

УДК 622.831:622.274

DOI: <https://doi.org/10.31474/2415-7902-2023-1-8-1510.31474/2415-7902-2023-1-91-104>**Косенко А.В., Хорольський А.О., Хоменко О.Є., Кононенко М.М.****ГЕОМЕХАНІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ РОЗРОБКИ ПОТУЖНИХ ТА ВЕЛЬМИ ПОТУЖНИХ ПОКЛАДІВ БАГАТИХ ЗАЛІЗНИХ РУД В УМОВАХ ЗНАЧНИХ ГЛИБИН**

Мета. Підвищення якості видобутої рудної маси та зниження експлуатаційних витрат на видобування корисної копалини завдяки урахуванню геомеханічного стану рудо-породного масиву.

Методи дослідження. Комплексний метод, що включає аналіз та узагальнення раніше проведених досліджень, шахтні інструментальні спостереження, чисельне моделювання методом скінченних елементів, аналітичні дослідження та статистичну обробку даних.

Результати. Встановлено, що ключовими факторами, які впливають на вибір стійких параметрів конструктивних елементів очисних панелей видобувних блоків, є: параметри напружено-деформованого стану горизонту очисної виїмки, що визначаються глибиною розробки, потужністю і кутом падіння рудного покладу, формою та розмірами зони зсуву й обвалення підроблених вмісних порід; порядок відпрацювання панелей за потужністю та простяганням видобувного блоку; інтенсивність відпрацювання запасів компенсаційних просторів. Водночас стійкість транспортних шпурів і сполучень з ортами-заїздами залежить від довжини розташування їх до контакту вмісних порід лежачого боку з рудним покладом, потужності рудного покладу і геологічною макроструктурою порід лежачого боку, а стійкість нарізних виробок – з місцем розташування очисних панелей за потужністю рудного покладу від вмісних порід висячого боку, а також кількості контактів очисної панелі з обваленими вмісними породами. Встановлені максимально можливі стійкі параметри відслонень компенсаційних камер, що утворюються за допомогою вибухового відбивання свердловинних зарядів залежно від потужності рудного покладу, та розташування їх центру від порід висячого боку

Наукова новизна. Для діапазону глибин 1200–1500 м отримані залежності розподілу напружень вхрест простягання рудного покладу на горизонті ведення гірничих робіт. Встановлені степеневі залежності еквівалентної ширини прогину днища очисної панелі, еквівалентних прогинів стійкого горизонтального і вертикального відслонень від розташування центру панелі за потужністю рудного покладу від вмісних порід висячого боку.

Практична значимість. Отримані залежності дозволяють вибрати найбільш раціональні технологічні схеми відпрацювання покладів багатих залізних руд з урахуванням напружено-деформованого стану рудо-породного масиву та розташування панелі за потужністю покладу.

Ключові слова: багаті залізні руди, напружено-деформований стан, рудо-породний масив, початковий напружений стан, очисні роботи, вироблений простір.

Вступ. Україна входить до десятки найбагатших країн світу за запасами залізної руди [1], більша частина з яких знаходиться в надрах Криворізького басейну [2]. Тому однією з найбільш розвинених галузей промисловості країни є чорна металургія [3]. Водночас залізнорудна промисловість і металургійний комплекс є бюджетоутворюючими галузями господарства, що мають для країни стратегічне значення [4]. Але наразі гірничо-металургійний комплекс переживає не найкращі часи [5]. Експерти коментують даний факт, як не використання належним чином свого «геологічного козиря» [6]. Так як багаті залізні руди (до 67% заліза), що видобуваються підземним способом, видаються на земну поверхню низької якості з вмістом заліза – 53–57% [7]. Водночас зі збільшенням глибини зростають накладні витрати на транспортування рудної маси на земну поверхню та матеріалів на горизонти шахт, водовідлив і вентиляцію [8]. Тому забезпечення конкурентоспроможності шахт, в умовах сучасних ринкових відносин, можливо досягти завдяки підвищенню якості видобутої рудної маси та зниженню експлуатаційних витрат, що пов'язані з видобуванням.

Аналіз останніх досліджень і публікацій. Аналізом багаторічної практики встановлено, що основною проблемою розробки родовищ багатих залізних руд в умовах значних глибин підземного Кривбасу, є управління геомеханічним станом

конструктивних елементів систем розробки [9]. Так як в покладах, що відпрацьовуються ефективними системами [10], зі зростанням глибини значно знижується стійкість відслонень камер та ціликів [11], виникає небезпека самообвалення стелин [12]. Проте в більшості випадків вибір форм і розмірів виїмкових одиниць здійснюється, виходячи лише з технологічних можливостей обладнання, що застосовується [13], або за аналогією з попереднім досвідом [14]. Водночас конструкція системи розробки отримує або значний резерв міцності та стійкості, на шкоду раціональності вилучення запасів [15], або передчасно руйнується з обваленням вмісних порід і втратою підготовлених до виїмки запасів, технічного обладнання та травматизму гірників [16].

Отже перспективи розвитку систем розробки покладів нестійких багатих залізних руд в умовах глибоких горизонтів пов'язані із: забезпеченням стійких форм і максимальних геометричних розмірів компенсаційних камер і ціликів [17]; встановленням раціонального співвідношення між геометричними розмірами панелей та порядком очисної виїмки [18]; видами та типорозмірами гірничого обладнання, що застосовується, яке забезпечує спрощення конструкції системи розробки та зменшення обсягу підготовчо-нарізних робіт [19]; організацією паралельного в часі виконання технологічних процесів [20]; заміною переносного технологічного обладнання на самохідні комплекси [21]; підвищенням якісних і кількісних показників вилучення корисної копалини [22].

Мета та завдання дослідження. Метою дослідження є підвищення якості видобутої рудної маси та зниження експлуатаційних витрат на видобування корисної копалини завдяки урахуванню геомеханічного стану рудо-породного масиву.

Для досягнення поставленої мети вирішені наступні завдання:

1) встановлено параметри розташування транспортно-доставочного штреку залежно від потужності покладу, форми зони обвалення вмісних порід висячого боку та макроструктурної будови рудо-породного масиву родовищ;

2) визначено параметри стійких відслонень ціликів та камер виїмкових панелей з урахуванням технології їх утворення та напружено-деформованого стану рудо-породного масиву;

3) розроблено конструктивні схеми раціональної технології відпрацювання потужних покладів родовища багатих залізних руд на глибоких горизонтах шахт з урахуванням розташування виїмкової панелі від вмісних порід висячого боку за потужністю рудного покладу.

