Міністерство освіти і науки України
Криворізький національний університет

Кваліфікаційна наукова
праця на правах рукопису

ЛУЦЕНКО СЕРГІЙ ОЛЕКСАНДРОВИЧ

УДК 622.271: 622.013

ДИСЕРТАЦІЯ

РОЗВИТОК ТЕОРІЇ ПРОЄКТУВАННЯ РЕЖИМУ ГІРНИЧИХ РОБІТ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ ЗА УМОВ МІНЛИВОЇ ПОТРЕБИ В РУДІ

05.15.03 – відкрита розробка родовищ корисних копалин
05 – технічні науки

Подається на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук

Дисертація містить результати власних досліджень. Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають посилання на відповідне джерело

С.О. Луценко

Науковий консультант: Жуков Сергій Олександрович, доктор технічних наук, професор

Кривий Ріг – 2026

АНОТАЦІЯ

Луценко С.О. Розвиток теорії проєктування режиму гірничих робіт залізорудних кар'єрів за умов мінливої потреби в руді. – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук за спеціальністю 05.15.03 – Відкрита розробка родовищ корисних копалин. – Криворізький національний університет, Кривий Ріг, 2026.

Дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, у якій поставлено й розв'язано важливу науково-прикладну проблему – розроблення й обґрунтування науково-методичних засад динамічного проєктування режиму та планування розвитку гірничих робіт у залізорудних кар'єрах за умов непередбачено мінливої потреби в залізорудній сировині. Запропонований підхід передбачає оперативну зміну інтенсивності відпрацювання родовищ залежно від динаміки потреби в залізорудній сировині на основі комплексного врахування гірничо-геологічних, технологічних та економічних факторів та їх взаємозв'язку, які впливають на порядок формування й розмір активної частини робочої зони кар'єру. Розв'язання цієї проблеми має велике наукове та прикладне значення, оскільки дозволяє суттєво підвищити ефективність освоєння сировинної бази ГЗК як при розробці родовища одним кар'єром, так і групою останніх.

На основі проведеного аналізу наявних досліджень і практичного досвіду функціонування залізорудних кар'єрів установлено, що більшість сучасних підходів до проєктування режиму гірничих робіт і планування їх розвитку базуються на статичних або надто спрощених моделях, які не враховують динаміку змін зовнішнього середовища, нетипову для чинного проєктування; коливання потреби в сировині та виробничу інертність гірничих підприємств. У зв'язку з цим, обґрунтовано актуальність і новизну запропонованого в дисертації підходу, який забезпечує своєчасне оперативне управління розвитком гірничих робіт, дозволяє підвищити ефективність використання сировинної бази та забезпечити конкурентоспроможність підприємств за нестабільних ринкових умов.

У праці розглянуто комплекс взаємопов'язаних завдань, структурованих у єдину концепцію поєднання підходів щодо динамічного проєктування режиму гірничих робіт і планування їх розвитку з урахуванням змін потреби в залізорудній сировині, оперативного коригування параметрів системи розробки й оптимізації просторової структури робочої зони кар'єру. Такий підхід дозволяє забезпечити цілісність і послідовність прийняття рішень на всіх етапах функціонування гірничого підприємства.

Основу дослідження складає концепція узгодження продуктивності кар'єру з режимом гірничих робіт і геометрією його робочої зони. Уперше встановлено взаємозв'язок між шириною робочого майданчика та довжиною активного фронту гірничих робіт, який визначає норматив готових до виймання запасів. Доведено, що саме цей взаємозв'язок визначає діапазон гнучкого коригування продуктивності та темпів освоєння запасів.

Запропоновано метод визначення максимально можливої продуктивності кар'єру. Цей метод ураховує технологічну конфігурацію активної робочої зони та дає змогу інтегрувати гірничо-геометричні обмеження в систему планування.

У межах дослідження вперше доведено, що кожному значенню продуктивності за рудою відповідає такий режим гірничих робіт, який оптимізується через установлений взаємозв'язок параметрів системи розробки, які забезпечують нормативний запас.

Установлено системний взаємозв'язок між продуктивністю кар'єру за рудою, параметрами системи розробки й інтенсивністю відпрацювання родовища з урахуванням забезпечення нормативу готових до виймання запасів. Показано, що забезпечення необхідної зміни продуктивності за рудою досягається шляхом регулювання параметрів системи розробки, що впливає на геометрію робочої зони: зі зростанням продуктивності знижується кут укосу робочого борту та зростає інтенсивність відпрацювання.

Розроблено метод визначення оптимальних параметрів системи розробки й активної частини робочої зони кар'єру, який ураховує системний взаємозв'язок між продуктивністю, режимом робіт і геометрією робочої зони в контексті

підтримання необхідного рівня готових до виймання запасів. Це дозволяє обґрунтовано змінювати параметри системи розробки залежно від змін у зовнішньому середовищі.

Удосконалено критерій оцінювання й вибору оптимального варіанта розвитку гірничих робіт, заснований на максимізації річного прибутку підприємства, вираженого в товарній продукції (натуральному вигляді). Критерій ураховує не значення ціни й собівартості товарної продукції, а їх співвідношення. На відміну від традиційних підходів, які враховують лише характер поширення корисних копалин і розкривних порід за кількістю та якістю в межах кар'єрного поля, новий критерій ураховує порядок й інтенсивність формування робочої зони, що дозволяє отримати точне порівняльне оцінювання варіантів роботи кар'єру за тривалий період, що є особливо важливим при вирішенні динамічних завдань планування розвитку гірничих робіт у кар'єрі.

Уперше отримано залежності, що дозволяють оцінити вплив стану робочої зони кар'єру на річні обсяги ліквідації відставання за розкривом при зміні продуктивності за рудою, а також можливу продуктивність за рудою в перехідні періоди роботи кар'єру в умовах ліквідації відставання за розкривом.

Запропоновано новий розрахунковий принцип визначення границь проєктованого кар'єру, заснований на обґрунтованому в роботі змінному граничному коефіцієнті розкриву. На відміну від статичних підходів, новий принцип ураховує динаміку техніко-економічних і технологічних показників діяльності кар'єрів-конкурентів, а також планованої продуктивності та режиму гірничих робіт проєктованого кар'єру, що забезпечує підвищення точності визначення границь на 14–45 % і конкурентоспроможність проєктованого підприємства.

У дисертації вперше обґрунтовано науково-методологічний підхід до планування розвитку гірничих робіт у глибоких кар'єрах, який базується на гнучкому регулюванні параметрів системи розробки кар'єрів з урахуванням взаємозв'язку між режимом гірничих робіт, продуктивністю за рудою, геометрією кар'єрного поля та нормативом готових до виймання запасів. Запропонований

підхід дозволяє змінювати інтенсивність відпрацювання родовищ відповідно до динаміки потреби в сировині шляхом варіативного коригування параметрів робочої зони кар'єру, а також забезпечувати не лише досягнення заданих поточних річних виробничих показників, а й створення передумов для оперативної зміни продуктивності в майбутніх періодах. Це стає можливим завдяки застосуванню встановленого зв'язку між параметрами системи розробки, гірничо-геометричними характеристиками та економічними обмеженнями.

У роботі вперше розроблено економіко-математичну модель оптимізації розподілу обсягів видобутку руди між кар'єрами в межах гірничо-збагачувального комбінату з урахуванням поточного стану розкривних робіт, нормативів запасів та їх взаємозалежності відповідно до виробничих завдань. Особливістю моделі є здатність оперативно та більш адекватно змінювати продуктивність окремих кар'єрів при гарантованому забезпеченні планових показників комбінату загалом.

На прикладі гірничо-збагачувальних комбінатів компанії «МЕТІНВЕСТ» продемонстровано практичну ефективність розробленої моделі: забезпечено перерозподілення виробничих навантажень зі зростанням чистого грошового потоку на 29 % і загальним економічним ефектом у 189 млн грн. Це підтверджує здатність запропонованих підходів підвищувати стійкість виробничих систем – ГЗК – у нестабільному середовищі.

Результати дослідження дозволяють сформувати концептуальну основу для проєктування й управління розвитком гірничих робіт у динамічному середовищі. Запропоновані методи й моделі можуть бути використані як у межах одного кар'єру, так і їх групи, яка функціонує у складі комбінату. Вони здатні забезпечити максимальну стратегічну й оперативну відповідність планів розвитку гірничих робіт ринковій ситуації, технологічним обмеженням і ресурсним можливостям. Це значно підвищує ефективність використання сировинної бази, стійкість виробничої системи та конкурентоспроможність підприємств галузі.

У дисертації сформульовано комплексний принцип узгодження завдань і функцій гірничого виробництва, зокрема – високої гнучкості, адаптивності,

техніко-економічної збалансованості рішень у проєктуванні та плануванні розвитку гірничих робіт у контексті швидкозмінних зовнішніх умов.

Ключові слова: розвиток гірничих робіт, продуктивність за рудою, режим гірничих робіт, готові до виймання запаси, параметри системи розробки, робоча зона кар'єру, ширина робочого майданчика, границі кар'єру, граничний коефіцієнт розкриву.

СПИСОК ОПУБЛІКОВАНИХ ПРАЦЬ ЗА ТЕМОЮ ДИСЕРТАЦІЇ

Наукові публікації, у яких опубліковані основні наукові результати дисертації:

1. Blizniukov V. H., **Lutsenko S. O.** Improvement of technical criteria for comparative evaluation of mining operation options of iron ore open pits. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2017. No. 1. P. 44–49. URL: https://www.scopus.com/pages/publications/85019068960?origin=resultslist **(Scopus, Q3)**.

Особистий внесок здобувача полягає в обґрунтуванні критерію оцінювання і вибору оптимального варіанту розвитку гірничих робіт, аналіз результатів досліджень.

2. **Lutsenko A. S.** Open pits productivity control along with iron ore products demand variation. *Quality – Access to Success*. 2017. Vol. 18, No. S1. P. 226–229. URL: https://www.scopus.com/pages/publications/85007438930?inward **(Scopus, Q4)**.

3. Azarian V., **Lutsenko S.,** Zhukov S., Skachkov A., Zaiarskyi R., Titov D. Applied scientific and systemic problems of the related ore-dressing plants interaction in the event of decommissioning the massif that separates their quarries. *Mining of Mineral Deposits*. 2020. Vol. 14, No. 1. P. 1–10. DOI: https://doi.org/10.33271/mining14.01.001 **(Scopus, Q2)**.

Особистий внесок здобувача полягає у здійсненні аналізу матеріалів досліджень, розробці адаптивних заходів та формуванні висновків.

4. Joukov S., **Lutsenko S.**, Hryhoriev Y., Martyniuk M., Peregudov V. Justification of the method of determination of the border overburden ratio. *E3S Web of*

Conferences. 2020. Vol. 166. 02005. DOI: https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016602005 **(Scopus)**.

Особистий внесок здобувача полягає у формуванні ідеї, обґрунтуванні методики досліджень, аналізі результатів й підготовці висновків.

5. **Lutsenko S.**, Hryhoriev Y., Peregudov V., Kuttybayev A., Shampykova A. Improving the methods for determining the promising boundaries of iron ore open pits. *E3S Web of Conferences*. 2021. Vol. 280. 01005. DOI: https://doi.org/10.1051/e3sconf/202128001005 **(Scopus)**.

Особистий внесок здобувача полягає у постановці проблеми, формуванні ідеї, розробці та обґрунтуванні методу визначення граничного коефіцієнту розкриву та аналізі результатів.

6. **Lutsenko S.**, Hryhoriev Y., Kuttybayev A., Imashev A., Kuttybayeva A. Determination of mining system parameters at a concentration of mining operations. *News of the Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan. Series of Geology and Technical Sciences*. 2023. Vol. 1, No. 457. P. 130–141. DOI: https://doi.org/10.32014/2023.2518-170X.264 **(Scopus, Q3)**.

Особистий внесок здобувача полягає у формуванні ідеї, визначенні задач, узагальненні матеріалів дослідження, написанні основних розділів та висновків.

7. **Lutsenko S.**, Joukov S., Hryhoriev Y. Dominant determinants of adaptation of the mining complex in the conditions of a dynamic environment. *Inżynieria Mineralna*. 2023. No. 1(51). P. 15–22. DOI: https://doi.org/10.29227/IM-2023-01-02 **(Scopus, Q4)**.

Особистий внесок здобувача полягає у науковому обґрунтуванні підходів до планування розвитку гірничих робіт та визначення продуктивності групи кар'єрів.

8. Hryhoriev Y., **Lutsenko S.**, Kuttybayev A., Ermekkali A., Shamrai V. Study of the impact of the open pit productivity on the economic indicators of mining development. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2023. Vol. 1254, No. 1. 012050. DOI: https://doi.org/10.1088/1755-1315/1254/1/012050 **(Scopus)**.

Особистий внесок здобувача полягає в обґрунтуванні методології, проведенні теоретичних досліджень, опрацюванні матеріалів досліджень й формуванні узагальнених результатів.

9. **Lutsenko S.**, Zhukov S., Hryhoriev Y., Titov D. Dynamic factors of formation of mining development strategy in the conditions of incomplete certainty of the raw material market. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2024. Vol. 1319, No. 1. 012006. DOI: https://doi.org/10.1088/1755-1315/1319/1/012006 **(Scopus)**.

Особистий внесок здобувача полягає у постановці проблеми, формуванні ідеї, розробці та обґрунтуванні методики планування розвитку гірничих робіт глибоких кар'єрів.

10. **Луценко С. А.** Обоснование критерия оценки вариантов режима горных работ при переменном качестве рудного сырья. *Разработка рудных месторождений: сб. научн. трудов*. 2010. Вып. 93. С. 49–52 **(Фахове видання)**.

11. **Луценко С. А.** Методика определения рационального варианта режима горных работ при переменной интенсивности отработки участков железорудного карьера. *Разработка рудных месторождений: сб. научн. трудов*. 2011. Вып. 94. С. 31–33 **(Фахове видання)**.

12. **Луценко С. О.** Планування режиму гірничих робіт при розробці глибоких кар'єрів. *Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць*. 2011. Вип. 27. С. 26–30 **(Фахове видання)**.

13. **Луценко С. А.**, Баранов И. В., Близнюкова О. Ю. Определение производительности карьера по руде при заданном развитии горных работ. *Гірничий вісник КНУ: зб. наук. праць*. 2012. Вип. 95 (1). С. 12–16 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у формуванні ідеї, визначенні задач досліджень, аналізі результатів.

14. Вилкул Ю. Г., **Луценко С. А.**, Близнюкова О. Ю. О проблеме отставания вскрышных работ в железорудных карьерах. *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2013. №3 (282). С. 92–96 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у постановці проблеми, формуванні ідеї та проведенні теоретичних досліджень щодо визначення обсягів відставання розкривних робіт в залізорудних кар'єрах.

15. Вилкул Ю. Г., Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Баранов И. В. Совершенствование методов планирования горных работ и проектирования карьеров. *Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць*. 2013. Вип. 34. С. 3–6 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає в опрацюванні результатів досліджень, написанні статті та висновків.

16. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Навитний Ю. М., Савицкий А. В. Технологический критерий комплексной оценки режима горных работ и производительности карьера по руде. *Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць*. 2013. Вип. 35. С. 267–271 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у постановці проблеми, опрацюванні результатів досліджень, написанні статті та висновків.

17. **Луценко С. А.** Методика определения объемов вскрышных работ при увеличении производительности карьера по руде. *Вісник ЖДТУ*. Житомир, 2017. № 1 (79). С. 191–196 **(Фахове видання)**.

18. **Луценко С. А.** Разработка метода определения максимальной, по горным возможностям, производительности карьера по руде. *Геотехническая механика*. Дніпро, 2016. № 130. С. 169–175 **(Фахове видання)**.

19. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Баранов И. В. Определение перспективных контуров карьеров с учетом изменения условий разработки железорудных месторождений. *Качество минерального сырья: сб. научн. тр.* Кривой Рог, 2017. С. 134–143 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у постановці проблеми, проведенні теоретичних досліджень, аналізі матеріалів досліджень та написанні висновків.

20. **Луценко С. А.** Исследование режима горных работ, обеспечивающего достижение максимально возможной производительности карьера по руде. *Вісник НТУУ "КПІ"*. Київ, 2017. Вип. 34. С. 34–40 **(Фахове видання)**.

21. **Луценко С. А.** Определение производительности карьера по руде для различных вариантов развития горных работ. *Збірник наукових праць НГУ*. Дніпро : Національний гірничий університет, 2017. № 52. С. 87–92 **(Фахове видання)**.

22. **Луценко С. О.** Ліквідація відставання за розкривом при зміні продуктивності кар'єру за рудою. *Збірник наукових праць НГУ*. Дніпро : Національний гірничий університет, 2018. № 54. С. 60–68 **(Фахове видання)**.

23. **Луценко С. А.** Исследование взаимосвязи параметров системы разработки при концентрации горных работ. *Вісник Національного університету водного господарства та природокористування: зб. наук. праць*. 2017. Вип. 4 (80). С. 194–203 **(Фахове видання)**.

24. Жуков С. А., **Луценко С. А.** Определение объемов вскрышных работ при увеличении производительности карьера по руде. *Збірник наукових праць НГУ*. Дніпро : Національний гірничий університет, 2018. № 55. С. 29–39 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у постановці проблеми, формуванні ідеї, розробці та обґрунтуванні методики визначення обсягів розкривного відставання.

25. **Луценко С. А.** Исследование взаимосвязи параметров системы разработки. *Вісник ЖДТУ*. Житомир, 2018. № 1 (81). С. 269–273 **(Фахове видання)**.

26. Жуков С. А., **Луценко С. А.** Исследование влияния параметров системы разработки на отставание вскрышных работ в карьере. *Гірничий вісник*. Кривий Ріг, 2018. Вип. 104. С. 76–80 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у постановці проблеми, формуванні ідеї, проведенні теоретичних досліджень, аналізі результатів й написанні висновків.

27. Жуков С. О., **Луценко С. О.** Дослідження впливу продуктивності кар'єру за рудою і параметрів системи розробки на інтенсивність відпрацювання родовища. *Збірник наукових праць НГУ*. Дніпро : Національний гірничий університет, 2019. № 58. С. 68–74 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у постановці проблеми, формуванні ідеї, проведенні теоретичних досліджень, опрацюванні результатів й написанні висновків.

28. **Луценко С. А.**, Близнюков В. Г. Определение годовых объемов ликвидации отставания по вскрыше при изменении производительности карьера по руде. *Труды Сатпаевских чтений*. Алматы : КазНТУ имени Сатпаева, 2019. Т.1. С. 671–676.

Особистий внесок здобувача полягає у постановці проблеми, формуванні ідеї, проведенні теоретичних досліджень, аналізі результатів й написанні висновків.

29. **Луценко С. О.**, Блізнюков В. Г., Баранов І. В. Визначення перспективних контурів кар'єрів, що розробляють крутоспадні залізорудні родовища. *Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць*. Кривий Ріг, 2019. Вип. 49. С. 25–30 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у постановці проблеми, формуванні ідеї, здійсненні аналізу матеріалів досліджень, написанні статті та висновків.

30. **Луценко С. А.**, Жуков С. А., Григорьев Ю. И. Методика определения объемов вскрышных работ, обеспечивающих в карьере нормальные условия для добычи полезного ископаемого. *Гірничий вісник*. Кривий Ріг, 2020. Вип. 107. С. 22–26 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у постановці проблеми, проведенні теоретичних досліджень, аналізі результатів й написанні висновків.

31. **Луценко С. А.** Определение объемов ликвидация вскрышного отставания при изменении производительности карьера по руде. *Вісник Криворізького національного університету : зб. наук. праць*. Кривий Ріг, 2020. Вип. 18, № 1. С. 78–82 **(Фахове видання)**.

32. Joukov S., **Lutsenko S.**, Hryhoriev Y., Shvets E., Onika S., Babiy E. Optimization of the parameters of cyclical-streaming technology in the conditions of the development of Kryvbas iron ore deposits. *Sustainable Extraction and Processing of Raw Materials Journal*. Софія, 2021. Vol. 2. P. 52–56.

Особистий внесок здобувача полягає в опрацюванні результатів досліджень та написанні висновків.

33. **Луценко С. О.**, Жуков С. О., Григор'єв Ю. І., Федоренко С. О. Системні невідповідності за традиційного проектування залізорудних кар'єрів. *Гірничий вісник : наук.-техн. зб.* Кривий Ріг, 2023. Вип. 111. С. 11–17 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у зборі, систематизації та аналітичному опрацюванні проєктних рішень, що стосуються визначення головних параметрів залізорудних кар'єрів.

34. Hryhoriev Yu., **Lutsenko S.**, Hryhoriev I., Rybalkina I. Systematization of adaptation tools for mining enterprises to changes in the economic environment. *Geo-Technical Mechanics*. 2024. № 169. P. 171–179 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у підборі вихідних даних та опрацюванні результатів досліджень.

35. Григор'єв Ю. І., **Луценко С. О.**, Бровко Д. В., Баранов І. В., Жуков С. О. Адаптація кінцевих контурів кар'єрів №2-біс та №3 ПАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг" в умовах динаміки гірничо-геологічних факторів. *Гірничий вісник: наук.-техн. зб.* Кривий Ріг, 2024. Вип. 112. С. 77–83 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у виконанні гірничо-геометричного аналізу фактичного і проєктного положень гірничих робіт, узагальненні матеріалів дослідження та написанні висновків.

36. **Луценко С. О.,** Григор'єв Ю. І., Жуков С. О., Кравцов О. В., Кравцова О. О. Детермінативи концептуального перегляду засад планування гірничих робіт з урахуванням динаміки ринку та дисбалансу обсягів видобутку руд і розкриву. *Збірник наукових праць національного гірничого університету*. 81. Дніпро, 2025. С. 37–49 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у постановці наукової проблеми, формуванні ідеї дослідження, аналізі отриманих результатів і формулюванні висновків.

37. **Луценко С. О.**, Григор'єв Ю. І., Жуков С. О., Григор'єв І. Є. Ретроспективно-каузальний аналіз функціонування кар'єрів як основа розробки

адаптивної моделі управління регіональним гірничодобувним кластером. *ВІСТІ Донецького гірничого інституту*. №1 (56). 2025. С. 81–93 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у підборі вихідних даних та опрацюванні результатів досліджень.

38. Баряцька Н. В., **Луценко С. О.**, Григор'єв Ю. І., Плотніков О. В., Сафронова Н. Г. Проєктування та планування відкритих гірничих робіт у програмному забезпеченні MICROMINE BEYOND. *Науковий Журнал Метінвест Політехніки. Серія: Технічні науки*. № 3. 2025. С. 203–209 **(Фахове видання)**.

Особистий внесок здобувача полягає у здійсненні аналізу матеріалів досліджень, розробці адаптивних заходів та формуванні висновків.

Наукові праці, які засвідчують апробацію матеріалів дисертації:

39. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Савицкий А. В. О необходимости реконструкции железорудных карьеров Кривбасса. *Комбинированные технологии разработки месторождений глубокими карьерами и шахтами: Міжнар. симпоз.,* 18–23 червня. 2012 р.: зб. наук. пр. Кривий Ріг: Діонис, 2012. С. 17–19.

40. Близнюков В. Г., Баранов И. В., **Луценко С. А.** Совершенствование методов определения границ карьеров. *Сталий розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф.,* 22–25 трав. 2015 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2015. С. 6.

41. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Баранов И. В., Близнюкова О. Ю. Комплексная оценка режима горных работ и производительности карьера. *Качество минерального сырья: Міжнар. наук.-техн. конф.,* 22–25 трав. 2014 р.: зб. наук. пр. Кривий Ріг, 2014. С. 53–66.

42. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Баранов И. В. Определение перспективних контуров карьеров с учетом изменения условий разработки железорудных месторождений. *Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф.,* 25–27 трав. 2016 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2016. С. 40.

43. **Луценко С. А.** Методика определения объемов вскрышных работ при изменении производительности карьера по руде. *Розвиток промисловості та*

суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф., 24–26 трав. 2017 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2017. С. 5.

44. **Луценко С. А.** Выбор рационального порядка отработки запасов месторождения при изменении спроса на железорудную продукцию. *Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф.*, 23–25 трав. 2018 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2018. С. 6.

45. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Баранов И. В. Определение перспективных контуров железорудных карьеров обеспечивающих конкурентоспособность товарной продукции горно-обогатительных комбинатов. *Матеріали міжнародної конференції „Форум гірників – 2016”* – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2016. С. 64–71.

46. **Луценко С. А.** Определение граничного коэффициента вскрыши, обеспечивающего конкурентоспособность железорудного концентрата Украины на мировом рынке. *Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі: Міжнар. наук.-техн. інт.-конф.,* 14 груд. 2016 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2016. С. 15.

47. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Баранов И. В. Адаптивное определение перспективных контуров карьера Полтавского ГОКа. *Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів: III Всеукр. наук.-практ. конф. студ., асп. та молодих вчених,* 27–28 квіт. 2016 р.: тези доп. Житомир, 2016. С. 23–25.

48. **Луценко С. А.** Определение параметров системы разработки при концентрации горных работ. *Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі: II Міжнар. наук.-техн. інт.-конф.,* 14 груд. 2017 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2017. С. 83.

49. **Луценко С. А.** Планирование развития горных работ в карьере при изменении спроса на железорудную продукцию. *Science of the XXI century problems and prospects of researches*. Poland, 2017. Vol. 1. С. 24–28.

50. **Lutsenko S. A.**, Shvets E. N., Martyniuk M. V. Enhancement of methods of determining the boundaries of opencast mines. *International scientific and technical internet conference “Innovative development of resource-saving technologies of*

mineral mining and processing", 14 груд. 2018 р.: тези доп. Румунія, 2018. С. 106–108.

51. **Луценко С. О.**, Жуков С. О. Визначення річних обсягів ліквідації відставання за розкривом. *Сучасні технології розробки рудних родовищ. Еколого-економічні наслідки діяльності підприємств ГМК: V Міжнар. наук.-техн. конф.,* 23–24 листоп. 2018 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2018. С. 125–126.

52. **Луценко С. А.**, Жуков С. А. Регулирование режима горных работ для обеспечения заданной производительности карьера по руде. *Новітні технології в освіті, науці та виробництві: І Міжнар. наук.-техн. інтернет-конф.,* 18 квіт. 2019 р.: тези доп. Покровськ, 2019. С. 196–199.

53. **Луценко С. А.**, Титов Д. А., Заярский Р. С., Жуков С. А. Обоснование режима горных работ, обеспечивающего производительность карьера по рудной продукции при изменении потребности в ней. *Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів: VI Всеукр. наук.-практ. конф.,* 17–18 квіт. 2019 р.: тези доп. Житомир, 2019. С. 87–91.

54. **Луценко С. А.** Определение ширины рабочей площадки и длины фронта горных работ при концентрации горных работ. *Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф.,* 22–24 трав. 2019 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2019. С. 26.

55. **Луценко С. О.**, Жуков С. О. Дослідження режиму гірничих робіт, що забезпечують досягнення заданої продуктивності кар'єру за рудою. *Сучасні технології розробки рудних родовищ. Еколого-економічні наслідки діяльності підприємств ГМК: VI Міжнар. наук.-техн. конф.,* 22 листоп. 2019 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2019. С. 120–121.

56. **Lutsenko S. A.**, Shvets E. N., Hryhoriev Y. I. Open pits productivity control along with iron ore products demand variation. *2nd International scientific and technical internet conference "Innovative development of resource-saving technologies of mineral mining and processing",* 15 листоп. 2019 р.: тези доп. Румунія, 2019. С. 83–85.

57. **Lutsenko S.**, Joukov S., Peregudov V., Hryhoriev I. Rearrangement methodology of the open pits group performance as a part of the mining and processing

plant. *Матеріали міжнар. конф. „Форум гірників – 2020”,* 4–5 листоп. 2020 р. Дніпро: Національний гірничий університет, 2020. С. 38–44.

58. **Луценко С. О.**, Григор’єв Ю. І. Розвиток гірничих робіт в кар’єрі при зміні потреби на залізорудну продукції. *Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. інтернет конф.,* 17–20 листоп. 2020 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2020. С. 4.

59. **Луценко С. О.** Визначення продуктивності кар'єру при встановленому режимі гірничих робіт. *Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. інтернет конф.,* 26–28 травня 2021 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2021. С. 34.

60. **Луценко С. О.**, Григор’єв Ю. І., Жуков С. О. Удосконалення методів визначення продуктивності кар’єру за гірничими можливостями. *Міжнар. наук.-техн. конф. «Розвиток промисловості та суспільства»* – Кривий Ріг, 2024. С. 69.

61. Григор’єв Ю. І., **Луценко С. О.**, Григор’єв І. Є. Інструменти адаптації гірничодобувних підприємств до динамічного середовища господарювання. *Геотехнічні проблеми розробки родовищ: матеріали XXII Міжнар. конф. молодих вчених,* 24 жовт. 2024 р. Дніпро: Інститут геотехнічної механіки ім. М. С. Полякова НАН України, 2024. С. 48–50.

62. **Луценко С. О.** До питання обгрунтування взаємозв'язку ширини робочого майданчика і довжини фронту гірничих робіт. *Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф.,* 28–30 травня 2025 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2025. С. 15.

ABSTRACT

Lutsenko S.O. Development of the Theory of Mining Mode Design for Iron Ore Open Pits under Conditions of Variable Ore Demand. – Qualification Research Manuscript**.**

Dissertation for the Degree of Doctor of Technical Sciences in the Specialty 05.15.03 – Open-Pit Mining of Mineral Deposits. – Kryvyi Rih National University, Kryvyi Rih, 2026.

This dissertation is a completed research work that addresses an important scientific and applied problem – the development and substantiation of scientific and methodological principles for dynamic design and planning of mining operations in iron ore open pits under conditions of unpredictable fluctuations in ore demand. The proposed approach enables operational adjustments to mining intensity based on ore demand dynamics, through the comprehensive consideration of geological, technological, and economic factors and their interrelation, which influence the sequence and size of the active part of the pit working area. Solving this problem holds significant scientific and practical value, as it substantially improves the efficiency of resource base utilization in mining and processing plants (MPPs), both for individual pits and for groups of pits operating jointly.

Based on an analysis of existing research and practical experience in iron ore open pit operations, it has been established that most current approaches to mine design and development planning rely on static or overly simplified models that fail to account for dynamic environmental changes, atypical of conventional design practices, fluctuations in raw material demand, and the inherent production inertia of mining enterprises. Therefore, the relevance and novelty of the approach proposed in this dissertation are substantiated, as it enables timely and flexible management of mining development, improves the efficiency of resource base use, and ensures enterprise competitiveness under unstable market conditions.

