

О.Є. Хоменко
М.М. Кононенко
А.В. Косенко

РАЦІОНАЛЬНІ ПАРАМЕТРИ КРІПЛЕННЯ ПОЛЬОВИХ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК У ЗОНАХ ВПЛИВУ ОЧИСНИХ КАМЕР

Мета. Розробити методику розрахунку раціональних параметрів кріплення польових підготовчих виробок, з урахуванням зміни напруженого стану масиву у зонах розвантаження камер першої та другої черги відпрацювання.

Методи дослідження. Для визначення закономірностей розподілу напружень навколо польових штреків висячого і лежачого боків, що розташовані на різній відстані від контакту вмісних порід з рудним покладом, був використаний комплексний підхід, який включає аналіз та узагальнення раніше проведених досліджень, аналітичні дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо підготовчих виробок, за допомогою енергетичного методу та статистичну обробку даних.

Результати. Дослідження зміни стійкості підготовчих польових штреків, у зонах впливу камер першої та другої черг відпрацювання, дозволили встановити, що на стійкість польових виробок впливають радіальні напруження, які виникають навколо очисних камер. Це зумовлює необхідність врахування характеру та ступеня напруженості масиву гірських порід у зоні розвантаження камер, в процесі вибору виду кріплення підготовчих польових виробок, термін служби яких дорівнює часу відпрацювання запасів руди в поверсі. Водночас отримані емпіричні формули розрахунку величини руйнування масиву гірських порід у покрівлі польових штреків висячого та лежачого боків. На основі яких розроблено методику розрахунку параметрів анкерного кріплення польових підготовчих виробок.

Наукова новизна. Встановлені залежності величини руйнування масиву гірських порід у покрівлі польових штреків висячого та лежачого боків, залежно від відстані до контуру рудного покладу, глибини закладення польових виробок і межі міцності гірських порід на одновісне стиснення.

Практична значимість. Розроблена методика розрахунку параметрів анкерного кріплення підготовчих виробок, з урахуванням зміни напруженого стану масиву камер першої та другої черги відпрацювання.

Ключові слова: залізна руда, підготовча виробка, гірський тиск, анкерне кріплення, напружено-деформований стан, очисна камера.

Вступ.

Важливу роль у підвищенні ефективності виробництва товарної залізної руди (зниження собівартості продукції, зростання продуктивності праці, забезпечення безпеки та ритмічної роботи залізорудних шахт) відіграє вирішення проблеми раціонального кріплення та надійної підтримки гірничих виробок [1]. Необхідність цього напряму досліджень викликана тим, що на залізорудних шахтах України гірничі виробки експлуатуються в умовах значних глибин (Кривбас – 1200–1400 м, Приватне акціонерне товариство «Запорізький залізорудний комбінат (ПрАТ «ЗЗРК») – 840–1140 м) [2]. Постійне зростання вертикальної складової гірського тиску призводить до дво- та триразового перекріплення гірничих виробок впродовж всього терміну їх експлуатації [3], що призводить, в деяких випадках, до шестиразового здорожчання виробки, порівняно з її проведенням [4].

Накопичений досвід показує, що перспективним напрямом зменшення витрат на кріплення та підтримання гірничих виробок, а також збільшення темпів їх

спорудження є широке впровадження анкерного кріплення [5]. Цей вид кріплення може застосовуватися як самостійно [6], так і у поєднанні з іншими типами кріплень [7]. Анкерне кріплення відрізняється від інших видів можливістю повної механізації робіт з його зведення [8], а також дозволяє підвищити безпеку робіт [9], застосувати прогресивну технологію [10] та забезпечувати значну економію матеріалів [11]. Анкерне кріплення приконтурного масиву вступає в роботу з опору силам гравітації, тобто використовує (в тій чи іншій мірі) властивості міцності самого масиву [12]. Тому в цьому випадку виключається необхідність в установці матеріаломістких конструкцій кріплень для підтримки гірничих виробок [13].

Водночас успішне вирішення завдання забезпечення стійкості гірничих виробок пов'язане як зі створенням і впровадженням надійних та економічних видів кріплення [14], так і з найбільш повним урахуванням особливостей напружено-деформованого стану зміцненого кріпленням масиву гірських порід навколо гірничої виробки [15].

Аналіз останніх досліджень і публікацій.

Сучасні методи прогнозу проявів гірського тиску постійно вдосконалюються в напрямку більш повного врахування особливостей взаємодії кріплення з масивом гірських порід навколо гірничої виробки та його фізико-механічних властивостей [16]. Ці дослідження вкрай важливі для розвитку загальних уявлень про взаємодію системи «масив – кріплення» та пошуку оптимальних параметрів даної взаємодії, беручи до уваги кінцеву мету – забезпечення стійкості гірничої виробки маловитратними технологіями [17]. Тобто процес кріплення повинен бути нерозривно пов'язаний з геомеханічним станом приконтурного масиву гірських порід [18].

Відома велика кількість гіпотез, на основі яких виконуються дослідження, підсумком яких є теорії гірського тиску і, як наслідок, методики оцінки тиску гірських порід на кріплення протяжних гірничих виробок [19]. Кожна гіпотеза претендує на універсальність рішення [20]. Проте практика показує, що у кожному разі можна говорити лише про деякий визначений діапазон гірничо-геологічних умов, у якого виправдовується та чи інша вихідна передумова [21]. Це пояснюється великою складністю та різноманіттям чинників, що впливають на характер проявів гірського тиску [22].

