

А.О. Остапчук, аспірант

О.О. Фролов, д.т.н., проф.

Національний технічний університет України

«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

## Геомеханічне обґрунтування стійкості гірського масиву при підземному видобутку вапняку в бортах кар'єру

*Представлено результати чисельного моделювання поведінки борту кар'єру під час виймання прибортових запасів вапняку в програмному комплексі PLAXIS 3D.*

*Зауважено, що за допомогою методів чисельного моделювання можна виконати геомеханічну оцінку стійкості бортів кар'єру з урахуванням їх геометрії, фізико-механічних властивостей гірського масиву та технологічних параметрів системи розробки. Аналіз методів оцінки напружено-деформованого стану гірського масиву під час розробки родовищ корисних копалин та методів прогнозу стійкості бортів кар'єрів показав, що найбільш прийнятним методом чисельного моделювання є метод окремих (дискретних) елементів, який, зокрема, реалізовано в PLAXIS 3D з використанням критерію міцності Кулона – Мора.*

*Встановлено можливість виймання прибортових запасів неперекристалізованих вапняків Гуменецького родовища шнековою гірничо-видобувною системою, яка забезпечує високу стабільність пройдених гірничих виробок та стійкість підробленого борту кар'єру.*

*Чисельне моделювання поведінки гірського масиву в борту кар'єра під час та після виймання вапняку видобувним гірничим комплексом зі шнековим виконавчим органом діаметром 2,0 м на глибину 40 м показало, що, за відстані між виробками від 2,5 до 0,5 м, чисельні значення вертикальних осідань поверхні є незначними і змінюються в межах від 0,0295 до 0,0544 мм відповідно, тобто перевищення критично-припустимого значення осідання поверхні в 15 мм не зафіксовано.*

*За результатами чисельного моделювання побудовано графічну залежність зміни значень вертикальних осідань поверхні гірського масиву від відстані між виробками в борту кар'єра та встановлена відповідна аналітична залежність.*

**Ключові слова:** прибортові запаси; неперекристалізований вапняк; кар'єр; борт; моделювання; шнековий видобувний комплекс; вертикальне осідання поверхні; гірничі виробки.

**Постановка проблеми та її зв'язок з важливими практичними завданнями.** Після відпрацювання родовищ корисних копалин у межах ліцензійної площі за граничними контурами кар'єрів залишаються значні запаси, які можна доопрацювати підземним або комбінованим способом. Однак при цьому можуть виникнути складнощі при проектуванні технології і подальшій виїмці прибортових запасів, оскільки їхнє відпрацювання безсумнівно викликає порушення стійкості бортів кар'єрів та ускладнення самих технологічних процесів, зокрема стійкості самих виробок, транспортування та виймання гірничої маси.

Аналіз родовищ корисних копалин показав, що запаси в бортах кар'єрів досягають 20–45 % прикар'єрних запасів [1]. Однак досвід розробки родовищ показує, що тільки 18 % кар'єрів розробляють прибортові запаси. Таким чином підприємства залишають значні запаси в бортах кар'єра. Тому вибір і обґрунтування технології виймання корисних копалин у бортах кар'єру та визначення параметрів систем розробки є дуже важливим завданням, що має забезпечувати ефективність та безпечність видобутку при найбільш можливій повноті вилучення корисних копалин.

Практика гірничодобувних підприємств показує, що переважно виїмка прибортових запасів здійснюється із застосуванням систем підземної розробки.

Варто зазначити, що в Україні ще немає достатнього досвіду у розробці відкритих родовищ в умовах підземних робіт. Використання наявних світових технологій розробки запасів прибортової зони в єдиному технологічному комплексі розробки корисних копалин залишаються не повністю реалізованими. У зв'язку з цим існують певні складнощі у розв'язанні геомеханічних проблем під час відпрацювання прибортових запасів кар'єрів, зокрема, у необхідності забезпечення стійкості бортів кар'єрів, що, відповідно, впливає на обмеженість відпрацювання запасів.