Методи дослідження. Для визначення закономірностей розподілу напружень навколо транспортних виробок і компенсаційних камер, що розташовані на різній відстані від вмісних порід висячого боку, був використаний комплексний підхід, який включає аналіз та узагальнення раніше проведених досліджень, шахтні інструментальні спостереження, чисельне моделювання методом скінченних елементів аналітичні дослідження та статистичну обробку даних.

Дослідження включають вирішення комплексу геомеханічних та технологічних завдань: встановлення закономірностей зміни геометричних параметрів конструктивних елементів технологій очисних робіт та розробка технологічних схем їх утворення від геолого-геомеханічного стану рудо-породного масиву; визначення раціональних параметрів ресурсозберігаючих технологічних процесів очисної виїмки шляхом їхньої спільної оптимізації; створення конструкцій геотехнологій очисної виїмки з використанням певного типу гірничого обладнання.

Проведення досліджень виконано для гірничо-геологічних і геомеханічних умов залягання та розробки родовищ багатих залізних руд шахт Кривбасу. Залізородні поклади розробляються на глибині 1100–1400 м, в макрошаровому з пластичними стратиграфічними горизонтами, що чергуються між собою, кварцитів і сланців, з різними

геолого-фізичними властивостями. Перехід від шару до шару здебільшого дифузійний. Зв'язок між шарами – жорсткий. Потужність покладу змінюється від 20 до 150 м; кут падіння 40–60°.

Виклад основного матеріалу. Уявлення про розподіл напружень в породах, що оточують гірничі виробки, можна отримати, розглядаючи гірський масив як пружне ізотропне середовище [23]. Характер поля напружень навколо виробок залежить: від форм і розмірів їх поперечного перерізу [24]; природного поля напружень [25]; макроструктури та фізичних властивостей гірських порід [26]; динамічних навантажень, що викликані буро-підривними роботами [27]; близькістю розташування сусідніх гірничих виробок [28]. Водночас у процесі розробки залізородних родовищ Криворізького басейну системами з обваленням руди та вмісних порід, коли породи висячого боку зрушуються й обвалюються в міру пониження горизонту очисної виїмки, в породах лежачого боку виникають специфічні зони опорного тиску і розвантаження (рис. 1).

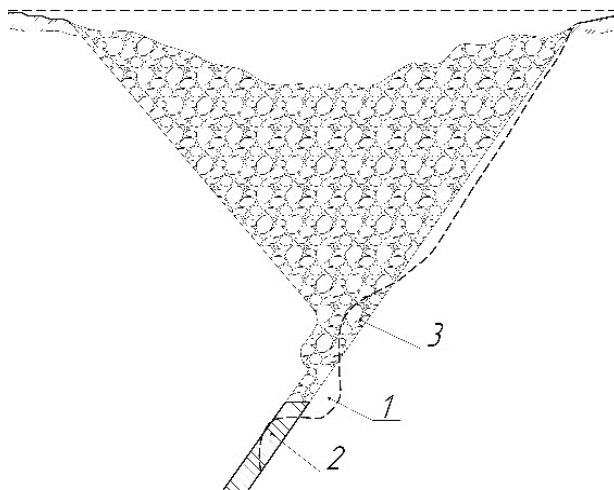


Рисунок 1 – Розріз родовища багатих залізних руд в хрест простягання: 1 – зона розвантаження; 2 – зона опорного тиску; 3 – зона вторинного ущільнення

Чисельним моделюванням методом скінчених елементів встановлено, що між геологічною структурою породних масивів Криворізьких залізородних родовищ і структурного розподілу поля початкових напружень існує тісний зв'язок. Характеристики початкового напруженого стану залежать від геометричних і деформаційних параметрів структурних елементів масиву, їх взаємовідношень та орієнтації у просторі.

Для геологічних умов одного із родовищ південної групи шахт Кривбасу розподіл епюр відносних напружень визначається з виразу

$$\sigma_{ij}^o = \frac{\sigma_{ij}}{\gamma H}, \text{ ч. од.} \quad (1)$$

де σ_{ij} – початкові напруження (σ_{zz} – вертикальні; σ_{xx} – горизонтальні; σ_{zx} – дотичні), Па;
 H – глибина ведення гірничих робіт, м;
 γ – об'ємна вага гірських порід у масиві, т/м³.

Вертикальний розріз рудо-породного масиву вхрест простягання, з нанесенням епюр початкових напружень, подано на рис. 2.

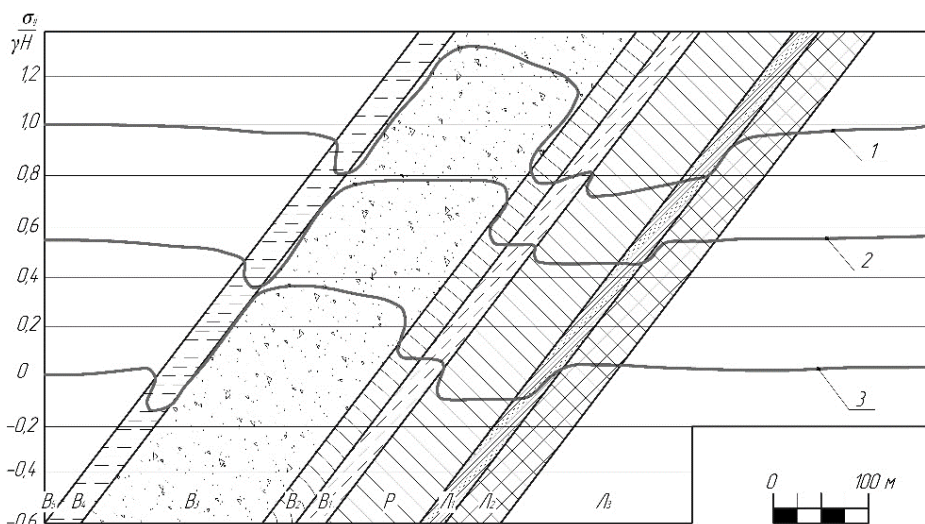


Рисунок 2 – Розподіл епюр відносних напружень на вертикальному розрізі рудо-порідного масиву вхрест простягання: 1, 2, 3 – епюри відносних напружень, відповідно вертикальних, горизонтальних і дотичних; *P* – залізорудний масив; *L*₁, *L*₂, *L*₃ – вмісні породи висячого боку, відповідно силікатні сланці, джеспіліти й аркози; *B*₁, *B*₂, *B*₃, *B*₄, *B*₅ – вмісні породи висячого боку, відповідно магнетитові кварцити, силікатно-магнетитові кварцити, карбонатно-силікатно-магнетитові кварцити, силікатні сланці та безрудні метапісчаникові варцити

З рис. 2, середні компоненти тензора напружень, в межах кожного окремого структурного елемента, можна описати залежностями:

$$\sigma_{zz} = K_1 \cdot \gamma H, \text{ Па} \quad (2)$$

$$\sigma_{xx} = K_2 \cdot \gamma H, \text{ Па} \quad (3)$$

$$\sigma_{xz} = K_3 \cdot \gamma H, \text{ Па} \quad (4)$$

де K_1 , K_2 , K_3 – емпіричні коефіцієнти, що залежать від геологічної структури та деформаційних характеристик структурних елементів рудо-порідного масиву.

