворення техногенної порожнини відбувалось навколо флангового конвеєрного хідника, то технологія моделювання передбачала синтез загальної геомеханічної системи. В моделі вуглевміщувальний масив та схема розташування опорних елементів кріплення прийняті згідно з технічною документацією на основі досліджень стану породного масиву та досвіду підтримки виїмкових виробок у даному гірничому регіоні.

Для оцінки (ПДС) порід в зоні переходу очисними роботами флангового конвеєрного хідника досліджувалось загальне уявлення про механізм деформації

порід покрівлі та навантаження кріпильних елементів системи навколо фланго-вого ухилу. Достовірність отриманих результатів моделювання підтверджувалась шляхом порівняння величин розрахункових даних із шахтними вимірами опускання порід у фланговому хіднику на всіх етапах формування об'єднаної техногенної порожнини.

Вихідними даними для розрахунку (ПДС) порід, прийнятий стратиграфічний розріз, фізико-механічні властивості вугільного пласта m_4^2 і літологічних різниць за даними розвідувальної свердловини. На глибині ведення гірничих робіт 520 м пласт має потужність 0,99 - 1,26 м, залягає під кутом 10^o. Породний масив представлений товщею шарів пісковика, алевроліту і аргіліту, вугільних пластів та їхніми прошарками і вапняками. Переважаючими породами у свиті являються пісковики, які становлять 51% від загальної кількості .

В геомеханічній моделі та її складових використані наступні основні положення, а саме збільшення розмірів за координатами глибини залягання, ширина в межах виймального стовпа та осьової протяжності хідника. Таким чином розміри моделі нерозривно пов'язані з умовами негідростатичного навантаження ($\sigma_y \neq \sigma_x = \sigma_z$, Мпа) на її границях, яке привалює в описі поведінки вуглевміщувального масива, а саме

$$\sigma_y = \gamma H; \tag{2}$$

$$\sigma_x = \sigma_z = \frac{\mu}{1-\mu}\gamma H \tag{3}$$

де H – глибина розміщення хідника в товщі порід; γ – середньозважена об'ємна вага порід вуглевміщувальної товщі до денної поверхні; μ – коефіцієнт Пуассона (поперечної деформації) гірської породи. Інформація стосовно коефіцієнта взята з даних геологічної служби шахти,

На верхній горизонтальній границі моделі прикладається рівномірний розрахований геостатичний тиск, а на вертикальних границях діють напруги відповідно до формули (3). Нижня горизонтальна поверхня моделі спирається на жорстку основу до напрацьованих рекомендацій відповідно. Висота моделі становила 40 м, ширини 40 м, а крайові ефекти поширюються по товщині моделі менше ніж 1,0 м в масив, гарантовано забезпечить об'єктивність ПДС порід у центральній частині об'єднаної техногенної порожнини. Відомо, що порушення контактів між породними шарами суттєво впливає на ПДС навколишнього масиву, тому гранична величина дотичних напружень між контактами суміжних шарів визначалась згідно з теорією міцності Кулона-Мора за формулою

$$\tau_{доп} = C + \sigma_y \cdot f_{тр} \tag{4}$$

де C – величина зчеплення по площині напластування шарів; $f_{тр}$ – коефіцієнт тертя суміжних шарів у площині контакту.

Фізико-механічні властивості кожного шару порід моделі відповідають даним гірничо-геологічного прогнозу та експериментальним дослідженням характеристик вуглевміщувальної товщі Центрального Донбасу. Структура товщі

представлена досить міцними породами покрівлі такими як пісковики та вапняки, що сприяють локалізації зон розміцнення порід на контурах техногенної порожнини, що впливає на ПДС вуглевміщувальну товщу. Алевроліт і аргіліт, що залягають у безпосередньої та основної підошві вугільного пласта, мають низькі характеристики міцності й схильні до пластичної деформації. Відображення стану пластичного перебігу забезпечується білінійною діаграмою деформування гірської породи. У результаті дана модель поведінки масиву досить адекватно відображає реальні умови його деформування і відносно стабільна в технологічному процесі проведення обчислювального експеримента.