**Аналіз останніх досліджень і публікацій.** Виконання підземних робіт у прибортовій зоні змінює напружено деформований стан масиву, а отже, і положення найімовірнішої поверхні ковання призми обвалення. При цьому доопрацювання запасів у борту кар'єра здійснюється після постановки їх у граничне за стійкістю положення [2, 3]. Тому під час вибору технології підземного доопрацювання прибортових запасів питання забезпечення стійкості бортів набувають першочергового значення [4, 5].

Використання методів чисельного моделювання дозволяє проводити оцінку стійкості бортів кар'єра з урахуванням реальної геометрії кар'єрної виїмки, фізико-механічних властивостей породного масиву, структурних особливостей родовища і систем відробки [6].

При відкрито-підземній розробці родовищ виникає низка специфічних особливостей оцінки напруженого стану [7]. Зокрема, напружено-деформований стан опорних ціликів у зоні впливу кар'єру буде відмінним від стану аналогічних цілих поза межами зони кар'єру. Умови міцності і стійкості таких ціликів в окремих випадках будуть зовсім іншими.

Відомо, що стійкість підробленого борту кар'єра залежить не тільки від розмірів, глибини та розташування у відкосі підземних виробок. Суттєвим у цьому випадку є також напрямок розвитку фронту підземних робіт: від укосу, у бік укосу, паралельно йому чи інше.

Напружений стан підробленого борту кар'єра у дуже складній формі залежить від безлічі факторів, у тому числі від розмірів і кількості підземних виробок [8, 9].

Необхідно зауважити, що вивчення особливостей розвитку зсувних явищ та обвалення порід під час підземних розробок у бортах кар'єрів є доволі складним, особливо коли ці зони виходять на поверхню в межах діючого кар'єра. Враховуючи це, більшість вчених рекомендують здійснювати підробку укосів у напрямку від масиву. Ця схема вважається найкращою, хоча і технологічно складною, але вона не гарантує захист від деформації та обвалення укосів. Тому у всіх випадках необхідно оцінювати стійкість побудованих відкосів розрахунковими методами.

Для відробки прибортових запасів можна застосовувати як традиційні класичні підземні гірничі технології (залишення ціликів і проведення гірничих робіт [10]), так і сучасні технології безлюдного виймання корисних копалин з відкритих виробок кар'єру [11]. Кожна з цих технологій має свої переваги і недоліки. Зокрема, традиційні гірничі роботи дозволяють провидити виймання прибортових запасів від масиву до борту кар'єра, але суттєвими недоліками цього способу є низька ефективність виконання гірничих робіт, незначний коефіцієнт вилучення корисних копалин, висока небезпека праці та ін.

Гірничі комплекси безлюдного виймання є відносно безпечними в експлуатації та зазвичай економічно доцільними, але мають обмежене застосування по гірничо-технічним та технологічним умовам. Розробку гірського масиву можуть проводити лише в одному напрямку – від борту в глибину масиву. Це негативно впливає на формування напруженого стану розроблюваного борту кар'єру, що робить його поведінку менш прогнозованою. Зокрема, технологія з використанням комплексу глибокої розробки пластів (КГРП) компанії SUPERIOR HIGHWALL MINER є повністю автономною, високопродуктивною та економічною системою, що дає змогу здійснювати повністю механізовану підземну розробку шарів корисних копалин.

Комплекс HIGHWALL MINER створює отвори прямокутної форми в гірському масиві міцністю  $f = 3,8...7$  за шкалою Протода'яконова, довжина яких може досягати до 350 м [12]. Обладнання КГРП встановлюється на відкритому майданчику після проведення відкритих гірничих робіт. По мірі врізання різального органу в пласт у напрямку його падіння здійснюється вилучення запасів до меж виїмкової ділянки, але не перевищуючи технічні параметри комплексу.

Існує також система HIGHWALL зі шнековим виконавчим органом (Metec highwall mining system), яка може утворювати круглі отвори довжиною до 100 м та діаметром 0,5 м і більше. Ця система більш маневрена, але міцність гірських порід не має бути більшою за  $f = 3$ . Область її застосування обмежена умовами залягання пластів, їх параметрами і властивостями, а саме кутом падіння, тріщинуватість, наявність розломів і вигинів [1, 9].