The dissertation addresses a set of interrelated tasks, structured within a unified concept that integrates approaches to dynamic mine design and planning, taking into account changes in iron ore demand, operational adjustment of system parameters, and

spatial optimization of the pit working area. This approach ensures integrity and consistency in decision-making at all stages of mining enterprise operation.

The core of the research is the concept of aligning pit productivity with mining schedule and the geometry of the working area. For the first time, the relationship between the working platform width and the length of the active mining front is established, which determines the normative volume of ore reserves ready for extraction. It is demonstrated that this relationship defines the range for flexible adjustment of productivity and resource development rates.

A method is proposed for determining the maximum achievable pit productivity. This method takes into account the technological configuration of the active working area and allows for the integration of mining-geometric constraints into the planning system.

Within the study, it is first proven that each value of ore productivity corresponds to a mining schedule optimized through the established interrelation of development system parameters that ensure the normative reserve level. A systemic interconnection is identified between pit ore productivity, development system parameters, and deposit exploitation intensity, considering the maintenance of normative reserves. It is shown that required productivity changes can be achieved by adjusting development parameters that influence the geometry of the working area: as productivity increases, the working slope angle decreases and exploitation intensity grows.

A method is developed for determining the optimal parameters of the development system and the active working area of the pit, which accounts for the systemic relationship among productivity, operation schedule, and geometry of the working area in the context of maintaining the required level of extractable reserves. This allows for reasoned modification of development system parameters in response to changes in external conditions.

The dissertation improves the criterion for assessing and selecting the optimal variant for mining development, based on maximizing the enterprise’s annual profit expressed in physical output. The criterion emphasizes the ratio between product price and production cost, rather than their absolute values. Unlike traditional approaches that

only consider the distribution and quality of ore and overburden within the pit field, the new criterion also takes into account the formation order and intensity of the working area, providing accurate comparative assessment over extended planning periods – which is particularly important for solving dynamic planning tasks.

New dependencies are established that allow assessment of how the state of the pit working area affects the annual scope of overburden backlog elimination with varying ore productivity, and the feasible productivity in transitional periods during overburden recovery.

A new calculation principle for determining the pit boundaries is proposed, based on a variable ultimate stripping ratio substantiated in the research. Unlike static methods, this principle considers the dynamics of competitors' technical, economic, and technological performance, as well as the projected pit's productivity and mining schedule. This approach increases boundary definition accuracy by 14–45% and enhances the competitiveness of the designed enterprise.

The dissertation for the first time substantiates a scientific and methodological approach to planning the development of mining operations in deep open pits. It is based on flexible adjustment of pit development parameters, accounting for the interrelation between mining schedule, ore productivity, pit geometry, and normative extractable reserves. The proposed approach enables adaptive control of deposit exploitation intensity according to demand dynamics by variably adjusting the pit's working area parameters. Moreover, it supports not only achieving target annual production metrics but also forming prerequisites for future productivity changes. This is made possible by applying the established link between development system parameters, mining-geometric characteristics, and economic constraints.

The dissertation also introduces an economic-mathematical model for optimizing ore production allocation across pits within an MPP, taking into account the current state of overburden works, reserve standards, and their interdependencies according to operational objectives. A key feature of the model is its ability to promptly and more accurately modify individual pit productivity while ensuring fulfillment of overall plant targets.

The practical efficiency of the developed model is demonstrated through its application to MPPs of the Metinvest company: production load redistribution resulted in a 29% increase in net cash flow and a total economic benefit of UAH 189 million. This confirms the proposed approach's capability to enhance the resilience of MPP production systems in unstable environments.

The research results provide a conceptual basis for designing and managing the development of mining operations in dynamic conditions. The proposed methods and models can be applied both within individual pits and across pit networks within an integrated plant. They offer maximum strategic and operational alignment of mining development plans with market conditions, technological constraints, and resource capacities. This substantially increases resource base efficiency, production system resilience, and enterprise competitiveness in the mining sector.

The dissertation formulates a comprehensive principle for aligning mining production objectives and functions – notably high flexibility, adaptability, and techno-economic balance of solutions in mine design and planning amid rapidly changing external conditions.

Keywords: mining development, ore productivity, mining schedule, extractable reserves, development system parameters, pit working area, working platform width, pit boundaries, ultimate stripping ratio.

ЗМІСТ

ВСТУП…… 25
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ МЕТОДІВ ВИЗНАЧЕННЯ ГОЛОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ ТА ЇХ ЗМІНА В ЧАСІ …… 36
1.1. Стан і перспективи розвитку залізорудної промисловості України (в умовах ринку)……..... 36
1.1.1. Поставки українських гірничодобувних підприємств на внутрішній ринок……..... 39
1.1.2. Експорт залізорудної сировини……. 40
1.2. Аналіз наявних методів і розрахункових принципів визначення кінцевих контурів кар'єрів……..... 45
1.3. Аналіз методів визначення режиму гірничих робіт …… 57
1.4. Аналіз методів визначення продуктивності кар'єрів ..…… 66
1.4.1. Визначення продуктивності кар'єрів за гірничотехнічними факторами……... 66
1.4.2. Визначення продуктивності кар'єрів за економічними факторами……..……..... 69
1.5. Проєктні рішення головних параметрів кар'єрів і їх зміна в часі.. 74
1.6. Оцінювання стану гірничих робіт залізорудних кар'єрів Кривбасу.. 80
1.7. Постановка завдань дослідження й вибір методів їх розв'язання… 91
РОЗДІЛ 2. МЕТОДОЛОГІЧНА ОСНОВА, ЗАГАЛЬНА МЕТОДИКА ТА МЕТОДИ ДИСЕРТАЦІЙНОГО ДОСЛІДЖЕННЯ ……..…. 95
2.1. Обґрунтування напряму дисертаційного дослідження ……. 95
2.2. Загальна методика та методи дисертаційного дослідження…..... 98
2.3. Розвиток концептуальних положень, покладених в основу дослідження та прийняття робочих гіпотез…….……..... 110
2.4. Програмне забезпечення……..……..…..... 112
РОЗДІЛ 3. ВИЗНАЧЕННЯ ГІРНИЧИХ МОЖЛИВОСТЕЙ КАР'ЄРІВ З ВИДОБУТКУ ЗАЛІЗНИХ РУД……..……..... 113

3.1. Дослідження взаємозв'язку ширини робочого майданчика й довжини фронту гірничих робіт……..... 113
3.2. Розроблення методу визначення максимальної за гірничими можливостями рудної продуктивності кар'єру……... 128
3.3. Дослідження режиму гірничих робіт, що забезпечує досягнення максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою…….. 136
3.4. Визначення продуктивності кар'єру за рудою для різних варіантів розвитку гірничих робіт……... 140
3.5. Геологічна характеристика залізорудних родовищ, які розробляються кар'єрами Кривбасу…… 145
3.5.1. ПАТ «Південний гірничо-збагачувальний комбінат»……. 145
3.5.2. ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»……. 146
3.5.3. ПАТ «Інгулецький гірничо-збагачувальний комбінат»..... 148
3.5.4. ПАТ «Центральний гірничо-збагачувальний комбінат»… 149
3.5.5. ПАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат»…..... 151
3.6. Визначення максимальної за гірничотехнічними можливостями рудної продуктивності кар'єрів Кривбасу…….. 153
Висновки до розділу 3…….. 160
РОЗДІЛ 4. ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ПРОДУКТИВНОСТІ КАР'ЄРУ НА ПАРАМЕТРИ РОБОЧОЇ ЗОНИ ТА ЕКОНОМІЧНУ ЕФЕКТИВНІСТЬ ВИРОБНИЦТВА ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ…….. 162
4.1. Дослідження впливу продуктивності кар'єру на економічні показники розробки…….. 162
4.2. Визначення параметрів системи розробки, що забезпечують роботу кар'єрів з різною продуктивністю за рудою…… 170
4.3. Обґрунтування критерію оцінювання варіантів розвитку гірничих робіт……..... 181
4.4. Дослідження впливу зміни продуктивності за рудою на величину експлуатаційних коефіцієнтів розкриву…… 194

4.5. Методика визначення річних обсягів ліквідації відставання за розкривом при зміні продуктивності кар'єру за рудою…… 212
Висновки до розділу 4…… 224
РОЗДІЛ 5. ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ РЕЖИМУ ГІРНИЧИХ РОБІТ І ПРОДУКТИВНОСТІ КАР'ЄРІВ НА ГРАНИЦІ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ…….. 227
5.1. Обґрунтування показника оцінювання економічної ефективності границь відкритих гірничих робіт…….……. 227
5.2. Розроблення методів визначення граничних коефіцієнтів розкриву й гірничої маси……..…... 231
5.3. Визначення граничного коефіцієнта розкриву, який забезпечує конкурентоспроможність залізорудного концентрату України на світовому ринку…… 245
5.4. Обґрунтування розрахункових принципів визначення границь кар'єрів…….. 252
5.4.1. Проблемність визначення границь кар'єру за сучасних умов…… 252
5.4.2. Алгоритм визначення границь кар'єру……...…….. 254
5.5. Дослідження впливу режиму гірничих робіт і продуктивності кар'єрів на границі відкритої розробки родовищ…….. 257
5.6. Визначення перспективних границь чинних кар'єрів……..…..... 261
5.6.1. Визначення перспективних границь кар'єру Полтавського ГЗК……..……..…….…… 262
5.6.2. Визначення перспективних границь Першотравневого кар'єру ПівнГЗК……..…. 275
Висновки до розділу 5……..…. 284
РОЗДІЛ 6. ОБҐРУНТУВАННЯ КОНЦЕПЦІЇ РОЗВИТКУ ГІРНИЧИХ РОБІТ КАР'ЄРІВ У МІНЛИВИХ УМОВАХ ЗОВНІШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА ……..……..…….. 285

6.1. Аналіз технічних і економічних показників виробництва концентрату на кар'єрах Кривбасу……..……...… 285

6.1.1. ПАТ «Центральний гірничо-збагачувальний комбінат»… 288

6.1.2. ПАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат»……. 290

6.1.3. ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»……...…… 292

6.2. Концепція розвитку гірничих робіт кар'єрів за мінливої потреби в залізорудній продукції ..……..…….. 293

6.3. Методика планування розвитку гірничих робіт у кар'єрі за динамічної зміни потреби в залізорудній продукції ……...…. 299

6.4. Економіко-математична модель оптимізації обсягів виробництва залізорудної товарної продукції гірничо-збагачувальних комбінатів……..… 312

6.5. Методика перерозподілення продуктивності групи кар'єрів, що входять до складу гірничо-збагачувального комбінату, при зміні потреби в залізорудній продукції..... 321

6.6. Економічна ефективність раціонального розподілення за кар'єрами обсягів видобутку руди, що видобувається в Кривбасі відкритим способом…….… 328

Висновки до розділу 6…… 332

ВИСНОВКИ……..... 335

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ…….. 339

Додаток А. Поперечні геологічні розрізи Горішньоплавнінського й Лавриківського родовищ ..……...…….…… 372

Додаток Б. Положення гірничих робіт у Першотравневому кар'єрі ПівнГЗК у момент їх виходу за рівнем денної поверхні на проєктні (кінцеві) контури кар'єру……..... 378

Додаток В. Акти, довідки щодо впровадження результатів дисертації ……... 383

Додаток Г. Список опублікованих праць за темою дисертації…….. 396

ВСТУП

Залізорудна промисловість України – одна з базових підгалузей чорної металургії. Вона забезпечує близько 18% промислового виробництва держави й близько 12% від загальних обсягів експорту, що значно впливає на стабілізацію та подальший розвиток її економіки.

Основна частка виробництва залізорудної товарної продукції припадає на найбільші гірничо-збагачувальні комбінати, сировинною базою яких є родовища залізистих кварцитів, що розробляються одним або групою кар'єрів. При цьому, виходячи з гірничо-геологічних умов розробки й речового складу корисних копалин, які визначають техніко-економічні показники розробки, ефективність експлуатації цих родовищ є різною.

Сучасні підходи до освоєння сировинної бази гірничо-збагачувальних комбінатів засновані на припущенні, що всі зміни зовнішнього середовища передбачувані, у той час як на ринках мінеральної сировини спостерігається суттєве коливання цін і потреби в залізорудній продукції. Тому робота в умовах практично нерегульованих наразі ринкових економічних відносин жорстко ставить гірничі підприємства в залежність від світової кон'юнктури ринків мінеральної сировини, а також вимагає нового, більш гнучкого підходу до освоєння її родовищ. У зв'язку з цим, змінилися й цілі вітчизняних гірничих підприємств. Першорядного значення набули питання забезпечення конкурентоспроможності, яка значною мірою залежить від прийнятої концепції розвитку та наукового обґрунтування режиму гірничих робіт. Особливі вимоги висуваються до рішень, що визначають обсяги та якість видобутої руди, витрати і прибуток гірничого підприємства, які безпосередньо залежать від головних параметрів кар'єрів, а також напряму розвитку гірничих робіт.

За цих умов виникає необхідність в оперативному, а головне, превентивному реагуванні гірничих виробництв на нетипово динамічні для усе ще домінуючих у нас принципів проєктування зміни умов ринку, які ми можемо лише прогнозувати, але ніяким чином не впливати на них. Результати темпорального аналізу діяльності крупних залізорудних кар'єрів переконливо

підтверджують це твердження й наочно показують, що гірничодобувні підприємства не можуть забезпечити гнучке та своєчасне реагування на зміну внутрішнього й зовнішнього попиту на продукцію без значного зростання витрат на розробку, так як чинні методи проєктування режиму гірничих робіт і планування їх розвитку не передбачають адекватної зміни інтенсивності відпрацювання родовищ протягом тривалих періодів. Тому фактичний календарний графік розробки не може залишатися стабільним на тривалий відрізок часу й різко відрізняється від проєктного. Наслідком цього є вже типове на підприємствах відставання за розкривом, виникнення позапланових тимчасово неробочих бортів, а головне – формування тимчасово неробочих бортів у видобувній зоні, що є неприпустимим і неминуче призводить до пропорційного зниження виробничої потужності.

Аналіз чинних проєктів на розробку родовищ, досвіду експлуатації залізорудних кар'єрів і наукових досліджень у галузі планування розвитку гірничих робіт та проєктування інтенсивності відпрацювання родовищ показав, що ефективність розробки родовищ відкритим способом на сучасному етапі його розвитку значною мірою залежить від параметрів і порядку формування робочої зони глибоких кар'єрів як в окремому кар'єрі, так і в групі кар'єрів одного комбінату.

Тому істотно підвищити економічну ефективність розробки родовищ стає можливим значною мірою за рахунок реалізації надійно обгрунтованого адекватно динамічного регулювання головних параметрів кар'єру за нетипової донедавна динамічної зміни потреби в залізорудній сировині. А своєчасне регулювання головних параметрів кар'єрів може здійснюватися лише за допомогою управління розвитком гірничих робіт, для чого необхідно мати надійну методичну основу їх планування й формування оптимізованої робочої зони кар'єрів в умовах змінної потреби в залізорудній сировині, які також вимагають удосконалення методів їх надійного прогнозування за новими принципами.

Отже, з огляду на зростальну частоту та слабку передбачуваність причин, які зумовлюють необхідність зміни проєктних рішень, постає невідкладна **наукова-прикладна проблема** обґрунтування науково-методичних засад динамічного проєктування режиму та планування розвитку гірничих робіт у залізорудних кар'єрах в умовах непередбачено мінливої потреби в залізорудній сировині.

Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами. Дисертація пов'язана з низькою науково-дослідних робіт Криворізького національного університету, а також Академії гірничих наук України, у яких автор брав участь як виконавець. У дисертації використано результати, які одержав автор у процесі досліджень, виконаних за темами: «Визначення продуктивності Ганнівського кар'єру ПАТ «ПівнГЗК» (№ держреєстрації 011U005572), «Визначення перспективних границь кар'єру, що забезпечують конкурентоспроможність залізорудної продукції Полтавського ГЗК» (№ держреєстрації 0114U003099) та «Визначення перспективних границь й продуктивності Першотравневого кар'єру ПАТ «ПівнГЗК» (№ держреєстрації 0115U002577).

Мета роботи – розроблення й обгрунтування методології проєктування та планування розвитку гірничих робіт кар'єрів в умовах нетипово мінливої потреби в залізорудній сировині, яка забезпечує підвищення ефективності освоєння сировинної бази розробника надр.

Відповідно до всебічного вивчення визначеної проблеми та реалізації ідеї, сформульовано завдання досліджень:

1. Виконати аналіз сучасного стану гірничих робіт залізорудних кар'єрів, проєктних рішень, теорії та практики визначення головних параметрів кар'єру, а також методів планування розвитку гірничих робіт.

2. Установити вплив параметрів системи розробки, що забезпечують норматив готових до виймання запасів гірничої маси, на продуктивність кар'єру за рудою, а також на режим гірничих робіт.

3. Обґрунтувати теоретичні засади та розробити метод визначення максимально можливої продуктивності кар'єру за гірничими можливостями.

4. Обґрунтувати засади та підходи до визначення оптимальних параметрів системи розробки для різних змінних значень продуктивності кар’єру за рудою.

5. Розробити концепцію визначення динаміки річних обсягів ліквідації заборгованості за розкривом при зміні продуктивності за рудою.

6. Дослідити вплив режиму гірничих робіт і продуктивності кар’єрів на границі відкритої розробки родовищ.

7. Дослідити й використати взаємозв’язки режиму гірничих робіт, продуктивності та параметрів системи розробки при плануванні й проєктуванні роботи групи кар’єрів, що входять до складу одного комбінату.

8. Розробити методологічні основи оперативного планування розвитку гірничих робіт при нетипово динамічній зміні потреби в залізорудній сировині.

9. Показати можливість й економічну доцільність використання наукових результатів дослідження на прикладах планування гірничих робіт і проєктування залізорудних кар’єрів України.

Ідея роботи полягає в переході до управління розвитком гірничих робіт шляхом зміни параметрів і конструкції активної частини робочої зони кар'єру (або кожного з кар'єрів у разі розробки родовища їх групою) для оперативного коригування інтенсивності відпрацювання останнього, що дозволяє забезпечити максимальну ефективність поточного освоєння сировинної бази розробника надр в умовах мінливої потреби в залізорудній сировині.

Об'єкт дослідження – процес формування робочої зони залізорудних кар'єрів при поглибленні гірничих робіт.

Предмет дослідження – взаємозв'язки головних параметрів кар’єру, які впливають на розвиток гірничих робіт.

Методи досліджень. Для досягнення поставлених завдань у дисертації було використано комплексний метод дослідження, що включає теоретичні й інструментальні методи: аналіз і теоретичне узагальнення звітності підприємств, науково-технічних публікацій та іншої інформації щодо визначення продуктивності, режиму гірничих робіт і границь кар’єру при обґрунтуванні теми дисертації й завдання досліджень; системний аналіз при дослідженні показників

роботи кар’єру; гірничо-геометричний аналіз кар'єрних полів для дослідження взаємозв'язку параметрів системи розробки, режиму гірничих робіт і продуктивності кар’єру за рудою; методи математичного моделювання при описі параметрів робочої зони кар'єру; аналітичні, графічні та графоаналітичні методи досліджень технологічних та економічних взаємозв'язків режиму гірничих робіт і продуктивності кар'єру за корисними копалинами при визначенні границь кар’єру; економіко-математичне моделювання варіантів роботи кар'єрів; геоінформаційне моделювання робочої зони кар'єрів при розробленні методів планування розвитку гірничих робіт; техніко-економічний аналіз показників роботи гірничо-збагачувальних комбінатів для обґрунтування оптимальних параметрів системи розробки, а також економічної ефективності раціонального розподілення за кар’єрами обсягів видобутку руди.

Наукові положення, що виносяться на захист:

1. Параметри робочої зони кар’єру визначаються закономірностями, зворотного просторово-технологічного впливу, за якого зменшення довжини активного фронту, зумовлене концентрацією гірничих робіт, вимагає компенсаційного розширення робочого майданчика для забезпечення нормативу запасів руди, що в умовах геометричних обмежень кар’єру та конфігурації рудного тіла формує спадну експоненційну залежність між ними. Врахування цієї закономірності дозволяє підвищити точність визначення параметрів системи розробки порівняно з традиційними підходами й уникнути похибок у межах 28–62%.

2. Максимально можлива продуктивність кар’єру за рудою обмежується умовою безперервного забезпечення нормативу готових до виймання запасів, яка встановленим взаємозв’язком між шириною робочого майданчика та довжиною активного фронту стає лімітуючим чинником по відношенню до технічних можливостей видобутку. На відміну від існуючих підходів, що базуються виключно на інтенсивності розвитку гірничих робіт, запропонований критерій враховує просторові обмеження кар’єру та норматив запасів, що дозволяє звузити область оптимізації режиму гірничих робіт (яка зменшується на 10–14% при

кожному збільшенні продуктивності на 10%) та підвищити точність її розрахунку на 30–36%.

3. Оптимальні параметри системи розробки залежать від варіативного сполучення режиму гірничих робіт, продуктивності за рудою та геометричних характеристик робочої зони, що дає змогу коригувати інтенсивність відпрацювання родовища відповідно до заданої продуктивності шляхом цілеспрямованої зміни сполучення параметрів системи розробки з урахуванням просторових обмежень робочої зони та необхідного нормативу готових до виймання запасів для забезпечення заданої продуктивності.

4. Границі проєктованого кар'єру визначаються змінним у часі граничним коефіцієнтом розкриву, значення якого формується відповідно розрахункової динаміки техніко-економічних показників підприємств-конкурентів (потенційних коливань попиту, потреби в руді), а також – заданих продуктивності та режиму гірничих робіт проєктованого кар'єру. Такий підхід, на відміну від використання статичних критеріїв, дозволяє враховувати динаміку конкурентного середовища до моменту фактичного досягнення кар'єром граничних контурів, що підвищує точність оконтурення запасів на 14–45%.

Наукова новизна отриманих результатів:

1. Уперше встановлено взаємозв'язок між параметрами системи розробки – шириною робочого майданчика та довжиною активного фронту гірничих робіт – виходячи з нормативу готових до виймання запасів і з просторових обмежень кар'єру, визначених гірничо-геометричним аналізом кар'єрного поля. Доведено, що саме цей взаємозв'язок визначає значення максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою та впливає на режим гірничих робіт, зокрема на динаміку формування робочої зони кар'єру.

2. Уперше запропоновано й обґрунтовано аналітично метод визначення максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою, що враховує не лише максимальну інтенсивність видобутку, але й умови формування нормативних запасів, які визначаються встановленим взаємозв'язком ширини робочого майданчика та довжини активного фронту гірничих робіт.

3. Уперше розроблено та теоретично обґрунтовано метод оптимізації параметрів системи розробки щодо розмірів активної частини робочої зони кар'єру, що враховує комплексний взаємозв'язок між режимом гірничих робіт, продуктивністю за рудою та геометричними характеристиками робочої зони**.** Метод забезпечує підтримання нормативного обсягу готових до виймання запасів і дає змогу адаптивно змінювати техніко-економічні характеристики розробки відповідно до змін виробничих та економічних умов.

4. Удосконалено критерій оцінювання й вибору оптимального варіанта розвитку гірничих робіт, який ураховує не лише характер поширення корисних копалин і розкривних порід за кількістю та якістю в границях кар'єрного поля, а також порядок й інтенсивність формування активного робочого простору кар'єру.

5. Уперше обґрунтовано новий розрахунковий принцип визначення границь проєктованого кар'єру з урахуванням зміни граничного коефіцієнта розкриву в часі, обумовленої динамікою техніко-економічних і технологічних показників діяльності кар'єрів-конкурентів, а також планованої продуктивності та режиму гірничих робіт проєктованого кар'єру. На відміну від наявних підходів, які базуються на статичних значеннях граничного коефіцієнта розкриву, запропонований принцип дозволяє підвищити точність визначення границь кар'єру на 14–45 %.

6. Уперше обґрунтовано науково-методологічний підхід до планування розвитку гірничих робіт у глибоких залізорудних кар'єрах, який передбачає зміну інтенсивності відпрацювання родовищ залежно від коливань потреби в залізорудній сировині й ураховує як виконання заданого обсягу видобутку корисних копалин у поточному році, так і забезпечення можливості гнучкої зміни продуктивності за рудою в подальші роки. На відміну від відомих підходів за статичного планування, запропонований дозволяє здійснювати оперативне коригування продуктивності кар'єру за рудою відповідно до динаміки змін зовнішніх умов.

7. Розроблено економіко-математичну модель динамічної оптимізації обсягів виробництва залізорудної товарної продукції гірничо-збагачувальних

комбінатів, яка враховує взаємозв’язок між режимом гірничих робіт і продуктивністю за рудою в умовах нетипових змін зовнішнього середовища, на основі дотримання нормативу готових до виймання запасів, а також відставання розкривних робіт у кожному з кар’єрів, що входять до складу окремого ГЗК. Особливістю моделі є можливість адекватного регулювання продуктивності окремих кар’єрів за умови забезпечення групою кар’єрів залізорудної товарної продукції заданих обсягів та якості.

Обґрунтованість і достовірність наукових положень, висновків і рекомендацій, викладених у дисертації, підтверджуються: коректністю постановки та послідовністю вирішення сформульованих завдань, використанням основних положень теорії і практики відкритих гірничих робіт, широко апробованих методів гірничо-геометричного аналізу кар'єрних полів з урахуванням установлених закономірностей розвитку робочої зони кар’єру й дотриманням норм технологічного проєктування для відкритих гірничих робіт при порівнянні альтернативних варіантів роботи кар'єру, результатами аналітичних досліджень з побудовою математичних та імітаційних моделей досліджуваних об'єктів і процесів, високою збіжністю теоретичних результатів й аналітичних висновків і розрахункових параметрів робочої зони та значень продуктивності кар'єру з фактичними показниками діяльності кар'єрів (розбіжність становить 7-8%), а також позитивними результатами впровадження результатів досліджень і розробок у виробництво в умовах кар'єру ПАТ «Полтавський ГЗК», Ганнівського кар’єру «ПівнГЗК» та ПАТ «Інгулецький ГЗК».

Наукове значення роботи полягає в розробленні методології динамічного проєктування і планування розвитку гірничих робіт кар’єрів в умовах мінливої потреби в залізорудній сировині на основі комплексного й системного обліку гірничо-геологічних, технологічних й економічних факторів з урахуванням їх взаємозв’язку, які впливають на розмір і порядок формування робочої зони кар’єру.

Практичне значення отриманих результатів полягає в розробленні методик:

1) визначення продуктивності кар'єру за рудою для різних варіантів розвитку гірничих робіт з урахуванням порядку й інтенсивності відпрацювання різних ділянок робочої зони кар'єру;

2) визначення відставання й випередження розкривних робіт від необхідних при зміні продуктивності кар'єру за рудою;

3) визначення динаміки річних обсягів ліквідації відставання за розкривом при зміні продуктивності кар'єру за рудою;

4) визначення перспективних границь кар'єру, що проєктується, яка враховує мінливі в часі економічні показники розробки чинних (базових) підприємств;

5) планування розвитку гірничих робіт у кар'єрі в умовах мінливої потреби в залізорудній продукції, яка відрізняється від відомих можливістю регулювати головні параметри кар'єру, а також ураховує взаємозв'язок ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт, що забезпечують у кар'єрі нормативний запас руди, готовий до виймання;

6) перерозподілення продуктивності групи кар'єрів, що входять до складу ГЗК, при зміні потреби в залізорудній продукції.

Особистий внесок здобувача полягає у формулюванні наукової проблеми, мети, ідеї, завдань досліджень, представлених на захист наукових положень, висновків та рекомендацій; у виконанні теоретичних досліджень; у розробленні методів оцінювання й визначення взаємозв'язків гірничо-геологічних, технологічних і економічних умов розробки та їх спільного впливу на розмір і порядок формування робочої зони кар'єру; а також у розробленні теоретичних положень з визначення параметрів активної частини робочої зони кар'єру та планування розвитку гірничих робіт при нетиповій зміні потреби в залізорудній продукції, методу визначення максимальної за гірничими можливостями продуктивності кар'єру за рудою, методики перерозподілення продуктивності групи кар'єрів, які входять до складу ГЗК. Як відповідальний виконавець низки науково-дослідних робіт, автор безпосередньо брав участь у розробленні методів

визначення граничного коефіцієнта розкриву й перспективних контурів кар'єрів. Зміст дисертації автор виклав особисто.

Апробація результатів дисертації. Основні положення дисертаційної роботи й отримані результати досліджень доповідалися й обговорювалися на наукових конференціях: Міжнародному симпозіумі «Комбіновані технології розробки родовищ глибокими кар'єрами і шахтами» (м. Партеніт, 2012 р.); Міжнародній науково-технічній конференції «Сталий розвиток промисловості та суспільства» (м. Кривий Ріг, 2012 р., 2015 р.); Науково-практичній конференції «Якість мінеральної сировини» (м. Кривий Ріг, 2014 р., 2017 р.); Міжнародній науково-технічній конференції «Розвиток промисловості та суспільства» (м. Кривий Ріг, 2016-2021 рр., 2023-2025 рр.); Міжнародній науково-практичній конференції «Форум гірників» (м. Дніпропетровськ, 2016 р., 2018-2020 рр.); Міжнародній науково-технічній інтернет-конференції «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі» (м. Кривий Ріг, 2016 р., 2017 р.); VII Міжнародному симпозіумі "Універсіада SIMPRO 2016" (VII International multidisciplinary symposium "UNIVERSITARIA SIMPRO 2016" „Sustainable development through quality and innovation in engineering and research") (Румунія, м. Петрошані, 2016 р.); III Всеукраїнській науково-практичній конференції студентів, аспірантів та молодих учених «Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів» (м. Житомир, 2016 р.); Міжнародній науковій конференції «Міжнародні тенденції в області науки і техніки» (International scientific conference "International Trends in Science and Technology") (Польща, м. Варшава, 2017 р.); Міжнародній конференції "Інновації у гірництві" (м. Дніпро, 2018 р.); Конференції молодих учених «Геотехнічні проблеми розробки родовищ» (м. Дніпро, 2018-2019 рр.); Міжнародній науково-технічній інтернет-конференції «Інноваційний розвиток ресурсозберігаючих технологій видобутку та переробки корисних копалин» (International scientific and technical internet conference "Innovative development of resource-saving technologies of mineral mining and processing") (Румунія, м. Петрошані, 2018-2019 рр.); VIII Міжнародному симпозіумі "Універсіада SIMPRO 2018" (VIII International multidisciplinary

symposium "UNIVERSITARIA SIMPRO 2018" «Challenges and opportunities for sustainable development through quality and innovation in engineering and research management») (Румунія, м. Петрошані, 2018 р.); V Міжнародній науково-технічній конференції «Сучасні технології розробки рудних родовищ. Еколого-економічні наслідки діяльності підприємств ГМК» (м. Кривий Ріг, 2018 р.); Міжнародній науково-практичній конференції «Великие люди Великой степи – Сатпаев К.И.» (м. Алмати, 2019 р.); I Міжнародній науково-технічній інтернет-конференції «Новітні технології в освіті, науці та виробництві» (м. Покровськ, 2019 р.); E3S Web of Conferences (м. Кривий Ріг, 2020 р.); Міжнародній науково-технічній конференції «Виклики забезпечення мінеральною сировиною України в умовах повоєнної відбудови» (м. Дніпро, 2023-2025 рр.); Міжнародній науково-технічній конференції MININGMETALTECH (м. Кривий Ріг, 2023-2024 рр.).

