Розділ 2. Прогнозування і управління станом гірничого масиву

УДК 622.8: 614.8

https://doi.org/10.37101/ftpgv25.01.004

ДОСЛІДЖЕННЯ ГЕОМЕХАНІЧНИХ ПРОЦЕСІВ, ЩО СУПРОВОДЖУЮТЬ ПЕРЕХІД ГЕОЛОГІЧНОГО ПОРУШЕННЯ ПІДГОТОВЧИМ ВИБОЄМ

Л.М. Захарова¹, В.В. Назимко¹, А.В. Мерзлікін^{2*}

¹Відділення фізики гірничих процесів Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова Національної академії наук України, м. Дніпро, Україна ²ДВНЗ «Донецький національний технічний університет», м. Луцьк, Україна *Відповідальний автор: e-mail: artem.merzlikin@donntu.edu.ua

RESEARCH OF GEOMECHANICAL PROCESSES ACCOMPANYING THE TRANSITION OF A GEOLOGICAL FAULT TO A PREPARATORY ROADWAY FACE

L.M. Zakharova¹, V.V. Nazymko¹, A.V. Merzlikin^{2*}

¹Branch for Physics of Mining Processes of the M.S. Poliakov Institute of Geotechnical Mechanics of the National Academy of Sciences of Ukraine, Dnipro, Ukraine

²Donetsk National Technical University, Lutsk, Ukraine

*Corresponding author: e-mail: artem.merzlikin@donntu.edu.ua

ABSTRACT

The purpose of the research was to clarify the geomechanics of displacements around the preparatory work, the destruction of the surrounding mass, and the dynamics of the load on the frame mount during the transition of a geological fault. At the same time, the method of computer modeling in a three-dimensional setting (FLAC3D platform) was used, taking into account the time of the irreversible processes of shifting of the rocks mass and their external deformation.

Findings. Further development of the solution to the problem of the transition of a geological fault was achieved, taking into account the best achievements and achievements of domestic and foreign researchers. At the same time, the frame fastening was modeled in the form of clear frames, which were installed 1 m apart. In addition, the task was done in the mode of large deformations, when the positions of the nodes of the calculated finite-difference scheme were adjusted taking into account the obtained displacements and deformations of the rock mass. This approach significantly increases the reliability of modeling results when the transition of rocks through the strength limit is taken into account. Even more important is the direct consideration of the time of geomechanical processes, when the dynamic effects that arise in the process of displacements and especially the

destruction of the host rocks are automatically modeled, and the time, and therefore the speed of advance of the preparatory works, is taken into account.

Originality. For the first time, it has been proven that the stresses around the cross-section of the mine in the zone of geological fault decrease, and the irreversible displacements, the size of the destroyed rocks and the load on the frame mount in the zone of geological fault increase several times in comparison with the areas where the mine has passed through an intact mass.

In an intact rock mass, the failure zone develops relatively uniformly both on the sides of the working, and in the roof and sole with some preference in the sole of the working. In the area of geological fault, the priority growth of the size of the destruction zone is noted in the side walls of the working under the conditions when the rate of penetration of the working remains constant. In the case of a forced stoppage of drilling at the very beginning of entering a geological fault, the destruction may not develop in the side walls only, but also in the roof and sole.

Practical implications. At the transition area of a geological fault with an amplitude of more than 5 m and the orientation of the work normal to the line of extension of the rupture, the approach of the work to the fault from the lying side, with an angle of its fall close to 45 degrees, it is advisable to apply a multi-link frame fastening with a flexibility node in the crypt part frames At the same time, it is necessary to use a combined frame-anchor fastening with long rope anchors, and their effectiveness will be significantly increased if their previous tension is applied.

Keywords: deformations, stresses, transition of a geological fault, roadway face

1. ВСТУП

Геологічні порушення притаманні українським родовищам кам'яного вугілля, руд та інших корисних копалин. Середня щільність малоамплітудних порушень вугільних родовищ Західного Донбасу становить 2-3 розриви на гектар, а крупноамплітудні диз'юнктиви зустрічаються практично на всіх вугільних шахтах, розділяючи виїмкові поля на окремі блоки. У процесі розробки таких родовищ виникає потреба переходу вказаних порушень підготовчими виробками, що супроводжується погіршенням стійкості виробок, негативними проявами гірського тиску і створює серйозні проблеми з дотриманням безпеки прохідницьких робіт, а також забезпеченням стійкості виробок у зоні впливу порушень.