Світовий досвід використання комплексів безлюдної виїмки корисних копалин на кар'єрах показав, що шнекові гірничо-видобувні системи забезпечують більш високу стабільність гірничих виробок та стійкість підробленого борту кар'єру [1, 8].

Принципову послідовність формування і розвитку напруженого стану гірського масиву дозволяють виявити сучасні комп'ютерні моделі. Чисельні методи, що використовуються для аналізу стійкості бортів кар'єру, можна розділити на три групи: методи розрахунку для суцільного середовища, методи розрахунку для дискретного середовища (методи кінцевих елементів) і комбіновані моделі.

За результатами аналізу використовуваних методів оцінки напружено-деформованого стану породного масиву під час відкритої і підземної розробки родовищ корисних копалин та методів прогнозу стійкості уступів і бортів кар'єрів найбільш прийнятним є метод дискретних (окремих) елементів, який, зокрема, реалізований у програмному комплексі PLAXIS. Для побудови межі зони граничного стану та обчислення величини осідань поверхні прийнято критерій Кулона – Мора. Як зазначають дослідники, використання цього методу під час оцінювання стійкості борту кар'єру, на відміну від класичних методик, що ґрунтуються на теорії граничної рівноваги, дає змогу врахувати в розрахунках, крім міцнісних властивостей масиву, його деформаційні властивості, неоднорідну геологічну будову борту, обводненість порід і послідовність ведення гірничих робіт [13, 14]. Усі моделі матеріалів, які використовуються в PLAXIS, засновані на залежності між швидкістю зміни ефективних напружень і швидкістю проходження деформацій, тобто гірські породи під час розрахунків задаються як пружно-пластичні матеріали.



- середня об'ємна маса – 23 кН/м<sup>3</sup>;
- модуль пружності (Юнга) –  $2,23 \cdot 10^7$  кН/м<sup>2</sup>;
- коефіцієнт Пуассона – 0,3;
- щеплення породи – 200 кН/м<sup>2</sup>;
- кут внутрішнього тертя – 31°.

Загальні і механічні розрахункові властивості вапняку, які використовуються у програмному комплексі PLAXIS наведено на рисунку 2.

| Soil - Mohr-Coulomb - Вапняк                 |  |  | General                       | Mechanical | Groundwater | Interfaces | Initial    |         |
|----------------------------------------------|--|--|-------------------------------|------------|-------------|------------|------------|---------|
| <div><div></div><div></div><div></div></div> |  |  | Property                      |            | Unit        | Value      |            |         |
| General                                      |  |  | Mechanical                    |            | Groundwater |            | Interfaces | Initial |
| Property                                     |  |  | Unit                          |            | Value       |            |            |         |
| Material set                                 |  |  |                               |            |             |            |            |         |
| Identification                               |  |  | Вапняк                        |            |             |            |            |         |
| Soil model                                   |  |  | Mohr-Coulomb                  |            |             |            |            |         |
| Drainage type                                |  |  | Drained                       |            |             |            |            |         |
| Colour                                       |  |  | <div></div> RGB 232, 214, 161 |            |             |            |            |         |
| Comments                                     |  |  |                               |            |             |            |            |         |
| Unit weights                                 |  |  |                               |            |             |            |            |         |
| Y <sub>unsat</sub>                           |  |  | kN/m³                         |            | 22,00       |            |            |         |
| Y <sub>sat</sub>                             |  |  | kN/m³                         |            | 23,00       |            |            |         |
| Void ratio                                   |  |  |                               |            |             |            |            |         |
| e <sub>init</sub>                            |  |  |                               |            | 0,5000      |            |            |         |
| n <sub>init</sub>                            |  |  |                               |            | 0,3333      |            |            |         |