Так параметри кріплення підготовчих польових виробок в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» визначаються, виходячи з діючої методики, що розроблена НДГРІ ДВНЗ «КНУ» [23]. За допомогою цієї методики можна визначити тип кріплення за безрозмірним показником рівня напруженого стану масиву гірських порід навколо виробки. Вихідними даними для визначення цього показника є наведена об'ємна вага товщі порід, що налягає, глибина закладання виробки та міцність порід, які оточують виробку. Основними недоліками діючої методики визначення параметрів кріплення, є неврахування впливу напружено-деформованого стану очисних камер першої та другої черги відпрацювання на масив гірських порід навколо підготовчої польової виробки, після прийняття ними проектних розмірів. Водночас вибір довжини анкерів проводиться, виходячи з ширини виробки.

Представлені в роботі [24] результати аналітичного моделювання напружено-деформованого стану масиву гірських порід, який оточує камери першої та другої черги відпрацювання, дозволили встановити, що очисні камери істотно впливають на стійкість підготовчих польових виробок та місця їх закладання. Тому подальший науковий інтерес становлять дослідження напружено-деформованого стану навколо польових підповерхових штреків висячого та лежачого боків з урахуванням впливу очисних камер першої та другої черги відпрацювання.

Мета статті.

Розробити методику розрахунку раціональних параметрів кріплення польових підготовчих виробок, з урахуванням зміни напруженого стану масиву у зонах розвантаження камер першої та другої черги відпрацювання.

Методи дослідження.

Для визначення закономірностей розподілу напружень навколо польових штреків висячого і лежачого боків, що розташовані на відстані 30-35 м від контакту вмісних порід з рудним покладом, був використаний комплексний підхід, який включає аналіз та узагальнення раніше проведених досліджень, аналітичні дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо підготовчих виробок, за допомогою енергетичного методу (Хоменко О.С.) [22] та статистичну обробку даних.

Виклад основного матеріалу.

Освоєння Південно-Білозерського родовища веде приватне акціонерне товариство ПрАТ «ЗЗРК» за допомогою підповерхово-камерної системи розробки із закладанням. Сутність системи розробки полягає в тому, що відпрацювання запасів руди у поверсі проводиться в хрест простягання покладу камерами першої та другої черги відпрацювання [25]. Для виконання підготовчих робіт у породах лежачого і висячого боків покладу проводять 6-8 польових поверхових і підповерхових штреків. Відстань від польових штреків до покладу складає 30-35 м і визначається, виходячи з виробничого досвіду, з метою досягнення технологічних

зручностей. Ведення очисних робіт в тиску у польових штреках, у вигляді руйнування кріплення, вивалів, відшарування і обвалення порід. Тому обґрунтування раціональних параметрів кріплення польових підготовчих виробок поблизу очисних камер має актуальне значення.

Як приклад розглянемо формування напружено-деформованого стану навколо

камерах призводить до прояву гірського підповерхових штреків гор. 775, 875 та 975 м, що розташовані у вмісних породах висячого боку, з такими гірничо-геологічними умовами: міцність гірських порід на одновісне стиснення $\sigma_{cm} = 120$ МПа, висота виробки – 3,65 м, ширина – 3,8 м (рис. 1, а–в).

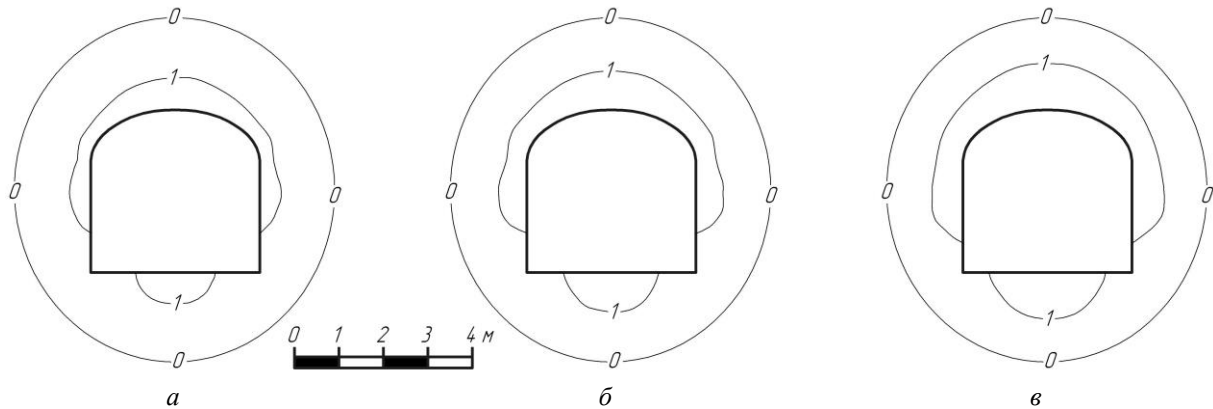


Рис. 1. Ізолінії радіальних напружень навколо підготовчих польових штреків висячого боку гор. 775 м (а), 875 м (б) та 975 м (в)

Також розглянемо формування напружено-деформованого стану навколо підповерхових штреків гор. 775, 875 та 975 м, що розташовані у вмісних породах лежачого боку, з наступними гірничо-

геологічними умовами: міцність гірських порід на одновісне стиснення $\sigma_{cm} = 90$ МПа, висота виробки – 3,65 м, ширина – 3,8 м (рис. 2, а–в).