Перехід порушень підготовчими виробками є загальносвітовою проблемою, з якою регулярно стикаються експлуатаційники вугільних шахт Китаю, США, Австралії, й інших держав з розвинутою видобувною та рудними промисловостями. Наприклад, компанія Stillwater Mining, яка є єдиним американським виробником платинової групи руд і найбільшим видобувним рудником, який можна зустріти за межами Південної Африки й росії, зіткнулась з проблемою переходу паралельними підготовчими виробками масивного геологічного порушення у вигляді інтрузивної дайки. Довжина підготовчих виробок становила 8125 м, причому основним видом кріплення були сталеполімерні анкери. Проте у зоні порушення виникали обвалення покрівлі, пустоти від яких доводилось заповнювати поліуретановими смолами і застосовувати додаткове кріплення у вигляді випереджаючих довгих анкерів та сталевих аркових рам [1].

Китайські спеціалісти вважають, що у зоні впливу геологічних порушень доцільно застосовувати анкери з підвищеною міцністю на зріз, оскільки саме у таких зонах виникають несиметричні навантаження покрівлі підготовчих виробок [2].

Експериментальні шахтні дослідження [3] показали, що у зонах геологічних порушень відмічаються підвищені горизонтальні напруження, що приводять до обвалів покрівлі, та здимання підошви підготовчих виробок у вигляді випуклих складок. Щоб забезпечити відносну стійкість слабких уміщуючих порід, застосували комбінацію сталевополімерних анкерів, сітчасту затяжку, рамне аркове кріплення, міжрамні стяжки, набризк-бетонування, а також на особливо проблемних ділянках – тросові довгі анкери. Навіть за таких умов конвергенція бокових стінок виробки на глибині розташування у 850 м досягла 208 мм, а конвергенція покрівлі і підошви 448 мм протягом перших 175 діб інструментальних спостережень. Незважаючи на оптимізм публікації, темпи зрушень на контурі виробки залишись суттєвими, і тому треба зробити висновок про негативну перспективу у вирішенні проблеми забезпечення довготривалої стійкості підготовчої виробки.

Автори публікації [4] також застосували канатні анкери під час переходу підготовчою виробкою геологічного порушення для стабілізації негативних процесів необоротних зрушень уміщуючих порід під впливом гірничих робіт у зоні порушення.

Варто підкреслити, що стійкість виробки визначається не тільки у процесі її взаємодії з геологічним порушенням, але й поведінкою самого порушення, яка може суттєво залежати від зовнішніх факторів, наприклад, під час нагнітання вуглекислого газу [5].

Проблема забезпечення стійкості підготовчих виробок у зоні впливу геологічних порушень погіршується ще й додатковим виділенням вибухонебезпечного метану [6]. Автори встановили за допомогою COMSOL Multiphysics numerical software, що механічні напруження масиву гірських порід і газового тиску підсумовуються у зоні переходу геологічного порушення і за умов, коли сумарна енергія комбінованого (тобто механічного й газового) тиску перевищує поверхневу енергію уміщуючих порід, відбувається раптовий викид вугілля й газу.

Перехід геологічного порушення підготовчими виробками моделювався багатьма дослідниками. Проводились дослідження [7] за допомогою пакету FLAC3D закономірностей руйнування порід навколо підготовчої виробки під час перетину похилого вугільного пласта, який мав меншу міцність за міцність уміщуючих порід. Така ситуація аналогічна тій, що створюється під час переходу малоамплітудного геологічного порушення.

Автори виконали моделювання перерозподілу напружень і необоротних зрушень навколо виробки прямокутного перерізу, що перетинала вугільний пласт, який можна розглядати як геологічне порушення. Моделювання здійснювалось для глибини, що відповідала вертикальній компоненті 14 МПа, тобто глибина розробки становила 520 м. Проте одна горизонтальна компонента приймалась 12 МПа, а друга 24 МПа, що дало змогу змоделювати аномально великі горизонтальні напруження в одному з напрямків. Розрахункова схема наведена на рисунку 1.