Розрахунковий опір породи стисканню та модуль деформації визначався за формулами відповідно

$$R = \sigma_{cm} K_c K_w K_t \quad (5)$$

$$E_{роз} = \mathrm{E}\, K_t^2, \quad (6)$$

де K_c, K_w, K_t – коефіцієнти, які враховують ослаблення поверхні порід без зчеплення, обводнюваних порід і зниження механічних характеристик породи при тривалому навантаженні відповідно. Останній визначається за формулою

$$K_t = \sqrt{1 - \frac{x}{\beta}}, \quad (7)$$

де $\frac{x}{\beta}$ – реологічний показник, який визначається за відомою формулою для гірських порід Донбасу $\frac{x}{\beta} = 0{,}8 - 0{,}326 \lg \sigma_{\text{ст}}$.

Сітка покриття кінцевими елементами мала масштаб на два і більше порядку від масштабу гірського масиву в зоні знаходження техногенної порожнини, що забезпечує високу точність визначення компонентів напружень.

В результаті моделювання отримано епюру (рис. 2) розподілу нормальних вертикальних (σ_y, МПа), горизонтальних (σ_x, МПа) та інтенсивності напружень (σ, МПа) у гірському масиві, а також конструктивних елементів кріпильної системи під час об’єднання просторів хідника й очисного вибою.

Із аналізу епюри інтенсивності напружень можна відзначити наявність у навколишньому масиві зон розвантаження та стискання, величини яких знаходяться в межах допустимості до їхнього руйнування. В той же час з боку виробленого простору утворюється локальна область з величиною напружень, яка характеризує обвалення порід без їхнього зависання на значній площі. В покрівлі пласта над центральною частиною порожнини відчутна роль потужного шара пісковика в розподілі напружень, де величина концентрації в 3,0–3,8 рази нижче за опір його стискання. Це свідчить про те, що породний шар цілісний, його горизонтальні зрушення не знижують опір вертикальному гірському тиску.

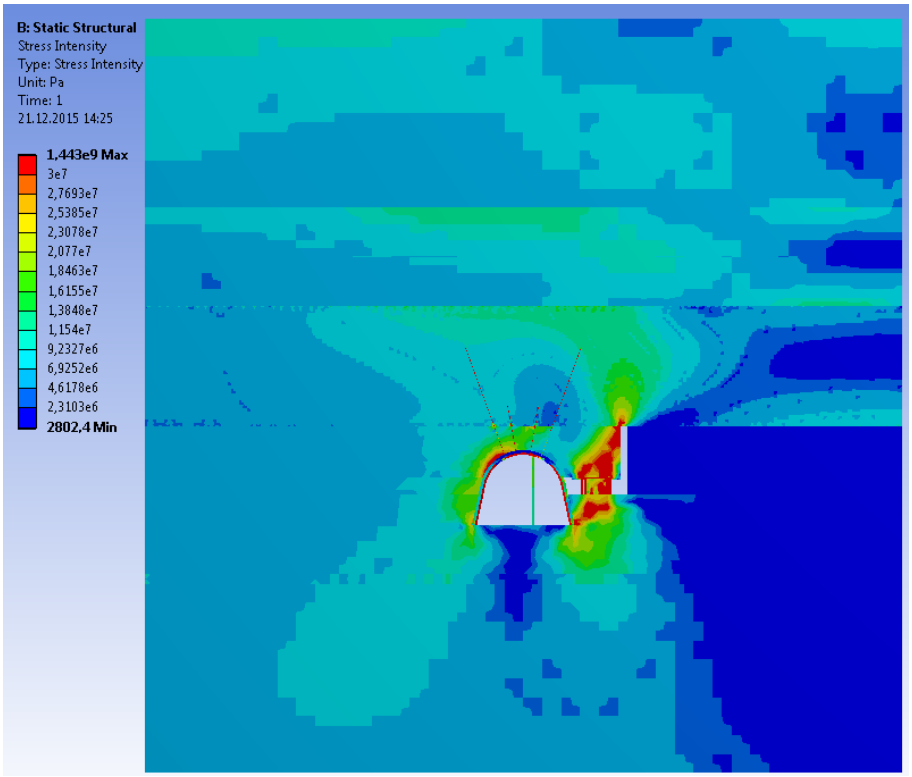


Рис. 2. Епюра розподілу інтенсивності напружень у гірському масиві навколо техногенної порожнини під час знаходження в ній механізованого кріплення та конструктивних елементів кріпильної системи