Публікації. Основні результати досліджень опубліковані в 62 наукових працях (у тому числі 19 одноосібних), зокрема: 27 наукових статей опубліковано в періодичних виданнях, включених до переліку наукових фахових видань України; 5 статей у журналах, що індексуються наукометричними базами даних Scopus і Web of Science Core Collection; 4 статті в матеріалах міжнародних конференцій, що індексуються наукометричними базами даних Scopus і WoS; 2 наукові статті – у закордонних наукових журналах; 24 – у збірниках тез і статей наукових конференцій.

Дисертація складається з анотації, вступу, шести розділів, висновків, списку використаних джерел із 324 найменувань на 33 сторінках та 4 додатків на 33 сторінках, містить 136 рисунків і 43 таблиці. Загальний обсяг дисертації становить 404 сторінки, з яких 295 – основний текст.

РОЗДІЛ 1
АНАЛІЗ МЕТОДІВ ВИЗНАЧЕННЯ ГОЛОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ ТА ЇХ ЗМІНА В ЧАСІ

1.1 Стан і перспективи розвитку залізорудної промисловості України за сучасних умов

Головною невід'ємною складовою частиною розвитку металургійного виробництва є забезпеченість залізорудною сировиною.

Залізна руда – один з найважливіших видів мінеральної сировини. Ресурси залізних руд відомі в понад 95 країнах світу. Проте залізорудні родовища промислового типу переважно сконцентровані всього в декількох країнах. Велика їх частина знаходиться в Бразилії, Росії, США, Австралії, Китаї, Канаді, Казахстані, Україні, Індії, Швеції. На частку цих десяти країн припадає 83,3% світових виявлених ресурсів. Проте основні запаси руди сконцентровані в Бразилії, Росії, Китаї, Україні, Австралії та Казахстані. На частку цих країн припадає понад 68% загальних світових запасів залізних руд. Найбільш великими підтвердженими запасами (понад 10 млрд т) володіють п'ять країн: Бразилія, Росія, Україна, Австралія та Китай. Їх сумарна частка в підтверджених запасах становить 72% (151 млрд т).

Розміщення запасів залізної руди географічно в повному обсязі збігається з основними регіонами виробництва чорних металів. Основні постачальники залізорудної сировини на світовий ринок – Австралія та Бразилія. На ці країни в загальному обсязі виробництва чавуну припадає менше 4%. У той же час у цих країнах сконцентровані одні з найбільших запасів залізної руди.

Зараз Бразилія та Австралія є основними постачальниками ЗРС на світовий ринок, забезпечуючи потреби найбільших металургійних компаній при виробництві чавуну (рис. 1.1).

На території України знаходяться 16% світових запасів залізної руди. За ними Україна посідає перше місце у світі, шосте – за обсягами виробництва, четверте – за обсягами експорту продукції ЗРС.

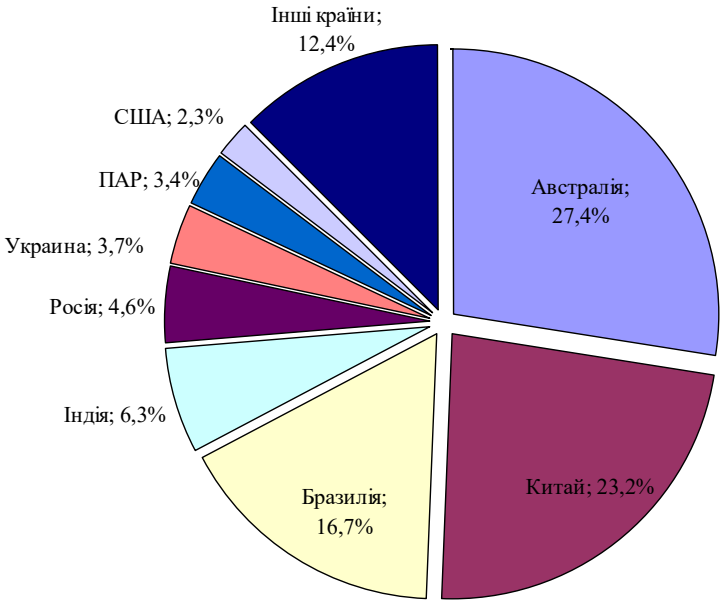


Рисунок 1.1 – Географічна структура виробництва ЗРС у світі у 2022 році

Україна є великою мінерально-сировинною базою залізних руд, яка представлена 80 родовищами, 30 з яких експлуатуються (58% розвіданих запасів). Обсяг балансових запасів залізорудної сировини перевищує 30 млрд т.

Домінуючу роль у галузі відіграє Криворізький басейн, у надрах якого зосереджено 70% ресурсної бази та забезпечується понад 80% загального видобутку сировини. У північному напрямку ця структура переходить у Кременчуцький залізорудний район. У сукупності з рудоносними площами Запорізької, Кіровоградської та Полтавської областей, зазначені території формують єдину потужну сировинну провінцію – «Великий Кривий Ріг».

Промисловий потенціал Криворізького басейну становить 18 млрд т. Дефіцит багатих руд компенсується інтенсивною розробкою залізистих кварцитів, які, попри нижчий вміст заліза, характеризуються високою ефективністю збагачення.

На ринку залізорудної сировини України нині активно функціонують 8 потужних гірничо-збагачувальних комбінатів: (ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат», АТ «Криворізький залізорудний комбінат», ПАО «Суха Балка», ВАТ «Південний ГЗК», ПАТ «Центральний ГЗК», ПрАТ «Північний ГЗК», ПАТ «ІнГЗК», ПрАТ «ПГЗК»). Ще два українські підприємства – «Рудоуправління ім.

Кірова» і «Новокриворізький ГЗК» – входять до складу ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» (рис. 1.2).

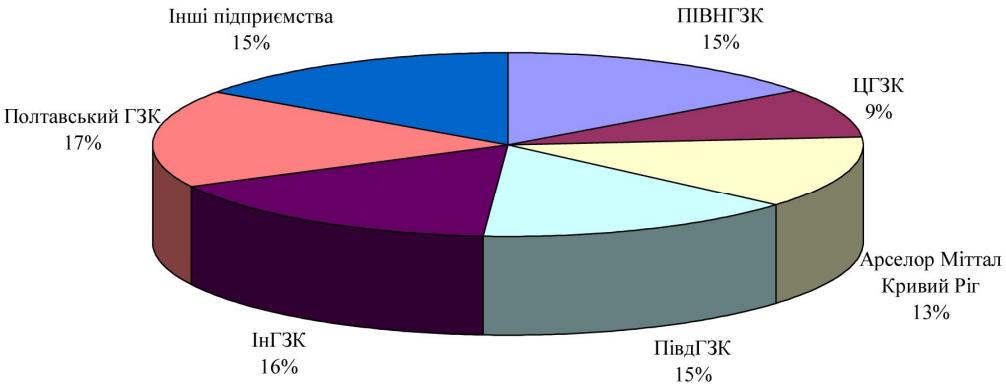


Рисунок 1.2 – Структура виробництва залізної руди на підприємствах України у 2022 році

Гірничорудний сектор випускає весь спектр залізорудної сировини: товарну руду, концентрат, котуни й агломерат.

Виробничі потужності, які мають підприємства, дозволяють не тільки забезпечити сировиною вітчизняні металургійні заводи, а й експортувати значну частину продукції. Зараз на внутрішньому ринку реалізуються приблизно 49% української залізорудної сировини. На експорт відправляються близько 37,7 млн тонн (рис. 1.3.).

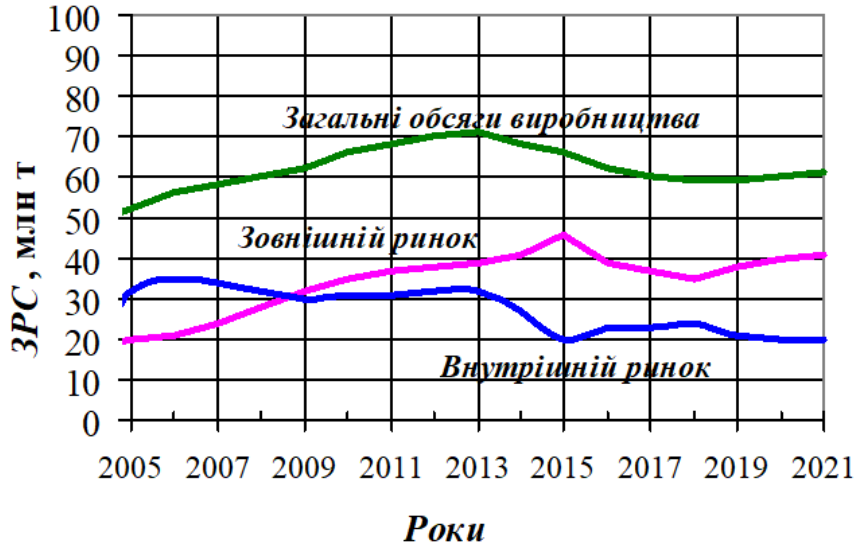


Рисунок 1.3 – Динаміка поставок ЗРС на внутрішній і зовнішній ринки, млн т

Виробництво залізної руди визначається потребами металургії як на внутрішньому, так і на зовнішньому ринках.

1.1.1 Поставки українських гірничодобувних підприємств на внутрішній ринок

Основними споживачами продукції металургійних підприємств України є будівельна галузь, машинобудування, транспорт (залізничний і трубний), металообробка. Залежність від активності цих галузей диктує кон'юнктуру ринків металопрокату, динаміку підвищення та зниження попиту на продукцію металургів і, відповідно, на залізорудну сировину.

Основні потреби в залізорудній сировині на українському ринку покриваються переважно за рахунок внутрішніх поставок вітчизняних гірничодобувних компаній. Частка таких поставок за останні п'ять років становить не менше 86% обсягів ринку.

Військова обстановка, нестабільність економічного та політичного середовища, загроза обвалу національної валюти та зростання цін на енергоресурси, практично повна зупинка інвестиційних проєктів і масштабного будівництва в країні, а також відсутність бюджетного фінансування об'єктів незавершеного будівництва призвели до масштабних негативних наслідків.

Найважча ситуація спостерігається на ринку металопрокату, де після зупинки кількох заводів випуск впав майже на 30%.

Падіння промислового виробництва в Україні в 2015 році становило 4,7%. При цьому обсяги машинобудування впали на 13,8%, а експорт його продукції скоротився на 20,1%. Найбільш помітне падіння обсягів експорту відбулося у сфері транспортного машинобудування (-44%):

- на 40% впав експорт локомотивів;
- на 34% – автомобілів;
- на 67% – літаків;
- на 45% – кораблів.

У структурі експорту машинобудування близько 20% адресно посідають країни ЄС, понад 23 усіх обсягів (до 69%) – країни СНД. Важкі наслідки зумовлені тим, що до РФ Україна поставляла до війни понад половину всієї продукції машинобудування.

Загальне падіння ринку будівельних металоконструкцій у 2015 році становило близько 29%. Скорочення обсягів будівельних робіт у секторі нежитлової нерухомості зафіксувалося на позначці -40%. У зведенні інженерних споруд падіння становило 25%.

Ще одна з основних причина зниження обсягів експорту української сталі – розвиток за кордоном власних високотехнологічних сталевих і прокатних потужностей. Попит на українську металопродукцію (більш низької якості й обмеженого сортаменту) різко зменшується.

У зв’язку з цим, у 2013-2024 роках поставки залізорудної сировини на внутрішній ринок знижувалися. Так, у 2018 році на внутрішній ринок було поставлено 36,7 млн т залізорудної сировини, що на 12,3 млн т або 25,2%, менше, ніж у 2013 році (рис. 1.3).

1.1.2 Експорт залізорудної сировини

Будучи традиційно великим експортером металургійної продукції, Україна щорічно втрачає свій вплив на світовому ринку. І причин тому декілька. По-перше, споживачі української продукції (країни Близького Сходу й Центральної Азії) останнім часом активно розвивають власну металургію і, як наслідок, підсилюють митний захист своїх ринків від імпорту. По-друге, технології, що застосовуються в українській металургії, тотально відсталі, що негативно позначається на рівні собівартості нашої продукції. А з 2014 року й до сьогодні додається ще й «по-третє» – низьке завантаження й навіть зупинка деяких виробничих потужностей через військові дії на тимчасово окупованих територіях (що в очах споживачів робить Україну ненадійним постачальником).

Китай на сьогодні залишається головним гравцем на ринку ЗРС, який формує попит і ціни на цю продукцію. Від успішної реалізації концепції розвитку промислового комплексу цієї країни залежить увесь світовий ринок ЗРС.

Важливість китайського ринку для українських виробників сировини посилюється значним зниженням попиту на ЗРС на традиційному ринку збуту вітчизняної продукції – ринку Східної Європи (рис. 1.4).

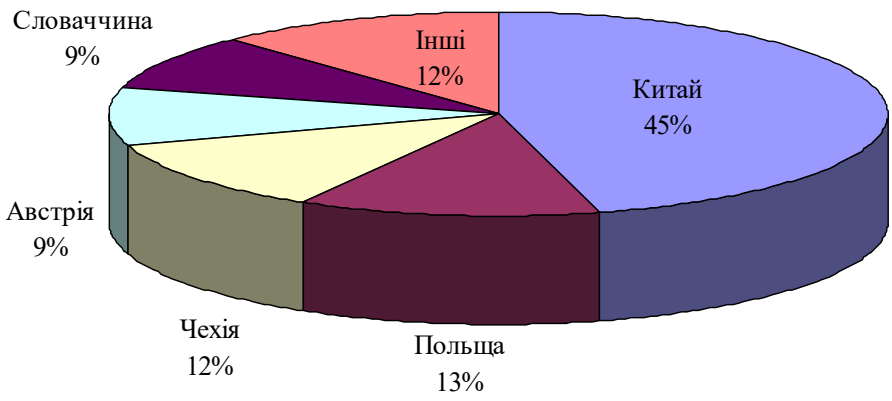


Рисунок 1.4 – Географічна структура українського експорту в 2021 році

Зростання попиту на залізорудну сировину в Китаї є основною причиною збільшення українського експорту залізної руди на світовий ринок у 2008-2015 рр.

З 2016 року гірничорудні підприємства України скоротили експорт ЗРС на 7,8 млн т, або 18%. Це пояснюється низькими ціновими котируваннями в І півріччі 2016 року, через що українські підприємства знижували видобуток і постачання на географічно віддалений ринок КНР, уважаючи за краще збут всередині країни.

Крім цього, останнім часом спостерігається падіння вартості залізорудної сировини [1] (рис. 1.5). Порівняно з піковими показниками 2011 року, ціни знизилися майже на 58% – з $191,7 до $110,25 за тонну у 2024 р. Якщо ціна на ЗРС знизиться до 55$, як у 2015 р., то вітчизняні гірничодобувні компанії ризикують остаточно вийти з міжнародного ринку ЗРС, де їх витісняють постачальники з Бразилії та Австралії (рис. 1.6). Це пояснюється не тільки собівартістю видобутку та збагачення, а й більш низькими якісними характеристиками української сировини порівняно з австралійською та бразильською (рис. 1.7).

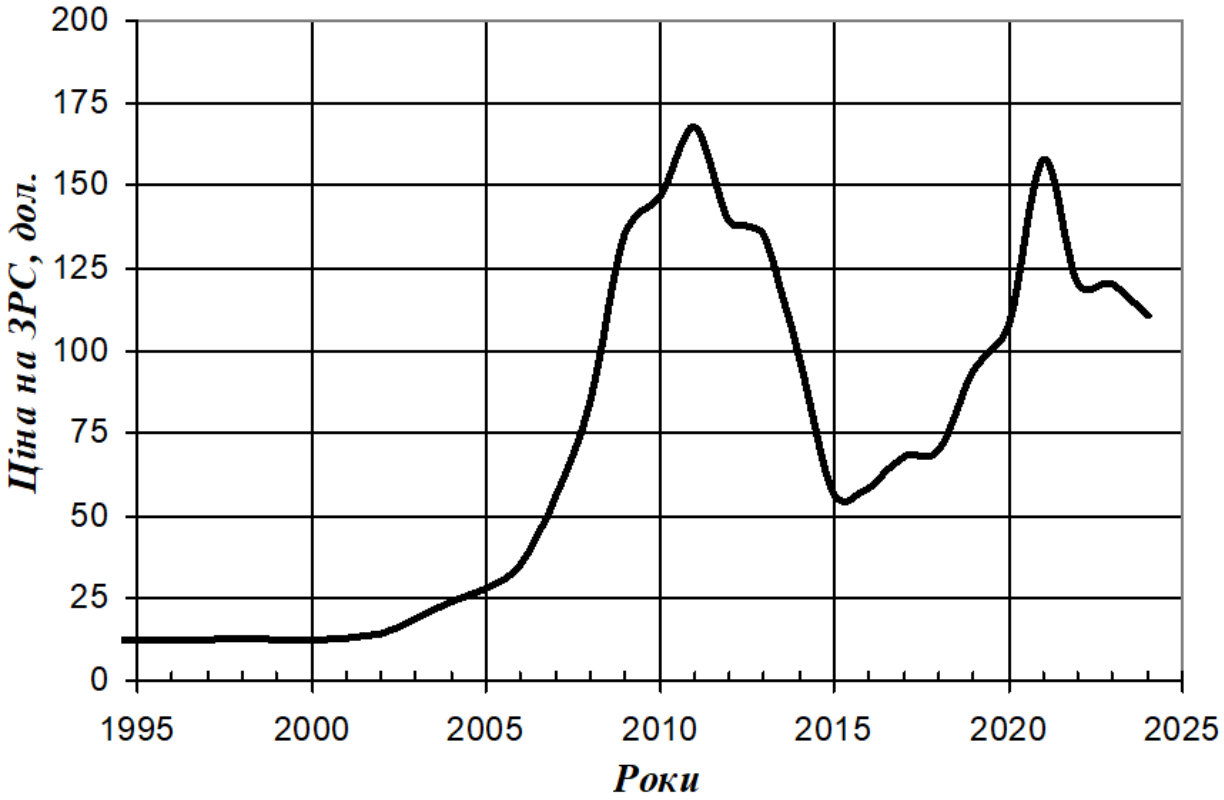


Рисунок 1.5 – Динаміка ціни на залізорудну сировину в $ США

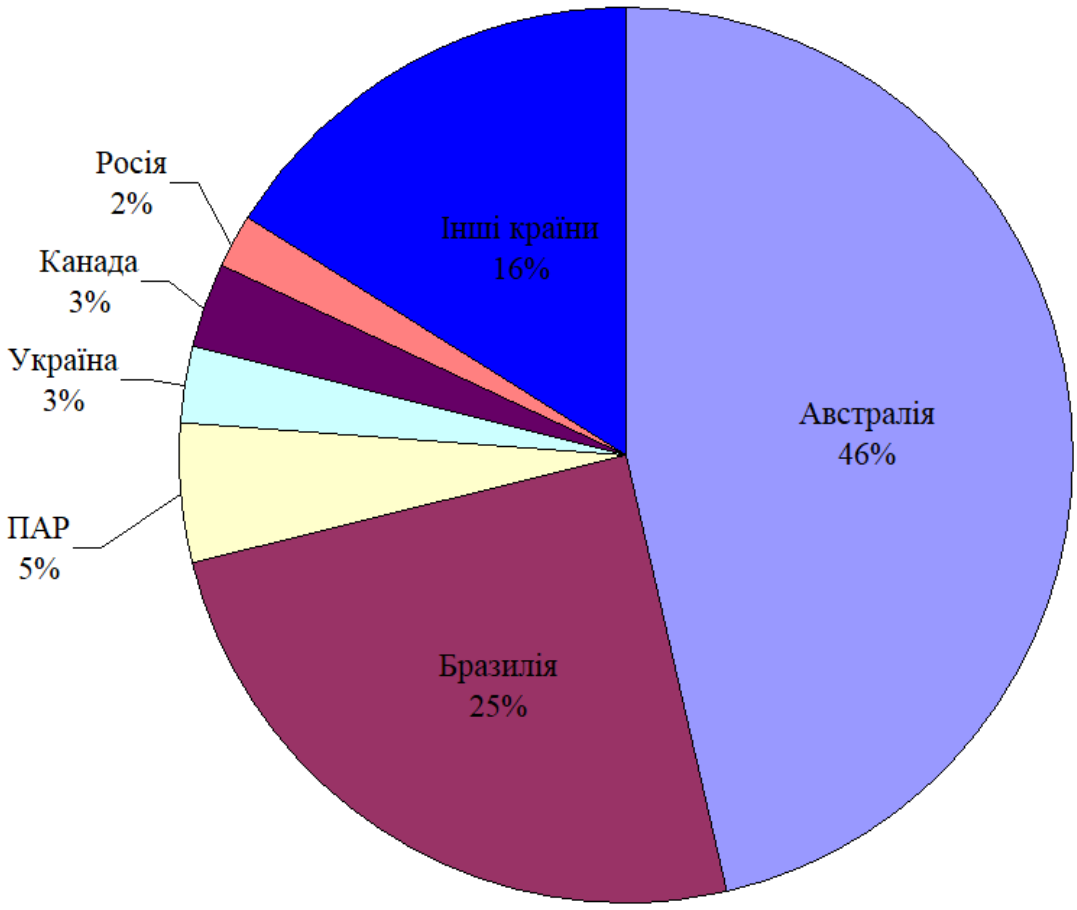


Рисунок 1.6 – Географічна структура світового експорту ЗРС у 2021 році

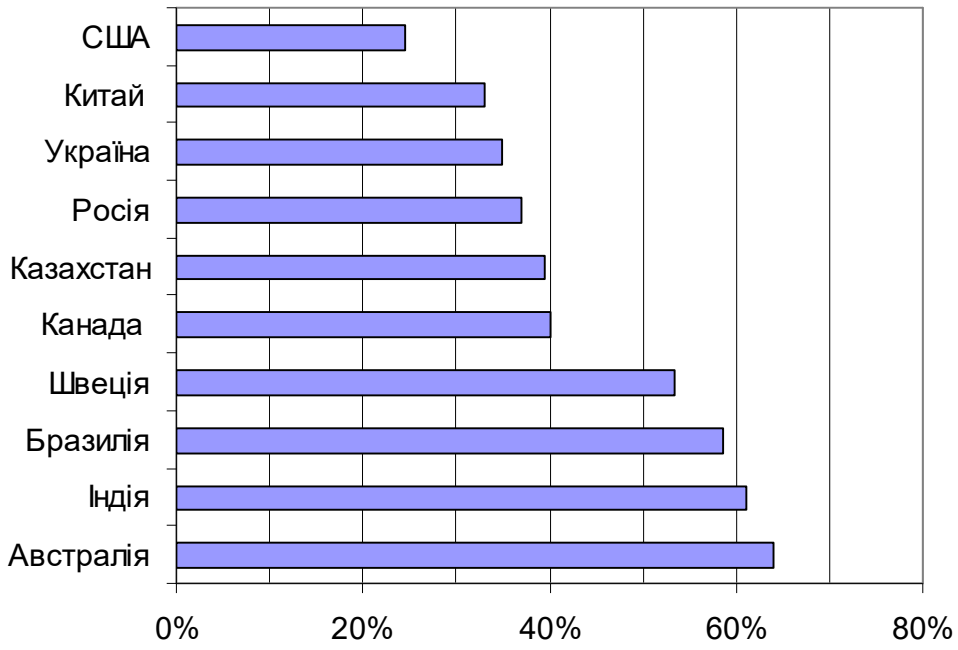


Рисунок 1.7 – Вміст заліза в руді в середньому по країнах, %

Основними конкурентами українських компаній на ринку Китаю продовжують бути постачальники з Австралії та Бразилії, які щорічно нарощують виробництво й експорт залізної руди (рис. 1.8).

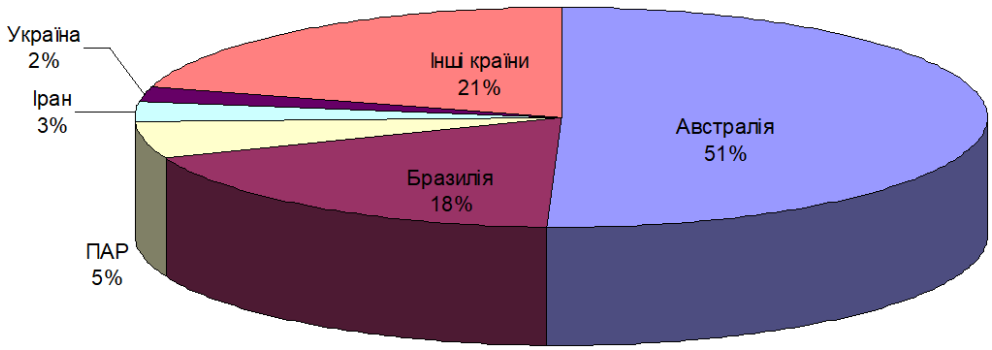


Рисунок 1.8 – Географія імпорту залізної руди в Китаї у 2021 році

Крім цього, за останнє десятиліття українські металурги назавжди втратили декілька ринків збуту сталевого прокату (не напівфабрикатів). До таких належав і Китай. Масове введення в експлуатацію в Китаї нових металургійних потужностей перетворив країну за кілька років з імпортера, яким він був ще у 2003 р, у найбільшого експортера сталі. За 2003 - 2021 рр. обсяги експорту

китайського металу збільшилися в 7,5 раза (до 62,3 млн т) і продовжують зростати.

На сьогодні українські металургійні компанії присутні на китайському ринку тільки з поставками ЗРС. Тепер у Китаї від Австралії, Бразилії, Індії, Канади та Росії, так само як і від України, приймають тільки ЗРС. Отже, втративши такого великого китайського покупця, нинішні експортери металів почали освоювати інші ринки. А точніше, перехоплювати в українських металургів покупців на Близькому Сході, у Європі та в колишніх республіках Радянського Союзу. Разом з тим, відбувається зростання експорту китайського прокату. Так, за 2021 рік він зріс на 55 млн тонн. При цьому п’ять найбільших гірничорудних компаній (Vale, BHP, Rio Tinto, Anglo American і Fortescue Metals) збільшили сукупний обсяг видобутку ЗРС на 20%, а попит на той час зріс лише на 10-15% (таблиця 1.1). Однак, незважаючи на негативний баланс експортного потенціалу й імпортного попиту на ЗРС, світові виробники вводили в експлуатацію нові виробничі потужності у 2017-2018 роках, так як ці інвестиційні проєкти були закладені ще 5-10 років тому. Це може призвести до подальшого падіння цін на ЗРС.

Таблиця 1.1 – Великі світові проєкти з виробництва ЗРС

Виробник	Назва проєкту, країна	Приріст ЗРС, млн т	Рік уведення в експлуатацію	Рік виходу на максимальну потужність
Vale	Carajas Serra Sul S11D, Бразилія	90	Уведено	2018 рік
Rio Tinto	West Angelas, Nammuldi, Yandicoogina and Brockman mines, Австралія	40	Уведено	2018 рік
BHP	Jimlebar mining hub and further improvements, Австралія	29	Уведено	2018 рік
Fortescue	Iron Bridge, Австралія	8,5	Серпень 2017	2018 рік
Hancock Prospecting	Roy Hill, Австралія	55	Уведено	2018 рік
Anglo American	Minas Rio, Бразилія	17,3	Уведено	2017 рік

Отже, дотепер у залізорудній підгалузі склалася важка для України ситуація, що вимагає перегляду підходів до її подальшого розвитку. Але, на відміну від зарубіжних гірничорудних компаній, українська сировина залишається відносно низької якості. Ця проблема, а також зниження цін на ЗРС і зростання транспортних витрат та цін на енергоносії, можуть істотно знизити конкурентоспроможність вітчизняної залізної руди. Тому в умовах зростальної конкуренції на світовому ринку ЗРС для українських виробників її неминучою стає оптимізація витрат, а також фокусування на ринках з вигідною логістичною складовою, перш за все, на внутрішньому та країн ЄС.

Водночас попит на залізорудну сировину на внутрішньому ринку України буде залежати від стану й розвитку будівельної галузі, машинобудування, металообробки й металопрокату, а також від стану економічного та політичного середовища, наявності інвестиційних проєктів і відбудови порушеного війною.

Тому в час глобальних, усеохоплювальних і абсолютно нетипово динамічних змін гірничо-металургійного середовища ефективне функціонування й розвиток гірничодобувних підприємств цілком залежить від своєчасної адекватно керованої зміни продуктивності кар'єру відповідно до коливань потреби в мінеральній сировині необхідної якості.

1.2 Аналіз наявних методів і розрахункових принципів визначення кінцевих контурів кар'єрів

Розвиток методів і принципів визначення границь відритих гірничих робіт відбувався на тлі бурхливого розвитку відкритого способу розробки, що постійно вдосконалювався у XX ст. Доцільність урахування додаткових технічних і економічних факторів випливала з особливостей нових родовищ, які залучалися до відпрацювання, умов залягання рудних тіл, цінності руд і методів їхнього збагачення, потужності та стану розкривних і вміщуючих порід, розвитку технології відкритих і підземних гірничих робіт, економіки загалом, а також економічної науки. Методам і принципам визначення контурів кар'єрів присвячено численні публікації, накопичено великий практичний досвід.

Дотепер у практиці проєктування відкритих гірничих робіт в Україні та країнах СНД найбільш застосовуваним є принцип визначення границь кар'єрів на основі критерію, який запропонував ще у 1927 році у своїй праці М.І. Гоберман [2]. На прикладі криворізьких кар'єрів автор дав визначення найбільш вигідної глибини кар'єру, при якій собівартість видобутку одиниці корисної копалини, що включає собівартість розкривних робіт, не буде перевищувати показник собівартості видобутку цієї ж корисної копалини підземним способом. Принцип М.І. Гобермана базується на порівнянні контурного коефіцієнта розкриву з граничним:

$$n_к \le n_{гр}, \tag{1.1}$$

де $n_к$ – контурний коефіцієнт розкриву, м^3/т;

$n_{гр}$ – граничний коефіцієнт розкриву, м^3/т.