Підготовча виробка підсікала вугільний пласт з його лежачого боку, коли слабкий вугільний пласт опинявся спочатку у покрівлі виробки, а потім у пласт переміщувалась підошва. Під час моделювання за допомогою пакету FLAC3D автори досліджували вплив кута орієнтації максимальної горизонтальної компоненти нормального напруження відносно поздовжньої осі виробки. Міцність порід моделювали за допомогою моделі Кулона Мора.

Автори встановили, що розподіл напружень і зони руйнування порід симетричні у випадках, коли максимальна компонента напружень паралельна або перпендикулярна до осі виробки. Максимум розмірів зони позамежного стану навколо виробки спостерігався на ділянці переходу вугільного пласта, що також очевидно, оскільки міцність вугільного пласта менша за міцність оточуючих порід.



Рисунок 1. Числова модель: (а) геометрична модель та граничні умови; (б) етапи перетину вугільного пласта гірничою виробкою [7]

Автори рекомендують посилювати вугільний пласт на ділянці переходу, й намагатись не орієнтувати вісь виробки до лінії зустрічі з пластом під гострим кутом, оскільки це призводить до а) несиметричного розвитку зони руйнування навколо виробки і б) розмір зони руйнування збільшується. Такі висновки взагалі очевидні й без моделювання. Зауважимо, що автори не дослідили вплив порушення на величину навантаження кріплення виробки, хоча цей фактор є важливим.

Найбільш просунутим є рішення Шашенко О.М та ін. [8]. Автори, методом скінчених елементів, дослідили еволюцію напружено-деформованого стану порід навколо виробки під час переходу скиду. Нажаль, глибина закладення виробки була малою (225 м) і навіть за умов слабких порід величина критерію стійкості проф. Заславського не перевищувала 0,33, що є умовою задовільної стійкості виробки. Інструментальні спостереження підтвердили відсутність проблем з забезпеченням стійкості виробки без застосування будь-яких додаткових заходів. Проте результати моделювання мають значний інтерес, оскільки досвід рішення таких задач дуже обмежений. Суттєвою перевагою результатів досліджень [8] і його співавторів є те, що була вирішена спільна задача деформування оточуючих виробку порід й рамного кріплення, яке найпоширеніше в українських вугільних шахтах. Проте були допущені деякі спрощення під час виконання досліджень Так на сторінці 153 вказується, що під час моделювання навантаження на рамне кріплення прикладалось як рівномірне, хоча у реальних умовах розподіл навантаження на раму зазвичай нерівномірний, що обумовлено складним нелінійним механізмом взаємодії рами з оточуючими породами.

Вказано, що піддатливість замку з'єднання арочного елемента й стояку моделювалось пружним елементом, хоча на рисинку 4.16 показаний елемент у вигляді напустку. Відомо, що напусток працює спочатку у пружному режимі, коли навантаження або опір рами зростає, а потім по досягненню межі несучої спроможності замка він деформується пластично. Опір замка після цього або стає постійним, або збільшується з набагато меншою швидкістю, у порівнянні з пружним режимом.

Фактично під час моделювання переходу порушення рамне кріплення враховувалось не застосуванням реальних рам, а імітацією їх опору у вигляді «розподіленого навантаження уздовж перерізу виробки» (сторінка 137).

Важливо, що як китайські, так і українські дослідники змоделювали перехід порушення у динаміці, пересуваючи прохідницький вибій елементарними заходками. Це підвищує достовірність результатів моделювання, що особливо важливо під час необоротних зрушень оточуючого масиву, а отже результати моделювань є цінним підгрунтям для виконання подальшого дослідження складної геомеханіки переходу геологічного порушення підготовчою виробкою у тривимірній постановці, яке й є метою даної статті.