Відомо, що з часом навколо хідника покрівля розбита тріщинами розриву на породні блоки і якщо вони вийдуть з контакту один з одним, то обваляться на кріплення. Але на епюрі демонструється невелика концентрація, що свідчить про достатню несучу спроможність запроваджених конструктивних елементів (дерев'яні стояки з брусами (P = 20 кН, податливість Δ = 200 мм, та кліті з податливість Δ = 250 мм). Таким чином було сформовано штучний шар із породних блоків і перекриття дерев'яним помостом, який забезпечив стійкість конструкції, що підтверджено шахтними вимірами конвергенції в фланговому конвеєрному хіднику (рис. 3).

З практики ведення гірничих робіт відомо, що стійкості підготовчої виробки в значній мірі залежить від швидкості відпрацювання лави запасів вугілля в одиницю часу. Збільшення величини динамічного опорного тиску попереду очисного вибою підвищує швидкість конвергенції на контурі об'єднаної техногенної порожнини (рис. 3). Зокрема, напруження зростають в зоні активних зрушень деформованого стану масиву гірських порід, провокують їхнє руйнування та утворюють додаткове навантаження на конструктивні елементи.

У зв'язку з цим, теоретичною основою для обґрунтування та розробки заходів являються закономірності еволюції полів напружень під дією швидкості просування очисних вибоїв. Виходячи з цих обставин в зоні переходу виробки очисними роботами величина посування вибою приймалась такою, щоб деформації контура порожнини не перевищували несучі спроможності конструктивних елементів.

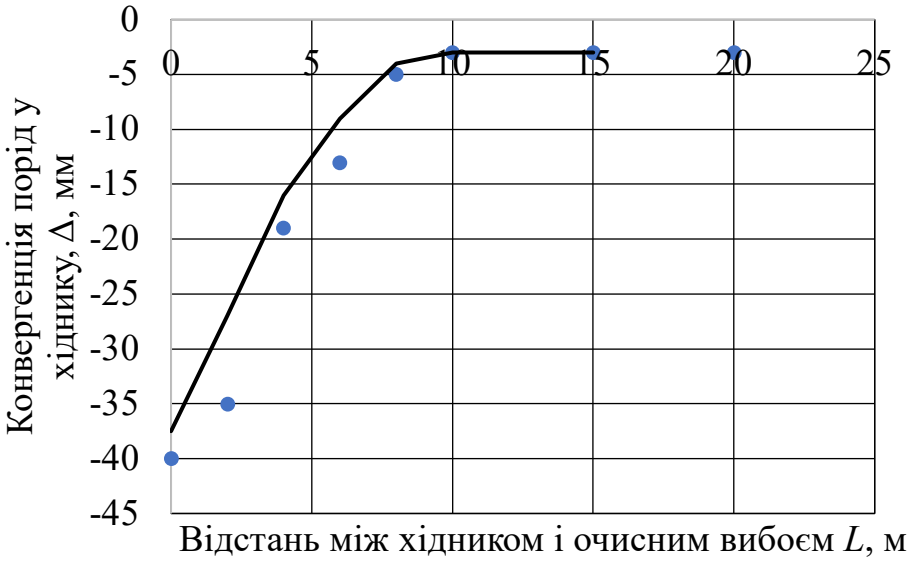


Рис. 3. Графік конвергенції порід у фланговому конвеєрному хіднику під час наближення до нього очисних робіт

На підставі виконаних досліджень для успішного переходу флангового конвеєрного хідника ухилу №1 вугільного пласта m_4^2 високомеханізованим очисним комплексом 2-ї північної лави на шахті «Краснолиманська» без виконання демонтажно-монтажних робіт було рекомендовано наступні технологічні параметри: за 50 м до хідника поступово зменшувати швидкість посування лави до 2 м/доб, а в зоні накладання опорних зон до 1,26 м/доб; щільність кріплення підсилення має складати 150–200 кН/м^2; в зоні переходу площа відслонення порід покрівлі мала не перевищувати 65–70 м^2.