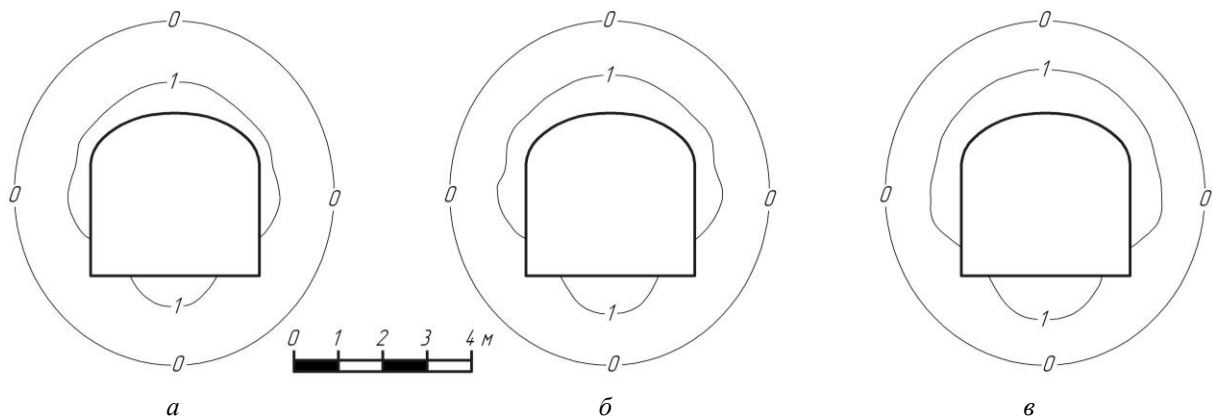


Рис. 2. Ізолінії радіальних напружень навколо підготовчих польових штреків лежачого боку гор. 775 м (а), 875 м (б) та 975 м (в)

Розглядаючи польові підготовчі виробки, які розташовані в породах висячого та лежачого боків, без урахування впливу напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисних

камер, можна зробити висновок, що ці виробки будуть стійкими.

Подальші дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисних камер першої черги відпрацювання, у підповерхах 740-840, 840-

940 та 940-1040 м, дозволили встановити графіки залежності зміни величини руйнування масиву порід, у покрівлі

польових штреків висячого боку, від відстані до рудного покладу (рис. 3).

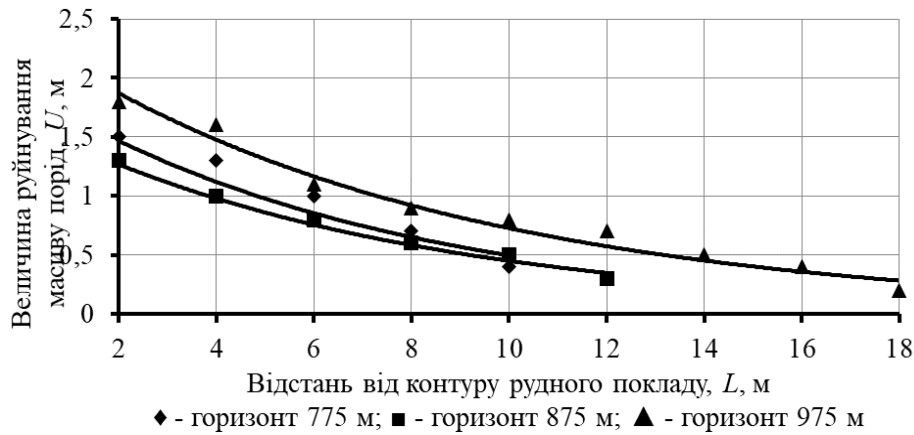


Рис. 3. Графіки залежності величини руйнування масиву порід, у покрівлі польових штреків висячого боку, від відстані до рудного покладу

Провівши апроксимацію максимальних значень, отримані емпіричні залежності величини руйнування масиву порід, у покрівлі польових штреків висячого боку, від відстані до рудного покладу, що мають вигляд

– для горизонту 775 м

$$U = 1,9e^{-0,14L}, \text{ м, при } R^2 = 0,916; \quad (1)$$

де L – відстань від рудного покладу до польового штреку, м;

– для горизонту 875 м

$$U = 2e^{-0,13L}, \text{ м, при } R^2 = 0,991; \quad (2)$$

– для горизонту 975 м

$$U = 2,3e^{-0,11L}, \text{ м, при } R^2 = 0,955. \quad (3)$$

Дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисних камер другої черги відпрацювання, у поверхах 740-840, 840-940 та 940-1040 м, дозволили встановити графіки залежності зміни величини руйнування масиву порід, у покрівлі польових штреків лежачого боку, від відстані до рудного покладу (рис. 4).

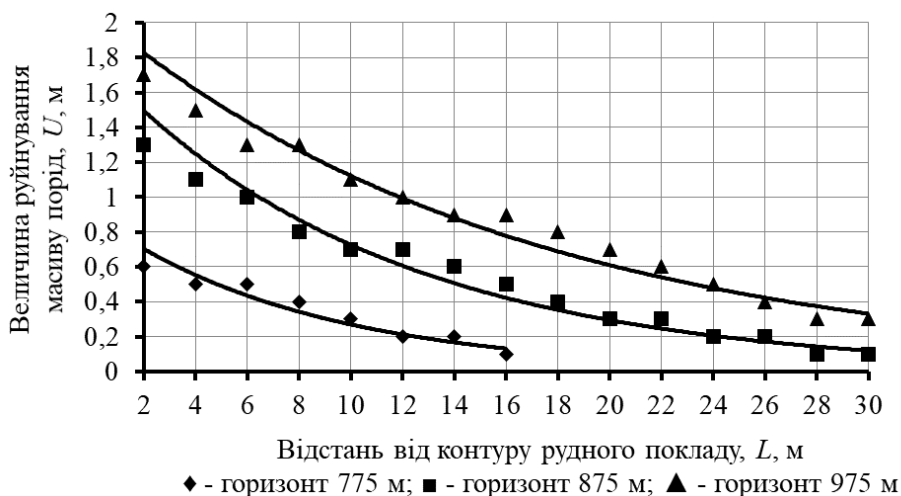


Рис. 4. Графіки залежності зміни величини руйнування масиву порід, у покрівлі польових штреків лежачого боку, від відстані до рудного покладу