Напружено-деформований стан рудо-порідного масиву в зоні очисних робіт родовищ другого класу розробки відрізняється від початкового напруженого стану впливом двох основних техногенних факторів: утворенням відкритого очисного простору; тиском обвалених вмісних порід на поверхню порідного масиву, що оточує вироблений простір та утворену ним зону обвалення.

Вироблений простір являє собою відкрити, у напрямку земної поверхні, каньйоноподібну зону, що заповнена обваленими корінними породами висячого і лежачого боків, безрудними включеннями, наносами та втраченою рудою (рис. 1). Форма виробленого простору визначається потужністю і кутом падіння рудного покладу, а також характером обвалення та зсуву порід висячого боку (без відставання чи з відставанням від горизонту очисних робіт).

Установлено, що в період, коли виникає обвалення і здійснилося зрушення порід висячого боку (рис. 1), в зоні очисної виїмки за межами рудного покладу, на відстані до $0,5H$ вглиб від масиву, відсутні геомеханічні зони опорного тиску. Тобто всі компоненти поля напружень за абсолютною величиною не перевищують початкових напружень на 10–15%, що існували в цій зоні до початку ведення очисних робіт. У випадку

консольного зависання подрібнених вмісних порід (рис. 1) у висячому боці рудного масиву на глибину до 40–100 м (залежно від прогину консолі l_{kons}) з'являється локальна зона концентрованих початкових напружень. Водночас зі зростанням значення прогину консолі (l_{kons}) коефіцієнти концентрації головних максимальних (K_{max}) і мінімальних (K_{min}) напружень:

$$K_{max} = \frac{\sigma_{max}}{\sigma_{max}^o}, \text{ ч. од.} \quad (5)$$

$$K_{min} = \frac{\sigma_{min}}{\sigma_{min}^o}, \text{ ч. од.} \quad (6)$$

де σ_{max} – головні максимальні напруження, Па;

σ_{min} – головні мінімальні напруження, Па;

σ_{max}^o – концентровані головні максимальні напруження, Па;

σ_{min}^o – концентровані головні мінімальні напруження, Па.

Коефіцієнти концентрацій головних нормальних напружень K_{max} і K_{min} , за умов різної величини проміжку консолі висячого боку в приконтактній зоні рудного покладу подано в табл. 1.

Таблиця 1 – Коефіцієнти концентрацій головних нормальних напружень за умов різної величини проміжку консолі висячого боку

| $l_{kons}, \text{ м}$ | K_{max} | K_{min} |
|-----------------------|-----------|-----------|
| 0 | 0,55 | 0,65 |
| 50 | 1,05 | 0,75 |
| 100 | 1,45 | 1,1 |

Дослідження геомеханічного стану здійснювалось шляхом спостереження за руйнуванням кріплення відкотних штреків, що знаходилися на різній відстані до контакту рудного масиву з вмісними породами лежачого боку (рис. 3).



Рисунок 3 – Світлини наслідків проявів гірського тиску в умовах шахти «Криворізька» АТ «Криворізький залізорудний комбінат» на гор. 1315 м в маркшейдерських осях 130–136

Залежно від відстані відкотного штреку до контакту рудного масиву з вмісними породами лежачого боку витрати на перекріплення були різними. Графік залежності відносних витрат на перекріплення відкотного штреку, у порівнянні з витратами на кріплення після його проведення, залежно від відстані його до контакту рудного масиву з вмісними породами лежачого боку подано на рис. 4.

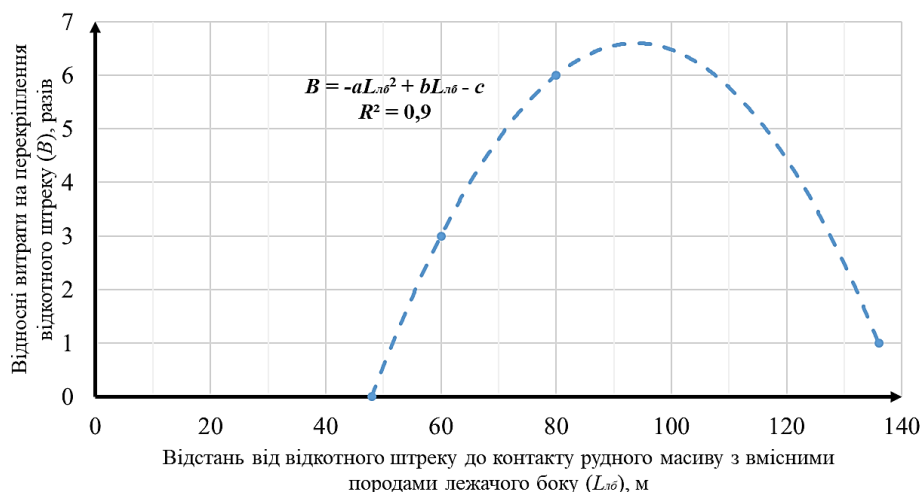


Рисунок 4 – Графік залежності відносних витрат на перекріплення відкотного штреку залежно від відстані його до контакту рудного масиву з вмісними породами лежачого боку в умовах шахти «Криворізька» АТ «Криворізький залізорудний комбінат» на гор. 1315 м в маркшейдерських осях 1–6, 6–14, 14–20, 20–26, 26–32, 32–38, 38–44, 44–76, 76–82, 82–88, 88–94, 94–100, 100–106, 106–112, 112–118, 118–124, 124–130, 130–136, 136–142, 142–148, 148–154а

З рис. 4 встановлено, що відносні витрати на перекріплення відкотного штреку, залежно від відстані його до контакту рудного масиву з вмісними породами лежачого боку, змінюється за поліноміальною квадратичною залежністю

$$B = -0,003L_{лб}^2 + 0,6L_{лб} - 21,1, \text{ разів} \quad (7)$$

де $L_{лб}$ – відстань від відкотного штреку до контакту рудного масиву з вмісними породами лежачого боку, м.