Дотримуючись цих технологічних рекомендацій в зоні переходу флангового хідника очисний механізований комплекс відпрацював без втрати запасів вугілля у виймальному стовпі, зменшивши свою продуктивність лише на 25% від планових показників.

Висновки. В результаті проведених досліджень розроблено модель і методику математичного моделювання геомеханічних процесів у шаруватому гірському масиві вугільних родовищ за допомогою методу кінцевих елементів (МКЕ), яка враховує весь комплекс геомеханічних та гірничотехнічних факторів, необхідних для ефективного керування (НДС) в техногенних зонах.

Установлено залежність інтенсивності прояву нормальних напружень в опорній зоні масиву гірських порід від відстані швидкості посування очисного вибою до техногенної порожнини в умов залягання потужного шару пісковика в покрівлі вугільного пласта. Як наслідок відбувається зростаюча зміна в зоні активних зрушень деформованого стану масиву гірських порід. Цей аспект є важливим під час накладання динамічної опорної зони лави на стаціонарну опорну зону підготовленої техногенної порожнини на шляху просування лави, де концентрація напружень може перевершувати допустимі значення величини руйнування порід. За результатами дослідження було визначено технологічні особливості створення безпекових умов в об’єднаній зоні для роботи кінематики механізованого комплекса та реалізації його функції переміщення в площині.

Уточнено наявність в масиві зон розвантаження та стискання напружень, величини яких знаходяться в межах допустимості, а також висвітлено локальну ділянку, яка характеризує обвалення порід без їхнього зависання на значній площі з боку виробленого простору.

Установлено прямо пропорційну залежність збільшення нормальних напружень та їхньої інтенсивності в опорній зоні від відстані очисного вибою до техногенної порожнини на шляху просування лави. Визначено, що накладення опорних зон лави і хідника сповільнює інтенсивність геомеханічних проявів в приконтурному масиві обернено пропорційно відстані між ними.

Отже, можна зробити висновок, що прийняті технологічні рішення стосовно протидії силам гірського тиску в зоні переходу флангового хідника спроможні забезпечити ефективне застосування високопродуктивного очисного механізованого комплексу без виконання монтажно-демонтажних робіт.

Перелік посилань

1. *Про схвалення Енергетичної стратегії України на період до 2035 року «Безпека, енергоефективність, конкурентоспроможність* (2017). Постанова Кабінету Міністрів України від 18 серпня 2017 р. №605.
2. Salkynov, A., Rymkulova, A., Suimbayeva, A., & Zeitinova, S. (2023). Research into deformation processes in the rock mass surrounding the stoping face when mining sloping ore deposits). *Mining of Mineral Deposits, 17*(2), 82–90. https://doi.org/10.33271/mining17.02.082
3. Smith, W., & Bertuzzi, R. (2021). Mining through historic underground workings and systematic void management processes at McArthur River Mine. *SSIM 2021: Second International Slope Stability in Mining*, 277–286. https://doi.org/10.36487/acg_repo/2135_17
4. Bar, N, Du Plessis, P, Nicholl, S, Welideniya, S, Ryan, C & McAllister, P (2018). Risk management strategies for open pit mining through historic underground workings. *Proceedings of the 10th Asian Rock Mechanics Symposium, International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering, Lisbon*.
5. Bekbergenov, D., Jangulova, G., Kassymkanova, K.-K., & Bektur, B. (2020). Mine technical system with repeated geotechnology within new frames of sustainable development of underground mining of caved deposits of the Zhezkazgan field. *Geodesy and Cartography, 46*(4), 182–187. https://doi.org/10.3846/gac.2020.10571
6. Demin, V., Nemova, N.., Demina, T., & Stefluk, Yu. (2015). Technology of rock massif state control. *Scientific Bulletin of National Mining University,* (5), 42–46.
7. Kurennov, S. S., Barakhov, K. P., Vambol, O. O., & Stepanenko, V. M. (2022). The stress-strain state of a plate weakened by a circular cutout and reinforced by two round patches. *Aerospace Technic and Technology,* (2), 4–13. https://doi.org/10.32620/aktt.2022.2.01
8. Małkowski, P. (2017). Management of mining hazard monitoring. *Inzynieria Mineralna*, (2), 215–224. https://doi.org/10.29227/IM-2017-02-24
9. Demin, V., Khalikova, E., Demina, T., Syzdykbaeva, D., Karatayev, A., & Mustafin, M. (2025). Assessment of the stress-strain state of the rock mass surrounding cutting workings during coal seam mining. *Mining of Mineral Deposits, 19*(2), 38–46. https://doi.org/10.33271/mining19.02.038
10. Nurpeisova, M.B., Salkynov, A.T., Soltabayeva, S.T., & Miletenko, N.A. (2024). Patterns of development of geomechanical processes during hybrid open pit/underground mineral mining. *Eurasian Mining, 41*(1), 7–11. https://doi.org/10.17580/em.2024.01.02
11. Babets, D., Sdvyzhkova, O., Shashenko, O., Kravchenko, K., & Cabana, E.C. (2019). Implementation of probabilistic approach to rock mass strength estimation while excavating through fault zones. *Mining of Mineral Deposits, 13*(4), 72–83. https://doi.org/10.33271/mining13.04.072