Якщо як допустиму собівартість $C_д$ використаємо собівартість при підземних роботах $C_П$, то отримаємо такий вираз:

$$n_к \le \frac{C_П - a_д}{b}, \text{ м}^3/\text{т}. \tag{1.2}$$

Цей принцип визначення кінцевої глибини кар'єру запропоновано в часи, коли комплекс механізації відкритих гірничих робіт на кар'єрах був відсутній, тому робочі майданчики були вузькими й дорівнювали запобіжним бермам. Це зумовлювало те, що кут укосу робочого борту кар'єру дорівнював або був незначно меншим за кут укосу борту, що погашається. На сучасних механізованих кар'єрах використовується потужне та габаритне обладнання, що призводить до збільшення значення ширини робочого майданчика, а кут укосу робочого борту кар'єру є в 2-3 рази меншим за значення кута укосу погашеного борту. Фактично на сьогодні жоден кар'єр не працює з контурним коефіцієнтом розкриву, тому використання цього коефіцієнта при проєктуванні відкритих гірничих робіт призводить до помилок при визначенні кінцевих контурів кар'єрів.

О.І. Стешенко [3] запропонував для більшої надійності визначення перспективних контурів кар'єрів використовувати як принцип Гобермана, так і принцип порівняння граничного коефіцієнта розкриву із середнім:

$$n_к \le n_{гр} \ge n_{сер}, \tag{1.3}$$

де $n_{сер}$ – середній коефіцієнт розкриву, м^3/т.

Однак, середній коефіцієнт розкриву не використовується при фактичній роботі кар'єру, а лише відображає відношення об'ємів розкривних порід у проєктних контурах кар'єру до обсягів корисної копалини в тих самих контурах. Тому механічне об'єднання описаних вище принципів не забезпечить більш точних результатів при проєктуванні глибини кар'єрів.

У 50-х роках XX століття В.В. Ржевський [4], відзначивши необхідність подальшого вдосконалення методів визначення границь кар'єрів, пропонує розрахунковий принцип визначення границь кар'єру, який базується на порівнянні граничного коефіцієнта розкриву ($n_{гр}$) з поточним:

$$n_m \le n_{гр}, \qquad (1.4)$$

де n_m – поточний коефіцієнт розкриву, м^3/т.

Цей принцип ураховує режим гірничих робіт при проєктуванні границь кар'єру. Він відображає дійсну можливу динаміку розвитку гірничих робіт, ураховуючи прийнятий спосіб і напрямок розкриття родовища.

Поточні коефіцієнти розкриву в реальних умовах усереднюють за періодами експлуатації на 7-10 років, завдяки чому на кожен із періодів експлуатації отримують власний експлуатаційний коефіцієнт розкриву. Здебільшого величина максимального з усереднених експлуатаційних коефіцієнтів розкриву менша за максимальне значення поточного коефіцієнта розкриву. Це може призвести до заниження показника глибини кар'єру. Крім того, принцип Ржевського не враховував обсяги гірничо-капітальних робіт при будівництві кар'єру, тому О.І. Арсентьєв [5] запропонував такий принцип визначення границь відкритих гірничих робіт:

$$n_{гр} \ge n + n_o, \qquad (1.5)$$

де n – усереднений за періодами експлуатаційний коефіцієнт розкриву, м^3/т;

n_o – початковий коефіцієнт розкриву, м^3/т.

Основною умовою економічної роботи кар'єру, на думку О.І. Арсентьєва, є те, що фактичне значення собівартості кар'єру, який проєктується, не повинне перевищувати припустиму собівартість корисної копалини.

З використанням поточного й усередненого за періодами експлуатаційного коефіцієнтів розкриву для визначення границь відкритих гірничих робіт значно збільшився вплив продуктивності кар'єру та режиму гірничих робіт на кінцеві контури кар'єрів [6]. Це зумовлюється тим, що самі по собі величини поточного та експлуатаційного коефіцієнтів розкриву є результатом обраного напряму ведення гірничих робіт, швидкості посування гірничих робіт на різних ділянках кар'єру та обраного порядку ведення розкривних і видобувних робіт. Оптимізація режиму гірничих робіт може призвести до збільшення глибини відкритих гірничих робіт завдяки досягненню менших значень поточного коефіцієнта розкриву [7].

Багато уваги було приділено визначенню параметрів кар'єрів при комплексній і комбінованій розробці корисних копалин родовища в працях В.Г. Блізнюкова [8, 9], Г.О. Холоднякова [10, 11] та інших [12, 13]. Але перші системні дослідження на цю тему належать В.В. Ржевському. Його роботи ілюструють дослідження впливу видобутку побіжних корисних копалин [14, 15] при веденні відкритих гірничих робіт:

$$n_{гр} = \frac{C_д - a}{b} + \frac{q_n}{q}(1 - n_д), \text{ м}^3/\text{т}, \qquad (1.6)$$

де q та q_n – кількість основної корисної копалини та корисної копалини, що видобувається побіжно, т;

$n_д$ – припустима кількість розкриву на одиницю об'єму корисної копалини, що видобувається побіжно, м^3/т.

При побіжному видобутку бідних руд значення граничного коефіцієнта розкриву можна знайти з виразу:

$$n_{гр} = \frac{C_д(1 + \frac{q_б \cdot r_б}{q \cdot r}) - a}{b}, \text{ м}^3/\text{т}, \qquad (1.7)$$

де $q_б$ – кількість бідної руди, що видобувається побіжно, т;

r та $r_б$ – вихід концентрату з кондиційної та бідної руди відповідно, частки одиниці.

О.І. Арсентьєв систематизував і розробив нові методи визначення граничного коефіцієнта розкриву для різних умов розробки: на підставі порівняння відкритого й підземного способів розробки родовищ, на підставі оптової ціни на корисні копалини й продукти їхньої переробки [16]. Він запропонував формулу визначення граничного коефіцієнта розкриву, який ураховує прогрес техніки й технології гірничого виробництва:

$$n_{гр} = \frac{C_д - a_o \cdot \delta_Г^{t-1}}{b_o \cdot \delta_Г^{t-1}}, \text{ м}^3/\text{т}, \qquad (1.8)$$

де a_o, b_o – поточна собівартість руди й порід, грн/м^3;

$\delta_Г$ – коефіцієнт, який ураховує зниження собівартості за рахунок технічного прогресу.

В. С. Хохряков відзначив розвиток принципово нового для свого часу підходу до розв'язання задач на визначення контурів кар'єру, а саме – порівняння варіантів глибини кар'єру за сумарним приведеним прибутком за період оцінювання [17]. У цьому разі кінцевою глибиною кар'єру вважається така, за якою загальний приведений до одного моменту оцінювання прибуток, отриманий у результаті розробки родовища, найбільший. Для розв'язання задачі приймають декілька варіантів глибини кар'єру. Для кожного з варіантів розробляють календарний план, на основі якого визначають доходи та витрати за кожен рік з початку будівництва кар'єру. Щорічні прибутки та витрати приводять до одного моменту оцінювання з урахуванням ефективності інвестованих коштів і науково-технічного прогресу, що уможливлює їхнє порівняння. Підсумовуючи щорічні витрати та прибутки за весь період розробки родовища, знаходять приведений прибуток за кожним із варіантів.

Під час визначення границь кар'єрів необхідно здійснювати підрахунок обсягів корисної копалини та розкривних порід для визначення коефіцієнтів розкриву, що входять до розрахункових принципів [18]. На основі методів, за якими визначаються ці об'єми, класифікують і методи встановлення границь кар'єрів:

1. Аналітичний.

2. Графічний.

3. Графоаналітичний.

4. Метод варіантів.

Аналітичний метод застосовують виключно при простих геологічних умовах, коли родовище має форму, подібну до відомих геометричних фігур [4, 19]. Рекомендують використовувати його на початкових етапах проєктування кар'єру. На основі розрізів виводять аналітичні взаємозв'язки. Ті ж вихідні дані використовують і при підрахунках обсягів графічним способом [20].

Під час визначення границь кар'єрів у складних геологічних умовах застосовують графоаналітичний метод і метод варіантів. Графоаналітичний метод передбачає виконання техніко-економічного аналізу намічених варіантів кар'єру за допомогою аналітичних залежностей [21]. Далі залежності виражають графічно. Графічно виражають і зміну коефіцієнтів розкриву з глибиною розробки. Підрахунок обсягів виконують за допомогою аналітичного методу або методу варіантів на розрізах родовища. Графіки зміни граничного та розрахункових коефіцієнтів розкриву є основою для визначення граничної глибини кар'єру.

Метод варіантів найбільш точний, але його недоліком є велика трудомісткість процесу підрахунків. Утім, ця проблема поступово розв'язується з розвитком комп'ютерних систем [22] і розробленням систем автоматизації проєктних робіт (САПР), що спеціально створені для супроводу відкритих гірничих робіт.

Для рішень, що вимагають швидкого впровадження й укрупнених розрахунків, найчастіше задачу розв'язують на плоских розрізах, що дозволяє не будувати повну геометричну модель родовища. На сьогодні вчені продовжують розробляти нові підходи до більш точного розв'язання плоскої задачі, які дозволили б легко розв'язувати задачу на площині. Наприклад, А.Л. Білін виявив великий обсяг похибок, пов'язаних із користуванням спрощених методів визначення границь кар'єрів [23]. Водночас похибка становить 10-30%, і це впливає на розрахунки кінцевих контурів кар'єрів. Границі кар'єрів визначаються з похибкою в менший бік, що призводить до неповного відпрацювання сировинної бази. Це дослідження дало важливі статистичні результати, але «ручні

способи» визначення границь кар’єрів все менше використовуються з розвитком інформаційних технологій, а спрощені розрахунки приймають для того, щоб скоротити час на проведення робіт, тому самі по собі не потребують ускладнення.

Часто автори звертаються до визначення параметрів комбінованої відкрито-підземної розробки родовищ корисних копалин. Так, Т.С. Кузнєцова звертає увагу на появу певних специфічних особливостей при комбінованій розробці родовищ корисних копалин [24]. Зокрема, зазначається, що наявні технологічні схеми розробки відкрито-підземного ярусу та створення ізолювальної стелини не враховують можливостей відкритого способу розробки. Крім того, автор уважає, що на сьогодні можливими є шляхи до більш ефективного розподілення запасів між відкритим і підземним способами. Одночасно припускається, що підземний спосіб розробки треба починати з менших значень глибини кар’єру. Але це не підтверджується практикою проєктування кар’єрів, яка свідчить, що навіть при досягненні максимальних значень коефіцієнта розкриву за увесь період експлуатації кар’єри дають прибуток і мають ефективні показники прибутковості, що свідчить про потенціал збільшення можливих кінцевих контурів відкритих гірничих робіт.

Учені країн пострадянського простору [25-28] виділяють два основні підходи до оцінювання оптимальності границь кар’єрів:

1) на основі граничних коефіцієнтів розкриву, найчастіше порівнюючи ефективність підземної та відкритої розробок родовищ корисних копалин;

2) на основі порівняння сумарних витрат та ефекту при розробці родовищ.

«Вагомими перевагами першого підходу є простота алгоритму та можливість швидкого моделювання ситуацій (інтерактивність). Проте його застосування обмежене відсутністю інструментарію для обґрунтування граничного коефіцієнта розкриву з урахуванням динаміки грошових потоків. Фактично, метод не дозволяє оцінити економічний ефект від рознесення витрат і доходів у часі» [25, 28].

Друга концепція відрізняється можливістю отримати результат навіть за відсутності бази порівняння, що робить її більш універсальною.

Велику увагу приділяється впливу чинника часу на економічні показники роботи підприємства [29, 30], що впливає на постійне використання показника чистого приведеного прибутку. Підходи на основі критерію максимізації чистого приведеного прибутку дозволяють усунути істотний недолік, але при його застосуванні для кожного варіанта глибини кар'єрів необхідно розробляти календарні плани розкривних і видобувних робіт для відкритого й підземного способів розробки, а також проводити їх складне економічне оцінювання, тобто виконувати майже весь обсяг проєктних робіт.

«Враховуючи фактор високої невизначеності ринкового середовища, М.Г. Саканцев актуалізує проблему переходу до динамічних методів встановлення границь кар'єрного поля. На переконання автора, ключовим фактором суттєвого зростання ефективності роботи кар'єрів є впровадження інноваційних методик при визначенні стратегії освоєння родовищ. Ключова новизна полягає у застосуванні системно-динамічного підходу до проєктування. Це дозволяє по-новому підійти до визначення глибини кар'єру, послідовності виймання запасів та конфігурації транспортних схем. Окремою важливою складовою є реалізація рішень щодо значного збільшення крутизни укосів бортів на всіх стадіях експлуатації» [31]. Але слід зазначити, що прогнозування економічних показників у довгостроковій перспективі (понад 7-10 років) на практиці не дає достовірних результатів і не може забезпечити коректного стратегічного планування роботи гірничодобувних підприємств. Тому слід більше уваги звертати на об'єктивні показники роботи підприємств, що проєктуються, і підприємств-конкурентів, які слугують базою для порівняння.

У сучасній теорії проєктування кар'єрів є багато праць, які підкреслюють наявність ризиків та їхній вплив на прийняття рішень щодо кінцевих контурів кар'єрів [13, 32, 33]. Так Е.Е. Марков, розглядаючи проблеми реалізації проєктних рішень в умовах ризику [32, 34], відзначає, що можливість їхнього здійснення адекватна поняттю надійності проєктування, що використовується як один із об'єктивних критеріїв результатів дослідження та двояким чином впливає на них. З одного боку, сприяє розвитку матеріального виробництва, з іншого боку, відіграє роль фільтра, що відсіює несправжні гіпотези й теорії та стимулює пошук

нових. У будь-якому разі всі дослідники, які розглядали проблеми ризиків і непевності вихідної інформації погоджуються, що необхідною умовою ефективності проєктних рішень є можливість їх динамічного коригування. Але водночас необхідно вже на перших етапах проєктування окреслити стратегічний напрямок розв'язання поставленого завдання визначення границь відкритих гірничих робіт. Це робить актуальним завдання стратегічного планування контурів кар'єрів на довгострокові проміжки часу. Чим точнішими будуть стратегічні плани розвитку підприємства, тим ефективнішими будуть тактичні й оперативні рішення. Тому стратегічне планування розглядається не як статичний, а як динамічний процес. Такий підхід дозволяє підвищити загальну надійність проєктування.

Закордонні науковці також визнають актуальність питання точного визначення границь кар'єрів, яке вони відносять до сфери планування та проєктування кар'єрів (Open Pit Mine Planning and Design) [35-37]. Так наприклад, Б.А. Кеннеді зазначає, що першим кроком як короткострокового, так і довгострокового планування роботи кар'єру є саме визначення контурів кар'єрів (Ultimate Pit Definition) [38].

У прийнятій міжнародній практиці, так і у вітчизняній, одними з найважливіших показників є коефіцієнт розкриву (Stripping Ratio) і граничний коефіцієнт розкриву (Breakeven Stripping Ratio). При проєктуванні границь кар'єрів сам кар'єр повинен представляти собою обсяг гірничої породи й руди, що буде утворений при максимально можливому обсязі виймання корисної копалини. Водночас руда не повинна видобуватися доти, доки її цінність не дозволить окупити всі витрати на видобуток, переробку, збут та виймання розкриву, що супроводжуватиме цей обсяг руди.

Закордонні вчені не виділяють такої кількості видів коефіцієнтів розкриву, як вітчизняні. Вони більше сконцентровані на моделюванні й аналітичному підході до визначення границь відкритих гірничих робіт. Тому часто можна натрапити на поняття блока, який не є тотожністю, наприклад, екскаваторного блока, що використовується на теренах пострадянського простору, а є приростом додаткового обсягу руди та розкриву або частиною кар'єру, що вміщує руду й

розкрив, що оцінюється для прийняття рішення з проєктування та планування роботи кар'єру [35]. Сукупність усіх таких блоків утворює відпрацьований кінцевий простір кар'єру. Завдяки цьому підходу велике значення приділено геометричному та гірничо-геометричному моделюванню кар'єрів.

Усі методи визначення границь кар'єрів умовно поділяють на дві групи: «ручні» методи (Manual Design) та комп'ютерні методи (Computer Design) [39]. «Ручний» метод найчастіше представлений визначенням коефіцієнтів розкриву за поперечними геологічним розрізами та їх порівнянням, що схоже на підхід, який використовується у вітчизняній теорії. Автоматизовані (комп'ютерні) методи базуються на створенні математично-геометричних моделей. Так можна виділити метод визначення границь кар'єрів, який застосовується в автоматизованому проєктуванні. Він називається «метод плавучого конуса» (Floating Cone Method) та є одним із найпопулярніших при комп'ютерному моделюванні [38]. Він полягає в тому, що кожний наступний приріст контуру кар'єру тягне за собою виймання вищележачих порід, тому цей об'єм приросту представляють у вигляді конуса або його частини. Загалом цей метод є ускладненим варіантом визначення границь кар'єрів на основі порівняння граничного коефіцієнта розкриву з контурним, але у разі «плавучого конуса» формується не плоска, а об'ємна геометрична фігура. І завдяки тому, що такий підхід потребує більше розрахунків, він потрапив до розряду автоматизованих методів.

У працях І.Л. Гуменіка та В.В. Панченка [40, 41] представлено вдосконалений метод рухомого конуса. Цей метод забезпечує повне видобування корисної копалини в діапазоні можливої зміни вихідних даних і зменшення похибки визначення середнього коефіцієнта розкриву практично в усій області можливих гірничо-геологічних умов залягання залізорудних родовищ. За критерій ефективності методу було прийнято точність визначення обсягів корисної копалини, розкривних порід, середнього коефіцієнта розкриву та коефіцієнта видобування корисної копалини при встановленні проєктних кінцевих контурів кар'єру.

Група вчених [42, 43] запропонувала схему побудови паралельної версії цього алгоритму, а також описала програмну реалізацію паралельного алгоритму

плавучого конуса. Основні переваги запропонованого методу полягають у наданні нового принципу розв'язання задачі оптимізації кар'єрів, що дозволяє працювати прямо з тривимірною моделлю родовища, що значно підвищує адекватність одержуваної моделі.

У практиці проєктування кар'єрів алгоритм Лерчса-Гросмана [44], заснований на теорії графів, набув найбільшого поширення. В алгоритмі блокова модель родовища представляється у вигляді орієнтованого графа $G=(V, A)$. Кожному блоку тривимірної моделі відповідає вузол графа з вагою, що визначає чисту економічну цінність цього блока. Завдання полягає в знаходженні такої кількості блоків, видобування яких принесе максимальний прибуток. Це еквівалентно знаходженню замкненого набору вузлів графа з максимальною сумою ваги. Замкненим уважається безліч вузлів, яка для кожного вузла містить усі його дочірні вузли.

А.М. Валуєв у праці [45] розглянув постановку й розв'язок задачі визначення проєктних кінцевих й етапних границь кар'єру із застосуванням методів оптимізації й людино-машинного діалогу. Для методів на кшталт Лерчса-Гросмана запропоновано способи визначення графа припустимого взаємного розташування блоків, що дозволяють урахувати неоднорідність масиву гірничих порід відносно стійких кутів нахилу бортів.

Недоліками цих методів є те, що економічне оцінювання не диференціюється з глибиною залягання блока, хоча блок одного типу руди на глибинах в 100 м і 300 м може потребувати різних витрат, хоча б на транспортування. Виходячи з цього, оцінювання блоків є приблизним, оскільки витрати на транспортні роботи не можуть бути з прийнятною точністю оцінені без знання розташування транспортних комунікацій і відвалів, тобто ці методи не враховують поточний стан гірничих робіт.

Розвиток теорії проєктування відкритих гірничих робіт за кордоном також спрямований на більш точне визначення контурів кар'єрів у середньостроковому та довгостроковому періодах. Зусилля сконцентровані на виділенні та передбаченні фінансових й економічних показників. Уважається, що визначення границь відкритих гірничих робіт – це функція від фінансових взаємозв'язків [46].

Уперше систематичні дослідження на цю тему провів T.M. Lillico, який удосконалив наявні в західних країнах методи моделювання родовища за допомогою блоків [47]. Він прирівняв завдання визначення контурів кар'єру до завдання знаходження напрямленого та зваженого графа. Його теорія побудована на базових економічних принципах, незважаючи на ринкову невизначеність. Були й інші дослідження, що ставили за мету вдосконалення цього методу [48, 49], але вони лише вскладнювали наявні фінансово-математичні моделі.

Група вчених сконцентрувалися на визначенні границь відкритих гірничих робіт, що враховують непостійність ринкових умов. Так, наприклад, Г.А. Коста Ліма займався розвитком моделі оцінювання проєктів з видобутку корисних копалин, яка завдяки статистичній інформації враховує непостійність цін на товарну продукцію та поточних витрат.

Розв'язання цього завдання пізніше було ускладнено завдяки розрахунку не тільки чистого приведеного прибутку, а й цінності товарної продукції [50, 51]. Останні дослідження в цьому напряму [46] сконцентровано на прогнозуванні не тільки поведінки ринку опціонів мінеральних ресурсів, а й на невизначеності ціни опціонів металів, які прямо формують попит на руду, тому що є результатом їхньої металургійної переробки. У працях [52-54] автори пропонують ураховувати геологічну невизначеність шляхом геостатистичного моделювання. Однак, геостатистичні симуляції враховують лише геологічний ризик, але не враховують зміну цін на руду або експлуатаційні витрати.

Незважаючи на всі досягнення у сфері фінансів та прогнозування економічних показників, практика демонструє, що точність прогнозів може бути задовільною лише в короткостроковий період часу. У середньостроковій та довгостроковій перспективі прогнози не дають коректної точності, що дуже звужує використання навіть найбільш витончених і складних фінансових і математичних методів визначення цін майбутніх періодів. Це є суттєвим загальним недоліком усіх методів визначення границь кар'єрів, що базуються на врахуванні зовнішнього економічного середовища, тому що більшість кар'єрів проєктуються на десятиріччя і період їх експлуатації значно перевищує короткострокові горизонти планування.

1.3 Аналіз методів визначення режиму гірничих робіт

«Під режимом гірничих робіт розуміється певний порядок виконання розкривних і видобувних робіт у границях кар'єрного поля, що забезпечує планомірну, безпечну й економічно ефективну розробку родовища за період існування кар'єру» [55]. Кількісною оцінкою режиму гірничих робіт є коефіцієнт розкриву.

При відкритому способі розробки родовищ, що характеризується великими обсягами розкривних і видобувних робіт і тривалими термінами існування кар'єрів, завдання планування розвитку гірничих робіт не може бути правильно вирішеним без урахування режиму гірничих робіт.

Інтенсивний розвиток відкритого способу розробки родовищ зумовив залучення до відпрацювання запасів корисних копалин на великих глибинах. Це призвело до значного збільшення собівартості розкривних робіт за рахунок одночасного збільшення обсягів виймання розкривних порід і дальності транспортування гірничої маси.

Фахівці з теорії та практики відкритих гірничих робіт постійно приділяють увагу вдосконаленню методів проєктування режиму гірничих робіт і параметрів системи розробки. Ці питання знайшли відображення в працях багатьох учених: В.В. Ржевського, О.І. Арсентьєва, Б.П. Юматова, М.Г. Новожилова, П.І. Томакова, В.С. Хохрякова, А.Г. Шапаря, В.Г. Блізнюкова, В.Ф. Бизова, А.Ю. Дриженка, І.Л. Гуменика, В.О. Завсєгдашнього, В.М. Коробка, Б.Р. Ракішева й ін.

У 30-і роки XX ст. завдання вибору режиму гірничих робіт постало у зв'язку з розробленням проєктів і функціонуванням потужних кар'єрів, які характеризувалися великими обсягами розкривних робіт [56], коли було встановлено, що виробнича потужність кар'єру на різних етапах розробки різна, головним чином, через різку зміну річних обсягів розкривних робіт.

П.Е. Зурков [57, 58] як основний показник при плануванні гірничих робіт рекомендує використовувати експлуатаційний коефіцієнт розкриву. Автор наводить аргументи, що за умов відкритої розробки похилих і крутоспадних

покладів використання середнього коефіцієнта розкриву для планування гірничих робіт не дозволяє забезпечити сталість у видобутку корисних копалин.

У праці [59] вказується на нерівномірність обсягів розкривних робіт і поточних коефіцієнтів розкриву та їхній вплив на послідовний вибір границь відкритої розробки для крутоспадного пласта простої будови з витриманими елементами залягання.

Метод розрахунку обсягів розкривних робіт і коефіцієнтів розкриву (за економічними факторами) на декілька років роботи кар'єру наводиться в праці [60]. У своїй праці автор досліджує, яким чином нерівномірність у розподіленні обсягів розкривних робіт може змінювати прибутковість підприємства.

A.T. Soderberg [61] відзначив, що за допомогою зміни таких параметрів, як розміри робочих майданчиків і кут укосу робочого борту кар'єру, можна регулювати режим гірничих робіт.

До питання вибору режиму гірничих робіт одним з перших підійшов В.В. Ржевський [62, 63]. Він проаналізував відкриті гірничі роботи з погляду їхньої зміни та розвитку в часі, дослідив режим гірничих робіт на основі геометричного аналізу робочої зони, дав економічне обґрунтування й розробив методи його регулювання. Його дослідження давали змогу ретельно вивчати всі етапи розробки родовища та знаходити оптимальний варіант ведення гірничих робіт.

Значна частина робіт В.В. Ржевського присвячена питанню календарного розподілення обсягів гірничих робіт, виходячи з умови максимальної економії коштів підприємства. У напрямку економічного обґрунтування режиму гірничих робіт він проаналізував аспекти, які стосуються витрат на виробництво продукції, доцільності капіталовкладень, потужності обладнання, фінансових витрат на розкривні роботи та економічних показників транспортних процесів. На основі глибокого техніко-економічного аналізу автор установив, що потрібно забезпечити більш рівномірні значення коефіцієнтів розкриву на кожному етапі розробки.

В.В. Ржевський проаналізував режим гірничих робіт у зв'язку з темпом поглиблення й посування фронту робіт, виробничою потужністю підприємства, терміном будівництва, способом розкриття й системою розробки. Його

дослідження показали, що вирішальний вплив на календарне розподілення обсягів розкриву має напрямок розвитку гірничих робіт. Згідно з його рекомендаціями, для регулювання режиму гірничих робіт слід вносити зміни до схеми розкриття родовища.

У дослідженнях С.А. Дранникова [64] проаналізовано спосіб керування режимом гірничих робіт шляхом зміни напряму їхнього розвитку, а також за рахунок коригування гірничотехнічних характеристик кар'єру. Його результати підтвердили думку В.В. Ржевського про те, що для ефективного ведення гірничих робіт необхідно планувати їхній режим і забезпечувати усереднення поточних коефіцієнтів розкриву.

Розроблення основних взаємозв'язків при розвитку гірничих робіт, закономірності формування робочої зони й переміщення її в часі та просторі набули подальшого розвитку в працях О.І. Арсентьєва [65-67]. Автор розробив фундаментальні підходи до розрахунку календарних планів і показника режиму гірничих робіт – коефіцієнта розкриву.

О.І. Арсентьєв розробив методику визначення й усереднення експлуатаційних коефіцієнтів розкриву на основі аналізу графіків $V=f(P)$ зміни зростальних обсягів пустих порід залежно від зростальних обсягів корисної копалини. За допомогою кумулятивних графіків $V=f(P)$, побудованих для двох крайніх варіантів роботи кар'єру, можна встановити область, у якій можлива корекція обсягів видобутку руди та розкривних порід. Прямі лінії, що проходять між заданими кривими, відповідають варіантам функціонування кар'єру з постійним значенням коефіцієнта розкриву.

У працях О.І. Арсентьєва розроблено метод графічного аналізу інтенсивності розвитку гірничих робіт у глибину та в горизонтальному напрямку. Досліджено динаміку й напрям розвитку гірничих робіт. Автор запропонував і дослідив різні способи визначення експлуатаційних коефіцієнтів розкриву. Визначення експлуатаційних коефіцієнтів розкриву він здійснював з використанням таких методів, як побудова поперечних перерізів, аналіз планів по горизонтах, застосування середньозважених поперечних перерізів, створення моделей гірничих робіт і виконання аналітичних обчислень. Уперше він дослідив

вплив різних чинників (кута падіння й форми рудного тіла, рельєфу місцевості, форми рудного тіла, потужності покривних порід, способу розкриття, ширини робочого майданчика й висоти уступу) на зміну експлуатаційного коефіцієнта розкриву при поглибленні кар'єру.

Аналітичні методи регулювання режиму гірничих робіт були наведені в працях [68, 69]. Однак, застосування цих методів обмежується родовищами найпростішої форми, що залягають у рівнинній місцевості.

Значний внесок у розвиток методів регулювання режиму гірничих робіт зробив М.Г. Новожилов [70]. Він розробив методи визначення режиму гірничих робіт на основі геометризації кар'єрних полів. Визначено поетапний розвиток кар'єру й розроблено економічні критерії оцінювання режиму гірничих робіт. Установлено взаємозв'язок напряму розвитку гірничих робіт, параметрів системи розробки та швидкості поглиблення кар'єру.

Теорія режиму гірничих робіт, яка ґрунтується на методах геометричного аналізу кар'єрного поля, побудови графіків і їх економічного оцінювання, у подальшому стала основою для створення динамічних моделей розвитку гірничих робіт [71].

М.Д. Бевз [72] обґрунтував критерій оцінювання оптимального варіанта режиму гірничих робіт і показав, що мінімальні приведені витрати на розробку родовища забезпечують мінімальне значення поточного коефіцієнта розкриву. Однак, розроблений метод не враховує якості рудної сировини.

У праці [73] автор дійшов до висновку, що вибір оптимального варіанта розвитку гірничих робіт у кар'єрі за коефіцієнтами розкриву можна виконувати лише за можливості забезпечення однакової в усіх варіантах продуктивності кар'єру за корисними копалинами. Якщо зміна коефіцієнтів розкриву призводить до зміни продуктивності кар'єру за корисними копалинами, то оцінювання варіантів розробки доцільно проводити за величиною приведеного прибутку.

В.С. Хохряков розробив метод вирішення різних гірничо-економічних завдань з урахуванням фактора часу [74, 75]. У його працях наведено наукове обґрунтування того, чому доцільно розділяти терміни будівництва й експлуатації кар'єру на окремі етапи. Дослідження автора виявили, що раціональний режим

гірничих робіт характеризується поступовим збільшенням мінімальних значень поточних коефіцієнтів розкриву для кожного періоду. Він запропонував ступінчастий графік розкривних і видобувних робіт.

Згодом економічному обґрунтуванню режиму гірничих робіт з урахуванням фактора часу було присвячено праці багатьох учених.