Авторами здійснено подальший розвиток рішення задачі про перехід геологічного порушення з урахуванням кращих здобутків й напрацювань вітчизняних й закордонних дослідників. Для цього рамне кріплення на відміну від відомих рішень моделювалось у вигляді явних рам, що встановлювались через 1 м одна від одної. Крім того задача виконувалась у режимі великих деформацій, коли положення вузлів розрахункової скінчено-різницевої схеми корегувались з урахуванням отриманих зміщень і деформацій масиву гірських порід. Цей підхід суттєво збільшує достовірність результатів моделювання, коли враховується перехід порід через межу міцності. Ще більш важливим є пряме врахування часу протікання геомеханічних процесів, коли автоматично моделюються динамічні ефекти, шо виникають у процесі зрушень і особливо руйнувань уміщуючих порід, та враховується час, а отже швидкість посування підготовчих виробок.

2. МЕТОДОЛОГІЯ ДОСЛІДЖЕНЬ

Перехід порушення в умовах вугільних шахт Павлоградвугілля моделювався на глибині 500 м, де співвідношення діючих вертикальних напружень до середньої міцності оточуючих порід є більшим за критичний рівень 0,33. Отже в цих умовах навколо виробки повинні створюватись зони необоротних деформацій й руйнації масиву навіть за межами геологічних порушень. Виробка аркової форми мала висоту 3,8 м і ширину 5 м у чорні. Розміри розрахункової схеми були такі: ширина 60 м, висота 58 м, глибина 32 м (рис. 2). На бокових стінках моделі були заборонені будь-які переміщення по нормалі, днище моделі закріплювалось повністю, а до верхньої грані моделі прикладене навантаження від порідної товщі, що залягала вище.



Рисунок 2. Розрахункова схема

Виробка закріплена рамами зі спецпрофілю СВП27. Рами моделювались з наступними механічними параметрами: модуль пружності сталі приймався $2x10^{11}$ Па, коефіцієнт Пуассона=0.30, площа перерізу профілю $34x10^{-4}$ м², моменти інерції $M_x=1400x10^{-8}$ м⁴, $M_y=731x10^{-8}$ м⁴ Критичний момент, після досягнення якого профіль пластично деформується =1,47x10⁴ Нм.

Заходки здійснювались на глибину 1 м. Рамне кріплення встановлювали з відставанням 1 м від прохідницького вибою. Отже, усього здійснено 32 заходки. Отримані після кожної заходки результати моделювання (напруження, деформації, прискорення, швидкості й зміщення порід, ідентифіковані зони, що були зруйновані і перейшли за межу міцності, причини руйнування, величини розпушення та ущільнення порід і ряд інших параметрів) зберігались у окремих 32 файлах, а результати моделювання на попередній заходці використовувались у якості початкового стану системи, що забезпечило достовірність результатів моделювання й відображення реальної послідовності геомеханічних станів системи і фізичних подій.

Кут падіння порушення становив 47 градусів, а потужність його наповнювача склала 5 м. Отже, довжина переходу порушення з урахуванням його кута падіння становила 10 м, або з 12 м по 22 м уздовж напрямку посування прохідницького вибою.

На рисунку 3 синім кольором показане порушення у розрізі (тут і далі для наочності будуть наводитись розрізи уздовж виробки).



Рисунок 3. Вид геологічного порушення у розрізі уздовж осі виробки

Спочатку задавали геостатичний розподіл напружень: вертикальна компонента становила 12,5 МПА, дві горизонтальні 6,75 МПа. Механічні властивості оточуючих порід приймались згідно монографії [8] та ін. такими: об'ємний модуль деформації 8х10⁹ Па, модуль зсуву 4х10⁹ Па, зчеплення порід покрівлі й підошви приймалось у масиві 13.2 МПа й 10,2 МПа у межах перерізу виробки. Кут внутрішнього тертя 35 градусів для покрівлі й підошви, 30 градусів у межах перерізу виробки. Межа порід покрівлі на розтягнення 2 МПа, кут дилатансії 7 градусів. Породи, які попадали у переріз виробки мали межу міцності на розтягнення 1,7 МПа. Модель Мора-Кулона застосовувалась для визначення моменту переходу породи у позамежний стан.

Одночасно з задачею деформування масиву, кріплення й виробки вирішувалась супутня задача фільтрації метану у виробки з оточуючого масиву, оскільки зі зростанням глибини розробки газоносність порід збільшується. Проникність порід приймалась $2x10^{-13}$ м², поруватість порід 3%. Проникність вугільного пласта становила $2x10^{-13}$ м². Тиск метану у глибині масиву приймався 4 МПа. Результати рішення спряженої задачі є предметом окремої публікації.