12. Demin, V., Khalikova, E., Rabatuly, M., Amanzholov, Z., Zhumabekova, A., Syzdykbaeva, D., Bakhmagambetova, G., & Yelzhanov, Y. (2024). Research into mine working fastening technology in the zones of increased rock pressure behind the longwall face to ensure safe mining operations. *Mining of Mineral Deposits, 18*(1), 27–36. https://doi.org/10.33271/mining18.01.027
13. Myszkowski, J., Makówka, J., & Merta, G. (2019). Ukierunkowane hydroszczelinowanie skał – nowe rozwiązania i zastosowania [Directed fracturing of rocks – new solutions and applications]. *Przegląd Górniczy, 5*, 43–50.
14. Fuławka, K., Stolecki, L., Mertuszka, P., Szumny, M., & Anderko, A. (2023). Blasting and Preconditioning Modelling in Underground Cave Mines under High Stress Conditions. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 121*, 71–80.
15. Zhang, L., Niu, F., Liu, M., Ju, X., Wang, Z., Wang, J., & Dong, T. (2022). Fracture characteristics and anisotropic strength criterion of bedded sandstone. *Frontiers in Earth Science, 10*, 879332. https://doi.org/10.3389/feart.2022.879332
16. Gao, M., Xie, J., Guo, J., Lu, Y., He, Z., & Li, C. (2021). Fractal evolution and connectivity characteristics of mining-induced crack networks in coal masses at different depths. *Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources*, (7), 1–15. https://doi.org/10.1007/s40948-020-00207-4
17. Li, X.F., Li, H.B., Liu, L.W., Liu, Y.Q., Ju, M.H., & Zhao, J. (2020). Investigating the crack initiation and propagation mechanism in brittle rocks using grain-based finite-discrete element method. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, (127), 104219. https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2020.104219
18. Hu, S., Tan, Y., Zhou, H., Ru, W., Ning, J., Wang, J., & Li, Z. (2020). Anisotropic modeling of layered rocks incorporating planes of weakness and volumetric stress. *Energy Science & Engineering, 8*(3), 789–803. https://doi.org/10.1002/ese3.551
19. Tian, M., Han, L., Yang, X., Feng, Q., Meng, Q., Xie, Y., & Ma, C. (2022). Asymmetric deformation failure mechanism and support technology of roadways under non-uniform pressure from a mining disturbance. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 81*(5), 211. https://doi.org/10.1007/s10064-022-02710-2
20. Tsoy, P.A., Usoltseva, O.M., & Semenov, V.N. (2018). Opredelenie mnozhestvennykh regressionnykh zavisimostey predela prochnosti na szhatie i modulya deformatsii slantsevykh porod ot velichiny bokovogo davleniya i ugla naplastovaniya. *Interekspo Geo-Sibir, 6*, 247–256.
21. Imashev, A., Suimbayeva, A., Zhunusbekova, G., Adoko, A. C., & Issakov, B. (2024). Assessing stability of mine workings driven in stratified rock mass. *Mining of Mineral Deposits, 18*(1), 82–88. https://doi.org/10.33271/mining18.01.082
22. Zhang, C., Zhao, Y., Han, P., & Bai, Q. (2022). Coal pillar failure analysis and instability evaluation methods: A short review and prospect. *Engineering Failure Analysis*, (138), 106344. https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2022.106344
23. Carter, T.G. (2014). Guidelines for use of the scaled span method for surface crown pillar stability assessment. *Proceedings of the 1st International Conference on Applied Empirical Design Methods in Mining, International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering, Lisbon*.
24. Dyczko, A., Kamiński, P., Jarosz, J., Rak, Z., Jasiulek, D., & Sinka, T. (2021). Monitoring of roof bolting as an element of the project of the introduction of roof bolting in polish coal mines-case study. *Energies, 15*(1), 95. https://doi.org/10.3390/en15010095
25. Batyrkhanova, A., Tomilov, A., Zhumabekova, A., Abekov, U., & Demin, V. (2019). Developing technological schemes of driving workings with controlled resistance of contours. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu, 3*, 22–28. https://doi.org/10.29202/nvngu/2019-3/2
26. Xiong, Y., Kong, D., Wen, Z., Wu, G., & Liu, Q. (2022). Analysis of coal face stability of lower coal seam under repeated mining in close coal seams group. *Scientific Reports, 12*(1), 1–14. https://doi.org/10.1038/s41598-021-04410-5
27. Lama, B., & Momayez, M. (2023). Review of non-destructive methods for rock bolts condition evaluation. *Mining, 3*(1), 106–120. https://doi.org/10.3390/mining3010007