Провівши апроксимацію максимальних значень, отримані емпіричні залежності зміни величини руйнування масиву порід, у покрівлі польових штреків лежачого боку, від відстані до рудного поклада, що мають вигляд:

– для горизонту 775 м

$$U = 1,1e^{-0,08L}, \text{ м, при } R^2 = 0,962; \quad (4)$$

– для горизонту 875 м

$$U = 1,4e^{-0,07L}, \text{ м, при } R^2 = 0,982; \quad (5)$$

– для горизонту 975 м

$$U = 2,1e^{-0,06L}, \text{ м, при } R^2 = 0,986. \quad (6)$$

Таким чином, у всіх польових підповерхових штреках висячого та лежачого боків гор. 775, 875 і 975 м, величина руйнування масиву порід, у покрівлі означених виробок, змінюється за експоненційною залежністю від відстані до рудного поклада, що має вигляд

$$U = ae^{-bL}, \quad (7)$$

де a і b – дані числа, що містять відомі величини.

Кожне з цих значень, залежно від глибини ведення гірничих робіт, змінюється за такими закономірностями:

– для штреків висячого боку

$$a = 0,0025H, \quad (8)$$

де H – глибини закладання виробки, м;

$$b = 110H^{-1}; \quad (9)$$

– для штреків лежачого боку

$$a = 0,002H; \quad (10)$$

$$b = 65H^{-1}. \quad (11)$$

Підставивши рівняння (8), (9) і (10), (11) у вираз (7), отримаємо формули для визначення величини руйнування масиву порід у покрівлі польових штреків лежачого і висячого боків, з урахуванням відстані від рудного поклада та глибини закладання виробки:

– для штреків висячого боку

$$U = 0,0025H \cdot e^{\frac{-110L}{H}}, \text{ м}; \quad (12)$$

– для штреків лежачого боку

$$U = 0,002H \cdot e^{\frac{-65L}{H}}, \text{ м}. \quad (13)$$

Подальші дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо камер, дозволили встановити експоненційні залежності зміни величини руйнування масиву порід покрівлі польових підповерхових штреків висячого та лежачого боків, залежно від глибини закладання виробки та відстані від рудного поклада, для різної межі міцності порід на одновісне стиснення (σ_{cm}), що мають вигляд:

– для штреків висячого боку, коли $\sigma_{cm} = 90$ МПа

$$U = 0,0038H \cdot e^{\frac{-95L}{H}}, \text{ м}; \quad (14)$$

– для штреків висячого боку, коли $\sigma_{cm} = 140$ МПа

$$U = 0,0013H \cdot e^{\frac{-125L}{H}}, \text{ м}; \quad (15)$$

– для штреків висячого боку, коли $\sigma_{cm} = 80$ МПа

$$U = 0,0033H \cdot e^{\frac{-58L}{H}}, \text{ м}; \quad (16)$$

– для штреків висячого боку, коли $\sigma_{cm} = 100$ МПа

$$U = 0,0025H \cdot e^{\frac{-69L}{H}}, \text{ м}. \quad (17)$$

Таким чином, у всіх польових підповерхових штреках висячого та лежачого боків гор. 775, 875 і 975 м, величина руйнування масиву порід, в покрівлі означених виробок, змінюється за експоненційною залежністю від глибини закладання виробки та відстані до рудного поклада, що має вигляд

$$U = aH \cdot e^{\frac{-bL}{H}}, \quad (18)$$

де a і b – дані числа, що містять відомі величини.

Кожне з цих значень змінюється, залежно від величини межі міцності порід на однісіне стиснення, за наступними залежностями

– для штреків висячого боку

$$a = 129 \cdot \sigma_{cm}^{-2,3}; \quad (19)$$

де σ_{cm} – межа міцності порід на однісіне стиснення, МПа;

$$b = 0,6 \cdot \sigma_{cm} + 41; \quad (20)$$

– для штреків лежачого боку

$$a = 525 \cdot \sigma_{cm}^{-2,7}; \quad (21)$$

$$b = 0,7 \cdot \sigma_{cm} + 1,7. \quad (22)$$

Підставивши рівняння (19), (20) і (21), (22) у вираз (18), отримаємо формули, що визначають величину руйнування масиву порід у покрівлі польових штреків висячого та лежачого боків, з урахуванням межі

міцності порід на однісіне стиснення, глибини закладення виробки та відстані до рудного покладу:

– для штреків висячого боку

$$U = 129 \cdot \sigma_{cm}^{-2,3} \cdot H \cdot e^{\frac{-L(0,6\sigma_{cm}+41)}{H}}, \text{ м}; \quad (23)$$

– для штреків лежачого боку

$$U = 525 \cdot \sigma_{cm}^{-2,7} \cdot H \cdot e^{\frac{-L(0,7\sigma_{cm}+1,7)}{H}}, \text{ м}. \quad (24)$$

В умовах ПрАТ «ЗРК», в процесі відпрацювання запасів у поверхах 740-840, 840-940 та 940-1040 м, для кріплення польових підготовчих виробок застосовують залізобетонні, залізобетонні зі сталевим канатом та трубчаті анкери. У процесі складання паспорта кріплення, на щільність розташування анкерів впливає їх конструкція, що має свою несучу здатність. Вибір типу анкера, залежно від межі міцності гірських порід на однісіне стиснення, подано в табл. 1.