Спочатку була вирішена задача деформування виробки за межами геологічного порушення. Задача використовувалась як тестова, щоб потім порівнювати результати моделювання під час переходу порушення. Вісь Z орієнтована уверх проти сили тяжіння. Вісь Y направлена у глибину розрахункової області, й співпадає з напрямком проходки виробки. Вісь X направлена від центра виробки у бік.

Усі задачі вирішувались так, щоб коректно врахувати початкові умови моделювання. Так на першому етапі моделювався вихідний напружений стан розрахункової схеми. Оскільки FLAC3D прямо й безпосередньо враховує час протікання процесів, що моделюються, необхідно дати деякий час, щоб встановити рівноважний напружений стан. Будь-яке збурення масиву, наприклад, навіть здійснення заходки на 1 м порушує статичний стан і у оточуючому масиві виникають небалансовані внутрішні сили, які викликають прискорення зрушень порід у порожнину виробки. Особливо чутливим до розбалансування сил є масив, частина якого перейшла у позамежний стан. З часом дисбаланс зменшується, а швидкість зрушень згасає, як це буває у реальності.

На рисунку 4 показано графік зменшення сил дисбалансу під час створення вихідного початкового пружно-деформованого стану масиву гірських порід, який був до початку проведення виробки.



Рисунок 4. Графік дисбалансу внутрішніх сил у моделі під час досягнення геостатичного рівня напружень, а також розподіл осідань моделі під дією тяжіння

На вертикальній осі вказана сума незбалансованих сил у вузлах розрахункової сітки. На горизонтальній осі – час у циклах. Розрахунки завершуються по досягненню допустимої похибки, яка у даному випадку складала 10⁻⁵, або 0,001%. У даній задачі геостатичний пружний стан масиву досягнуто приблизно протягом 8000 циклів перерахунку прискорень і сил, що діють у вузлах кінцево-різницевої сітки.

У результаті було досягнуто геостатичний стан масиву порід з задовільною точністю. Як бачимо з рис. 4, 60-метрова товща масиву гірських порід осіла на 1,236 м під дією власної ваги й порід, які залягають вище. Осідання рівномірно розподілені, а величина компонент нормальних напружень відповідає заданим раніше з задовільною точністю. Перед початком проходки підготовчої виробки досягнуті зрушення зануляються, що дозволяє визначити зрушення на контурі виробки під час її проходки у чистому вигляді.

3. РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕНЬ

Проходка підготовчої виробки здійснювалась у напрямку від початку системи координат уздовж осі Ү. Швидкість проходки становила 250 м/міс і калібрувалась згідно результатів шахтних інструментальних спостережень за конвергенцією порід на контурі виробки. Так протягом півроку після проведення виробки на глибині 500 м здимання підошви виробки згідно інструментальним спостереженням досягало 0,5 м.

Згідно моделювання по мірі поглиблення вибою у масив гірських порід навколо її порожнини відбувався перерозподіл напружень.

На рисунку 5 наведено розподіл вертикальної компоненти відразу під час проходки підготовчої виробки. В цілому перерозподіл вертикальної компоненти нормальних напружень навколо виробки добре узгоджується з відомими закономірностями, що свідчить про достовірність результатів моделювання. У бокових стінках виробки спостерігається підвищення напруження, причому максимальний коефіцієнт їх концентрації дорівнює 2,5 і приурочений до кутової частини бокової стінки, що примикає до підошви виробки. Під і над перерізом виробки створюються розвантажені від гірського тиску зони, причому глибина помітного розвантаження у підошву складає приблизно пів ширини виробки, а у покрівлю значне розвантаження розповсюджується майже на 1,5 діаметру перерізу виробки учорні. Це закономірно, оскільки у покрівлі напрямок додаткових зрушень, обумовлених проходкою виробки співпадає з силою тяжіння, а у підошві вони мають протилежний напрямок.