Проведений аналіз розробки потужних та вельми потужних рудних покладів (рис. 5) дав змогу встановити, що їх розробка здійснюється декількома панелями, що розташовані за потужністю рудного покладу. Відпрацювання запасів очисних панелей здійснюється за фронтально-діагональною схемою. Водночас більша частина очисних панелей характеризується одним і двома боковими контактами з обваленими вмісними породами. Панелі, що не мають контактів з обваленими вмісними породами, мають місце лише на початку відпрацювання блоків.

Згідно рис. 5, геомеханічні умови відпрацювання очисних панелей, у міру розвитку гірничих робіт в межах технологічних діляниць, характеризуються різною кількістю та місцем розташування вертикальних контактів очисних панелей з обваленими породами.

Для визначення параметрів стійких відслонень і ціликів заданої форми основних технологічних схем розробки залізорудних покладів Кривбасу застосовується методика [29]. Ця методика доведена до робочих інструкцій, що регламентують інженерні розрахунки у процесі технологічного проектування. В її основу покладено метод функціональних характеристик визначення допустимих розмірів конструктивних

елементів систем розробки залізорудних родовищ, що отримано експериментально-виробничим шляхом. Для розрахунків використовуються значення граничних за умовами стійкості характеристики: еквівалентний прогин стійкого відслонення (горизонтального, вертикального, похилого); безрозмірна характеристика для визначення ширини стійкого міжкамерного цілика та товщини стійкої стеліни.

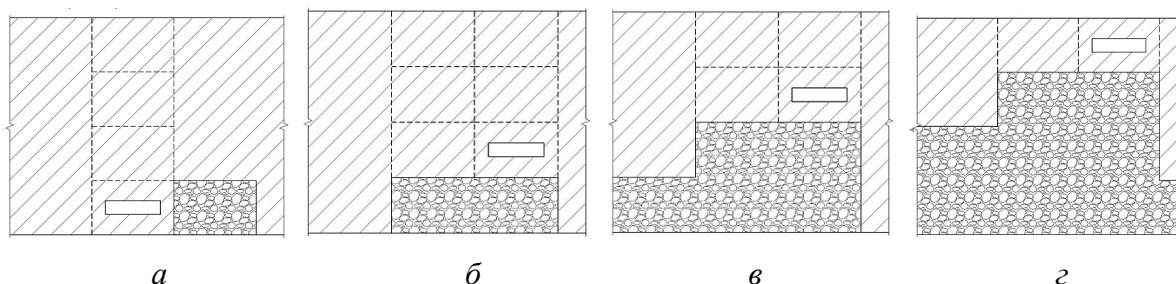


Рисунок 5 – Види контактів панелей з обваленими вмісними породами:

a – відпрацювання засів першої панелі; *б* – відпрацювання запасів другої панелі;

в – відпрацювання запасів третьої панелі; *г* – відпрацювання запасів четвертої панелі

На основі проведених розрахунків встановлені залежності еквівалентної ширини прогину днища очисної панелі від її розташування за потужністю рудного покладу (рис. 6).

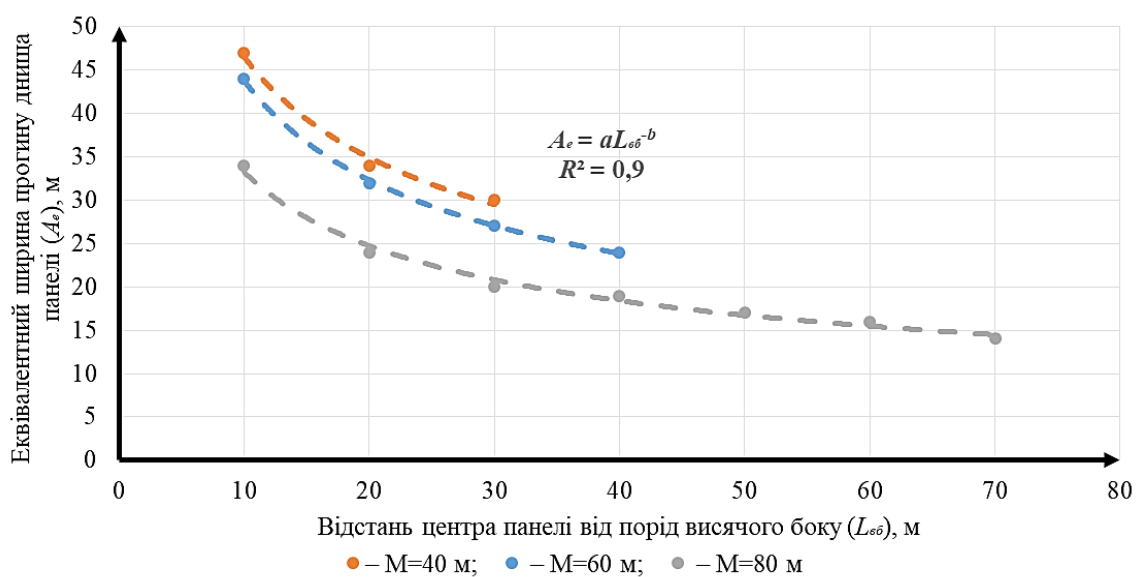


Рисунок 6 – Графіки залежності еквівалентного прогину днища очисної панелі від розташування її центру за потужністю рудного покладу від вмісних порід висячого боку, для покладів потужністю від 40 до 80 м

З рис. 6 встановлено, що еквівалентна ширина прогину днища очисної панелі залежить від потужності рудного покладу та змінюється за степеневою залежністю від розташування її центру за потужністю рудного покладу від вмісних порід висячого боку: коли потужність рудного покладу до 40 м

$$A_e = 125L_{66}^{-0,43}, \text{ м} \quad (8)$$

де L_{66} – відстань від центру очисної панелі до вмісних порід висячого боку за потужністю рудного покладу

коли потужність рудного покладу 40–60 м

$$A_e = 120L_{\sigma\sigma}^{-0,44}, \text{ м} \quad (9)$$

Коли потужність рудного покладу 60–80 м

$$A_e = 89L_{\sigma\sigma}^{-0,42}, \text{ м} \quad (10)$$

На підставі проведених розрахунків встановлені залежності еквівалентних прогинів стійкого горизонтального і вертикального відслонень залежно від кількості контактів очисної панелі з обваленими вмісними породами та розташування її центру за потужністю рудного покладу від вмісних порід висячого боку (рис. 7).