|                   |  |  |            |  |             |  |            |  |         |  |
|-------------------|--|--|------------|--|-------------|--|------------|--|---------|--|
| General           |  |  | Mechanical |  | Groundwater |  | Interfaces |  | Initial |  |
| Property          |  |  | Unit       |  | Value       |  |            |  |         |  |
| Stiffness         |  |  |            |  |             |  |            |  |         |  |
| E' <sub>ref</sub> |  |  | kN/m²      |  | 22,29E6     |  |            |  |         |  |
| ν (nu)            |  |  |            |  | 0,3000      |  |            |  |         |  |
| Alternatives      |  |  |            |  |             |  |            |  |         |  |
| G <sub>ref</sub>  |  |  | kN/m²      |  | 8,571E6     |  |            |  |         |  |
| E <sub>oed</sub>  |  |  | kN/m²      |  | 30,00E6     |  |            |  |         |  |
| Depth-dependency  |  |  |            |  |             |  |            |  |         |  |
| E' <sub>inc</sub> |  |  | kN/m²/m    |  | 0,000       |  |            |  |         |  |
| z <sub>ref</sub>  |  |  | m          |  | 0,000       |  |            |  |         |  |
| Wave velocities   |  |  |            |  |             |  |            |  |         |  |
| V <sub>s</sub>    |  |  | m/s        |  | 1955        |  |            |  |         |  |
| V <sub>p</sub>    |  |  | m/s        |  | 3657        |  |            |  |         |  |
| Strength          |  |  |            |  |             |  |            |  |         |  |
| Shear             |  |  |            |  |             |  |            |  |         |  |
| c' <sub>ref</sub> |  |  | kN/m²      |  | 200,0       |  |            |  |         |  |
| φ' (phi)          |  |  | °          |  | 31,00       |  |            |  |         |  |
| ψ (psi)           |  |  | °          |  | 0,000       |  |            |  |         |  |