Рисунок 5. Розподіл вертикальної компоненти нормальних напружень і зрушень навколо виробки

Натомість співвідношення зміщень покрівлі й підошви протилежне. Це обумовлено перш за все формою перерізу виробки. У покрівлі аркова форма сприяє збереженню міцності порід і не дозволяє розвиватись процесу руйнування. Плоска підошва виробки, а також прямі кути її спряження з боковими стінками породжують причини, з яких здимання порід підошви випереджає осідання покрівлі.

На рисунку 6 ілюструється еволюція зруйнованих зон навколо вибою під час проходки підготовчої виробки. На перших двох фрагментах показано вид вибою від спостерігача, що стоїть збоку на відстані 15 м від нього. На третьому фрагменті наведено вид збоку, а напрямок посування вибою вказаний стрілкою.



Рисунок 6. Розподіл руйнувань навколо прохідницького вибою

Помітно, що безпосередньо після виїмки заходки виконавчим органом прохідницького комбайну руйнуються породи у центрі вибою від розтягнення, яке відбувається під дією розвантаження вибою від напруження. Починається руйнування у безпосередній підошві виробки, яка здимається у її порожнину. Поступово руйнування охоплює середину прохідницького вибою у результаті віджиму порід або вугільного пласта, й поглиблюється у підошві виробки. Через деякий час з деяким відставанням руйнування охоплює склепову частину покрівлі виробки.

Інтенсивне деформування порід підошви й особливо її верхнього шару сприяє накопиченню здимання порід підошви, яке через пів року сягає величини 0,42 м (рисунок 7), що добре узгоджується з результатами шахтних інструментальних спостережень. Осідання покрівлі і зближення бокових стінок виробки протягом цього періоду знаходиться у межах 0,1 м. Причому бокові стінки найбільше віджимаються у порожнину виробки у нижній частині перерізу виробки, що створює негативні умови для вигинів стояків рамного кріплення і переходу їх у пластичний стан.

Найбільш інтенсивно відбуваються деформування порід підошви виробки. У меншій мірі, але помітно, деформуються й породи покрівлі. Проте і там і там відбувається розпушення порід і збільшення їх об'єму (правий фрагмент рисунку). Найменш інтенсивно деформується защемлений куток масиву між підошвою і боковою стінкою виробки. Співвідношення між інтенсивністю вказаних деформацій визначається як 2,6:0,5:1,5. Причому деформування покрівлі і підошви з часом зростає, а бокової стінки згасає.



Рисунок 7. Стан перерізу виробки пів року після її проходки

Максимум розпушення оточуючого масиву спостерігається у підошві виробки, тоді як бокові стінки демонструють деякі додаткові деформації зменшення початкового об'єму, особливо у кутковій зоні, де спостерігалась найбільша концентрація вертикальної компоненти нормальних напружень.

Отже, з часом, навколо перерізу виробки створюється зона непружних деформацій, розміри якої становлять 1,2-1,5 м у покрівлі і підошви виробки й 0,5 м у бокових стінках. Породи вибою переходять у позамежний стан під дією критичних деформацій розтягнення. Бокові стінки віджимаються у результаті критичних деформацій розтягнення й зсуву.

Така поведінка уміщуючих порід добре узгоджується з результатами натурних спостережень у реальних виробках під час їх проходки на глибині 450-500 м. Це свідчить про достовірність отриманого напруженодеформованого стану навколо прохідницької виробки й його еволюції з часом її експлуатації. Отже, розроблену модель можна застосувати для дослідження поведінки виробки під час переходу геологічного порушення.

4. ВИСНОВКИ

Виконані дослідження дозволили встановити нові закономірності розвитку зруйнованих порід навколо підготовчої виробки під час переходу геологічного порушення.

Показано, що на ділянці пересічення геологічного порушення підготовчою виробкою напружений стан масиву навколо неї суттєво (у 1,3-1,5 рази) знижується, а розмір зруйнованих порід збільшується у порівнянні з ділянкою, яка розташована у недоторканому масиві. Перед входом виробки у зону геологічного порушення й на виході з неї концентрація напружень збільшується у 1,1-1,3 рази у порівнянні з тою, що була навколо виробки, розташованої у недоторканому масиві. Максимум концентрації вертикальної компоненти напружень у кутовій нижній частині стінок виробки збільшується з 2,5 до 3, а горизонтальна компонента напружень збільшується у склеповій частині виробки у 2,5 рази. Ступінь зростання напружень більша перед входом підготовчої виробки у зону порушення, ніж на виході з цієї зони.