Таблиця 1. Типи анкерів та їх несуча здатність

Анкери	Залізо-бетонні	Замкові (клино-щілинні)	З розпірним замком (трубчаті)	Сталево-полімерні
Межа міцності гірських порід на однісіне стиснення, МПа	> 20	60–100	> 40	Будь-яка
Несуча здатність анкера, кН	100	40–80	60–120	140 (середня)

Опираючись на отримані результати аналітичних досліджень, запропоновано методику розрахунку паспорта кріплення польових підготовчих виробок, з урахуванням впливу камер першої та другої черги відпрацювання.

1. Величина руйнування масиву порід у покрівлі польових штреків висячого боку визначається за формулою (23), а лежачого боку – за формулою (24).

2. Довжина анкера

$$l_a = U + l_3 + l_n, \text{ м}, \quad (25)$$

де l_3 – величина заглиблення анкера в стійку зону масиву гірських порід, становить 0,3-0,5 м; l_n – довжина частини анкера, що виступає зі шпуру, яка залежить від його конструкції та товщини опорно-

підтримуючих елементів, становить 0,05 – 0,2 м.

3. Щільність встановлення анкерів

$$n_a = \frac{P_e \cdot U \cdot \gamma \cdot k_n}{P_a}, \text{ шт.}, \quad (26)$$

де γ – об'ємна вага гірських порід в межах зони можливого обвалення, кН/м³; k_n – коефіцієнт перевантаження, що дорівнює 1,2; P_a – несуча здатність анкера, кН; P_e – активний периметр виробки з коробовим склепінням

$$P_e = 3,18 + 1,33B_{np}, \text{ м}, \quad (27)$$

де B_{np} – ширина підготовчої виробки в проходці, м.

4. Відстань між анкерами

$$a_a = \sqrt{\frac{P_a}{U \cdot \gamma \cdot k_n}}, \text{ м.} \quad (28)$$

Після визначення основних параметрів виконують побудову паспорта кріплення польової підготовчої виробки відповідно до розрахункової схеми, що подана на рис. 5.

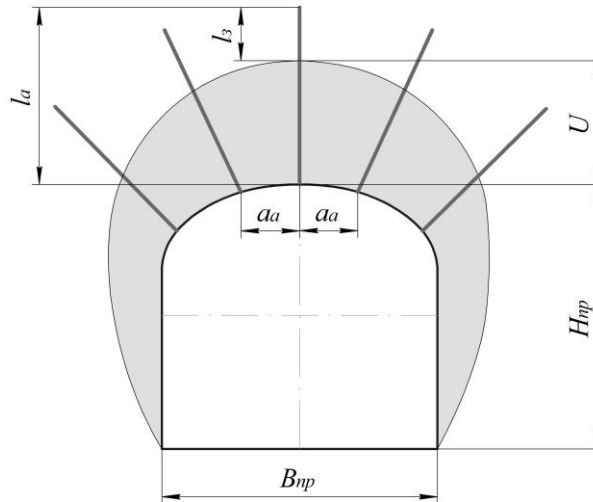


Рис. 5. Розрахункова схема до побудови паспорта кріплення

Так як дії напружень спрямовані в геометричний центр виробки, буріння шпурів і відповідно установка анкерів здійснюється від центру виробки, під кутом до вертикальної осі. Щоб уникнути відшарування дрібних кусків породи, під час проведення виробок у тріщинуватих масивах, доцільно застосовувати полегшене комбіноване кріплення – анкери з сіткою «рабиця». Сітку необхідно розташовувати за контуром виробки, в покрівлі і боках, на довжину до 80% ділянки, що закріплюється, і потім закріплювати анкерами.

Обговорення результатів.

Аналіз результатів аналітичного моделювання показав, що очисні камери першої та другої черги відпрацювання істотно впливають на масив гірських порід висячого та лежачого боків, де проводяться польові підготовчі виробки. Масив у зоні дії напружень, що викликані очисними камерами, характеризується зонами як підвищеного, так і пониженого гірського тиску. Зони деформацій навколо камер поширюються у бік порід висячого та лежачого боків, у масиві руди та закладки. Зміна напружень та деформації масиву гірських порід досліджено за умов зміни глибини закладення камер, польових підготовчих виробок та фізико-механічних властивостей масиву вмісних порід.

Проведені дослідження зумовлюють необхідність врахування характеру та ступеня напруженості масиву гірських порід у зоні розвантаження камер, в процесі вибору виду кріплення підготовчих польових виробок, термін служби яких відповідає часу відпрацювання запасів руди у поверсі. Водночас встановлено, що ефективність відпрацювання запасів видобувних блоків багато в чому залежить від застосування раціонального паспорта кріплення польових підготовчих виробок. Визначення основних параметрів паспорта кріплення польових підготовчих виробок має ґрунтуватися на виборі місця закладання виробок, з урахуванням впливу камер, залежно від відстані до рудного покладу.