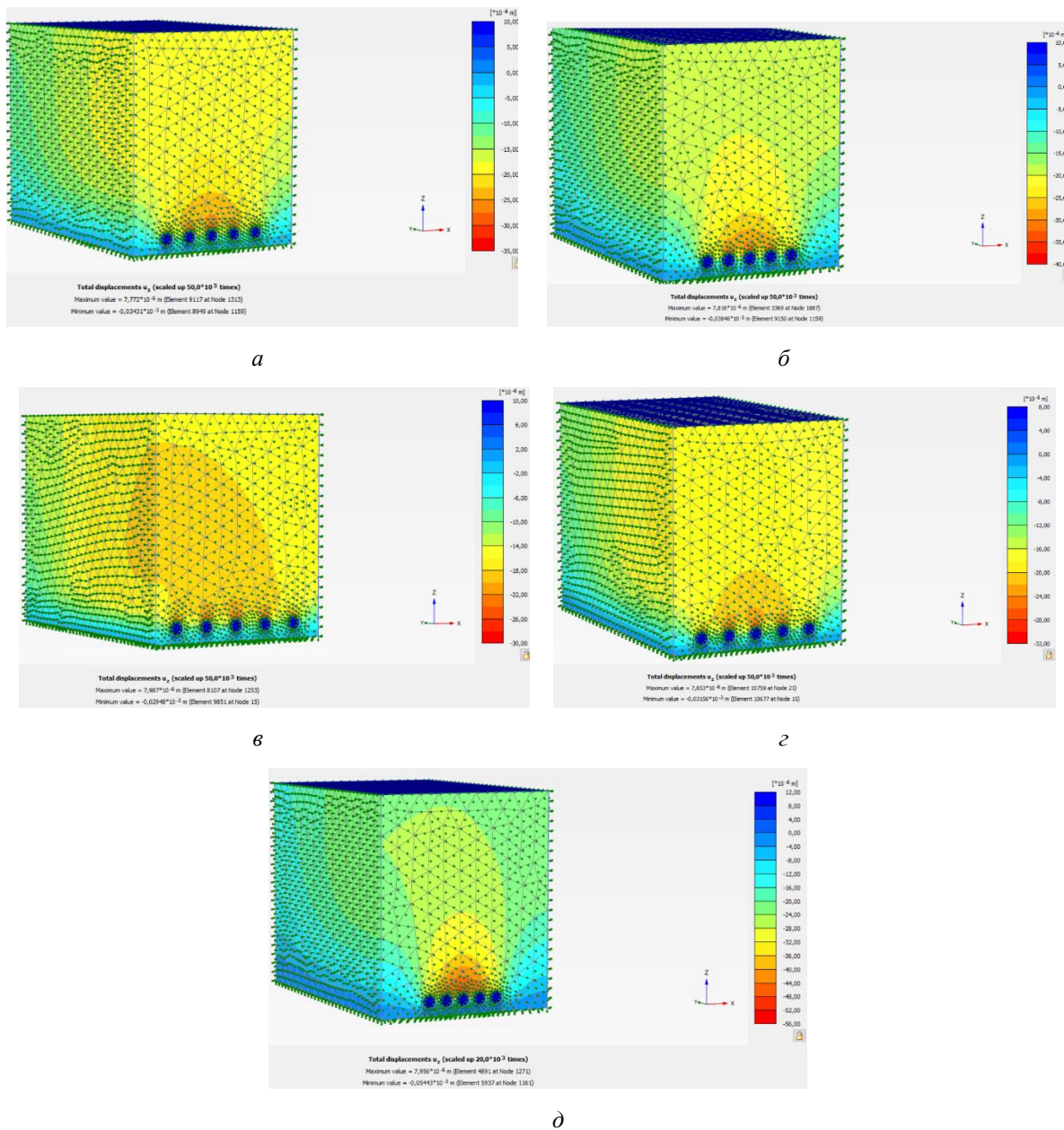


Рис. 3. Результати моделювання поведінки гірського масиву в борту кар'єру після виїмання прибортових запасів шинковим виробками на відстанях: а – 2,5 м; б – 2,0 м; в – 1,5 м; г – 1,0 м; д – 0,5 м

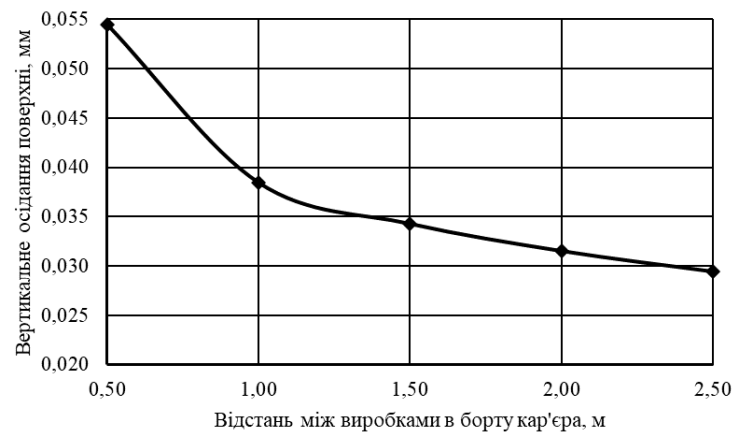


Рис. 4. Залежність величини зміни вертикальних осідань на поверхні гірського масиву від відстані між шинковими отворами в борту кар'єру

Отже, результати моделювання поведінки прибортового масиву показують, що, при будь-яких досліджуваних значеннях відстані між шнековими виробками, осідання земної поверхні майже не відбувається, а пройдені виробки є стійкими.

**Висновки та перспективи подальших досліджень.** Результати аналізу існуючих досліджень у сфері виймання прибортових запасів корисних копалин свідчать про те, що за допомогою методів чисельного моделювання можливо виконати оцінку стійкості бортів кар'єра з урахуванням їх реальної геометрії, фізико-механічних властивостей гірського масиву та параметрів застосовуваної технології відробки.

Розгляд методів оцінки напружено-деформованого стану гірського масиву під час розробки родовищ корисних копалин та методів прогнозу стійкості уступів і бортів кар'єрів показав, що найбільш прийнятним методом чисельного моделювання є метод дискретних елементів, який, зокрема, реалізовано у програмному комплексі PLAXIS.

Відповідно до проекту розробки Гуменецького родовища встановлена можливість виймання прибортових запасів неперекристалізованих вапняків шнековою гірничо-видобувною системою, яка забезпечує більш високу стабільність гірничих виробок та стійкість підробленого борту кар'єру.