А.Ф. Ткачев і П.Т. Церенщиков [76], оцінюючи рівномірність або нерівномірність ведення гірничих робіт, ураховують, яким чином розподіляються витрати у часі та наскільки ефективними є капітальні вкладення з економічного погляду. Автори дійшли висновку, що витрати на розробку родовища при усередненні обсягів розкриву за роками експлуатації кар'єру, порівняно з нерівномірним розподіленням обсягів, значно менші.

У працях А.Ф. Богачова [77] і Е.М. Пахомова [78] розподілення обсягів розкривних робіт за роками експлуатації кар'єру вирішується методом лінійного програмування.

Дослідження Г.В. Секісова [79] показали, що якість видобутої руди залежить не тільки від геологічної будови покладу, але й від технологій ведення гірничих робіт і застосовуваного обладнання. У цій праці вперше було порушено питання врахування якості руди при обґрунтуванні режиму гірничих робіт.

Для комплексного оцінювання обсягів розкривних порід і якості рудної сировини група вчених [80, 81] розробила критерій оцінювання – коефіцієнт гірничої маси, який показує, який обсяг останньої необхідно видобути з кар'єру для виробництва однієї тонни концентрату.

У праці [82] було запропоновано методику вибору оптимального варіанта розвитку гірничих робіт для крутоспадних покладів, згідно з якою встановлення розвитку гірничих робіт проводиться послідовним вибором при підготовці кожного горизонту розвитку, що забезпечує мінімальні значення прийнятого критерію.

Метод визначення напряму розвитку гірничих робіт, в основу якого покладено побудову ізоліній корисних копалин, описано в працях [83, 84]. А в праці [85] запропоновано критерій вибору режиму гірничих робіт з урахуванням необхідної виробничої потужності за концентратом. Однак, ці методи та критерії

дають оцінку тільки за обсягами розкривних порід і руди з урахуванням її якості, при цьому не враховують можливу інтенсивність і час відпрацювання цих обсягів.

В.Ф. Бизов розробив методи довгострокового планування гірничих робіт в умовах видобутку руд різної якості в режимі усереднення [86]. Варіанти розвитку гірничих робіт пропонується визначати за допустимим середньоквадратичним відхиленням якості руди від середнього значення за аналізований період.

У праці [87] автор пропонує при визначенні режиму гірничих робіт і напряму розвитку гірничих робіт ураховувати вплив бортового вмісту заліза в руді. Автор доводить, що за однакових осягів виробництва концентрату обсяг видобувних робіт збільшується зі збільшенням бортового вмісту.

Група вчених рекомендує регулювати режим гірничих робіт параметрами тимчасово неробочих бортів кар'єру при поетапному відпрацюванні родовища [88-90]. Цього, на думку авторів, можна досягти за рахунок проєктування відкритих гірничих робіт за принципом динамічного природно-технологічного комплексу з формуванням збільшених кутів укосів робочих бортів кар'єру або крутими шарами.

А.Ю. Дриженко і Л.В. Якубенко запропонували здійснювати регулювання режиму гірничих робіт діагональними блоками [91-94]. Розроблена технологія регулювання режиму гірничих робіт дає можливість знизити первинний обсяг розкривних робіт. Недоліком цих способів є складність управління робочою зоною кар'єру, а також забезпечення необхідного обсягу готових до виймання запасів.

У результаті досліджень С.В. Корнілкова, який займається питаннями управління робочою зоною кар'єрів, установлено основні властивості режиму гірничих робіт при експлуатації родовищ з різними умовами залягання, розроблено основні методи та прийоми гірничо-геометричного аналізу кар'єрних полів, методи регулювання режиму гірничих робіт, способи формування робочого простору [95]. Для реалізації принципу багатокритеріального оцінювання розвитку гірничих робіт і параметрів кар'єру він розробив підхід, за яким обґрунтування параметрів відкритої розробки, а також оптимізація порядку

розвитку гірничих робіт і впливів на робочу зону досягаються послідовним її розглядом як геометричної, технологічної та еколого-економічної системи.

Подальший розвиток методів управління режимом гірничих робіт при розробці кар'єрів етапами набув у працях А.І. Косолапова та А.І. Пташинка [96-98]. Автори розглянули питання управління розвитком робочої зони кар'єру в умовах оперативного регулювання режиму гірничих робіт при інтенсифікації виробничої потужності кар'єрів. Наведено технологічні рішення, що дозволяють оперативно регулювати режим гірничих робіт. Розроблено методику кількісного оцінювання потенціалу підприємства з інтенсифікації виробничої потужності кар'єру. Разом із цим, у працях нічого не говориться про забезпечення нормативів готових до виймання запасів при концентрації гірничих робіт на окремих ділянках робочої зони, а також про збільшення продуктивності за рудою.

Значний вплив на режим гірничих робіт мають параметри системи розробки. При визначенні режиму гірничих робіт найбільш детально досліджувалися окремі параметри системи розробки: довжина фронту гірничих робіт, ширина робочого майданчика, висота уступу. Особливо гостро постала проблема визначення оптимальної забезпеченості кар'єру готовими до виймання запасами гірничої маси.

Одним із найважливіших параметрів, що безпосередньо впливає на режим гірничих робіт, є ширина робочого майданчика. Визначенню його присвячено праці [99, 100], у яких обґрунтовано ознаку роботи з постійною шириною робочого майданчика, отримано аналітичні залежності, які враховують стан гірничих робіт і відхилення фактичного обсягу розкривних робіт від планового.

Низку досліджень присвячено взаємозв'язку ширини робочого майданчика з інтенсивністю гірничих робіт, основам його проєктування й регулювання [101-104]. Однак, у цих працях не враховується вплив ширини робочого майданчика на продуктивність кар'єру за рудою.

У праці [105] доводиться, що при визначенні ширини робочого майданчика проявляються та взаємодіють дві групи чинників. З одного боку, збільшення ширини робочого майданчика призводить до збільшення коефіцієнтів розкриву й подорожчання розробки, а з іншого, збільшення ширини смуги готових до

виймання запасів дозволяє підвищити ймовірність виконання плану з видобутку в умовах, коли штрафні санкції до кар'єру через зриви поставок – набагато перевищують витрати на підтримання резервів. Однак, у праці при визначенні ширини робочого майданчика враховується тільки довжина активного фронту за рудою й розкривними породами на момент оцінювання і не враховується вплив на неї зміни ширини робочого майданчика.

У праці [106] було запропоновано регулювати режим гірничих робіт при встановленій швидкості поглиблення кар'єру зміною параметрів системи розробки: висоти уступу, ширини робочого майданчика, довжини фронту гірничих робіт.

Г.Г. Мацак [107] досліджував взаємозв'язок розмірів робочої зони й параметрів системи розробки та дійшов висновку, що зі збільшенням кута укосу робочого борту кар'єру збільшується висота робочої зони, кількість робочих уступів і протяжність фронту гірничих робіт, а поточний коефіцієнт розкриву – зменшується. При цьому автор не розглядає питання забезпечення заданої продуктивності кар'єру за рудою, виходячи з нормативу готових до виймання запасів.

В умовах ринкової економіки домінує завдання забезпечення конкурентоспроможності товарної залізорудної продукції як на зовнішньому, так і на внутрішньому ринках збуту. Підвищення ефективності експлуатації родовищ в умовах зміни потреби металургійної промисловості в залізорудній сировині є можливим за рахунок концентрації гірничих робіт у кар'єрах.

При відкритій розробці крутоспадних родовищ для зменшення поточних коефіцієнтів розкриву, а також скорочення відстані транспортування гірничої маси доцільно концентрувати гірниче обладнання на окремих ділянках кар'єрного поля [108-111]. У працях установлено взаємозв'язки параметрів концентрації й режиму гірничих робіт. Доведено, що зі збільшенням ступеня концентрації зростають обсяги розкривних робіт.

У працях [112-114] описується критерій і методика визначення напряму й параметрів концентрації гірничих робіт у кар'єрі. А в праці [115] запропоновано комплексний показник, який дозволяє оцінити ступінь концентрації гірничих

робіт у різних кар'єрах. Крім цього, виконано оцінювання ступеня концентрації гірничих робіт та її вплив на режим гірничих робіт, взаємозв'язок готових до виймання запасів руди й собівартості різних видів залізовмісної товарної продукції [116].

У праці [117, 118] для оцінювання впливу концентрації гірничих робіт на інтенсивність розробки кар'єру запропоновано комплекс взаємопов'язаних показників, приведених до значення площі активної робочої зони. Було встановлено, що підвищення інтенсивності гірничих робіт при зростанні концентрації обладнання забезпечується збільшенням дискретності робочої зони. Однак, у працях не враховується вплив ширини робочого майданчика на довжину фронту гірничих робіт і обсяг готових до виймання запасів, які визначають можливу продуктивність кар'єру.

Для порівняння варіантів режиму гірничих робіт були розроблені різні методи підрахунку обсягів гірничих робіт із застосуванням тогочасних попередників комп'ютерних засобів – ЕОМ [119-122], а також методи моделювання крутоспадних родовищ у процесі календарного планування [123]. Однак, застосування ЕОМ обмежувалося тільки підрахунком обсягів руди та розкривних порід при заздалегідь обраних варіантах розвитку гірничих робіт.

Бурхливий розвиток комп'ютерних технологій зробив свій внесок у вдосконалення методів визначення режиму гірничих робіт. Так, F. Lerchs і I.F. Grossmann [124] розробили алгоритм визначення режиму гірничих робіт, в основу якого було покладено теорію графів і методи динамічного програмування. У праці [125, 126] описано методику, яка дозволяє визначати границі та режим відкритих гірничих робіт шляхом максимізації чистого приведеного прибутку від експлуатації родовища. В основу цієї методики покладено генетичний алгоритм.

У цей час для вивчення питань взаємозв'язку параметрів системи розробки та режиму гірничих робіт все частіше використовуються системи автоматизованого проєктування кар'єрів. Використання процесу автоматизованого проєктування дозволяє оперативно вирішувати завдання створення цифрової моделі родовища, моделювання робочої зони кар'єру, підрахунку запасів руди, календарного планування гірничих робіт [127-135].

Розвиток методів оптимізації гірничих робіт з урахуванням закономірностей зміни технологічних параметрів відкритої розробки для підвищення якості та конкурентоспроможності рудної сировини на основі комп'ютерних систем і дискретного підходу запропоновано в праці В.М. Коробка [136]. У результаті досліджень була розроблено систему ієрархічних дискретних моделей оптимізації розвитку гірничих робіт, яка базується на блочному гірничо-геометричному моделюванні.

1.4 Аналіз методів визначення продуктивності кар'єрів

Основним показником роботи будь-якого підприємства є виробнича потужність. Правильне встановлення виробничої потужності гірничого підприємства є найважливішим завданням проєктування.

На цей час відомо дві групи методів розрахунку річної продуктивності кар'єрів за корисними копалинами: за гірничотехнічними факторами (за гірничими можливостями) та економічними факторами.

1.4.1 Визначення продуктивності кар'єрів за гірничотехнічними факторами

Усі методи визначення продуктивності кар'єру за гірничими можливостями щодо характерних ознак можна розділити на три групи.

1. Методи першої групи засновані на розстановці навантажувального обладнання по довжині фронту.

2. Методи другої групи – на темпі поглиблення гірничих робіт.

3. Методи третьої групи – на підрахунках обсягів руди при повному використанні можливостей розвитку гірничих робіт у глибину та в горизонтальному напрямі.

Питання визначення максимально можливої продуктивності рудників І.А. Кузнєцов [137, 138], а потім і Є.П. Звягінцев [139] запропонували визначати, виходячи з можливої швидкості посування фронту гірничих робіт у

горизонтальному напрямі, тобто за кількістю видобувних вибоїв. Продуктивність кар'єру визначається на підставі загальної протяжності рудного фронту в робочій зоні кар'єру й мінімального фронту на один видобувний екскаватор. При цьому довжину фронту вони визначали за кількістю одночасно діючих уступів.

П.Є. Зурков [140, 141] установлює можливу кількість одночасно експлуатованих видобувних горизонтів, беручи до уваги характеристики рудного тіла (потужність і кут нахилу), а також параметри робочого майданчика та уступу (ширина, висота й кут укосу уступу). Подібним чином можливу кількість видобувних уступів визначає і Е.К. Граудина [142]. Водночас у своїй праці автор враховує напрямок розвитку гірничих робіт (з боку висячого й лежачого боків), а також ширину ділянки, на якій руда залягає не на всю висоту уступу. Однак, застосування цього методу є дуже проблематичним у складних гірничотехнічних умовах (за складної будови покладу).

За методикою В.В. Ржевського [56, 63], для визначення продуктивності кар'єру пропонується аналізувати темпи переміщення фронту гірничих робіт при розробці горизонтальних чи пологих родовищ. Для похилих і крутоспадних покладів швидкість горизонтального просування пов'язана зі швидкістю поглиблення, яка встановлює інтенсивність відпрацювання наявних запасів. У всіх випадках автор розраховує продуктивність кар'єру, спираючись на графік режиму гірничих робіт.

Метод визначення й регулювання виробничої потужності кар'єрів за можливою кількістю видобувних екскаваторних вибоїв наводиться в праці [143].

О.І. Арсентьєв [66] рекомендує при визначенні продуктивності кар'єру за гірничими можливостями враховувати максимальну інтенсивність розвитку гірничих робіт як у вертикальному, так і в горизонтальному напрямах. Продуктивність кар'єру, визначена виключно на основі швидкості поглиблення гірничих робіт, не завжди відповідає максимально можливій, тому що не враховується інтенсивність проведення робіт у горизонтальному напрямі. Автор пропонує розрахункову формулу для оцінювання продуктивності з урахуванням

річного поглиблення гірничих робіт у разі простої форми рудного тіла, заснованої на взаємозв'язку швидкостей поглиблення гірничих і видобувних робіт у кар'єрі.

При розробці родовищ складної форми О.І. Арсентьєв [144] наводить методику визначення продуктивності, яка враховує форму рудного покладу та прийнятий напрям розвитку гірничих робіт. Однак, автор не враховує різну інтенсивність відпрацювання окремих ділянок робочої зони кар'єру, у зв'язку з чим для збереження встановленого порядку розвитку гірничих робіт обсяг робіт, що припадає на один екскаватор на кожній ділянці, має бути різним. Крім цього, довжина фронту гірничих робіт приймається на момент початку етапу планування гірничих робіт і не враховується її зміна в кінці етапу.

Дослідження можливостей інтенсифікації відпрацювання кар'єрів [145-147] показали, що деколи розвиток гірничих робіт, обраний за мінімальними значеннями коефіцієнтів розкриву, обмежує досягнення планової продуктивності за рудою.

У праці [148] наводяться результати досліджень впливу параметрів системи розробки на інтенсивність роботи кар'єрів. Визначено, що при проєктуванні кар'єрів протяжність рудного фронту при встановленій інтенсивності гірничих робіт визначає гірничі можливості кар'єру з видобутку руди. Разом із тим, на можливу інтенсивність розробки істотно впливає напрям розвитку гірничих робіт. При цьому концентрація гірничих робіт при встановленій продуктивності кар'єру супроводжується інтенсифікацією гірничих робіт як у горизонтальному напрямі, так і в глибину.

Е.І. Васильєв [149] при визначенні максимально можливої за гірничотехнічними умовами продуктивності кар'єру враховує можливий темп поглиблення й посування фронту гірничих робіт, пропускну здатність капітальних траншей, термін служби кар'єру, обсяги гірничо-капітальних робіт, попит з боку споживачів і собівартість видобутку. При цьому автор не враховує зміну площі рудного покладу з глибиною кар'єру.

При визначенні головних параметрів кар'єру розглядалися питання достовірності геологічних даних [150], впливу якості залізної руди й обсягів

розкриву на економічні показники виробництва концентрату, визначення виробничої потужності кар'єру за рудою при прийнятому розвитку гірничих робіт. Однак застосування цього методу є коректним тільки на витягнутих родовищах простої форми [151].

У праці [152] наводяться залежності М.І. Агошкова для визначення орієнтовного значення продуктивності кар'єру за швидкістю поглиблення видобувних робіт з урахуванням втрат і збіднювання корисних копалин.

О.В. Шпанський [153] запропонував метод спільного визначення й стабілізації продуктивності кар'єру за корисними копалинами й гірничою масою для похилих і крутоспадних родовищ з будь-якою формою рудних тіл, яка враховує зміну об'ємних показників при різній швидкості горизонтального посування фронту гірничих робіт і максимальній швидкості поглиблення. Однак, при визначенні продуктивності кар'єру за рудою не враховується необхідність забезпечення нормативу готових до виймання запасів, а при регулюванні наявність необхідного активного фронту гірничих робіт.

У праці [154] запропоновано метод визначення рудної виробничої потужності кар'єрів, яка досягається за гірничотехнічними умовами залежно від зміни параметрів робочої зони глибокого кар'єру та продуктивності гірничотранспортного комплексу з виймання порід розкриву.

Б.Р. Ракішев у праці [155] навів основні фактори, що обмежують продуктивність кар'єру, а також основні закономірності формування кар'єрного простору та їхній вплив на встановлення продуктивності кар'єру за видами гірських порід.

1.4.2 Визначення продуктивності кар'єрів за економічними факторами

Технічно можлива продуктивність не обов'язково є економічно доцільною, і, навпаки, економічно доцільна продуктивність не завжди – технічно досяжна. Тому рішення необхідно приймати при всебічному врахуванні основних гірничотехнічних й економічних факторів у конкретних умовах кожного кар'єру.

Одними з перших визначати виробничу потужність рудника за економічними критеріями (мінімум собівартості продукції) запропонували І.А. Кузнєцов [137] і Л.Д. Шевяков [156].

М.І. Агошков у своїй праці [157] показав, що продуктивність рудника залежить від того, коли вкладаються капітальні інвестиції, а також від цінності видобутої руди. Автор також довів, що питомі капітальні витрати й собівартість руди зменшуються зі збільшенням продуктивності. Подальші дослідження фахівців з гірничої економіки [158-160] підтвердили закономірність зміни собівартості видобутку корисних копалин і гірничої маси, капітальних витрат і продуктивності праці від виробничої потужності кар'єру. Автори дійшли висновку щодо наявності гіперболічного кореляційного зв'язку між питомими витратами й обсягами гірничих робіт.

П.І. Городецький [161] економічно доцільною продуктивністю вважає продуктивність, яка відповідає мінімальній собівартості руди, що ґрунтується на наявності двох протилежних тенденцій у зміні величин, які складають собівартість, – експлуатаційних витрат та амортизаційних відрахувань.

Методи визначення виробничої потужності кар'єру, що забезпечують мінімальну собівартість корисних копалин і максимальну ефективність капітальних вкладень, представлено також у фундаментальних розробках із планування гірничих робіт [162-165].

Б.П. Юматов [166, 167] при визначенні економічно доцільної продуктивності як критерію оцінювання розглядає загальний умовний прибуток за весь термін експлуатації кар'єру. Автор наводить методику техніко-економічних розрахунків продуктивності кар'єру з урахуванням режиму розкривних робіт і границь відкритих розробок і рекомендує весь період розробки родовища розділити на кілька етапів з різними коефіцієнтами розкриву.

Значний внесок у розроблення методів економічного оцінювання виробничої потужності кар'єрів, а також у дослідження впливу цієї потужності на економічні показники функціонування гірничих підприємств зробили праці О.І. Арсентьєва [144]. О.І. Арсентьєв, визначаючи продуктивність, звертав увагу на

економічні аспекти, зокрема, на необхідний обсяг корисних копалин за планом, на зв'язок продуктивності з собівартістю продукції та на рівень капітальних витрат. Дослідження, проведені за допомогою методу окупності капітальних вкладень із застосуванням складних відсотків, дозволили визначити мінімальну продуктивність кар'єру за гірничою масою для забезпечення потрібного терміну окупності. Автор стверджує, що в кожній конкретній ситуації продуктивність кар'єру має бути прийнята максимально можливою, ураховуючи гірничотехнічні обмеження.

В.С. Хохряков [168] вважає оптимальною продуктивність, робота з якою забезпечує максимальний приведений до одного моменту оцінювання прибуток.

Величезне значення для теорії проєктування в напрямку визначення виробничої потужності за економічними факторами мають роботи М.В. Мельникова, К.Є. Вінницького, Е.І. Реєнтовича, Б.А. Сімкіна [169-172]. Автори за допомогою методу техніко-економічного аналізу розв'язують такі завдання: обґрунтування економічно доцільної потужності гірничих підприємств; визначення оптимальної продуктивності групи кар'єрів і збагачувальних фабрик. Водночас особливу увагу приділено методам математичного програмування при проєктуванні кар'єрів. Розроблено методику планування продуктивності кар'єрів, що базується на економіко-математичних моделях і числових методах нелінійного програмування.

У праці [173] наведено методику визначення оптимальної продуктивності кар'єру на основі використання методу дослідження операцій та інженерного аналізу технологічної сутності продуктивності як синтезуючого параметра підприємства.

На підставі аналізу та систематизації статистичних даних про роботу гірничодобувної промисловості України, методів математичного моделювання в праці [129] запропоновано новий підхід до економіко-математичного моделювання діяльності гірничодобувних підприємств, зміст якого полягає в поданні структури витрат на виробництво різних видів продукції за допомогою

обмеженої сукупності витратних показників ресурсів, абсолютні значення яких для кожного підприємства визначаються регресійно-статистичними методами.

Питанню управління виробничою потужністю гірничодобувних підприємств за економічними критеріями присвячено праці В.Г. Блізнюкова, В.Ф. Бизова, Г.О. Холоднякова, Б.Р. Ракішева, В.О. Завсєгдашнього та ін. [174-178]. Автори розробили систему економіко-статистичного прогнозування показників гірничодобувних підприємств, економіко-математичні моделі, а також дослідили й установили гірничо-геологічні чинники, які впливають на рентабельність гірничодобувних підприємств.

Для умов ринкових відносин при зміні потреби в різних видах сировини була обґрунтована нова категорія запасів [179], яка враховує особливості технологічних комплексів при використанні різних видів транспорту та їх комбінації, а також зміни продуктивності за рудою.

Розглянуті вище методи визначення продуктивності кар'єру базувалися на відокремлених об'єктах відкритих гірничих робіт.

Уперше завдання планування оптимальних виробничих потужностей у групі кар'єрів було розглянуто в праці [180], у якій для планування продуктивності групи кар'єрів мінімізуються витрати на видобуток 1 т вугілля загалом за Убаганським вугільним басейном.

К.Е. Вінницький і Е.І. Реєнтович [181] установили, що найбільший економічний ефект можна отримати лише в тому разі, коли продуктивність установлюється не для кожного кар'єру окремо, а сукупно для певного району.

У праці [182] В.М. Кисляк пропонує при плануванні роботи ГЗК ураховувати тісний взаємозв'язок процесів видобутку й переробки руди через розбіжність інтересів кар'єрів і збагачувальних фабрик. Це пов'язано з тим, що часто оптимальне рішення для комбінату виявляється невигідним для окремо взятих цехів.

А.К. Поліщук, Г.К. Поліщук, О.М. Михайлов [183, 184] досліджували методи планування гірничих робіт у кар'єрах і способи оптимізації календарного плану спільної роботи групи кар'єрів у складі ГЗК. Як критерій ефективності при

визначенні найкращого варіанта роботи групи кар'єрів за продуктивністю автори беруть мінімум поточних витрат на виробництво одного тонно-процента металу в концентраті. Недоліком такого планування є те, що цей критерій не враховує, у результаті яких капітальних вкладень досягнуто ту чи іншу собівартість руди. Це особливо важливо при збільшенні продуктивності комбінату за товарною продукцією.

Ю.К. Одокієнко [185] зводить завдання планування гірничих робіт кар'єрів ГЗК до розподілення річного обсягу видобутку між кар'єрами. Як критерій автор приймає мінімум частини приведених витрат на видобуток руди. Водночас цільова функція математичної моделі оптимізує обсяги розкривних порід, руди і відстань транспортування руди. Однак, цільова функція моделі не враховує витрат на транспортування розкривних порід, частка яких в умовах транспортної системи розробки є дуже значною. Крім цього, одним із обмежень цільової функції є необхідність рівномірного виймання розкриву на видобувних горизонтах, що нереально в умовах розробки родовищ складної будови з різною потужністю покладу.

Завдання раціонального розподілення видобутку між кар'єрами М.Л. Медведєв [186 - 188] вирішує за критерієм мінімуму видобутих обсягів порід. Запропонований автором метод визначення продуктивності дозволяє врахувати закономірність видобування руди й породи при різній інтенсивності розвитку гірничих робіт, а також характер взаємодії кар'єрів при їхній спільній роботі. Однак, критерій не враховує якості корисної копалини. Крім цього, дослідження варіантів розвитку гірничих робіт проводиться на поперечних розрізах за родовищем, що не дає можливості застосовувати цей метод в умовах залізорудних кар'єрів, які розробляють родовища складної будови з декількома сортами руд різної якості.

І.І. Дейнега [189] вважає, що головні параметри відкритої розробки необхідно визначати комплексно, у взаємозв'язку. Автор обґрунтував критерій оцінювання ефективності розробки родовищ групою кар'єрів у системі гірничо-збагачувальних комбінатів. Цим критерієм слугує коефіцієнт гірничої маси, приведений до руди за вартістю видобутку, транспортування й переробки. При

цьому автор приймає продуктивність комбінату постійною величиною й не враховує можливу її зміну залежно від попиту на залізорудну продукцію.

Отже, з аналізу наведених досліджень з визначення продуктивності кар'єру за рудою випливає, що наявні методи визначення продуктивності кар'єру за гірничими можливостями враховують тільки довжину активного фронту гірничих робіт, але не враховується необхідність забезпечення нормативу готових до виймання запасів. Крім того, наявні методики не враховують різну інтенсивність відпрацювання окремих ділянок робочої зони кар'єру у випадку розробки крутоспадних родовищ складної конфігурації, яка передбачає зміну напряму поглиблення.

1.5 Проєктні рішення головних параметрів кар'єрів і їх зміна в часі

«Пріоритетним напрямом при проєктуванні відкритих гірничих робіт є обґрунтування таких інженерних рішень, які гарантують ритмічну експлуатацію кар'єру та збагачувального комбінату. Головною метою при цьому є отримання сировини із заданими якісними характеристиками при мінімізації собівартості виробництва.

Оцінка реальної дієвості інженерних рішень можлива лише у довгостроковій перспективі, що часто охоплює роки або навіть десятиліття. Через таку часову інерцію виникає відхилення фактичного стану гірничих робіт від проєктних рішень, що зумовлює потребу в регулярній актуалізації документації.

Аналіз діяльності кар'єрів демонструє, що регламентована проєктом продуктивність залишається актуальною лише протягом перших 3–5 років. Надалі виникають розбіжності між фактичним та плановим положенням робіт, що змушує коригувати обсяги виймання гірничої маси» [190]. На рис. 1.9-1.16 показано динаміку проєктних і фактичних обсягів видобутку руди й коефіцієнтів розкриву кар'єрів Кривбасу.

Аналіз проєктних рішень, виконаних у період з 1988 по 2021рр., які коригують розвиток гірничих робіт кар'єрів Кривого Рогу, показав, що за весь період їхньої роботи неодноразово змінювалася виробнича потужність, визначена початковими проєктами.