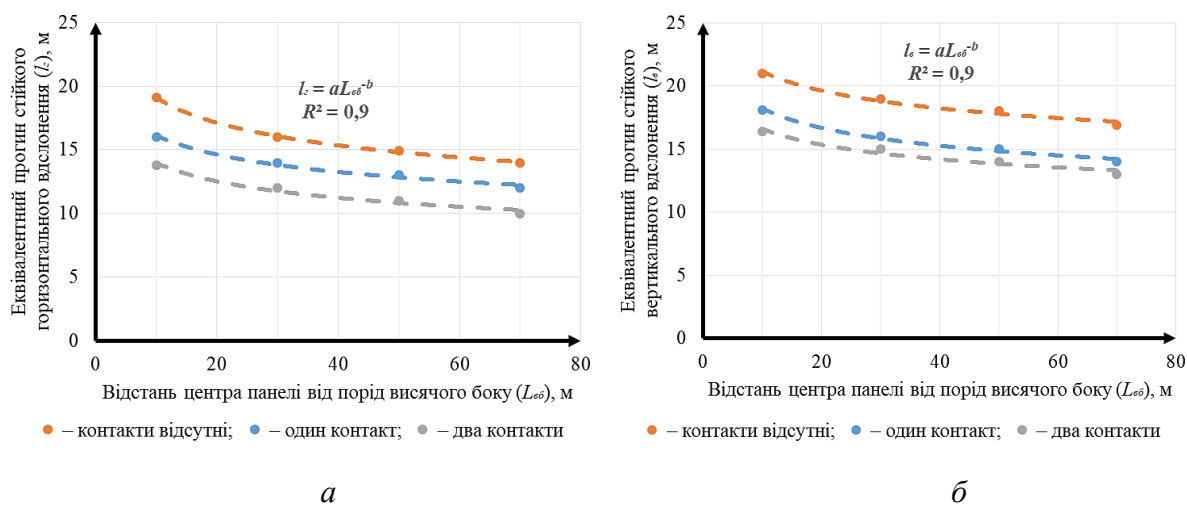


Рисунок 7 –Графіки залежності еквівалентних прогинів стійкого горизонтального (а) і вертикального (б) відслонень залежно від кількості контактів очисної панелі з обваленими вмісними породами та розташування її центру за потужністю рудного покладу від вмісних порід висячого боку:

З рис. 7 встановлено, що величина еквівалентних прогинів стійкого горизонтального (l_2) і вертикального (l_e) відслонень залежить від кількості контактів очисної панелі з обваленими вмісними породами та змінюється за степеневою залежністю від розташування її центру за потужністю рудного покладу від вмісних порід висячого боку:

коли панель не має контактів з обваленими вмісними породами

$$l_2 = 27L_{\sigma\sigma}^{-0,15}, \text{ м} \quad (11)$$

$$l_e = 27L_{\sigma\sigma}^{-0,11}, \text{ м} \quad (12)$$

коли панель має один контакт з обваленими вмісними породами

$$l_2 = 24L_{\sigma\sigma}^{-0,16}, \text{ м} \quad (13)$$

$$l_e = 24L_{\sigma\sigma}^{-0,12}, \text{ м} \quad (14)$$

коли панель має два контакти з обваленими вмісними породами

$$l_2 = 20L_{\sigma\sigma}^{-0,17}, \text{ м} \quad (15)$$

$$l_8 = 21L_{\sigma\sigma}^{-0,11}, \text{ м} \quad (16)$$

Обговорення результатів. В ході проведених досліджень встановлено, що напружено-деформований стан масивів, в зоні очисної виїмки, залежить від коефіцієнта бокового розпору регіонального поля початкових напружень. Водночас виявлено, що на характер формування початкових напружень істотно впливає структурна неоднорідність масиву гірських порід. Розраховані параметри напружень на 30–40% відрізняються від значень, що отримані для однорідних масивів. Основним фактором, що формує локальні поля напружень, є відмінність модулів деформацій структурних елементів. Параметри локальних полів напружень залежать від деформаційних властивостей, розмірів та орієнтації у просторі усієї сукупності шарів гірських порід. Область впливу кожного шару розповсюджується на відстань до трьох характерних його розмірів. Розподіл напружень за потужністю покладу крутоспадних шарів має чітко виражений максимум або мінімум, що розташований біля висячого чи лежачого боку шару, який розглядається, залежно від того більше чи менше одиниці відношення модулів деформації шару й оточуючих порід. Різниця між величинами напружень у протилежних меж породних шарів тим більша, чим більше відношення модулів деформацій шару й оточуючих порід.

Для боротьби з негативними наслідками порушення природної рівноваги стану рудо-породного масиву, що викликані веденням гірничих робіт, постійно застосовуються різноманітні додаткові заходи активного керування станом гірського масиву, які впливають на інтенсивність перехідних процесів і визначають властивості та стан порід в новому положенні рівноваги. Це здійснюється для раціонального, екологічного та безпечного видобування корисних копалин.

До заходів, що спрямовані на підвищення стійкості виробок, відносяться вибір раціональних місць їх закладення, розмірів та форм їх поперечного перерізу, типів і параметрів кріплення, що відповідають гірничо-геологічним умовам зміцнення або розвантаження приконтурних порід.

Розподіл напружень в зонах ведення гірничих робіт характеризується такими особливостями: в лежачому боці спостерігається активна динаміка змін параметрів напружено-деформованого стану масиву в зоні 50–100 м від контакту рудного покладу з породами лежачого боку, залежно від розвитку гірничих робіт в межах горизонту. Водночас вибір раціонального розташування транспортних виробок у породах лежачого боку є першочерговим завданням під час проектування підготовки родовища. Для забезпечення надійних умов експлуатації транспортні штреки необхідно розташовувати за межами зони розвантаження та за межами ділянки максимальних напружень в зоні опорного тиску.

Техніко-економічна оцінка і результати вимірювань реперних станцій показали, що факторами, які безпосередньо визначають параметри трасування транспортно-підготовчих виробок, є потужність покладу, макроструктура порід лежачого боку, тип транспортних засобів і технології відпрацювання покладу.

Висновки. У ході проведених досліджень встановлено, що ключовими факторами, які впливають на вибір стійких параметрів конструктивних елементів очисних панелей видобувних блоків, є: параметри напружено-деформованого стану горизонту очисної виїмки, що визначаються глибиною розробки, потужністю і кутом падіння рудного

покладу, формою та розмірами зони зсуву й обвалення підроблених вмісних порід; порядок відпрацювання панелей за потужністю та простяганням видобувного блоку; інтенсивність відпрацювання запасів компенсаційних просторів.