28. Wang, C., Zheng, X., Xin, W., Wang, J., & Liu, L. (2025). Investigation of bolt support mechanisms and parameter optimization for hard roof control in underground mining. *Processes, 13*(1), 94. https://doi.org/10.3390/pr13010094
29. Zhunusbekova, G., Suimbayeva, A., Imashev, A., Kazakov, A., & Asan, S. (2022). Analyzing strength criteria for assessing mine working stability. *Trudy Universytetaa, 3*, 159–165. https://doi.org/10.52209/1609-1825_2022_3_159
30. Li, G.X., Wang, H.L., Peng, J., Wang, L.F., & Dai, B.B. (2024). Strength model of anisotropic rocks based on Hoek-Brown criterion. *Rock and Soil Mechanics, 44*(12), 5. https://doi.org/10.16285/j.rsm.2023.5538
31. Krukovskyi, A. P. (2011). Моделювання зміни напружено-деформованого стану приконтурного масиву при відході забою гірничої виробки. *Проблеми обчислювальної механіки і міцності конструкцій,* (17), 175–181.
32. Babets, D., Sdvyzhkova, O., Shashenko, O., Kravchenko, K., & Cabana, E.C. (2019). Implementation of probabilistic approach to rock mass strength estimation while excavating through fault zones. *Mining of Mineral Deposits, 13*(4), 72–83. https://doi.org/10.33271/mining13.04.072
33. Wu, Y., He, S., Fu, Y., Li, J., Zhou, P., & Sun, Z. (2025). Experimental study on the failure evolution of surrounding rock and the response of bolt support under multiple impact loads in mine roadways. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 1–19. https://doi.org/10.1007/s00603-024-04345-z
34. Małkowski, P., & Niedbalski, Z. (2020). A comprehensive geomechanical method for the assessment of rockburst hazards in underground mining. *International Journal of Mining Science and Technology, 30*(3), 345–355. https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2020.04.009
35. Назаренко, В.О., Бруй, Г. В., Кучин, О.С., Криворучко, А.О., & Іськов, С.С. (2024). Маркшейдерський моніторинг стану гірничих виробок в умовах розробки зближених вугільних пластів як важливий елемент забезпечення безпеки праці та захисту шахтарів. *Технічна інженерія*, (2(94), 258–267. https://doi.org/10.26642/ten-2024-2(94)-258-267
36. de Beer, W., William, R., Prahastudhi, S., & Braim, M. (2024). Rock mass seismic response to mining. *MassMin 2024: Proceedings of the International Conference & Exhibition on Mass Mining*, 1034–1044. https://doi.org/10.36487/acg_repo/2435_g-15
37. Liu, S., He, D., Jia, H., Fu, M., & Hou, B. (2022). Anchoring eccentricity features and rectifying devices for resin grouted bolt/cable bolt. *International Journal of Mining Science and Technology, 32*(5), 1059–1073. https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2022.08.006
38. Hoek, E., & Brown, E.T. (2019). The Hoek-Brown failure criterion and GSI-2018 edition. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 11*(3), 445–463. https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2018.08.001
39. Vallejos, J.A., & Díaz, L. (2020). A new criterion for numerical modelling of hangingwall overbreak in open stopes. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 1–23. https://doi.org/10.1007/s00603-020-02179-z
40. Bondarenko, V., Hardygora, M., Symanovych, H., Sotskov, V., & Snihur, V. (2016). Numerical Methods of Geomechanics Tasks Solution During Coal Deposits' Development. *Mining of Mineral Deposits, 10*(3), 1–12. https://doi.org/10.15407/mining10.03.001