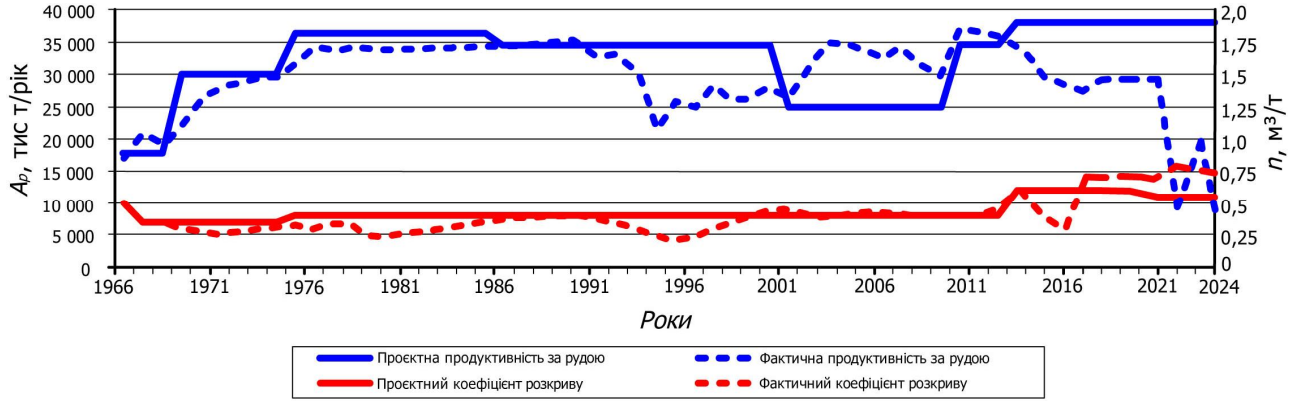


Рисунок 1.9 – Динаміка проєктних і фактичних обсягів видобутку руди й коефіцієнтів розкриву в кар'єрі ІнГЗК

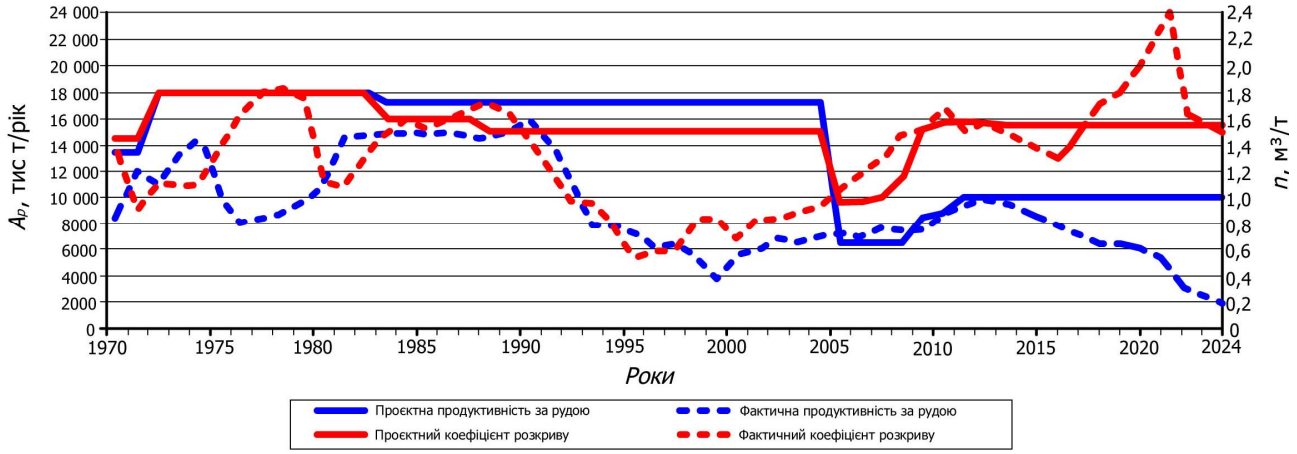


Рисунок 1.10 – Динаміка проєктних і фактичних обсягів видобутку руди й коефіцієнтів розкриву в Ганнівському кар'єрі ПівнГЗК

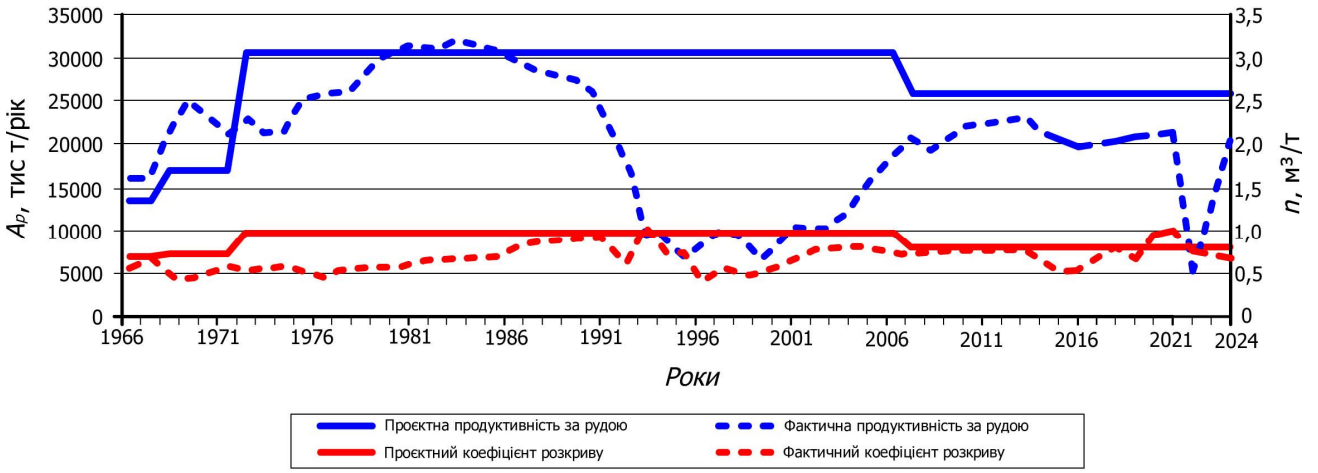


Рисунок 1.11 – Динаміка проєктних і фактичних обсягів видобутку руди й коефіцієнтів розкриву в Першотравневому кар'єрі ПівнГЗК

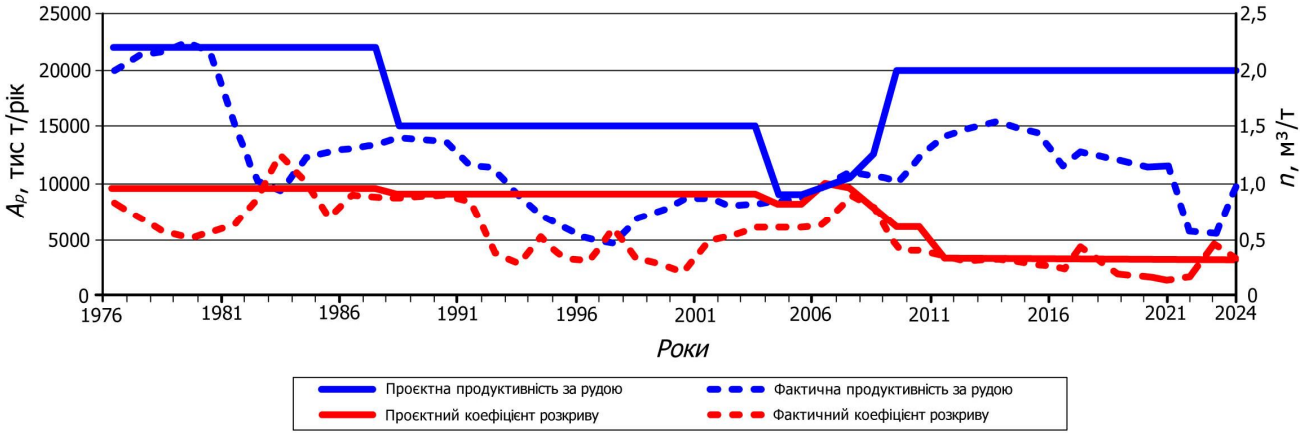


Рисунок 1.12 – Динаміка проєктних і фактичних обсягів видобутку руди й коефіцієнтів розкриву в кар'єрі №3 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

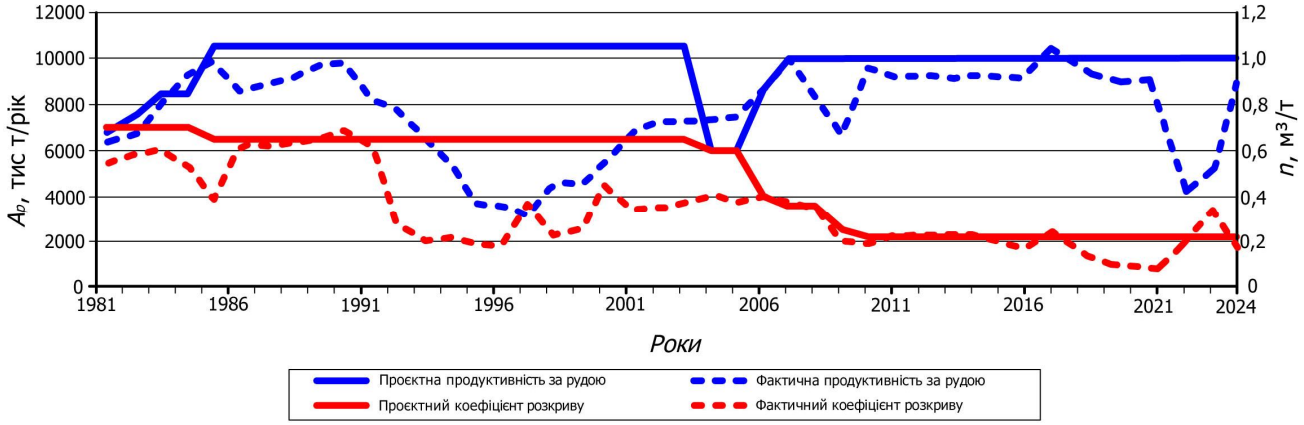


Рисунок 1.13 – Динаміка проєктних і фактичних обсягів видобутку руди й коефіцієнтів розкриву в кар'єрі №2-біс ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

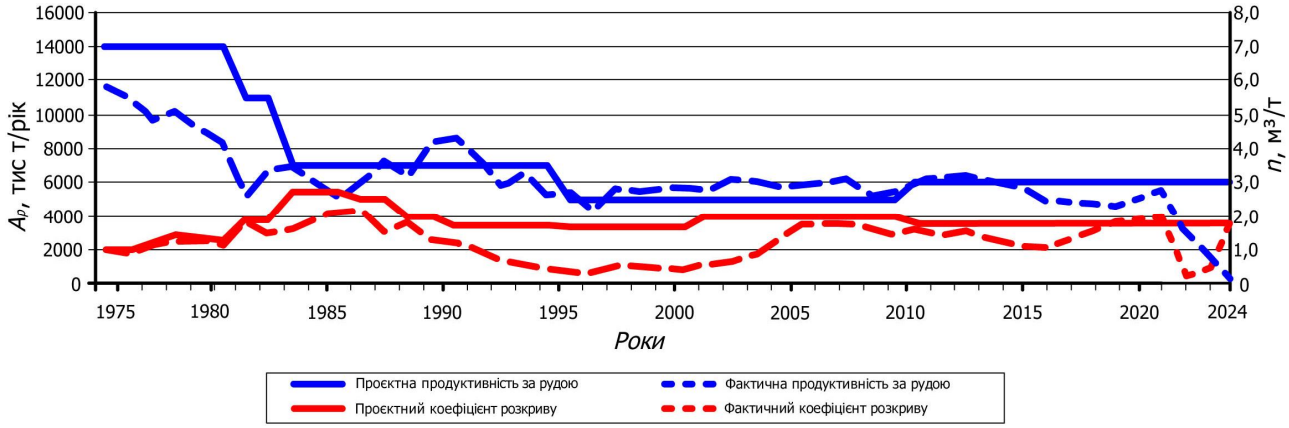


Рисунок 1.14 – Динаміка проєктних і фактичних обсягів видобутку руди й коефіцієнтів розкриву в кар'єрі №1 ЦГЗК

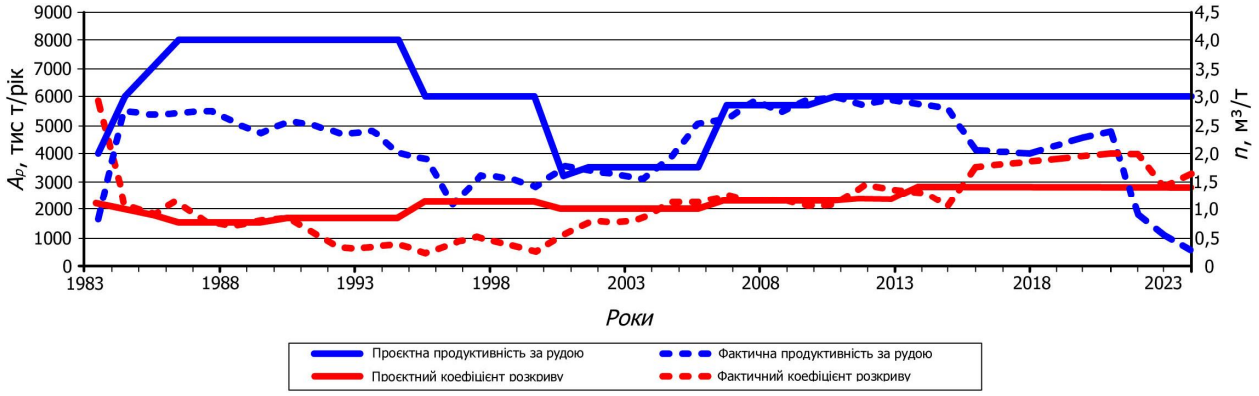


Рисунок 1.15 – Динаміка проєктних і фактичних обсягів видобутку руди й коефіцієнтів розкриву в кар'єрі №3 ЦГЗК

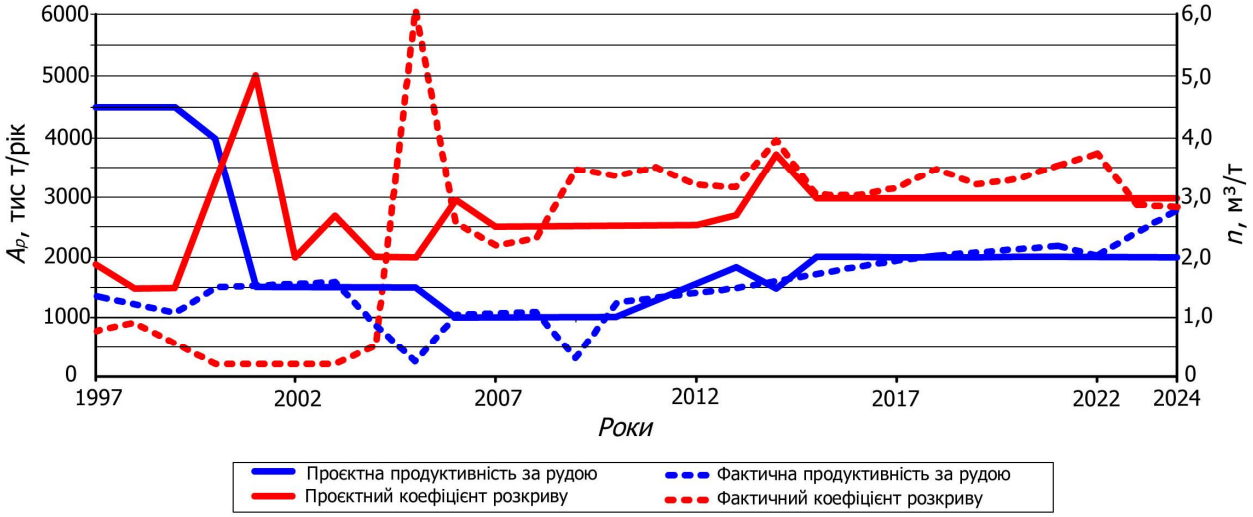


Рисунок 1.16 – Динаміка проєктних і фактичних обсягів видобутку руди й розкриву в кар'єрі №4 ЦГЗК

Основними причинами цих змін є коливання внутрішніх і зовнішніх обсягів споживання залізорудної сировини, спади й підйоми економіки, економічні кризи, необхідність розширення масштабів виробництва внаслідок перегляду границь кар'єру, збільшення продуктивності за розкривом для підтримання обсягів видобутку на необхідному рівні, зміна обсягів видобутку й інші чинники, які не зникнуть і вимагатимуть зміни проєктних рішень [190, 191].

Завдання, які розв'язуються в проєктах, пов'язаних із підтриманням або збільшенням виробничої потужності, зумовлюються відхиленнями гірничих робіт. Зазвичай, ці відхилення виникали в результаті відставання розкривних робіт і зменшення рудних площ (що в підсумку призводить до скорочення

довжини активного фронту уступів), несвоєчасного перенесення поверхневих споруд, недопоставок обладнання, затримок з будівництвом і перенесенням розкривних виробок тощо.

Різке зменшення обсягів видобутку відбулося за період 1990-1996 рр., що було детерміновано значним скороченням споживання як вітчизняних металургійних підприємств, так і підприємств країн Східної Європи, одночасно з погіршенням фінансового стану підприємств.

Зазвичай, у кризові періоди особливо різко відбувалося падіння обсягів розкривних робіт. Таке зниження відображає прагнення підприємств обмежити зростання витрат виробництва за рахунок формування тимчасово неробочих бортів кар'єрів, а також робочих бортів із підвищеними кутами нахилу. «Основною причиною цього є низька адаптивність гірничих підприємств до коливань попиту на внутрішньому та світовому ринках. Будь-яка спроба оперативно змінити обсяги виробництва призводить до різкого зростання собівартості, оскільки традиційні проєкти базуються на принципі фіксованої продуктивності кар'єру протягом тривалого часу і не передбачають оперативного регулювання виробничої потужності.

Динаміка, відображена на рис. 1.9–1.16, демонструє поступове зменшення відхилень фактичних обсягів від проєктних. Головним фактором тут виступає ринкове середовище, що вимагає від гірничих підприємств постійної адаптації технічних рішень для збереження економічної ефективності» [190, 192]. Однак, наявність періодів, коли обсяги фактичного видобутку перевищували проєктні, свідчить про не усунені дотепер недоліки організації й технології проєктування: проєктування не встигає за ринковою реальністю.

Наочно про зміну динаміки та масштабів виробничої діяльності гірничодобувних комплексів у часі свідчать дані рисунків 1.17 і 1.18.

Пріоритетним завданням є коректна ідентифікація причинно-наслідкових механізмів у системі «кар'єр». Розуміння цих закономірностей відіграє вирішальну роль для ефективної оптимізації процесів. Це зумовлено масштабами та виробничою інертністю глибоких залізорудних розробок, з одного боку, та непередбачуваним зростанням динаміки зовнішніх, об'єктивно неконтрольованих

процесів і факторів – з іншого. За таких умов, коли періоди внутрішнього планування вимушено є відносно короткими, принципи розрахунку допустимих обсягів розкриву мають докорінно відрізнятися від традиційних підходів. Зокрема, вони повинні базуватися на поділі гірничих робіт на умовно «квантовані» етапи (рис. 1 і 2).

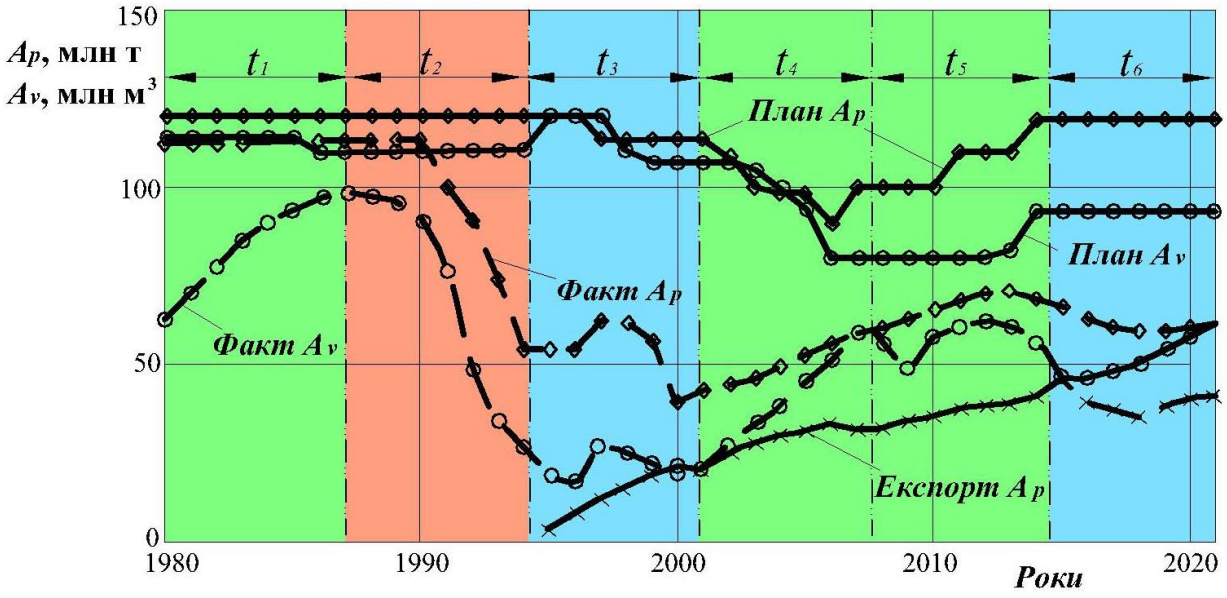


Рисунок 1.17 – Динаміка продуктивності відкритої розробки руди за періодами (t_i): проєктні (◆◆◆◆) та фактичні (◆◆◆◆) обсяги видобутку руди; проєктні (⊖⊖⊖⊖) та фактичні (⊖⊖⊖⊖) обсяги розкриву; ✕✕✕✕ – обсяг експорту рудної сировини

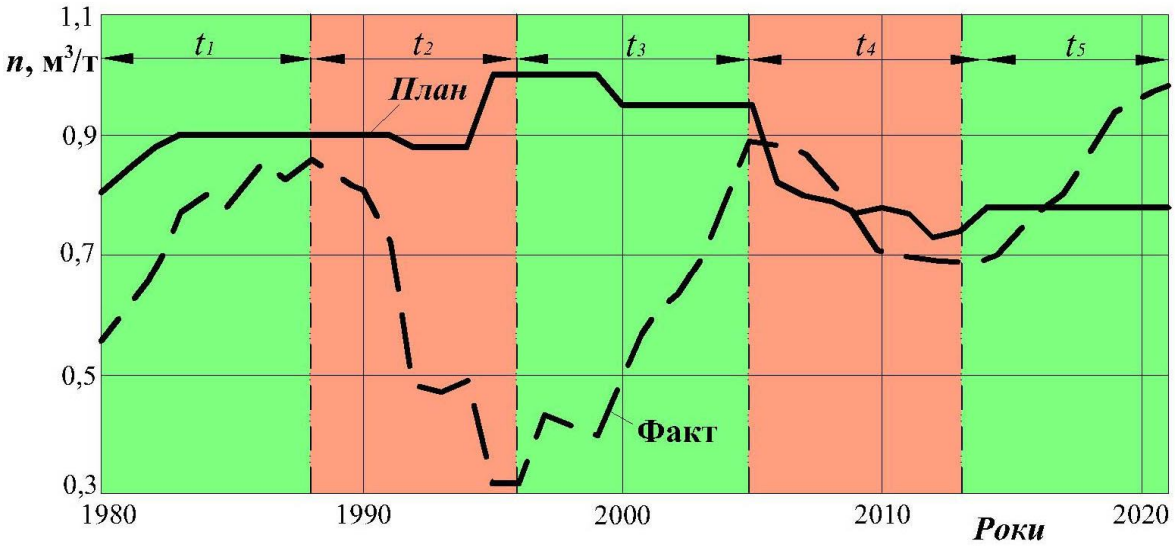


Рисунок 1.18 – Регулярний характер динаміки зміни фактичного коефіцієнта розкриву (n) залізорудних кар'єрів за періодами (t_i)

Зміст цього підходу полягає в максимально ефективному використанні адаптивних властивостей функціональних підсистем кар'єр-системи. В умовах динамічного планування така адаптивність безпосередньо залежить від надійності прогнозування знакозмінних коливань потреби на сировину та зумовленої ними продуктивності за рудою. Самі ж «адаптивні можливості» допускають короткочасну роботу певних виробничих комплексів у стресовому режимі з перенавантаженням. Це дозволяє тимчасово допустити контрольовану заборгованість за розкривом, яка надалі може бути ліквідована через ту ж стресостійкість комплексу. Однак використання такого режиму вимагає обов'язкового компенсаторного відновлення, що ускладнює процес планування.

Отже, у процесі виконаного аналізу проєктних рішень головних параметрів кар'єрів Кривбасу вдалося встановити, що найчастіше проєктування відпрацювання кар'єрів при динамічній зміні продуктивності не було результатом продуманої концепції розвитку гірничих робіт, а було лише запізнілою реакцією на зміну потреби в залізорудній продукції. У результаті гірничодобувні підприємства втрачали десятки мільярдів гривень через неможливість гнучкого реагування на зміну цін і попиту на мінерально-сировинних ринках.

1.6 Оцінювання стану гірничих робіт залізорудних кар'єрів Кривбасу

Криворізький залізорудний басейн є основною базою розвитку залізорудної промисловості України. Видобуток залізної руди в Кривбасі здійснюється відкритим і підземним способами. Підземним зазвичай видобуваються багаті руди, а відкритим – бідні залізисті кварцити, які характеризуються вмістом заліза магнітного в середньому 27%, заліза загального 36%. Бідні залізисті кварцити потребують, крім видобутку, переробки на збагачувальних фабриках у залізорудний концентрат. Видобутком і переробкою бідних залізистих кварцитів займаються гірничо-збагачувальні комбінати: Південний, Центральний, АрселорМіттал Кривий Ріг, Північний та Інгулецький.

Сучасний стан гірничих робіт практично всіх кар'єрів Кривбасу характеризується тим, що за глибиною розробки вони досягли позначок 330-475

м. Глибина кар'єрів становить: ПівдГЗК – 360 м; № 2 біс АМКР – 240 м, №3 АМКР – 350 м; ІнГЗК – 465 м; №1 ЦГЗК – 417м, №3 ЦГЗК – 335 м; №4 ЦГЗК – 180 м; Ганнівський ПівнГЗК – 340 м, Першотравневий ПівнГЗК – 475 м. У зв'язку з цим питома вага витрат на перевезення гірничої маси значно зросла та складає 55-60% за вартістю або 65% за трудовитратами.

На всіх кар'єрах застосовується транспортна система розробки із зовнішнім відвалоутворенням.

Технології відпрацювання родовищ на кар'єрах дуже схожі й здійснюються за такими схемами:

• руда із вибою відвантажується екскаватором на автотранспорт з подальшим розвантаженням її на конвеєрний тракт і далі – на дробильно-збагачувальну фабрику (Ганнівський кар'єр ПівнГЗК, кар'єри №2-біс АМКР, кар'єр ІнГЗК та ін.);

• гірнича маса відвантажується у вибої на залізничний транспорт і транспортується на екскаваторні відвали або на ДЗФ (кар'єри №3 АМКР, №1 ЦГЗК, кар'єр ПівдГЗК та ін.);

• розкрив відвантажується у вибої на автотранспорт і транспортується на бульдозерні відвали (кар'єр №3 АМКР, Ганнівський кар'єр ПівнГЗК та ін.);

• гірнича маса відвантажується у вибої екскаватором на автотранспорт і через внутрішньокар'єрне перевантаження переміщується залізничним транспортом на екскаваторні відвали або на ДЗФ (кар'єр №3 ЦГЗК, кар'єр ІнГЗК та ін.);

• гірнича маса із вибою відвантажується екскаватором на автотранспорт з подальшим розвантаженням її на конвеєрний тракт і далі через перевантаження доставляється залізничним транспортом на екскаваторні відвали або на дробильно-збагачувальну фабрику (кар'єри №2 НКГЗК, Ганнівський кар'єр ПівнГЗК та ін.).

Під час розробки залізорудних родовищ у кар'єрах, співвідношення між обсягами видобутої руди та розкривних порід установлюється проєктами розробки. Це співвідношення задає необхідні параметри системи розробки для забезпечення ефективного та безпечного виймання гірничої маси. Дисбаланс у

співвідношенні видобутку руди та виконання розкривних робіт останнім часом пов'язаний із непропорційним зниженням обсягів розкриву. Зокрема, за період 2002–2016 років обсяги видобутку сирої залізної руди на кар'єрах України (табл. 1.2–1.9) зросли в середньому майже в 1,75 раза. Водночас коефіцієнт розкриву або трохи збільшився, або залишався на тому ж рівні, а на окремих кар'єрах навіть знизився. Останніми роками (2015-2021рр.) на кар'єрах відзначається тенденція до зниження обсягів видобування руди. Хоча коефіцієнти розкриву в більшості кар'єрів не змінилися, відставання у виконанні розкривних робіт, що накопичилося за попередні роки, не було усунено.

Таблиця 1.2 – Обсяги виймання розкривних порід і руди в Першотравневому кар'єрі ПрАТ «Північний ГЗК»

Роки	Продуктивність кар'єру за рудою, тис. т/рік	Продуктивність кар'єру за розкривом, тис. $м^3$/рік	Коефіцієнт розкриву, $м^3$/т
2000	9313	5308	0,57
2001	10068	7069	0,7
2002	9758	7767	0,8
2003	10731	8437	0,79
2004	13262	10827	0,82
2005	16581	13751	0,83
2006	18757	14102	0,75
2007	20767	15725	0,76
2008	22287	16938	0,76
2009	22310	17210	0,77
2010	22445	17367,4	0,77
2011	22253	17518	0,77
2012	22813	17486	0,77
2013	23064	17437	0,76
2014	20983	14007	0,67
2015	20613	11209	0,54
2016	19200	12345	0,64
2017	19500	14300	0,73
2018	20200	16000	0,79
2019	20800	15300	0,74
2020	21600	20000	0,93
2021	22200	22300	1,0
2022	5231	3665	0,7
2023	16250	11200	0,69
2024	20257	13199	0,65

Таблиця 1.3 – Обсяги виймання розкривних порід і руди в Ганнівському кар'єрі ПрАТ «Північний ГЗК»

Роки	Продуктивність кар'єру за рудою, тис. т/рік	Продуктивність кар'єру за розкривом, тис. $м^3$/рік	Коефіцієнт розкриву, $м^3$/т
2000	5414	3 657	0,675
2001	5871	4 850	0,826
2002	6761	5 579	0,826
2003	6563	5 778	0,881
2004	7068,5	6 440	0,911
2005	7297	7 810	1,07
2006	6808,5	8 065	1,185
2007	7618,5	9 725	1,277
2008	7378,6	10 974	1,487
2009	7430,8	11 114	1,496
2010	8603,9	14440	1,678
2011	9395	14095	1,50
2012	9813	15 409	1,57
2013	9750	15 115	1,55
2014	9041	12648	1,4
2015	8820	12171	1,38
2016	8200	10660	1,3
2017	7100	9650	1,36
2018	6700	10000	1,49
2019	6100	10000	1,64
2020	6000	12100	2,02
2021	5400	16000	2,96
2022	3337	5450	1,63
2023	2950	4750	1,61
2024	1923	2923	1,52

Таблиця 1.4 – Обсяги виймання розкривних порід і руди в кар'єрі №2 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

	Роки																								
	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024
Продуктивність кар'єру за рудою, тис. т/рік	5,57	6,8	7,26	7,2	7,2	7,44	8,68	10,0	8,2	6,7	9,5	9,14	9,3	9,1	9,23	9,22	9,2	10,8	9,2	9	9,1	9,25	4,21	5,37	9,15
Продуктивність кар'єру за розкривом, тис. $м^3$/рік	2,56	2,27	2,47	2,6	2,95	2,75	3,48	3,8	2,8	1,38	1,74	1,98	2,23	2,04	2,06	1,73	1,52	2,5	1,7	1,4	1,15	1,2	0,8	1,85	1,73
Коефіцієнт розкриву, $м^3$/т	0,46	0,33	0,34	0,36	0,40	0,37	0,40	0,37	0,34	0,21	0,18	0,22	0,24	0,22	0,22	0,19	0,17	0,23	0,18	0,16	0,13	0,13	0,19	0,34	0,19

Таблиця 1.5 – Обсяги виймання розкривних порід і руди в кар'єрі №3 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

	Роки																								
	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024
Продуктивність кар'єру за рудою, тис. т/рік	8,45	8,63	7,86	8,14	8,23	8,56	9,61	10,8	10,7	9,9	12,5	14,2	14,8	15,3	14,9	14,4	11,5	12,5	12,3	12,1	12	12	6,24	5,73	9,86
Продуктивність кар'єру за розкривом, тис. $м^3$/рік	1,6	4,2	4,07	4,89	4,78	5,07	6,03	9,9	8,4	3,74	4,84	4,66	4,91	4,83	4,12	3,99	2,48	2,6	6,0	4,0	3,2	2,0	1,35	2,55	3,36
Коефіцієнт розкриву, $м^3$/т	0,19	0,49	0,52	0,60	0,58	0,59	0,63	0,91	0,78	0,38	0,39	0,33	0,33	0,32	0,28	0,28	0,22	0,21	0,49	0,33	0,27	0,17	0,22	045	0,34

Таблиця 1.6 – Обсяги виймання розкривних порід і руди в Інгулецькому кар'єрі ПАТ «ІнГЗК»

Роки	Продуктивність кар'єру за рудою, тис. т/рік	Продуктивність кар'єру за розкривом, тис. $м^3$/рік	Коефіцієнт розкриву, $м^3$/т
2002	30 647,6	12 117,0	0,40
2003	34 681,6	13 145,5	0,38
2004	34 647,4	13 571,6	0,39
2005	33 304,3	13 566,5	0,41
2006	32 471,5	13 379,6	0,41
2007	34 397,4	13 324,4	0,39
2008	31 442,1	12 231,0	0,39
2009	29 347,1	11 750,1	0,40
2010	36 902,9	14 761,2	0,40
2011	37 051,6	14 758,4	0,40
2012	35 678,0	16 090,0	0,45
2013	34 094,0	19 354,0	0,57
2014	33 130,0	19 665,0	0,59
2015	29 265,0	12 364,0	0,42
2016	29 500,0	8 761,0	0,3
2017	26 800,0	18 900,0	0,71
2018	27700,0	20000	0,72
2019	27900,0	20200	0,73
2020	27200,0	19800	0,71
2021	27700,0	19200	0,69
2022	9500,0	7850	0,83
2023	19300	14890	0,77
2024	8700	6400	0,74

Таблиця 1.7 – Обсяги виймання розкривних порід і руди в кар'єрі №1 ПАТ «ЦГЗК»

Роки	Продуктивність кар'єру за рудою, тис. т/рік	Продуктивність кар'єру за розкривом, тис. $м^3$/рік	Коефіцієнт розкриву, $м^3$/т
2002	6166,6	3906	0,63
2003	6088,36	5079,9	0,83
2004	5650,4	7052,3	1,25
2005	5846	10419,1	1,78
2006	5953,63	10224,8	1,72
2007	6227	11227	1,80
2008	5166,94	8333	1,61
2009	5412,3	7625	1,41
2010	6098	9655	1,58
2011	6276	9000	1,43
2012	6354,3	9920	1,56
2013	6247	8246,04	1,32
2014	6229	8720,6	1,40
2015	5856	7027,2	1,20
2016	5100	6100	1,2
2017	5000	6700	1,34
2018	4890	7000	1,43
2019	5000	7500	1,5
2020	5200	9000	1,73
2021	5500	11000	2,0
2022	3460	750	0,22
2023	1420	625	0,44
2024	261	500	1,92

Таблиця 1.8 – Обсяги виймання розкривних порід і руди в кар'єрі №3 ПАТ «ЦГЗК»

Роки	Продуктивність кар'єру за рудою, тис. т/рік	Продуктивність кар'єру за розкривом, тис. $м^3$/рік	Коефіцієнт розкриву, $м^3$/т
2002	3288,7	2493,7	0,76
2003	3092,2	2547,8	0,82
2004	3848,6	4191,2	1,09
2005	5073,1	5581,1	1,10
2006	5236,1	6488,2	1,24
2007	5848	6555	1,12
2008	5440	6266	1,15
2009	5877	6239	1,06
2010	6054	6551,61	1,08
2011	5713	8150	1,43
2012	6084	8213,4	1,35
2013	6107	7878,03	1,29
2014	6071	8135,14	1,34
2015	5670	6123,6	1,08
2016	4500	7500	1,67
2017	4000	7000	1,75
2018	4150	7300	1,76
2019	400	7400	1,85
2020	4500	8600	1,91
2021	4920	9850	2,0
2022	1800	3585	1,93
2023	600	850	1,42
2024	249	425	1,71

Таблиця 1.9 – Обсяги виймання розкривних порід і руди в кар'єрі №4 ПАТ «ЦГЗК»

Роки	Продуктивність кар'єру за рудою, тис. т/рік	Продуктивність кар'єру за розкривом, тис. $м^3$/рік	Коефіцієнт розкриву, $м^3$/т
2002	1549	412,3	0,27
2003	1607	438,9	0,27
2004	834,7	433,2	0,52
2005	221,1	1823	8,25
2006	1085	2785,7	2,57
2007	1093,7	2438,951	2,23
2008	1129	2687,02	2,38
2009	588,5	2036,21	3,46
2010	1238,2	4123,206	3,33
2011	1336,9	4692,519	3,51
2012	1322,9	4339,112	3,28
2013	1542	4872,72	3,16
2014	1640,8	6366,304	3,88
2015	1738	5370,42	3,09
2016	1800	5500	3,06
2017	1920	6150	3,2
2018	2050	7100	3,46
2019	2150	7050	3,28
2020	2200	7300	3,32
2021	2220	7800	3,51
2022	1550	5750	3,71
2023	2450	7300	2,98
2024	2825	8350	2,96

На відміну від руди, що використовується як сировина для виготовлення товарної продукції на гірничо-збагачувальних комбінатах (ГЗК), розкривні породи не мають практичної цінності й не використовуються у виробництві. У зв'язку з цим, на гірничодобувних підприємствах в умовах загальноекономічної кризи для зменшення витрат на виробництво залізорудної продукції намагалися економити, зокрема, за рахунок того, що не виконували повністю необхідні обсяги розкривних робіт.