Чисельне моделювання поведінки борту під час і після виймання вапняку комплексом зі шнековим виконавчим органом діаметром 2,0 м на глибину 40 м показало, що, при відстанях між виймальними отворами від 2,5 до 0,5 м, значення вертикальних осідань поверхні є незначними і змінюються в межах від 0,0295 до 0,0544 мм відповідно, тобто перевищення припустимого осідання в 15 мм не зафіксовано.

За результатами моделювання побудовано графік зміни чисельних значень вертикальних осідань масиву від відстані між отворами в борту кар'єру та отримана відповідна аналітична залежність.

Подальші дослідження авторів публікації будуть спрямовані на встановлення поведінки прибортового гірського масиву Гуменецького родовища вапняків при вийманні корисних копалин виробками прямокутного перерізу з використанням комплексу глибокої розробки пластів.

#### Список використаної літератури:

1. Остапчук А.О. Дослідження впливу параметрів виймання на стійкість гірських масивів при розробці прибортових запасів на кар'єрах / А.О. Остапчук, І.Д. Литвинчук, О.О. Фролов // Технічна інженерія. – 2023. – № 2 (92). – С. 245–251. DOI: 10.26642/ten-2023-2(92)-245-251.
2. Application of Highwall Mining System to Recover Residual Coal in End-walls / H.Shimada, Y.Chen, A.Hamanaka and other // Procedia Earth and Planetary Science. – 2013. – Vol. 6. – P. 311–318. DOI: 10.1016/j.proeps.2013.01.041.
3. Geotechnical Issues on Application of Highwall Mining System in Indonesia / T.Sasaoka, H.Shimada, A.Hamanaka and other // Vietrock 2015 an ISRM specialized conference, 12–13 March. – Hanoi, Vietnam, 2015.
4. Risk evaluation of slope failure at the Chuquicamata mine / A.Tapia, L.F. Contreras, M.Jefferies, O.Steffen // Slope Stability 2007 : Proc. of 2007 International Symposium on Rock Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering. – Perth : Australian Centre for Geomechanics, 2007. – P. 477–495.
5. Haines A. Preliminary estimation of rock slope stability using rock mass classification systems / A.Haines, P.J. Terbrugge, W.Wittke // Proc. 7th Cong. on Rock Mechanics 2. ISRM. – Aachen, Germany ; Balkema, Rotterdam, 1991. – P. 887–892.
6. Моделювання пружно-пластичного деформування бортів кар'єру під час виймання прибортових запасів вугілля / О.О. Фролов, І.К. Бабичев, І.В. Стецьків, О.М. Клеван // Вісник ЖДТУ. Технічні науки. – 2015. – № 3 (74). – С. 148–154.
7. The Transition from open pit to underground mining: An Unusual Slope Failure Mechanism at Palabora / R.K. Brummer, H.Li, A.Moss, T.Casten // Proc. of international symposium on stability of rock slopes in open pit mining and civil engineering. – Johannesburg : The South African Institute of Mining and Metallurgy, 2006. – P. 411–420.
8. Mark C. Analysis of retreat mining pillar stability / C.Mark, F.E. Chase, A.A. Campoli // Proceedings of 14th Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown, WV, U.S.A., 1995. – P. 49–59.
9. Wines D.R. Measurement and analysis of rock mass discontinuity spacing and frequency in part of the Fimiston open pit operation in Kalgoorlie / D.R. Wines, P.A. Lilly // International Journal of Rock Mechanics & Mining Science. – 2002. – Vol. 39, № 5. – P. 589–602.
10. Стецьків І.В. Обґрунтування параметрів виймання запасів корисних копалин в бортах кар'єрів при розробці пластових родовищ : магістерська дисертація : 8.05030101 / І.В. Стецьків. – Київ : Нац. техн. ун-т України «Київський політехнічний інститут», 2016. – 138 с.
11. Стецьків І.В. Відробка запасів корисних копалин в неробочих бортах кар'єрів комплексами Highwall / І.В. Стецьків, І.К. Бабичев, О.О. Фролов // Розвиток промисловості та суспільства : матеріали Міжнародної науково-технічної конференції. – Кривий Ріг : ДВНЗ «КНУ», 2016. – С. 55–56.
12. Seib W.T. Australian Coal Mining Practice / W.T. Seib. – The Australian Institute of Mining Metallurgy, 1993. – P. 238–242.
13. Фролов О.О. Встановлення деформації бортів розрізу після відробки прибортових запасів вугілля / О.О. Фролов, І.К. Бабичев // Вісник НТУУ «КПІ». Серія : Гірництво. – 2016. – Вип. 31. – С. 48–56.
14. Бабичев І.К. Моделювання процесу деформації бортів розрізу при відробці прибортових запасів вугілля / І.К. Бабичев, О.О. Фролов // Хімічна технологія: наука, економіка та виробництво : матеріали III Міжнародної науково-практичної конференції, Шостка, 23–25 листопада. – Суми : Сумський державний університет, 2016. – С. 174–177.