Для діапазону глибин 1200–1500 м отримані залежності розподілу напружень вхрест простягання рудного покладу на горизонті ведення гірничих робіт. Встановлені степеневі залежності визначення еквівалентної ширини прогину днища очисної панелі, еквівалентних прогинів стійкого горизонтального і вертикального відслонень від розташування центру панелі за потужністю рудного покладу від вмісних порід всячого боку. За отриманими залежностями обираються найбільш раціональні технологічні схеми відпрацювання покладів багатих залізних руд різної потужності, з урахуванням напружено-деформованого стану рудо-породного масиву та розташування панелі за потужністю покладу.

Установлено, що стійкість транспортних штреків і сполучень з ортами-заїздами залежить від довжини розташування їх до контакту вмісних порід лежачого боку з рудним покладом, потужності рудного покладу і геологічною макроструктурою порід лежачого боку, а стійкість нарізних виробок – з місцем розташування очисних панелей за потужністю рудного покладу від вмісних порід всячого боку, а також кількості контактів очисної панелі з обваленими вмісними породами. Водночас встановлено, що для підтримання функціонування гірничих виробок під час всього терміну експлуатації виконуються значні обсяги відновлювальних робіт, вартість яких у 5–6 разів перевищують вартість початкового проведення виробки.

Список літератури

1. Бодюк А.В. Геолого-економічні аспекти двоїстостівизначень залізистих кварцитів та їх родовищ. *Геокологія та охорона праці*. 2016. №30. С. 160–171. <https://doi.org/10.20535/2079-5688.2016.30.70008>
2. Kosenko A.V. Improvement of sub-level caving mining methods during high-grade iron ore mining. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2021. №1. Р. 19–25. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2021-1/019>
3. Мельник О.В. Тенденції та перспективи розвитку металургійних підприємств України. *Ефективна економіка*. 2017. № 8. – URL:<http://www.economy.nayka.com.ua/?op=1&z=7629> (дата звернення: 29.03.2023)
4. Ляденко Т.В. Особливості виробничо-збутової діяльності вітчизняних залізрудних підприємств на сучасному етапі їх розвитку. *Ефективна економіка*. 2019. №4. – URL:http://www.economy.nayka.com.ua/pdf/4_2019/36.pdf (дата звернення: 29.03.2023) <https://doi.org/10.32702/2307-2105-2019.4.34>
5. Гончарук О.В., Рябко О.І., Оверковський Б.М. Гірничо-металургійний комплекс України: сучасні тенденції та результати. *Економіка та управління підприємствами*. 2021. №55. С. 86–97. <https://doi.org/10.32843/infrastructure55-15>
6. Україна має геологічний козир, але не використовує його: бізнес огляд. – URL:<https://ukr.media/business/206089/> (дата звернення: 29.03.2023)
7. Tarasyutin V.M. Geotechnology features of high quality martite ore from deep mines of Kryvyi Rih basin. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2015. №1. Р. 54–60.
8. Pysmennyi S., Fedko M., Shvaher 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. Р. 01022. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202020101022>
9. Khomenko O., Kononenko M., Netecha, M. Industrial research of massif zonal fragmentation around mine workings. *Mining Of Mineral Deposits*. 2016. №10(1), Pp. 50–56. <http://doi.org/10.15407/mining10.01.050>
10. Косенко А. Удосконалення технології розробки покладів багатих залізних руд у складних геомеханічних умовах глибоких горизонтів шахт Кривбасу. *Polish journal of science*, 2020. №33(1). С. 45–51.
11. Stupnik M., Kalinichenko O., Kalinichenko V., Pysmennyi, S. Morhun O. Choice and substantiation of stable crown shapes in deep-level iron ore mining. *Mining of Mineral Deposits*. 2018. №12(4). Р. 56–62. <https://doi.org/10.15407/mining12.04.056>

12. Kononenko M., Khomenko O., Sudakov A., Drobot S., Lkhagva, Ts. Numerical modelling of massif zonal structuring around underground working. *Mining of mineral deposits*. 2016. №10(3). 101-106. <https://doi.org/10.15407/mining10.03.101>
13. Chitombo G.P. Cave mining — 16 years after Laubscher's 1994 paper "Cave mining – state of the art" Proceedings of the second. *International Seminar on Block and Sublevel Caving [Caving 2010]*, (Perth, Australia, 20–22 April 2010) – Perth, Australian Centre for Geomechanics, 2010. P. 45-61.
14. Khomenko O., Kononenko M., Danylchenko M. Modeling of bearing massif condition during chamber mining of ore deposits. *Mining Of Mineral Deposits*. 2016. №10(2). P. 40-47. <https://doi.org/10.15407/mining10.02.040>
15. Brown E.T. *Block Caving Geomechanics*. Queensland, 2002. 515 p.
16. Khomenko O., Kononenko M., Lyashenko V. Safety Improving of Mine Preparation Works at the Ore Mines. *Occupational Safety In Industry*. 2018. №5. P. 53-59. <http://doi.org/10.24000/0409-2961-2018-5-53-59>
17. 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*, 2020. №166. 02006. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016602006>
18. Stupnik M., Kalinichenko V., Pysmennyi S., Kalinichenko O. Fedko M. Method of simulating rock mass stability in laboratory conditions using equivalent materials. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. №10(3), 46–51. <https://doi.org/10.15407/mining10.03.046>
19. Khomenko, O., Kononenko, M., Kosenko, A. *Processes of underground mining of ore deposits*. Dnipro: DUT, 2022. 206 p. <https://doi.org/10.33271/dut.002>
20. Kozyrev A., Fedotova I. Management of geomechanical processes – the basis for selecting the optimal technologies for the development of mineral deposits. *E3S Web of Conferences*, 2018. №56. P. 02005 <https://doi.org/10.1051/e3sconf/20185602005>
21. Stupnik M.I., Kalinichenko V.O., Kolosov V.O., Pozdniakov I. B. Key aspects of the formation of underground points for maintenance and refueling of mining self-propelled equipment. *Розробка родовищ*. 2014. №8. С. 199–202.
22. Stupnik M., Kalinichenko V., Kalinichenko O. Pochtarev A. Technological measures to enhance efficiency of mining ore from stopes applying self-propelled equipment. *E3S Web of Conferences*, 2021. №280 P. 08010. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202128008010>
23. Khomenko O., Kononenko M. Geo-energetics of Ukrainian crystalline shield. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2019. №3. Pp. 12–21. <https://doi.org/10.29202/nvngu/2019-3/3>
24. Raimzhanov B.R., Khakimov S.I., Khamzayev S.A. Sublevel Mining System with Artificial Pillars Made of a Hardening Backfills for The Development of Veins in Difficult Geomechanical Conditions. *Texas Journal of Multidisciplinary Studies*. 2021. №3. P. 98–104.
25. Avdeev A.N., Sosnovskaya E.L. Investigation of the stress-strain state of constructive elements of the development system sblizhennix krutopadayushix jil. *Bulletin of the Siberian Branch of the Earth Science Section of the Russian Academy of Natural Sciences*. 2015. №1(50). P. 67-75.
26. Potvin Y., Wesseloo J. Towards an understanding of dynamic demand on ground support. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2013. №113(12). P. 913–922.
27. Chilala G.S., de Assuncao J., Harris R., Stevenson R.M. "Initial Effects of Improved Drilling and Blasting Techniques on Downhole Stability at the Bulyankhulu Mine in Akatsia," in Y. Potvin (ed.). *Proceedings of the International Workshop on Design Methods in Underground Mining*. 2015. P. 241–254.
28. Ping Wang, Huiqiang Lia, Yan Lib. Bo Cheng. Stability analysis of backfilling in subsiding area and optimization of the stoping sequence. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2013. №5(6). P. 478–485.
29. Бабец Є.К., Сиротюк С.В., Царіковський В.В. та ін. *Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд*. К.: Мінпромполітики, 2010. 121 с.