Навантаження на рамне кріплення у зоні геологічного порушення збільшується у кілька разів у порівнянні з ділянками, де виробка пройдена у недоторканому масиві.

У недоторканому масиві гірських порід зона руйнування розвивається відносно рівномірно як у боки виробки, так і у покрівлю та підошву з деякою перевагою у підошву виробки. На ділянці геологічного порушення ж пріоритетне зростання розмірів зони руйнування відмічається у бокових стінках виробки за умов, коли темпи проходки виробки зберігаються постійними. У випадку вимушеної зупинки проходки на самому початку входу в геологічне порушення руйнування може розвинутись не тільки у бокові стінки, але й у покрівлю та підошву.

Доцільно на ділянці переходу геологічного порушення застосувати багатоланкове рамне кріплення з вузлом піддатливості у склеповій частині рам. Одночасно треба погодитись з попередніми спеціалістами, які слушно і майже одностайно пропонують застосовувати комбіноване рамно-анкерне кріплення на ділянках переходу геологічних порушень. Додамо, що найбільш ефективними будуть канатні довгі (4-6 м) анкери, причому їх ефективність буде суттєво підвищуватись, якщо застосувати попередній натяг канатів на 50-100 кН [9]. Даний висновок справедливий за умов, коли амплітуда порушення становить 5 м, вісь виробки орієнтована по нормалі до лінії простягання геологічного порушення і наближається виробка до порушення зі сторони лежачого боку, а кут його падіння становить близько 45 градусів.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Johnson, J., Jacobs, C., Ferster, M., & Tadolini, S. (2017). Void fill and support techniques to stabilize drift excavated through a transition zone mined by a TBM at the Stillwater mine. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(1), 71-76. https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2016.11.007

2. Li, H., Lin, B., Hong, Y., Gao, Y., Yang, W., Liu, T., Wang, R., & Huang, Z. (2017). Effects of in-situ stress on the stability of a roadway excavated through a coal seam. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(6), 917-927. https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.06.013

3. Liu, Q., Wang, E., Kong, X., Li, Q., Hu, S., & Li, D. (2018). Numerical simulation on the coupling law of stress and gas pressure in the uncovering tectonic coal by crosscut. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 103, 33-42. https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.01.018

4. Vilarrasa, V., Makhnenko, R., & Gheibi, S. (2016). Geomechanical analysis of the

influence of CO2 injection location on fault stability. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(6), 805-818. https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2016.06.006

5. Wang, H., Jiang, Y., Xue, S., Mao, L., Lin, Z., Deng, D., & Zhang, D. (2016). Influence of fault slip on mining-induced pressure and optimization of roadway support design in fault-influenced zone. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(5), 660-671. https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2016.03.005

6. Yang, K., Xie, G., & Tan, G. (2011). Experimental investigation on behaviors of bolt-supported rock strata surrounding an entry in large dip coal seam. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 445-449.

https://doi.org/10.3724/SP.J.1235.2011.00445

7. Yu, W., Wang, W., Chen, X., & Du, S. (2015). Field investigations of high stress soft surrounding rocks and deformation control. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 7(4), 421-433. https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.03.014

8. Шашенко, А. Н., Садовенко, И. А., Сдвижкова, Е. А., Гапеев, С. Н., & Солодянкин, А. В. (2017). Переход Богдановского сброса: обоснование, технология, мониторинг, результат. ЛізуновПрес.

9. Захарова, Л.М., & Гріньов, В.Г. (2017). Основи забезпечення стійкості підготовчих виробок в умовах необоротного деформування масиву гірських порід. Уголь Украины, 3-11.