15. Повторна геолого-економічна оцінка запасів вапняків Гуменецької ділянки Гуменецького родовища в Кам'янець-Подільському районі Хмельницької області : Звіт № ДРР У-17-321/1 / ФОП «М.Ф. Соболевська». – Черкаси, 2017. – Кн. 1. – 119 с.

#### References:

1. Ostapchuk, A.O., Lytvynchuk, I.D. and Frolov, O.O. (2023), «Doslidzhennia vplyvu parametriv vyimannia na stikist hirskykh masyviv pry rozrobtsi prybortovykh zapasiv na karierakh», *Tekhnichna inzheneriia*, No. 2 (92), pp. 245–251, doi: 10.26642/ten-2023-2(92)-245-251.
2. Shimada, H., Chen, Y., Hamanaka, A. et al. (2013), «Application of Highwall Mining System to Recover Residual Coal in End-walls», *Procedia Earth and Planetary Science*, Vol. 6, pp. 311–318, doi: 10.1016/j.proeps.2013.01.041.
3. Sasaoka, T., Shimada, H., Hamanaka, A. et al. (2015), «Geotechnical Issues on Application of Highwall Mining System in Indonesia», *Vietrock 2015 an ISRM specialized conference*, 12–13 March, Hanoi, Vietnam.
4. Tapia, A., Contreras, L.F., Jefferies, M. and Steffen, O. (2007), «Risk evaluation of slope failure at the Chuquicamata mine», *Slope Stability 2007*, Proc. of 2007 International Symposium on Rock Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering, Australian Centre for Geomechanics, Perth, pp. 477–495.
5. Haines, A., Terbrugge, P.J. and Wittke, W. (1991), «Preliminary estimation of rock slope stability using rock mass classification systems», *Proc. 7th Cong. on Rock Mechanics 2. ISRM*, Aachen, Germany, Balkema, Rotterdam, pp. 887–892.
6. Frolov, O.O., Babychev, I.K., Stetskiv, I.V. and Klevan, O.M. (2015), «Modeliuvannia pruzhno-plastychnoho deformuvannia bortiv kar'ieru pid chas vyimannia prybortovykh zapasiv vuhillia», *Visnyk ZhDTU. Tekhnichni nauky*, No. 3 (74), pp. 148–154.
7. Brummer, R.K., Li, H., Moss, A. and Casten, T. (2006), «The Transition from open pit to underground mining: An Unusual Slope Failure Mechanism at Palabora», *Proc. of international symposium on stability of rock slopes in open pit mining and civil engineering*, The South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, pp. 411–420.
8. Mark, C., Chase, F.E. and Campoli, A.A. (1995), «Analysis of retreat mining pillar stability», *Proceedings of 14th Conference on Ground Control in Mining*, Morgantown, WV, U.S.A., pp. 49–59.
9. Wines, D.R. and Lilly, P.A. (2002), «Measurement and analysis of rock mass discontinuity spacing and frequency in part of the Fimiston open pit operation in Kalgoorlie», *International Journal of Rock Mechanics & Mining Science*, Vol. 39, No. 5, pp. 589–602.
10. Stetskiv, I.V. (2016), «Obgruntuvannia parametriv vyimannia zapasiv korysnykh kopalyn v bortakh karieriv pry rozrobtsi plastovykh rodovyshch», mahisterska dysertatsiia, 8.05030101, Nats. tekhn. un-t Ukrainy «Kyivskyi politekhnichnyi instytut», Kyiv, 138 p.
11. Stetskiv, I.V., Babychev, I.K. and Frolov, O.O. (2016), «Vidrobka zapasiv korysnykh kopalyn v nerobochykh bortakh karieriv kompleksamy Highwall», *Rozvytok promyslovosti ta suspilstva*, materialy Mizhnarodnoi naukovo-tekhnichnoi konferentsii, DVNZ «KNU», Kryvyi Rih, pp. 55–56.
12. Seib, W.T. (1993), «Australian Coal Mining Practice», *The Australian Institute of Mining Metallurgy*, pp. 238–242.
13. Frolov, O.O. and Babychev, I.K. (2016), «Vstanovlennia deformatsii bortiv rozrizu pislia vidrobky prybortovykh zapasiv vuhillia», *Visnyk NTUU «KPI»*. Seriya. Hirnyctvo, Issue 31, pp. 48–56.
14. Babychev, I.K. and Frolov, O.O. (2016), «Modeliuvannia protsesu deformatsii bortiv rozrizu pry vidrobtsi prybortovykh zapasiv vuhillia», *Khimichna tekhnolohiia: nauka, ekonomika ta vyrobnytstvo, materialy III Mizhnarodnoi naukovo-praktychnoi konferentsii*, Shostka, 23–25 lystopada, Sumskyi derzhavnyi universytet, Sumy, pp. 174–177.
15. FOP «M.F. Sobolevska» (2017), *Povtorna heoloho-ekonomichna otsinka zapasiv vapniakiv Humenetskoii dilianky Humenetskoho rodovyshcha v Kamianets-Podilskomu raioni Khmelnytskoi oblasti*, Zvit No. DRR U-17-321/1, Cherkasy, Kn. 1, 119 p.