Це призвело до накопичення значних обсягів заборгованості за розкривом і зумовило погіршення гірничотехнічних умов експлуатації родовищ. Відставання розкривних робіт на кар'єрах призвело до звуження робочих майданчиків і

зменшення фронту гірничих робіт. Це, своєю чергою, створило стиснені та потенційно небезпечні умови для роботи гірничотранспортного обладнання, оскільки ширина робочих майданчиків скоротилася до 40-50 м, що значно менше від нормативних значень.

«Характерною рисою експлуатації криворізьких кар'єрів на нинішньому етапі є зосередження основних обсягів розкривних робіт у верхній зоні. Саме тут здійснюється виймання близько 65% загальної маси пустих порід» [190]. Однак, основні роботи з видобування руди здійснюються на нижніх горизонтах. Тому, виходячи з фактичних показників середньозваженої ширини робочих майданчиків у кар'єрах і довжини активного фронту гірничих робіт (табл. 1.10), можна стверджувати, що в кар'єрах існує відставання розкривних робіт від нормативних показників. У зв'язку з цим, обсяг готових до виймання запасів гірничої маси не відповідає нормативним вимогам, а ведення гірничих робіт характеризується значним їх розосередженням у кар'єрному просторі.

«Аналіз виробничої ситуації на залізорудних кар'єрах Кривбасу виявив низку системних невідповідностей:

- обмеженість активного фронту робіт, що стримує продуктивність гірничо-транспортного комплексу (фактичні розміри екскаваторних блоків не досягають нормативних значень);

- невідповідність ширини робочих майданчиків, яка є меншою за проєктну, через що не вдається забезпечити норматив готових до виймання запасів;

- фрагментація (розосередження) робочого фронту, яка спричиняє значні втрати часу на переміщення екскаваторів та, як наслідок, зниження коефіцієнта їх використання до критичного рівня 0,35–0,5» [190].

Крім цього, характерною рисою сучасного стану кар'єрів Кривбассу є постійна зміна їхніх виробничих потужностей, погіршення основних техніко-економічних показників і велика заборгованість за розкривними роботами.

Одним із напрямків підвищення ефективності розробки відкритим способом залізорудних родовищ України є підвищення якості проєктних рішень відповідно до нетипово зростальної динаміки коливань кон'юнктури сировинних ринків, а також удосконалення техніки й технології видобутку мінеральної сировини.

Таблиця 1.10 – Фактичні значення готових до виймання запасів гірничої маси на кар'єрах Кривбасу (на 01.01.2025 р.)

Показники	ПівдГЗК	НКГЗК		ЦГЗК			ПівнГЗК		ІнГЗК
		№2 біс	№3	№1	№3	№4	Ганнівський	Першотравневий	
Забезпеченість готовими до виймання запасами, міс.:									
за нормами	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
фактичні руда	1,8	1,3	1,4	0,6	1,0	0,9	0,98	0,56	0,82
фактичні розкрив	1,6	0,9	1,1	0,9	0,9	1,7	0,81	0,55	1,22
Мінімальна ширина робочого майданчика, м	35	35		35			35		35
Нормальна ширина робочого майданчика, м:									
фактична									
- руда	60	51	60	54	57	52	52	49	58
- розкрив	55	47	53	47	53	58	49	45	53
за нормами									
- руда	55	54	65	83	62	64	61	72	77
- розкрив	52	55	60	56	65	55	61	62	57
Довжина активного фронту гірничих робіт, м:									
- руда	4200	1055	1310	310	490	168	815	1295	1620
- розкрив	2650	1005	1331	3427	2451	2480	4328	4155	6845
Мінімальна довжина екскаваторного блока, м:									
за нормами	650/ (1200)	650	650	600	650	600	600	650	650
фактична									
- руда	700	525	430	310	245	168	270	320	330
- розкрив	1325	500	445	490	350	600	340	440	570

1.7 Постановка завдань дослідження й вибір методів їх розв'язання

Проєктування кар'єрів лежить в основі забезпечення високої ефективності роботи гірничодобувних підприємств, їх конкурентоспроможності в умовах нових економічних відносин. При цьому основними показниками відкритих гірничих робіт, які належать до стратегічних проєктних рішень, є режим гірничих робіт, що характеризується коефіцієнтами розкриву; продуктивність кар'єру за рудою й перспективні контури кар'єру. Вони визначають тип і кількість гірничого устаткування, обсяг гірничо-капітальних робіт, обсяг будівництва промислових будівель і споруд, кількість робітників, тобто визначають обсяг інвестицій, експлуатаційних витрат і доходів від реалізації товарної продукції.

Сучасні підходи до освоєння сировинної бази комбінатів засновані на припущенні, що параметри зовнішнього та внутрішнього середовища будуть відносно сталими [193], а отже, не передбачають значних змін конструкції й параметрів гірничотехнічної системи в довгостроковій перспективі. Тому при проєктуванні завжди прагнули прийняти стабільний календарний графік на досить тривалий термін розробки, закладаючи в його основу інвестиції, що сприяють розв'язанню довгострокових завдань розвитку робочої зони кар'єрів.

За весь період роботи залізорудних кар'єрів Кривбасу неодноразово змінювався підхід до розвитку гірничих робіт, визначений початковими проєктами: продуктивність кар'єрів за рудою змінювалася від повної зупинки (Першотравневий кар'єр Північний ГЗК, кар'єр №2 ЦГЗК) до перевищення проєктної (кар'єр ІнГЗК); збільшувалася проєктна глибина кар'єрів; змінювався режим гірничих робіт (коефіцієнти розкриву за кар'єрами становлять від 0,2 $м^3$/т до 3 $м^3$/т).

Основними причинами зміни цих головних параметрів, що визначають економічну ефективність відкритої розробки родовищ, є зміна потреби в залізорудній сировині, зміна гірничо-геологічних умов розробки, спади та підйоми економіки, економічні кризи й інші чинники, які не зникнуть і вимагатимуть зміни проєктних рішень. Ці зміни будуть мати великий вплив на роботу ГЗК загалом і окремо взятого кар'єру зокрема.

Практика роботи кар’єрів показує, що в кризові періоди різко відбувається падіння обсягів розкривних робіт. Таке зниження відображає прагнення підприємств обмежити зростання витрат виробництва за рахунок формування тимчасово неробочих бортів кар’єрів, а також робочих бортів з підвищеними кутами нахилу. Тому забезпечення оперативного регулювання обсягів видобутку стає для гірничодобувних підприємств найбільш актуальним.

Аналіз проєктних рішень з визначення головних параметрів кар’єрів Кривбасу показав, що найчастіше проєктування їх відпрацювання було не результатом продуманої концепції розвитку гірничих робіт, а лише запізнілою реакцією на зміну потреби в залізорудної продукції. Як результат, гірничодобувні підприємства несли значні втрати через неможливість гнучкого реагування на зміну цін і попиту на мінерально-сировинних ринках.

Розвиток ринкових відносин вимагає від гірничих підприємств нового, більш гнучкого підходу до освоєння родовищ. У зв’язку з цим, змінюються вимоги до проєктних і планових рішень. І ці вимоги є настільки суттєвими, що вимагають не тільки розроблення нових або вдосконалення чинних цільових спеціалізованих методик, а навіть зміни концептуальних принципів проєктування, переорієнтовуючи його від традиційно статичного до динамічного. Особливі вимоги висуваються до рішень, що визначають обсяги та якість видобутої руди, витрати й прибуток гірничого підприємства, які безпосередньо залежать від головних параметрів кар’єрів, а також напрями розвитку гірничих робіт.

У цих умовах інтенсивність відпрацювання кожного родовища повинна коригуватися відповідно до поточних зовнішніх умов, а також виходячи з максимальної ефективності освоєння сировинної бази в разі спільної роботи групи кар’єрів у системі комбінату.

Календарне розподілення обсягів розкривних порід і руди істотно залежить від прийнятого варіанта розвитку гірничих робіт. Тому своєчасне регулювання головних параметрів гірничих робіт відповідно до зміни потреби в залізорудній продукції може здійснюватися за допомогою управління саме розвитком гірничих робіт. Для цього необхідно мати надійну методичну основу планування розвитку гірничих робіт і формування робочої зони кар’єрів за будь-яких змін інтенсивності відпрацювання родовища. При цьому методи визначення головних

параметрів кар’єру як окремо взятого, так і групи кар’єрів ГЗК мають бути тісно пов’язані з розв’язанням комплексу завдань, що вимагають системного підходу до створення методик визначення оптимальних параметрів і показників розробки, які враховують специфіку цих родовищ.

Це свідчить про актуальність розроблення нових принципів динамічного проєктування (ДП) і радикального коригування наявних методів планування розвитку гірничих робіт і визначення головних параметрів кар’єрів, які вимагають надійних оптимальних проєктних рішень.

У праці під управлінням розвитком гірничих робіт розуміється сукупність послідовних операцій з оцінювання стану гірничих робіт, зміни розмірів, параметрів і конструкції активної частини робочої зони кар’єру, з визначення напряму розвитку гірничих робіт і контролю заданих технологічних параметрів з метою витримування необхідного обсягу видобутку та створення умов для безпечної й економічної роботи кар’єру.

Здійснений аналіз стану й перспектив розвитку гірничорудного виробництва, проєктних рішень, а також наявних нині наукових досягнень у галузі планування розвитку гірничих робіт дав змогу сформулювати такі основні завдання, що дозволяють досягти поставленої мети:

1. Виконати аналіз сучасного стану гірничих робіт залізорудних кар’єрів, проєктних рішень, теорії та практики визначення головних параметрів кар’єру, а також методів планування розвитку гірничих робіт.

2. Установити вплив параметрів системи розробки, що забезпечують норматив готових до виймання запасів гірничої маси, на продуктивність кар’єру за рудою, а також режим гірничих робіт.

3. Обґрунтувати теоретичні засади та розробити метод визначення максимально можливої продуктивності кар’єру за гірничими можливостями.

4. Обґрунтувати засади та підходи до визначення оптимальних параметрів системи розробки для різних змінних значень продуктивності кар’єру за рудою.

5. Розробити концепцію визначення динаміки річних обсягів ліквідації заборгованості за розкривом при зміні продуктивності за рудою.

6. Дослідити вплив режиму гірничих робіт і продуктивності кар’єрів на границі відкритої розробки родовищ.

7. Дослідити й використати взаємозв'язки режиму гірничих робіт, продуктивності й параметрів системи розробки при плануванні й проєктуванні роботи групи кар'єрів, що входять до складу одного комбінату.

8. Розробити методологічні основи оперативного планування розвитку гірничих робіт при нетипово динамічній зміні потреби в залізорудній сировині.

9. Показати можливість й економічну доцільність використання наукових результатів дослідження на прикладах планування гірничих робіт і проєктування залізорудних кар'єрів України.

Для досягнення поставленої мети в роботі використано:

– аналіз і теоретичне узагальнення звітності підприємств, науково-технічних публікацій та інших інформаційних джерел при обґрунтуванні теми дисертації, завдань досліджень;

– системний аналіз при дослідженні показників роботи кар'єру;

– гірничо-геометричний аналіз кар'єрних полів для дослідження взаємозв'язку параметрів системи розробки, режиму гірничих робіт і продуктивності кар'єру за рудою;

– методи математичного моделювання при описі параметрів робочої зони кар'єру;

– аналітичні, графічні та графоаналітичні методи досліджень технологічних й економічних взаємозв'язків режиму гірничих робіт і продуктивності кар'єру за корисними копалинами при визначенні границь кар'єру;

– економіко-математичне моделювання варіантів роботи кар'єрів; геоінформаційне моделювання робочої зони кар'єрів при розробленні методів динамічного планування розвитку гірничих робіт;

– техніко-економічний аналіз показників роботи гірничо-збагачувальних комбінатів для обґрунтування оптимальних параметрів системи розробки, а також економічної ефективності раціонального розподілення за кар'єрами обсягів видобутку руди.

РОЗДІЛ 2
МЕТОДОЛОГІЧНА ОСНОВА, ЗАГАЛЬНА МЕТОДИКА ТА МЕТОДИ ДИСЕРТАЦІЙНОГО ДОСЛІДЖЕННЯ

2.1 Обґрунтування напряму дисертаційного дослідження

Залізорудна промисловість України є впливовим важелем розвитку нашої країни в сучасних складних умовах. Сьогодні гірничодобувний сектор виконує не тільки свої прямі завдання щодо забезпечення металургійних підприємств нашої країни сировиною, а й формує левову частину внутрішньовалового продукту країни, забезпечує робочими місцями працездатне населення та розширює експорт залізорудної продукції до багатьох країн.

Розвиток гірничодобувних підприємств проходить у складних умовах, які формують їхнє внутрішнє й зовнішнє середовище. Кризові явища, що мають місце наразі, негативно впливають на увесь промисловий комплекс країни, зокрема й на економічний потенціал гірничодобувної промисловості.

При проєктуванні кар'єрів одним із найважливіших завдань є забезпечення стабільної та безперебійної роботи підприємства з видобутку корисних копалин. При цьому термін служби гірничодобувних підприємств у середньому становить 40 і більше років. Протягом такого часу відбуваються істотні зміни в техніці, технології, економіці, умовах розробки, пов'язаних із поглибленням гірничих робіт. Протягом цього періоду ринки мінеральної сировини відзначаються високою волатильністю цін та нестабільним попитом на продукцію. Достовірне довгострокове прогнозування цих змін є фактично неможливим, оскільки вони безпосередньо корелюють із глобальними макроекономічними трендами та геополітичною ситуацією. Тому при роботі кар'єрів з постійною виробничою потужністю виникають додаткові витрати, пов'язані зі зберіганням нереалізованої готової продукції на складах у період падіння обсягів споживання, а також підприємства втрачають можливість збільшити прибуток у період їхнього зростання через неможливість оперативної інтенсифікації виробництва для покриття потреби ринку.

Аналіз чинних проєктів на розробку родовищ, досвіду експлуатації залізорудних кар'єрів і наукових досліджень у галузі планування розвитку гірничих робіт і проєктування інтенсивності відпрацювання родовищ показав, що інтенсивність розробки родовищ відкритим способом на сучасному етапі розвитку значною мірою залежить від параметрів, розмірів і порядку формування робочої зони глибоких кар'єрів як в окремому кар'єрі, так і в групі кар'єрів одного комбінату. Крім цього, календарне розподілення обсягів розкривних порід і руди істотно залежить від прийнятого варіанта розвитку гірничих робіт.

Тому найбільш істотне підвищення ефективності відкритих гірничих розробок може бути досягнуте шляхом реалізації нових підходів до вибору концепції розвитку гірничих робіт глибоких кар'єрів. Зміст цих нових підходів полягає в динамічному системному підході до встановлення глибини кар'єрів, їхньої продуктивності за рудою, порядку розробки родовищ, розвитку робочої зони й режиму гірничих робіт.

Одним із напрямків підвищення ефективності розробки родовищ корисних копалин є вибір обґрунтованих рішень на стадії проєктування гірничодобувного підприємства з урахуванням динаміки гірничого виробництва в умовах невизначеності вихідної інформації.

Тому обґрунтування раціональної концепції розробки глибоких кар'єрів у сучасних умовах вимагає наукового обґрунтування та розроблення нових принципів управління розвитком гірничих робіт, що забезпечують гнучке регулювання головних параметрів кар'єру при динамічній зміні потреби в залізорудній сировині.

Відповідно до мети та завдань дисертаційної роботи, основними складовими аналітичних вишукувань є дослідження гірничо-геологічних, технологічних й економічних факторів з урахуванням їхнього взаємозв'язку, які впливають на розмір і порядок формування робочої зони кар'єру й визначають інтенсивність відпрацювання родовища в умовах нетипово мінливої потреби в залізорудній сировині.

Відповідно до означеного, визначено головну спрямованість, структуру та логічні межі необхідного аналізу сучасних теорії та практики планування розвитку гірничих робіт і проєктування інтенсивності відпрацювання родовищ.

Для виконання сформульованих завдань дисертаційної роботи було визначено необхідність проведення аналізу наявних розрахункових принципів обґрунтування границь кар'єру та методів визначення граничного коефіцієнта розкриву, продуктивності за рудою, режиму гірничих робіт, критичного огляду й узагальнення проєктних рішень щодо головних параметрів кар'єрів і їх зміни в часі, оцінювання стану гірничих робіт залізорудних кар'єрів і визначення основних цілей і завдань розвитку гірничих робіт у глибоких кар'єрах.

Для визначення гірничих можливостей кар'єрів з видобутку руди необхідно дослідити взаємозв'язок ширини робочого майданчика і довжини фронту гірничих робіт і на його основі розробити метод визначення максимальної за гірничими можливостями продуктивності кар'єру за рудою. Також необхідно провести дослідження режиму гірничих робіт, який забезпечує досягнення максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою, визначити продуктивність кар'єру для різних варіантів розвитку гірничих робіт.

Для встановлення впливу продуктивності кар'єрів на параметри робочої зони визначено доцільність проведення досліджень впливу продуктивності кар'єру на економічні показники розробки та на величину експлуатаційних коефіцієнтів розкриву, обґрунтування критерію оцінювання варіантів розвитку гірничих робіт і параметрів системи розробки, що забезпечують роботу кар'єрів з різною продуктивністю за рудою, визначення залежностей, які дозволяють оцінити вплив стану робочої зони кар'єру на річні обсяги ліквідації відставання за розкривом при зміні продуктивності за рудою, а також – можливу продуктивність за рудою в перехідні періоді роботи кар'єру в умовах ліквідації відставання за розкривом.

Для обґрунтування економічної ефективності границь відкритих гірничих робіт необхідно розробити новий метод визначення граничного коефіцієнта розкриву й обґрунтувати розрахунковий принцип визначення границь кар'єрів і на їх основі поглиблено дослідити вплив режиму гірничих робіт і продуктивності кар'єрів на границі відкритої розробки родовищ.

Комплексність і системність – як домінанти дисертації – зумовлюють неминучість дослідження технічних й економічних показників виробництва концентрату на кар'єрах і розроблення алгоритму планування розвитку гірничих робіт у кар'єрі за динамічної зміни попиту на залізорудну продукцію для обґрунтування концепції розвитку гірничих робіт залізорудних кар'єрів. Для оптимізації обсягів видобутку корисних копалин і виробництва залізорудної товарної продукції гірничо-збагачувальних комбінатів визначено необхідність розроблення економіко-математичної моделі виробництва залізорудної товарної продукції гірничо-збагачувальних комбінатів та алгоритму обґрунтування перерозподілення продуктивності групи кар'єрів, що входять до складу ГЗК, при несподіваній зміні потреби в залізорудній продукції.

Узагальнення вишукувань досягається дослідженням результативності можливості застосування взаємозв'язків режиму гірничих робіт, продуктивності та границь кар'єрів при плануванні та проєктуванні роботи групи кар'єрів, що входять до складу одного комбінату.

Відповідно до мети і завдань дисертації, сформульовано загальну методику та визначено методи досліджень.

2.2 Загальна методика та методи дисертаційного дослідження

Сукупність методологічних засад, інформаційної бази й визначених завдань зумовила загальну методику дисертаційного дослідження та вибір відповідних методів аналізу їхніх результатів.

Виходячи з поставленої мети дисертації та завдань щодо її досягнення, при проведенні досліджень було витримано певну послідовність етапів їх здійснення, що забезпечує чіткий зв'язок між отриманими результатами та можливістю порівнювати й коригувати їх. Таким чином забезпечувався комплексний підхід до обґрунтування концепції розвитку гірничих робіт кар'єрів в умовах динамічно мінливої потреби в залізорудній сировині.

Спираючись на систему методологічних принципів, у роботі було визначено:

- об'єкт і предмет дослідження;

- послідовність їх розв’язання;

- застосовані методи.

До основних методів, які використовувалися в дисертації, належать: інформаційно-аналітичні, теоретичні, емпіричні, та загальнологічні методи і прийоми пізнання.

У третьому розділі при дослідженні взаємозв’язку параметрів системи розробки та режиму гірничих робіт, що забезпечує досягнення максимально можливої продуктивності кар’єру за рудою, були використані емпіричні методи наукових досліджень, а саме: спостереження, порівняння, вимірювання й уявний експеримент. Емпіричні методи наукових досліджень також були використані в третьому розділі при дослідженні впливу продуктивності кар’єру за рудою на економічні показники розробки й на величину експлуатаційних коефіцієнтів розкриву.

Отримані емпіричними методами результати додатково піддавалися подальшому аналізу (ретроспективному, компаративному й каузальному), що дозволило обґрунтувати висновки та сформулювати нові гіпотези для подальших етапів досліджень.

Із теоретичних методів наукових досліджень було використано системну формалізацію, структурно-функціональний, аксіоматичний, гіпотетико-дедуктивний та математично-обчислювальний. Теоретичні методи було застосовано при обґрунтуванні концепції розвитку гірничих робіт кар’єрів в умовах динамічно мінливої потреби в залізорудній продукції та алгоритму перерозподілення продуктивності групи кар’єрів, що входять до складу ГЗК.

Імовірнісно-статистичні методи застосовувалися для аналізу результатів спостережень, що дозволило отримати обґрунтоване підтвердження висунутих гіпотез, віднайти нові залежності й закономірності досліджуваних процесів та явищ і здійснити їх математичне моделювання.

Загальнологічні методи та прийоми пізнання (аналіз, синтез, дедукція, моделювання, системний підхід) застосовано при вивченні взаємозв’язку ширини робочого майданчика кар’єру й довжини активного фронту гірничих робіт, а також розмірів активної частини робочої зони кар’єру при визначенні та

регулюванні оптимальних параметрів системи розробки для планування розвитку гірничих робіт у кар'єрі в умовах мінливого попиту на залізорудну продукцію. Також ці методи було застосовано при дослідженні впливу взаємозв'язку режиму гірничих робіт і продуктивності за рудою на границі відкритої розробки родовищ при обґрунтуванні методу визначення граничного коефіцієнта розкриву та розрахункового принципу визначення границь кар'єру.

Таким чином було забезпечено комплексний підхід до питання розроблення методології проєктування та планування розвитку гірничих робіт кар'єрів в умовах динамічно мінливої потреби в залізорудній сировині.

Структурно-логічна послідовність виконання етапів і основних напрямів дослідження та відповідні результати їхньої практичної реалізації наведено на рис. 2.1.

Згідно з наведеною схемою, у першому розділі роботи виконується критичний огляд й узагальнення теорії та практики планування розвитку гірничих робіт і проєктування кар'єрів, здійснюється узагальнення проєктних рішень головних параметрів кар'єрів і їх зміна в часі та оцінювання стану гірничих робіт залізорудних кар'єрів, а також визначаються основні цілі та завдання розвитку гірничих робіт у глибоких кар'єрах. Проводиться аналіз наявних розрахункових принципів визначення границь кар'єру й методів визначення граничного коефіцієнта розкриву, продуктивності за рудою, режиму гірничих робіт.

Визначено, що за сучасних ринкових умов ефективність освоєння сировинної бази ГЗК значною мірою залежить від параметрів, розмірів і порядку формування робочої зони глибоких кар'єрів як в окремому кар'єрі, так і в групі кар'єрів одного комбінату. Однак, недостатній рівень науково-методичної бази в галузі планування розвитку гірничих робіт, а також проєктування головних параметрів кар'єрів і параметрів системи розробки в умовах динамічно мінливої потреби в залізорудній сировині не дозволяє здійснювати коригування інтенсивності відпрацювання родовищ корисних копалин відповідно до заданої продуктивності за рудою при несподіваній зміні попиту на товарну продукцію в той час, як проєктом передбачено його стабільний рівень протягом тривалих періодів роботи.

Рисунок 2.1 – Структурно-логічна схема дисертаційного дослідження

При цьому необхідно, щоб методи визначення головних параметрів, як окремо взятого кар'єру, так і групи кар'єрів ГЗК були тісно пов'язані з розв'язанням комплексу завдань, що вимагають системного підходу до створення методик визначення оптимальних параметрів і показників розробки, які враховують специфіку цих родовищ і динамічну нестабільність зовнішнього середовища. Для цього необхідно мати надійну методичну основу планування розвитку гірничих робіт і формування робочої зони кар'єрів за будь-яких змін попиту на залізорудну продукцію.

Третій розділ присвячено дослідженню гірничих можливостей кар'єрів з видобутку руди. При цьому досліджується взаємозв'язок ширини робочого майданчика й довжини фронту гірничих робіт як один із основних факторів, який істотно впливає на розмір і конструкцію робочої зони кар'єру й визначає взаємозв'язок режиму гірничих робіт і продуктивності кар'єру за рудою, виходячи із забезпечення нормативів готових до виймання запасів, що обумовлює інтенсивність відпрацювання родовища в умовах динамічно мінливої потреби в залізорудній сировині.

Установлено, що при визначенні ширини робочого майданчика при заданій продуктивності кар'єру за рудою необхідно приймати довжину активного фронту за рудою й розкривними породами не на момент оцінювання, а з урахуванням її взаємозв'язку з шириною робочого майданчика, що забезпечує в кар'єрі норматив готових до виймання запасів. За результатами досліджень встановлено, що головною проблемою є розбіжність між фактичною довжиною активного фронту та тими параметрами, які закладалися при розрахунку максимальної продуктивності та календарному плануванні. Оскільки при цьому ігнорувався взаємозв'язок між шириною робочого майданчика та довжиною фронту (що визначає норматив готових запасів), це призвело до порушення співвідношення швидкостей просування рудних і породних уступів. Як наслідок – у кар'єрі накопичилося системне відставання розкривних робіт. Теоретично обґрунтовано вплив методу визначення ширини робочого майданчика, який ураховує її

взаємозв’язок з довжиною активного фронту гірничих робіт і продуктивністю за рудою на відставання за розкривом.