На підставі проведених досліджень розроблена методика розрахунку параметрів анкерного кріплення гірничих виробок. Дана методика відрізняється від відомої [23] тим, що враховує умови закладення підготовчої виробки, а також вплив очисних камер на величину руйнування масиву порід, у покрівлі польових штреків висячого та лежачого боків, залежно від відстані до рудного покладу. За заданими координатами розташування польової підготовчої виробки можна характеризувати ступінь руйнування масиву порід в покрівлі польових підповерхових штреків висячого та лежачого боків, з урахуванням зони впливу

камер першої та другої черги відпрацювання. Врахування цих умов, у процесі складання паспорта кріплення, дозволить підвищити безпеку робіт, знизити витрати кріпильних матеріалів і збільшити термін служби виробок.

Для більш точного підтвердження результатів аналітичного дослідження необхідно провести фізичне моделювання, за допомогою еквівалентних матеріалів, а також промислові вимірювання.

Висновок.

Аналітичні дослідження стійкості підготовчих польових виробок у зонах впливу камер першої та другої черги відпрацювання дозволили:

– встановити, що на стійкість підготовчих польових виробок впливають радіальні напруження, що виникають навколо очисних камер першої та другої черги відпрацювання;

– виявити закономірності розвитку зон руйнування масиву порід у покрівлі польових штреків висячого та лежачого боків гор. 775, 875 та 975 м, залежно від зміни напружено-деформованого стану масиву навколо очисних камер;

– встановити величини руйнування масиву порід у покрівлі польових штреків висячого та лежачого боків, залежно від відстані до контуру рудного покладу, глибини закладення польових виробок і межі міцності порід на одновісне стиснення.

Список літератури

1. Pysmennyi S., Shvager N., Shepel O. Kovbyk K., Dolgikh O. Development of resource-saving technology when mining ore bodies by blocks under rock pressure. *E3S Web of Conferences*. 2020. № 166. P. 02006. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016602006>.
2. Kosenko A.V. Improvement of sub-level caving mining methods during high-grade iron ore mining. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2021. № 1. Pp. 19–25. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2021-1/019>
3. Pysmennyi S., Fedko M., Shvager N., Chukharev S. Mining of rich iron ore deposits of complex structure under the conditions of rock pressure development. *E3S Web of Conferences*. 2020. № 201. P. 01022. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202020101022>
4. Fedko M.B., Muzyka I.O., Pysmennyi S.V., Kalinichenko O.V. Determination of drilling and blasting parameters considering the stress-strain state of rock ores. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2019. № 1. Pp. 37–41. <https://doi.org/10.29202/nvngu/2019-1/20>
5. Sakhno I., Sakhno S., Skyrda A. Field investigations of deformations in soft surrounding rocks of roadway with roof-bolting support by auger mining of thin coal seams. *The Mining-Geology-Petroleum Engineering*

- Bulletin*. 2021. Pp. 23–38. <https://doi.org/10.17794/rgn.2022.2.3>
6. Tereshchuk R.M., Khoziaikina N.V., Babets D.V. Substantiation of rational roof-bolting parameters. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2018. № 1. Pp. 19–26. <https://doi.org/10.29202/nvngu/2018-1/18>
 7. Fomychov V.V., Lapko V.V., Pochepov V.M. Stability analysis of two-level anchor support installed in the weakly metamorphosed rocks. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2017. № 2. Pp. 14–19
 8. Menasce J.R., de Jager J.B. A review of mechanized versus handheld bolting in hard rock tabular orebodies. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*. 2006. № 106. Pp. 545–552.
 9. Syd Peng. Roof bolting and underground roof falls. *Geohazard Mechanics*. 2023. № 1, Pp. 32–37. <https://doi.org/10.1016/j.ghm.2022.11.005>
 10. Reece Kurre, Gabriel Walton. A case study on the efficacy of different roof bolting schemes in LhoistNorth America’s Crab Orchard Mine. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2020. № 30. Pp. 99–104. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2019.12.014>
 11. Sustainable Underground Iron Ore Mining in Ukraine with Backfilling Worked-Out Area. / Bazaluk O. and etc. *Sustainability*. 2021. № 13(2). P. 834. <https://doi.org/10.3390/su13020834>
 12. Khomenko O., Kononenko M., Kovalenko I., Astafiev D. (2018). Self-regulating roof-bolting with the rock pressure energy use. *E3S Web Of Conferences*. № 60, P. 00009. <http://dx.doi.org/10.1051/e3sconf/20186000009>
 13. Fomichov V.V. Sotskov V.A. Malykhin A.V. Determination and analysis of the acceptable Benchmark changes of the stress strain state of frame and anchor fastening elements of dismantling drift when approaching a working face. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2014. № 1. Pp. 22–26
 14. Lapko V. Fomychov V. Fomychova L. (2014). Modern technologies of bolting in weakly metamorphosed rocks: experience and perspectives. *Progressive Technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining*. 2014. 359–362. <https://doi.org/10.1201/b17547-59>
 15. Jin-feng, Z., Peng-hao, Z. Analytical model of fully grouted bolts in pull-out tests and in situ rock masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2019. № 113. Pp. 278–294. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.11.015>
 16. Rafał Wiśniowski, Przemysław Toczek. The methods of pressures prediction based on geophysical data. *AGH drilling, oil, gas*. 2015. № 32(3). Pp. 551–562. <http://dx.doi.org/10.7494/drill.2015.32.3.551>
 17. Lapko V., Fomychov V., Pochepov V. Bolt support application peculiarities during support of development workings in weakly metamorphosed rocks. *Mining of Mineral Deposits*. 2013. Pp. 211–216. <https://doi.org/10.1201/b16354-38>
 18. Fomychov V., Pochepov V., Lapko V., Fomychova L. Development and analysis of computational model of geomechanical system «layered massif – working support» *Mining of Mineral Deposits*. 2016. № 10(2). Pp. 25–33. <https://doi.org/10.15407/mining10.02.025>
 19. Khomenko O., Kononenko M., Bilegsaikhan, J. (2018). Classification of Theories about Rock Pressure. *Solid State Phenomena*. 2018. № 277. Pp. 157–167. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/ssp.277.157>