References

1. Bodyuk A.V. (2016). Geological and economic aspects of the dual definition of ferruginous quartzites and their deposits [Геолого-економічні аспекти двоїстостивзначен' залізистих кварцитів та їх родовищ. Неоекологія та окхорона праці]. *Geoecology and labor protection*, No. 30, 160–171. (in Ukraine). <https://doi.org/10.20535/2079-5688.2016.30.70008>
2. Kosenko A.V. (2021). Improvement of sub-level caving mining methods during high-grade iron ore mining. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2021. No. 1. 19–25. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2021-1/019>
3. Melnyk O.V. (2017). Trends and prospects for the development of metallurgical enterprises of Ukraine. Efficient economy [Тенденції та перспективи розвитку металургійних підприємств України]. Efficient

economy, No. 8. (in Ukraine) – URL:<http://www.economy.nayka.com.ua/?op=1&z=7629> (access date: 03/29/2023).

4. Lyadenko T.V. (2019). Peculiarities of production and marketing activities of domestic iron ore enterprises at the current stage of their development. *Efficient economy*, No. 4. (in Ukraine) – URL:http://www.economy.nayka.com.ua/pdf/4_2019/36.pdf (access date: 03/29/2023). <https://doi.org/10.32702/2307-2105-2019.4.34>

5. Honcharuk O.V., Ryabko O.I., Overkovskiy B.M. (2021). Mining and metallurgical complex of Ukraine: modern trends and results [Hirnycho-metallurhiynyy kompleks Ukrayiny: suchasni tendentsiyi ta rezul'taty]. *Economics and enterprise management*, No. 55, 86–97. (in Ukraine). <https://doi.org/10.32843/infrastruct55-15>

6. Ukraine has a geological trump card, but does not use it: a business overview [Ukrayina maye heolohichnyy kozyr, ale ne vykorystovuye yoho: biznes ohlyad] (in Ukraine) – URL:<https://ukr.media/business/206089/> (access date: 03/29/2023).

7. Tarasyutin V.M. (2015). Geotechnology features of high quality martite ore from deep mines of Kryvyi Rih basin. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, No. 1, pp. 54–60.

8. 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>

9. Khomenko O., Kononenko M., Netecha M. (2016). Industrial research of massif zonal fragmentation around mine workings. *Mining Of Mineral Deposits*, No. 10(1), 50–56. <http://doi.org/10.15407/mining10.01.050>

10. Kosenko A. (2020). Improvement of the technology of development of rich iron ore deposits in complex geomechanical conditions of deep horizons of mines of Kryvbas [Udoskonalennya tekhnolohiyi rozrobky pokladiv bahatykh zaliznykh rud u skladnykh heomekhanichnykh umovakh hlybokykh horyzontiv shakht Kryvbasu]. *Polish journal of science*, No. 33(1), 45–51. (in Ukraine).

11. Stupnik M., Kalinichenko O., Kalinichenko V., Pysmennyi S., Morhun O. (2018). Choice and substantiation of stable crown shapes in deep-level iron ore mining. *Mining of Mineral Deposits*, No. 12(4), 56–62. <https://doi.org/10.15407/mining12.04.056>

12. Kononenko M., Khomenko O., Sudakov A., Drobot S., & Lkhagva, Ts. (2016). Numerical modelling of massif zonal structuring around underground working. *Mining of mineral deposits*, No. 10(3), 101–106. <https://doi.org/10.15407/mining10.03.101>

13. Chitombo G.P. (2010). Cave mining – 16 years after Laubscher’s 1994 paper “Cave mining – state of the art” Proceedings of the second. *International Seminar on Block and Sublevel Caving [Caving 2010]*, (Perth, Australia, 20–22 April 2010) – Perth, Australian Centre for Geomechanics, 45–61.

14. Khomenko, O., Kononenko, M., & Danylchenko M. (2016). Modeling of bearing massif condition during chamber mining of ore deposits. *Mining Of Mineral Deposits*, No. 10(2), 40–47. <https://doi.org/10.15407/mining10.02.040>

15. Brown E.T. (2002). *Block Caving Geomechanics*. Queensland, 515 p.

16. Khomenko O., Kononenko M., Lyashenko, V. (2018). Safety Improving of Mine Preparation Works at the Ore Mines. *Occupational Safety In Industry*, (5), 53–59. <http://doi.org/10.24000/0409-2961-2018-5-53-59>

17. 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, p. 02006. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016602006>

18. Stupnik M., Kalinichenko V., Pysmennyi S., Kalinichenko O., Fedko M. (2016). Method of simulating rock mass stability in laboratory conditions using equivalent materials. *Mining of Mineral Deposits*, No. 10(3), pp. 46–51. <https://doi.org/10.15407/mining10.03.046>

19. Khomenko O., Kononenko M., Kosenko A. (2022). *Processes of underground mining of ore deposits*. Dnipro, DUT. 206 p. (in Ukraine). <https://doi.org/10.33271/dut.002>

20. Kozyrev A., Fedotova I. (2018). Management of geomechanical processes – the basis for selecting the optimal technologies for the development of mineral deposits. *E3S Web of Conferences*, No. 56, 02005 <https://doi.org/10.1051/e3sconf/20185602005>

21. Stupnik M.I., Kalinichenko V.O., Kolosov V.O., V. Pozdniakov I.B. (2014). Key aspects of the formation of underground points for maintenance and refueling of mining self-propelled equipment. *Development of deposits*, No. 8. 199–202.