**Остапчук** Артем Олександрович – аспірант Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського».

<https://orcid.org/0009-0001-5766-3863>.

Наукові інтереси:

– розробка родовищ корисних копалин.

E-mail: artem.ostapchuk997@gmail.com.

**Фролов** Олександр Олександрович – доктор технічних наук, професор кафедри геотехніки Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського».

<https://orcid.org/0000-0001-8053-2653>.

Наукові інтереси:

– буропідривні роботи на кар'єрах;

– розробка родовищ корисних копалин.

E-mail: frolov@geobud.kiev.ua.

**Ostapchuk A.O., Frolov O.O.**

**Geomechanical justification of rock mass stability during underground limestone mining in quarry walls**

The results of numerical simulation of the behavior of the quarry side during limestone excavation in the software package PLAXIS 3D are presented.

It is noted that with the help of numerical modeling methods it is possible to perform geomechanical assessment of the stability of the quarry sides taking into account their geometry, physical and mechanical properties of the rock mass and technological parameters of the development system. Analysis of methods for assessing the stress-strain state of the rock mass at the development of mineral deposits and methods for predicting the stability of the sides of the quarry showed that the most appropriate method of numerical modeling is the method of individual (discrete) elements, which, among other things, is implemented in PLAXIS 3D using the Coulomb-Mohr strength criterion.

The possibility of excavation of limestone of Humenetskyi deposit in the sides of the quarry auger mining system, which provides high stability of the passed mine workings and stability of the rock mass has been established.

Numerical modeling of the behavior of the rock mass during and after the excavation of limestone in the side of the quarry complex with auger executive body with a diameter of 2,0 m to a depth of 40 m showed that, at distances between the workings from 2,5 to 0,5 m, the numerical values of vertical surface precipitation are insignificant and vary from 0,0295 to 0,0544 mm, respectively, that is, exceeding the critically acceptable value of surface precipitation of 15 mm has not been recorded.

According to the results of numerical modeling, the graphical dependence of the change in the values of vertical surface precipitation of the rock mass from the distance between the workings in the side of the quarry is constructed and the corresponding analytical dependence is established.

**Keywords:** mineral reserves; non-precrySTALLIZED limestone; quarry; sidewall; modeling; auger mining complex; surface settlement; mining excavation.

Стаття надійшла до редакції 30.04.2025.