ABSTRACT

Purpose. Determination of the mechanism governing the formation of the stress-strain state of a rock mass during the merging of the cross-section of an active mine working with a stope face area, achieved by reducing the pillar between them within the plane of a thin coal seam.

The methods. The mechanism governing the formation of the stress-strain state of the rock mass was investigated using mathematical modeling of geomechanically processes in the stratified rock mass of coal deposits and the finite element method (FEM), both of which account for the full range of geomechanical and mining-technical factors.

Findings. The study identified the technical aspects of establishing safety conditions within the combined zone to facilitate the operation of the mechanized system's kinematics and its movement across the plane. It confirmed the presence of stress-relief and stress-concentration zones within the rock mass—with magnitudes remaining within permissible limits-and highlighted a specific area characterized by rock caving without bridging over a significant span on the goaf side. A specific zone has been identified where rock collapse occurs over a large area on the side of the goaf without bridging. This aspect is critical when the dynamic abutment pressure zone of the longwall overlaps with the stationary abutment zone of a pre-existing man-made void in the longwall's path, as stress concentrations there may exceed the rock's failure threshold.

The originality. A directly proportional relationship has been established between the increase in normal stresses in the abutment zone-as well as their intensity-and the distance from the working face to a man-made void in the path of the advancing longwall; additionally, an inversely proportional relationship was found between the rate of change in the intensity of geomechanically phenomena in the rock mass surrounding the excavation and the distance between the longwall and the roadway during the superposition of their respective abutment pressure zones.

Practical implementation. Technological solutions have been developed to counteract strata pressure in the flank roadway transition zone, enabling the effective operation of a high-productivity mechanized longwall system without the need for assembly and disassembly operations. It is recommended to implement a support system within the disturbed zone that provides the necessary yield ability and load-bearing capacity to ensure safe mining operations.

Keywords: *traversing a technogenic zone, mathematical modeling of geomechanically processes, intensity, dependency, technological solutions.*

дата першого надходження статті до видання	07.07.2026
дата прийняття до друку статті після рецензування	10.08.2026
дата публікації (оприлюднення)	30.09.2026

© 2026. O. Kuzmenko
Published by the Dnipro University of Technology on behalf of Collection of Research Papers of the National Mining University. ISSN 2521-6635 (Online) | ISSN 2071-1859 (Print). This is an Open Access article distributed under the terms of the Creative Commons Attribution License (http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/), which permits unrestricted reuse, distribution, and reproduction in any medium, provided the original work is properly cited.