22. Stupnik M., Kalinichenko V., Kalinichenko O. Pochtarev A. Technological measures to enhance efficiency of mining ore from stopes applying self-propelled equipment. *E3S Web of Conferences*, No. 280, p. 08010. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202128008010>

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

24. Raimzhanov B.R., Khakimov S.I., Khamzayev S.A. (2021). Sublevel Mining System with Artificial Pillars Made of a Hardening Backfills for The Development of Veins in Difficult Geomechanical Conditions. *Texas Journal of Multidisciplinary Studies* No. 3. 98–104.

25. Avdeev A.N., Sosnovskaya E.L.(2015). Investigation of the stress-strain state of constructive elements of the development system sblijennix krutopadayushix jil. *Bulletin of the Siberian Branch of the Earth Science Section of the Russian Academy of Natural Sciences*, No. 1(50), 67–75.
26. Potvin Y., Wesseloo J. (2013). Towards an understanding of dynamic demand on ground support. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, No. 113(12), 913–922.
27. Chilala G.S., de Assuncao J., Harris R., Stevenson R.M.(2015). “Initial Effects of Improved Drilling and Blasting Techniques on Downhole Stability at the Bulyankhulu Mine in Akatsia.” in Y. Potvin (ed.). *Proceedings of the International Workshop on Design Methods in Underground Mining*, 241–254.
28. Ping Wang, Huiqiang Lia, Yan Lib. Bo Cheng (2013). Stability analysis of backfilling in subsiding area and optimization of the stoping sequence. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, No 5(6), 478–485.
29. Babets Ye. K., Sirotjuk S.V., Tsarikovskiy V.V. et al. (2010). *Determination and control of the allowable dimensions of structural elements of iron ore mining systems. [Vyznachennya ta kontrol' dopustymykh rozmiriv konstruktyvnykh elementiv system rozrobky zaliznykh rud]*. M.: Minprompolityky, 121 p. (in Ukraine)

Надійшла до редакції 13.04.2023

Kosenko A. V., Khorolskyi A. O., Khomenko O. Ye., Kononenko M. M.

GEOMECHANICAL SUBSTANTIATION OF DEVELOPMENT OF THICK AND VERY THICK DEPOSITS OF RICH IRON ORE IN CONDITIONS OF SIGNIFICANT DEPTHS

Purpose. Improving the quality of the mined ore mass and reducing the operating costs for the extraction of minerals by taking into account the geomechanical state of the ore-rock massif.

Methods. A complex method that includes analysis and generalization of previous studies, mine instrumental observations, numerical modeling by the finite element method, analytical studies and statistical data processing.

Results. It has been established that the key factors influencing the choice of stable parameters of the structural elements of the stope panels of the stope blocks are: the parameters of the stress-strain state of the stope horizon, determined by the depth of mining, the thickness and dip of the ore deposit, the shape and size of the shear zone of host rocks; the procedure for working out stope panels according to the thickness and strike of the stope block; intensity of development of stocks of compensation spaces. At the same time, the stability of transport drifts and junctions with orts-arrivals depends on the length of their location before the contact of the host rocks of the lying side with the ore deposit, the thickness of the ore deposit and the geological macrostructure of the rocks of the sides, as well as the number of contacts of the stope panel with collapsed host rocks. The maximum possible stable parameters of exposures of compensation chambers, which are formed by explosive breaking of borehole charges, depending on the thickness of the ore deposit and the location of their center from the rocks of the hanging side, have been established.

Scientific novelty. For the depth range of 1200–1500 m, the dependences of the stress distribution across the pull of the ore deposit on the horizon of mining have been obtained. Power-law dependences of the equivalent span width of the bottom of the stope panel, equivalent spans of stable horizontal and vertical outcrops on the location of the center of the stope panel along the thickness of the ore deposit on the host rocks of the hanging side have been established.

Practical significance. The obtained dependencies allow choosing the most rational technological schemes for the mining of rich iron ore deposits, taking into account the stress-strain state of the ore-rock mass and the location of the stope panel according to the thickness of the deposit.

Keywords: rich iron ore, stress-strain state, ore-rock massif, initial stress state, mining operations, worked out area.

Відомості про авторів

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 (ВФГП ІГТМ НАН України), Дніпро, Україна, andreyvladimirovich@email.ua.

Хорольський Андрій Олександрович, кандидат технічних наук, старший науковий співробітник відділу управління станом гірничого масиву, Відділення фізики гірничих процесів Інституту геотехнічної

механіки ім. М.С. Полякова Національної академії наук України (ВФГП ІГТМ НАН України), Дніпро, Україна, khrolskiyaa@ukr.net

Хоменко Олег Євгенович, доктор технічних наук, професор, професор кафедри гірничої інженерії та освіти Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» (НТУ «ДП»), Дніпро, Україна, rudana.in.ua@gmail.com

Кононенко Максим Миколайович, доктор технічних наук, доцент, доцент кафедри транспортних систем та енергомеханічних комплексів (НТУ «ДП»), Дніпро, Україна, kmn211179@gmail.com

Kosenko Andrii Volodymyrovych, Candidate of Technical Sciences (Ph.D.), Junior Researcher of Department of Rock Mass Condition Control, Branch for Physics of Mining Processes of the M.S. Poliakov Institute of Geotechnical Mechanics of the National Academy of Sciences of Ukraine (BPMP of IGTM of the NAS of Ukraine), Dnipro, Ukraine, andreyvladimirovich@email.ua.

Khorolskyi Andrii Oleksandrovych, Candidate of Technical Sciences (Ph.D.), Senior Researcher of Department of Rock Mass Condition Control, Branch for Physics of Mining Processes of the M.S. Poliakov Institute of Geotechnical Mechanics of the National Academy of Sciences of Ukraine (BPMP of IGTM of the NAS of Ukraine), Dnipro, Ukraine, khrolskiyaa@ukr.net

Khomenko Oleh Yevhenovych, Doctor of Technical Science, Professor, Professor of the Mining Engineering and Education Department, Dnipro University of Technology (DU of T), Dnipro, Ukraine, rudana.in.ua@gmail.com

Kononenko Maksym Mykolaiovych, Doctor of Technical Science, Associate Professor, Associate Professor of the Transport systems and energy-mechanical complexes department, Dnipro University of Technology (DU of T), Dnipro, Ukraine, kmn211179@gmail.com.