20. Khomenko, O., Kononenko, M. Geoenenergetics of Ukrainian crystalline shield. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2019. № 3. Pp. 12-21. <https://doi.org/10.29202/nvngu/2019-3/3>

21. Kononenko M., Khomenko O. Technology of support of workings near to extraction chambers. *New Techniques And Technologies In Mining*. 2010. Pp. 193-197. <http://dx.doi.org/10.1201/b11329-32>

22. Khomenko O.Y. Implementation of energy method in study of zonal disintegration of rocks. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2012. № 4. Pp. 44–54

23. Костогрыз В.И., Хупаненко В.П., Лисаковский В.Л., Цербатюк Г.Я. Типовые паспорта крепления подземных горных выработок железорудных шахт Украины. Кривой Рог: НИГРИ, 1995. 122 с.

24. Khomenko O., Kononenko M., Danylchenko M. Modeling of bearing massif condition during chamber mining of ore deposits. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. № 10. Pp. 40–47. <http://dx.doi.org/10.15407/mining10.02.040>

25. Bazaluk O., Petlovanyi M., Zubko S., Lozynskiy V., Sai K. Instability Assessment of Hanging Wall Rocks during Underground Mining of Iron Ores. *Minerals*. 2021. № 11(8). Pp. 858. <https://doi.org/10.3390/min11080858>

References

1. Pysmennyi S., Shvager N., Shepel O. Kovbyk K., Dolgikh O. (2020). Development of resource-saving technology when mining ore bodies by blocks under rock pressure. *E3S Web of Conferences*, No. 166, 02006. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016602006>

2. Kosenko A.V. (2021). Improvement of sub-level caving mining methods during high-grade iron ore mining. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, No. 1, 19–25. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2021-1/019>

3. Pysmennyi S., Fedko M., Shvager N., Chukharev S. (2020). Mining of rich iron ore deposits of complex structure under the conditions of rock pressure development. *E3S Web of Conferences*, No. 201, 01022. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202020101022>

4. Fedko M.B., Muzyka I.O., Pysmennyi S.V., Kalinichenko, O.V. (2019). Determination of drilling and blasting parameters considering the stress-strain state of rock ores. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, No. 1, 37–41. <https://doi.org/10.29202/nvngu/2019-1/20>

5. Sakhno I., Sakhno S., Skyrda A. (2021). Field investigations of deformations in soft surrounding rocks of roadway with roof-bolting support by auger mining of thin coal seams. *The Mining-Geology-Petroleum Engineering Bulletin*, 23–38. <https://doi.org/10.17794/rgn.2022.2.3>

6. Tereshchuk R.M., Khoziaikina N.V., Babets D.V. (2018). Substantiation of rational roof-bolting parameters. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, No. 1, 19–26. <https://doi.org/10.29202/nvngu/2018-1/18>

7. Fomychov V.V., Lapko V.V., Pochepov V.M. (2017). Stability analysis of two-level anchor support installed in the weakly metamorphosed rocks. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, No. 2, 14–19

8. Menasce J.R., de Jager J.B. (2006). A review of mechanized versus handheld bolting in hard rock tabular

orebodies. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, No. 106, 545–552.

9. Syd Peng. (2023). Roof bolting and underground roof falls. *Geohazard Mechanics*, No. 1, 32–37. <https://doi.org/10.1016/j.ghm.2022.11.005>

10. Reece Kurre, Gabriel Walton. (2020). A case study on the efficacy of different roof bolting schemes in LhoistNorth America’s Crab Orchard Mine. *International Journal of Mining Science and Technology*, 30, 99–104. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2019.12.014>

11. Bazaluk O., Petlovanyi M., Lozynskiy V., Zubko S., Sai K., Saik, P. (2021). Sustainable Underground Iron Ore Mining in Ukraine with Backfilling Worked-Out Area. *Sustainability*, No. 13(2), 834. <https://doi.org/10.3390/su13020834>

12. Khomenko O., Kononenko M., Kovalenko I., Astafiev D. (2018). Self-regulating roof-bolting with the rock pressure energy use. *E3S Web Of Conferences*, No. 60, 00009. <http://dx.doi.org/10.1051/e3sconf/20186000009>

13. Fomichov V.V. Sotskov V.A. Malykhin A.V. (2014). Determination and analysis of the acceptable Benchmark changes of the stress strain state of frame and anchor fastening elements of dismantling drift when approaching a working face. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, No. 1, 22–26.