REFERENCES

1. Johnson, J., Jacobs, C., Ferster, M., & Tadolini, S. (2017). Void fill and support techniques to stabilize drift excavated through a transition zone mined by a TBM at the Stillwater mine. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(1), 71-76. https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2016.11.007

2. Li, H., Lin, B., Hong, Y., Gao, Y., Yang, W., Liu, T., Wang, R., & Huang, Z. (2017). Effects of in-situ stress on the stability of a roadway excavated through a coal seam. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(6), 917-927. https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.06.013

3. Liu, Q., Wang, E., Kong, X., Li, Q., Hu, S., & Li, D. (2018). Numerical simulation on the coupling law of stress and gas pressure in the uncovering tectonic coal by crosscut. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 103, 33-42. https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.01.018

4. Vilarrasa, V., Makhnenko, R., & Gheibi, S. (2016). Geomechanical analysis of the influence of CO2 injection location on fault stability. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(6), 805-818. https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2016.06.006

5. Wang, H., Jiang, Y., Xue, S., Mao, L., Lin, Z., Deng, D., & Zhang, D. (2016). Influence of fault slip on mining-induced pressure and optimization of roadway support design in fault-influenced zone. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(5), 660-671. https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2016.03.005

6. Yang, K., Xie, G., & Tan, G. (2011). Experimental investigation on behaviors of bolt-supported rock strata surrounding an entry in large dip coal seam. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 445-449.

https://doi.org/10.3724/SP.J.1235.2011.00445

7. Yu, W., Wang, W., Chen, X., & Du, S. (2015). Field investigations of high stress soft surrounding rocks and deformation control. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 7(4), 421-433. https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.03.014

8. Shashenko, A.N., Sadovenko, Y.A., Sdvyzhkova, O.A., Hapeev, S.N., & Solodiankyn, A.V. (2017). *Perekhod Bohdanovskoho sbrosa: obosnovanie, tekhnolohyia, monitorinh, rezultat.* LizunovPres.

9. Zakharova, L.M., & Hrinov, V.G. (2017). Osnovy zabezpechennia stiikosti pidhotovchykh vyrobok v umovakh neoborotnoho deformuvannia masyvu hirskykh porid. *Uhol Ukrayny*, 3-11.

ABSTRACT (IN UKRAINIAN)

Мета досліджень полягала в уточненні геомеханіки зрушень навколо підготовчої виробки, руйнувань оточуючого масиву й динаміки навантаження на рамне кріплення при переході геологічного порушення. При цьому використовувався метод комп'ютерного моделювання у тривимірній постановці (платформа FLAC3D) й враховувався час протікання необоротних процесів зрушення масиву гірських порід та позамежне їх деформування.

Результати дослідження. Вирішена задача дослідження перерозподілу напружень навколо підготовчої виробки й навантаження на її рамне кріплення під час переходу геологічного порушення. Задача вирішена у тривимірній постановці з урахуванням спільного опору рамного кріплення і деформування перерізу підготовчої виробки.

Наукова новизна. Вперше доведено, що напруження навколо перерізу виробки у зоні геологічного порушення зменшуються, а необоротні зрушення, розміри зруйнованих порід й навантаження на рамне кріплення збільшуються у зоні порушення. Отримані кількісні оцінки вказаних відмінностей.

Практична значимість результатів. Особливості геомеханіки переходу геологічного порушення дозволяють уточнити вимоги до параметрів кріплення підготовчих у зоні геологічного порушення.

Ключові слова: деформації, напруження, перехід геологічного порушення, прохідницький вибій

ABOUT AUTHORS

Zakharova Ludmila, Doctor Technical Sciences, Branch for Physics of Mining Processes of the M.S. Poliakov Institute of Geotechnical Mechanics of the National Academy of Sciences of Ukraine, 15 Simferopolskaya Street, Dnipro, Ukraine, 49005. E-mail: mila2017ma@gmail.com

Nazimko Victor, Doctor Technical Sciences, Branch for Physics of Mining Processes of the M.S. Poliakov Institute of Geotechnical Mechanics of the National Academy of Sciences of Ukraine, 15 Simferopolskaya Street, Dnipro, Ukraine, 49005.

Merzlikin Artem, Candidate of Technical Sciences (Ph. D.), Public Higher Education Institution Donetsk National Technical University, 56 Potebni Street., Lutsk, Ukraine, 43003. e-mail: artem.merzlikin@donntu.edu.ua