14. Lapko V. Fomychov V. Fomychova L. (2014). Modern technologies of bolting in weakly metamorphosed rocks: experience and perspectives. *Progressive Technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining*, 359–362. <https://doi.org/10.1201/b17547-59>

15. Jin-feng, Z., & Peng-hao, Z. (2019). Analytical model of fully grouted bolts in pull-out tests and in situ rock masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, No. 113, 278-294. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.11.015>

16. Rafał Wiśniowski, Przemysław Toczec. (2015). The methods of pressures prediction based on geophysical data. *AGH drilling, oil, gas*, No. 32(3). Pp. 551–562. <http://dx.doi.org/10.7494/drill.2015.32.3.551>

17. Lapko V., Fomychov V., Pochepov V. (2013). Bolt support application peculiarities during support of development workings in weakly metamorphosed rocks. *Mining of Mineral Deposits*, 211–216. <https://doi.org/10.1201/b16354-38>

18. Fomychov V., Pochepov V., Lapko V., Fomychova L. (2016). Development and analysis of computational model of geomechanical system “layered massif – working support” *Mining of Mineral Deposits*, No. 10(2), 25–33. <https://doi.org/10.15407/mining10.02.025>

19. Khomenko O., Kononenko M., Bilegsaikhan, J. (2018). Classification of Theories about Rock Pressure. *Solid State Phenomena*, No. 277, 157-167.

20. Khomenko, O., Kononenko, M. (2019). Geoenenergetics of Ukrainian crystalline shield. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, No. 3, 12-21. <https://doi.org/10.29202/nvngu/2019-3/3>

21. Kononenko M., Khomenko O. (2010). Technology of support of workings near to extraction chambers. *New Techniques And Technologies In Mining*, 193-197. <http://dx.doi.org/10.1201/b11329-32>

22. Khomenko, O.Y. (2012). Implementation of energy method in study of zonal disintegration of rocks. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, No. 4, 44–54.

23. Kostogryz V.I., Khupanenko V.P., Lisakovskiy V.L., Tserbatyuk G.YA. (1995). Typical

passports for fastening underground mine workings of iron ore mines in Ukraine [Типовые паспорта крепилища подземных горных выработок железорудных шахт Украины]. Krivoy Rog: NIGRI, 122. (in Russian)

24. Khomenko O., Kononenko M., Danylchenko M. (2016). Modeling of bearing massif condition during chamber mining of ore deposits. *Mining of Mineral Deposits*, No. 10, 40–47. <http://dx.doi.org/10.15407/mining10.02.040>

25. Bazaluk O., Petlovanyi M., Zubko, S., Lozynskiy, V., Sai K. (2021). Instability Assessment of Hanging Wall Rocks during Underground Mining of Iron Ores. *Minerals*, No. 11(8), 858. <https://doi.org/10.3390/min11080858>

Надійшла до редакції 10.05.2023

Хоменко Олег Євгенович – доктор технічних наук, професор, професор кафедри гірничої інженерії та освіти Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» (м. Дніпро, Україна).

E-mail: rudana.in.ua@gmail.com

Кононенко Максим Миколайович – доктор технічних наук, доцент, доцент кафедри транспортних систем та енергомеханічних комплексів (м. Дніпро, Україна).

E-mail: kmn211179@gmail.com

Косенко Андрій Володимирович – кандидат технічних наук, молодший науковий співробітник відділу управління станом гірничого масиву, Відділення фізики гірничих процесів Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова Національної академії наук України (м. Дніпро, Україна).

E-mail: andreyvladimirovich@email.ua

RATIONAL PARAMETERS FOR WALLING DEVELOPMENT WAIES IN THE ZONES OF INFLUENCE OF DRAWN STOPES

Purpose. To develop a methodology for calculating the rational parameters for walling development waies, taking into account changes in the stress state of the massif in the unloading zones of the drawn stopes of the first and second stages of mining.

Methodology. To determine the patterns of stress distribution around the fringedrifts of the lying and hanging walls, located at different distances from the contact of the host rocks with the ore deposit, an integrated approach was used, including the analysis and generalization of previous studies, analytical studies of the stress-strain state of the rock mass around development waies, using the energy method and statistical data processing.

Results. Studies of changes in the stability of walling development waies in the zones of influence of drawn stopes of the first and second stages of mining made it possible to establish that the stability of fringedrifts is influenced by radial stresses that arise around the drawn stopes. This necessitates taking into account the nature and degree of tension of the rock mass in the zone of unloading drawn stopes, in the process of choosing the type of support for preparatory fringedrifts, the service life of which is equal to the time of mining ore reserves in the level. At the same time, empirical formulas for calculating the magnitude of destruction of a rock mass in the roof of fringedrifts of the lying and hanging walls were obtained. On the basis of which a method for calculating the parameters of the roof bolting of walling development waies has been developed.

Scientific novelty. The dependences of the magnitude of the destruction of the rock mass in the roof of the fringedrifts of the hanging and lying walls, depending on the distance to the contour of the ore deposit, the depth of the fringedrifts, and the uniaxial compression strength of the rocks, have been established.

Practical implication. A method has been developed for calculating the parameters of the roof bolting of development waies, taking into account the change in the stress state of the array of drawn stopes of the first and second stages of mining.

Keywords: iron ore, development way, rock pressure, roof bolting, stress-strain state, drawn stope.

Khomenko Oleh – Doctor of Technical Science, Professor, Professor of the Mining Engineering and Education Department, Dnipro University of Technology (Dnipro, Ukraine)

E-mail: rudana.in.ua@gmail.com

Kononenko Maksym – Doctor of Technical Science, Associate Professor, Associate Professor of the Transport systems and energy-mechanical complexes Department, Dnipro University of Technology (Dnipro, Ukraine).

E-mail: kmn211179@gmail.com

Kosenko Andrii – Candidate of Technical Sciences (Ph.D.), Junior researcher of Department of Rock Mass Condition Control, Branch of Physics of the Mining Processes of Institute of Geotechnical Mechanics named by N. Poljakov of National Academy of Sciences of Ukraine (Dnipro, Ukraine).

E-mail: andreyvladimirovich@email.ua