З використанням графічних методів гірничо-геометричного аналізу кар’єрного поля обґрунтовано метод визначення максимальної за гірничими можливостями продуктивності кар’єру за рудою, який ураховує взаємозв’язок параметрів системи розробки, що забезпечують у кар’єрі нормативний запас руди, а також різну інтенсивність відпрацювання окремих ділянок робочої зони кар’єру. Установлено, що продуктивність кар’єру має визначатися не тільки виходячи з максимальної інтенсивності розвитку гірничих робіт (максимальної розстановки видобувних екскаваторів), але й виходячи із забезпечення в кар’єрі нормативного обсягу готових до виймання запасів, який визначається взаємозв’язком ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт. Водночас зміна продуктивності кар’єру за рудою стає можливою за рахунок зміни параметрів системи розробки, що забезпечують норматив готових до виймання запасів і приводять до зміни інтенсивності відпрацювання родовища. Збільшення кута укосу робочого борту кар’єру за рахунок зменшення ширини робочого майданчика призводить до зниження продуктивності кар’єру за рудою, а також швидкості горизонтального посування та швидкості поглиблення дна кар’єру. Установлено взаємозв’язок продуктивності кар’єру за рудою й параметрів системи розробки, виходячи із забезпечення нормативу готових до виймання запасів, який визначає інтенсивність відпрацювання родовища при динамічній зміні продуктивності за рудою.

Розроблена методика дозволяє визначати максимально можливу продуктивність кар’єру за рудою для різних варіантів розвитку гірничих робіт із урахуванням порядку та інтенсивності відпрацювання різних ділянок робочої зони кар’єру й відрізняється від відомих тим, що враховує умови формування нормативних запасів, які визначаються встановленим взаємозв’язком ширини робочого майданчика та довжини активного фронту гірничих робіт.

Також у третьому розділі досліджено гірничо-геологічні й технологічні чинники, що впливають на значення максимально можливої продуктивності

кар’єру за рудою. Установлено, що зі зменшенням кута падіння рудного тіла продуктивність за рудою збільшується при будь-якому напрямі поглиблення. Більше значення продуктивності спостерігається при поглибленні кар’єру за висячим боком, а менша – за лежачим боком рудного тіла. При зменшенні потужності рудного тіла продуктивність зменшується. Водночас ширина робочого майданчика, при якій досягається максимально можлива продуктивність, залишається постійною. На підставі досліджень отримано аналітичні залежності для визначення ширини робочого майданчика, що забезпечує досягнення максимально можливої продуктивності кар’єру за рудою.

У цьому ж розділі проведено дослідження режиму гірничих робіт, що забезпечує досягнення максимально можливої продуктивності кар’єру за рудою. Доведено, що область можливих рішень щодо визначення й усереднення експлуатаційних коефіцієнтів розкриву окреслюється на графіку $V=f(P)$ кривими, що відповідають роботі кар’єру з шириною робочого майданчика, яка гарантує виконання плану по руді. Визначення цієї ширини базується на показниках максимальної інтенсивності гірничих робіт та обов'язковому дотриманні нормативу готових до виймання запасів. Водночас, чим більшою є продуктивність за рудою, тим меншою стає область регулювання режиму гірничих робіт. На підставі досліджень установлено взаємозв’язок режиму гірничих робіт і продуктивності кар’єру за рудою, виходячи з умови забезпечення нормативного обсягу готових до виймання запасів, який визначається взаємозв’язком ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт і впливає на динаміку формування робочої зони кар’єру.

Четвертий розділ дисертації присвячено дослідженню впливу продуктивності кар’єрів на параметри робочої зони та економічну ефективність виробництва залізорудної сировини. Визначено вплив взаємозв’язку режиму гірничих робіт і продуктивності кар’єру за рудою, виходячи з умови забезпечення нормативного обсягу готових до виймання запасів, на собівартість видобутку руди й виробництва концентрату. Зростання обсягів виробництва позитивно впливає на економіку підприємства, знижуючи собівартість руди й концентрату.

При цьому максимальна економічна ефективність розробки (для конкретного напрямку розвитку гірничих робіт) досягається лише за умови роботи кар'єру на піку продуктивності. Зменшення ж виробничих показників на 20% чи 40% призводить до зниження прибутку від експлуатації родовища на 10% та 20% відповідно. Установлено, що збільшення кута укосу робочого борту обмежує максимально можливу продуктивність кар'єру за рудою та значно знижує економічну ефективність розробки родовища у зв'язку з тим, що робота кар'єру з великим кутом укосу призводить не тільки до зменшення поточних коефіцієнтів розкриву внаслідок оптимізації режиму гірничих робіт, а й до зменшення продуктивності за рудою, що зменшує приведену цінність товарної продукції внаслідок збільшення періоду розробки родовища.

У цьому ж розділі описано вплив розміру активної частини робочої зони кар'єру на параметри системи розробки, які відповідають нормативу готових до виймання запасів для заданої продуктивності кар'єру за рудою. Обґрунтовано, що при концентрації гірничих робіт на локальних ділянках кар'єру розрахунок ширини робочого майданчика та довжини фронту для забезпечення планової продуктивності вимагає комплексного підходу. Необхідно одночасно враховувати два фактори: по-перше, дотримання нормативу готових запасів в умовах скорочення довжини робочих уступів; по-друге, неминуче зменшення максимальної довжини активного фронту, яке відбувається внаслідок розширення робочих майданчиків. На підставі досліджень запропоновано метод визначення й регулювання оптимальних параметрів системи розробки для різних значень продуктивності кар'єру за рудою.

Також у четвертому розділі розроблено технолого-економічний критерій оцінювання й вибору оптимального варіанта розвитку гірничих робіт, заснований на максимізації річного прибутку підприємства, вираженого в товарній продукції (натуральному вигляді). Цей критерій дозволив зв'язати в одне ціле характер поширення корисних копалин і розкривних порід за кількістю та якістю в границях кар'єрного поля, а також порядок та інтенсивність формування робочого простору кар'єру. Розроблений критерій ураховує не значення ціни й собівартості

товарної продукції, а їх співвідношення, що уможливлює отримати точну порівняльну оцінку варіантів роботи кар'єру за тривалий період часу.

Доведено, що застосування розробленого технолого-економічного критерію оцінювання й вибору оптимального варіанта розвитку гірничих робіт дозволить отримати технологічний та економічний ефект.

Другу частину четвертого розділу присвячено дослідженню впливу продуктивності кар'єру за рудою на величину експлуатаційних коефіцієнтів розкриву. Доведено, що нарощування продуктивності кар'єру по руді неминуче призводить до зростання поточного коефіцієнта розкриву. Це зумовлено дією двох факторів: по-перше, зменшується кут укосу робочого борту; по-друге, через необхідність розширення робочих майданчиків відбувається короткочасне прискорення горизонтального просування верхніх горизонтів відносно нижніх. Збільшення продуктивності кар'єру за рудою стає можливим як за рахунок збільшення її до максимально можливого значення шляхом зміни кута укосу робочого борту кар'єру на одній ділянці робочої зони, так і за рахунок залучення в розробку кількох ділянок, які характеризуються різними коефіцієнтами розкриву. Водночас швидкість горизонтального просування, а також ширина робочого майданчика повинні визначатися окремо для кожної ділянки залежно від продуктивності кар'єру.

На підставі досліджень отримано залежності, що дозволяють оцінити вплив стану робочої зони кар'єру на річні обсяги ліквідації відставання за розкривом при зміні продуктивності за рудою, а також можливу продуктивність за рудою в перехідні періоді роботи кар'єру в умовах ліквідації відставання за розкривом. Визначено, що розрахунок річних обсягів погашення заборгованості з розкриву має базуватися на граничних показниках виконання цих робіт та наявному парку гырничого обладнання, який забезпечує планову потужність за гірничою масою. При цьому критично важливо враховувати взаємозв'язок параметрів системи розробки, що гарантує наявність у кар'єрі необхідного нормативу готових до виймання запасів.

Обґрунтовано метод визначення річних обсягів ліквідації відставання за розкривом при зміні продуктивності кар'єру за рудою. Методика грунтується на формуванні області можливих варіантів роботи кар'єру, виходячи з граничних обсягів виймання гірничої маси, які визначаються кількістю гірничого устаткування, передбаченого для забезпечення виробничої потужності за гірничою масою для різних варіантів продуктивності кар'єру за рудою, а також на порівнянні часу безперебійної роботи кар'єру з плановою продуктивністю за рудою й тривалості ліквідації відставання за розкривом при збільшенні продуктивності за рудою. Методика уможливлює забезпечення оптимальних річних обсягів ліквідації відставання за розкривом при зміні продуктивності кар'єру за рудою, а також надає можливість оптимізувати продуктивність за рудою в перехідні періоди роботи кар'єру.

П'ятий розділ роботи присвячено дослідженню впливу режиму гірничих робіт і продуктивності кар'єрів на границі відкритої розробки родовищ. У цьому розділі обґрунтовано показник оцінювання економічної ефективності границь відкритих гірничих робіт, розроблено метод визначення граничного коефіцієнта розкриву та граничного коефіцієнта гірничої маси, а також обґрунтовано розрахунковий принципів визначення границь кар'єрів. Проведено дослідження впливу режиму гірничих робіт і продуктивності кар'єрів на границі відкритої розробки родовищ.

Установлено, що при визначенні границь кар'єрів за розрахунковими застосовуваними принципами граничний коефіцієнт розкриву розраховується за техніко-економічними показниками, досягнутими на базових гірничих підприємствах на момент проєктування, і його величина є сталою, за таких умов не враховується те, що економічні показники й коефіцієнти розкриву базових підприємств (кар'єрів-конкурентів) з часом змінюються. Запропоновано новий метод визначення граничного коефіцієнта розкриву, який ураховує його зміну в часі, а також вплив технологічних показників кар'єрів-конкурентів на перспективну глибину кар'єрів. Відхилення кінцевої глибини відпрацювання умовного кар'єру, що проєктується, визначеної на основі порівняння його

поточних коефіцієнтів розкриву з поточними коефіцієнтами розкриву умовних базових кар'єрів, від кінцевої глибини відпрацювання, визначеної за сталими граничними коефіцієнтами розкриву (за застарілим методом), становить від 14 до 45%.

Розроблено новий розрахунковий принцип визначення перспективних границь кар'єру, який ґрунтується на мінливих у часі економічних показниках розробки чинних (базових) підприємств, які здійснюють гірничі роботи як відкритим, так і підземним способами. Установлено, що кінцева глибина кар'єру повинна бути такою, щоб у процесі його експлуатації сума початкового й максимального поточного коефіцієнта розкриву не перевищувала мінливого в часі економічно доцільного коефіцієнта розкриву, який залежить від техніко-економічних показників роботи базових підприємств.

Дослідження впливу режиму гірничих робіт і продуктивності кар'єрів на границі відкритої розробки родовищ дозволило встановити, що при збільшенні продуктивності за рудою кар'єру, що проєктується, збільшуються граничні коефіцієнти розкриву й відповідно збільшується кінцева глибина кар'єру, що проєктується. Установлено, що при визначенні границь кар'єру необхідно враховувати плановану продуктивність кар'єру за рудою й відповідний їй режим гірничих робіт, який визначається параметрами системи розробки, що забезпечують у кар'єрі норматив готових до виймання запасів.

Шостий розділ дисертації присвячено обґрунтуванню концепції розвитку гірничих робіт кар'єрів при зміні потреби в залізорудній продукції. Розроблено концепцію розвитку гірничих робіт, яка полягає в коригуванні інтенсивності відпрацювання родовища корисних копалин і розглядає процес формування робочої зони кар'єру як комбінацію із запланованих дій і швидких рішень щодо адаптації до нових умов ринку для інтенсифікації виробництва в період зростання попиту, а також мінімізації додаткових витрат, пов'язаних із перевиробництвом товарної продукції та її зберіганням на складі в період падіння попиту.

Установлено, що інтенсивність відпрацювання родовища обумовлюється продуктивністю кар'єру за рудою, яка визначається мінливими зовнішніми

умовами, а також максимальною ефективністю освоєння сировинної бази в разі спільної роботи групи кар'єрів у системі комбінату.

Запропонована методика планування розвитку гірничих робіт у кар'єрі за динамічної зміни попиту на залізорудну продукцію дозволяє максимально оперативно здійснювати реактивне регулювання інтенсивності відпрацювання родовища шляхом зміни кута нахилу робочого борту кар'єру на ділянках концентрації гірничих робіт, а також протяжності та кількості цих ділянок. Водночас протяжність ділянок концентрації гірничих робіт визначається оптимальними значеннями параметрів системи розробки, що забезпечують нормативний обсяг готових до виймання запасів для заданої продуктивності кар'єру за рудою. Завдяки зміні порядку відпрацювання ділянок концентрації гірничих робіт забезпечується робота кар'єру з мінімальним поточним коефіцієнтом розкриву. Розроблена методика базується на рівності поточних коефіцієнтів розкриву на всіх ділянках родовища. Основною умовою моменту залучення до розробки будь-якої ділянки кар'єру є рівність поточного коефіцієнта розкриву цієї ділянки й поточного коефіцієнта розкриву загалом по кар'єру.

У цьому ж розділі розроблено економіко-математичну модель оптимізації обсягів виробництва залізорудної товарної продукції гірничо-збагачувальних комбінатів, яка враховує взаємозв'язок режиму гірничих робіт і продуктивності за рудою, виходячи із забезпечення нормативу готових до виймання запасів, а також відставання розкривних робіт кожного з кар'єрів, що входять до складу окремого ГЗК. Обґрунтовано, що ефективність розробки родовищ групою кар'єрів у системі ГЗК визначається режимом гірничих робіт і продуктивністю кожного з кар'єрів з урахуванням їхнього взаємозв'язку, тобто допускається регулювання продуктивності окремого кар'єру при забезпеченні групою кар'єрів залізорудної товарної продукції планової кількості та якості.

На основі економіко-математичної моделі оптимізації обсягів виробництва залізорудної товарної продукції гірничо-збагачувальних комбінатів розроблено алгоритм обґрунтування перерозподілення продуктивності групи кар'єрів, що входять до складу ГЗК, при зміні потреби в залізорудній продукції, що враховує взаємозв'язок режиму гірничих робіт і продуктивність за рудою, виходячи з умови забезпечення в кар'єрі нормативного обсягу готових до виймання запасів,

який визначається взаємозв'язком ширини робочого майданчика та довжини активного фронту гірничих робіт.

У цьому ж розділі виконано техніко-економічне обґрунтування та розроблено алгоритм технологічного й економічного оцінювання раціонального розподілення за кар'єрами обсягів видобутку руди.

Економіко-математична модель оптимізації обсягів виробництва залізорудної товарної продукції гірничо-збагачувальних комбінатів, використана в алгоритмі обґрунтування продуктивності кар'єрів за рудою, дозволить оцінити сучасний стан гірничих робіт у кожному кар'єрі, визначити параметри системи розробки кар'єру, а також наявність відставання розкривних робіт і дати економічне оцінювання варіантам продуктивності кожного кар'єру за рудою.

2.3 Розвиток концептуальних положень, покладених в основу дослідження та прийняття робочих гіпотез

Розв'язання питань, пов'язаних з удосконаленням методів визначення параметрів робочого простору глибоких кар'єрів і розвитку їх гірничих робіт, за важливістю, складністю та масштабами є актуальною науковою проблемою, тому що саме управління розвитком гірничих робіт дозволяє регулювати головні параметри кар'єру при динамічній зміні попиту на видобуту продукцію, які визначаються інтенсивністю відпрацювання кожного родовища відповідно до зміни зовнішніх умов, а також виходячи з максимальної ефективності освоєння сировинної бази в разі спільної роботи групи кар'єрів у системі комбінату.

Розробка залізорудних родовищ на сучасному етапі розвитку відкритих гірничих робіт полягає в тому, що гірничодобувні підприємства працюють з постійною виробничою потужністю. При такому розумінні концепція розвитку гірничих робіт – це довгостроковий план досягнення конкретної довгострокової мети, тобто довгостроковий план видобутку корисних копалин, у якому зафіксовано обсяги видобутку руди в кожному конкретному часовому проміжку й обсяги видобутку руди в кінцевий період. Такий підхід ґрунтується на тому, що всі зміни зовнішнього середовища передбачувані, у той час як на ринках мінеральної сировини спостерігається суттєве коливання цін і попиту на їхню продукцію. Тому при роботі кар'єрів зі сталою виробничою потужністю

виникають додаткові витрати, пов'язані зі зберіганням нереалізованої готової продукції на складі в період падіння попиту, а також підприємства втрачають можливість збільшити прибуток у період зростання попиту через неможливість оперативної інтенсифікації виробництва для покриття потреби ринку.

Ідея роботи полягає в переході до управління розвитком гірничих робіт шляхом зміни параметрів і конструкції активної частини робочої зони кар'єру (або кожного з кар'єрів у разі розробки родовища їх групою) для оперативного коригування інтенсивності відпрацювання останнього, що дозволяє забезпечити максимальну ефективність поточного освоєння сировинної бази розробника надр в умовах мінливої потреби в залізорудній сировині.

Ефективність розробки родовищ групою кар'єрів у системі ГЗК визначається режимом гірничих робіт і продуктивністю кожного з кар'єрів з урахуванням їхнього взаємозв'язку, тобто допускається регулювання продуктивності окремого кар'єру при забезпеченні групою кар'єрів залізорудної товарної продукції планової кількості та якості.

Прийнятий порядок відпрацювання кар'єрного поля й усього родовища істотно впливає на виробничу потужність гірничого підприємства за сирою рудою та готовою продукцією. Тому вибір раціонального порядку відпрацювання запасів родовища є однією з головних і складних завдань проєктування кар'єрів. Це завдання ще більше ускладнюється при динамічній зміні потреби в залізорудній продукції.

Згідно з ідеєю приймаються такі робочі гіпотези:

1. Взаємозв'язок ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт може бути виявлений тільки в результаті гірничо-геометричного аналізу кар'єрного поля. Водночас цей взаємозв'язок параметрів системи розробки визначає обсяг готових до виймання запасів і може обмежувати значення максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою за гірничими можливостями.

2. При виділенні в кар'єрі ділянок концентрації гірничих робіт для різної продуктивності за рудою можливе існування оптимальних значень ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт, які знаходяться у взаємозв'язку, які базуються на необхідності збереження нормативу

готових запасів при скороченні довжини фронту на уступах, з урахуванням зменшення його максимально можливої протяжності через збільшення ширини майданчиків.

3. Конкурентоспроможність товарної продукції при визначенні перспективних границь кар'єру, що проєктується, може забезпечити граничний коефіцієнт розкриву, який ураховує мінливі в часі обсяги виймання розкривних порід і руди на підприємствах-конкурентах, що проводять гірничі роботи як відкритим, так і підземним способами, тобто з урахуванням техніко-економічних і технологічних показників розробки чинних (базових) підприємств, які змінюються в часі.

4. Управління розвитком гірничих робіт може забезпечити інтенсивність відпрацювання кожного родовища відповідно до заданої продуктивності кар'єру за рудою, яка визначається мінливими зовнішніми умовами та максимальною ефективністю освоєння сировинної бази підприємства в разі спільної роботи групи кар'єрів у системі комбінату, а також групи комбінатів в системі компанії в умовах мінливої потреби в залізорудній сировині.

5. Зміна кутів нахилу робочих бортів кар'єру на ділянках концентрації гірничих робіт, а також протяжності й кількості цих ділянок може забезпечити при плануванні розвитку гірничих робіт коригування інтенсивності відпрацювання кожного родовища.

2.4 Програмне забезпечення

У ході досліджень для аналітичних розрахунків використано програмне забезпечення Microsoft Excel (2002) і OriginPro 7.0 (2002), а графічну частину роботи підготовлено засобами Microsoft Word (2002). Моделювання гірничих об'єктів, включно з гірничо-геометричним аналізом, визначенням коефіцієнтів розкриву та складання зведених планів гірничих робіт, виконано в середовищі спеціалізованих систем: AutoCAD 2010, K-MINE (5.5.0.0) та Компас-3D V9.

РОЗДІЛ 3
ВИЗНАЧЕННЯ ГІРНИЧИХ МОЖЛИВОСТЕЙ КАР'ЄРІВ З ВИДОБУТКУ ЗАЛІЗНИХ РУД

3.1 Дослідження взаємозв'язку ширини робочого майданчика й довжини фронту гірничих робіт

Одним із ключових завдань проєктування відкритих гірничих робіт є належне обґрунтування виробничої потужності за корисною копалиною. Зазначений чинник є визначальним для всієї сукупності техніко-економічних показників проєкту. Він безпосередньо формує структуру собівартості та інвестицій, визначає час відпрацювання запасів, а отже – і сумарний прибуток від реалізації корисної копалини.

Нормальні (повністю відповідні проєктним завданням і програмам) умови для видобутку корисних копалин вимагають чіткого та своєчасного формування робочої зони кар'єру видобувними уступами, які включають нормативні запаси скельної гірничої маси, готової до виймання, з робочими майданчиками, параметри яких забезпечують ритмічний видобуток останньої, що досягається відповідною умовам оптимізацією.

Ширина робочого майданчика є основною вихідною інформацією при проєктуванні розвитку гірничих робіт. Вона визначає обсяги розкривних робіт і вихід різних видів корисних копалин, надійну й безпечну роботу гірничотранспортного устаткування, можливості усереднення якості руд та інші показники розробки. Тому, розпочинаючи моделювання розвитку гірничих робіт для заданої продуктивності кар'єру за рудою, насамперед, необхідно встановити значення ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт, що відповідають вимогам нормованих запасів.

Ритмічність і безперебійність видобутку корисних копалин у кар'єрі може бути порушена внаслідок невідповідності видалення розкривних порід за обсягами та в часі, відхилень послідовності розкриття й підготовки нових горизонтів від планованого, непідтвердження балансових запасів у кар'єрі, непередбаченої зміни вмісту корисних компонентів у рудному тілі тощо.

Водночас створенням певного страхового запасу руди в кар'єрі можна зменшити або повністю усунути вплив перелічених факторів на роботу видобувної ділянки [194]. Таку функцію страхового запасу виконують у кар'єрі запаси руди, готові до виймання. Недостатній обсяг цих запасів ставить під загрозу виконання плану з видобутку, переробки й випуску товарної продукції. Завищення їх призводить до збільшення основних й оборотних фондів і тим самим знижує техніко-економічні показники роботи кар'єру. Тому підтримання мінімально необхідного страхового запасу руди в кар'єрі є одним із важливих завдань.

Для ведення гірничих робіт на кожному чинному горизонті утворюють робочі майданчики, що складаються з двох елементів: а) майданчиків для розміщення виймально-навантажувального устаткування, транспортних комунікацій і – при напівскельних і скельних породах – розвалу підірваної гірничої маси; б) резервної смуги готових до виймання запасів.

Параметр першого елемента, який називається мінімальною шириною робочого майданчика, визначають залежно від схеми механізації гірничотранспортних робіт, міцності порід і висоти уступу.

Другий елемент робочого майданчика – резервна смуга готових до виймання запасів – залежить від прийнятої організації та інтенсивності ведення робіт. Для безперебійного виконання основних технологічних процесів видобутку корисних копалин (виймання, навантаження й переміщення руди з вибоїв до пунктів розвантаження) необхідно створити на уступах певні запаси гірничої маси.

Як відомо, ширина резервної смуги і, відповідно, ширина робочого майданчика визначаються тривалістю періоду, на який створюються готові до виймання запаси [195], і залежить від продуктивності кар'єру за рудою та довжини активного фронту гірничих робіт [18]. Разом із цим, при збільшенні ширини робочого майданчика зменшується кількість робочих уступів у границях покладу [17], що призводить до зниження довжини активного фронту гірничих робіт і продуктивності кар'єру за рудою [152]. Це говорить про те, що між шириною робочого майданчика, яка забезпечує нормативний запас руди, готовий до виймання, і довжиною активного фронту гірничих робіт існує певний взаємозв'язок.

У науковій літературі є велика кількість праць, присвячених питанню визначення оптимальної виробничої потужності кар'єру [196] і запасів руди, готових до виймання [194]. Загалом, установлення оптимального значення продуктивності кар'єру за рудою зводиться до того що [25], при проєктуванні шляхом каузального аналізу визначають фактори, що обмежують продуктивність (провізна спроможність транспортних комунікацій, інтенсивність розвитку гірничих робіт, кількість видобувних екскаваторів) і встановлюють максимально можливе її значення. Потім, приймаючи в установлених границях декілька варіантів, а також з огляду на умови збуту продукції та розмір інвестицій на розробку кар'єру виконують економічне оцінювання та знаходять оптимальне значення виробничої потужності кар'єру. Після цього визначають необхідний нормативний запас руди, готовий до виймання, який виражається нормальною шириною робочого майданчика. Тобто ширину робочого майданчика й необхідний запас руди, готовий до виймання, визначають тільки після встановлення оптимальної продуктивності кар'єру за рудою. «Це свідчить про обмеженість діючих підходів до визначення продуктивності кар'єру за гірничими можливостями: вони базуються лише на показнику довжини активного фронту робіт. Натомість ширина робочих площадок і її функціональний зв'язок із геометрією фронту залишаються поза увагою» [197]. Так при розвитку гірничих робіт з мінімальною шириною робочого майданчика продуктивність кар'єру за максимальною інтенсивністю розвитку гірничих робіт, виходячи з кількості видобувних екскаваторів, буде максимальною [198]. Однак, якщо виходити з резерву готових до виймання запасів (гірничі роботи на уступі з мінімальним робочим майданчиком мають бути припинені до створення необхідного резерву готових до виймання запасів гірничої маси, що досягається певним посуванням верхнього уступу [199]), то продуктивність кар'єру буде дорівнювати нулю. Тому необхідно цілеспрямовано дослідити вплив ширини робочого майданчика на довжину активного фронту гірничих робіт, що забезпечує нормативний запас руди, готовий до виймання, який відповідає плановій продуктивності за рудою.

Для виконання досліджень [200] було розглянуто приклад умовного кар'єру, що розробляє родовище, подібне за умовами залягання й технології відкритої розробки до потужних родовищ бідних залізистих кварцитів, що

відпрацьовуються кар'єрами Кривбасу (рис. 3.1), і виконано гірничо-геометричний аналіз кар'єрного поля при роботі з різною шириною робочого майданчика.

Ширина робочого майданчика змінюється від мінімальної до максимальної (від 35 до 145 м). Поглиблення кар'єру здійснювали по краю рудного покладу з висячого боку. Кут падіння покладу 70^0, горизонтальна потужність 350 м; довжина 600 м. Параметри кар'єру становлять: кут укосу робочого борту залежно від ширини робочого майданчика; кут укосу проєктного борту 42°; кінцева глибина кар'єру 500 м.

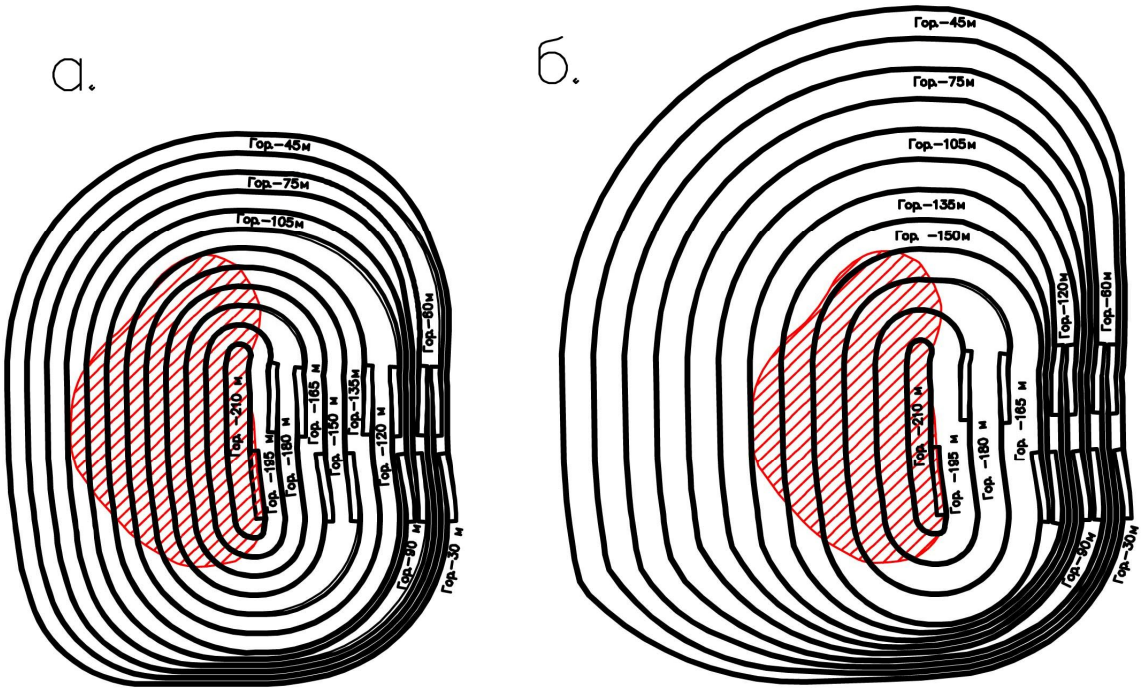


Рисунок 3.1 – Зведені плани гірничих робіт на момент розкриття й підготовки гор. -210м при роботі з шириною робочого майданчика: а – 45м; б – 75 м

Обсяги гірничих робіт підраховувалися через кожні 30 м збільшення глибини кар'єру. На рис. 3.1 представлено зведені плани гірничих робіт на момент розкриття й підготовки горизонту -210м при роботі з різною шириною робочого майданчика.

Усі результати розрахунків з визначення обсягів виймання розкривних порід і руди при поглибленні кар'єру, а також довжини фронту гірничих робіт представлено в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Зміна довжини фронту гірничих робіт, а також зростальних обсягів пустих порід (*V*) і руди (*P*) у міру поглиблення кар'єру при його роботі з різною шириною робочого майданчика

Глибина кар'єру, м	Ширина робочого майданчика, м																							
	35			45			55			65			75			85			95			105		
	V, млн м^3	*P*, млн м^3	$L_{р.а}$, м	*V*, млн м^3	*P*, млн м^3	$L_{р.а}$, м	*V*, млн м^3	*P*, млн м^3	$L_{р.а}$, м	*V*, млн м^3	*P*, млн м^3	$L_{р.а}$, м	*V*, млн м^3	*P*, млн м^3	$L_{р.а}$, м	*V*, млн м^3	*P*, млн м^3	$L_{р.а}$, м	*V*, млн м^3	*P*, млн м^3	$L_{р.а}$, м	*V*, млн м^3	*P*, млн м^3	$L_{р.а}$, м
30	1,48	0,00	-	1,77	0,00	-	2,17	0,00	-	2,54	0,00	-	3,06	0,00	-	3,41	0,00	-	3,84	0,00	-	4,40	0,00	-
60	5,12	0,81	485	6,11	0,96	600	7,51	1,16	730	8,82	1,34	840	10,65	1,60	920	11,86	1,78	990	13,38	1,99	1050	15,28	2,27	1100
90	10,10	3,26	950	12,07	3,82	1100	14,87	4,62	1210	17,49	5,37	1390	21,01	6,41	1500	22,96	7,11	1620	25,06	7,97	1350	27,42	9,08	1100
120	16,41	7,33	1400	19,66	8,60	1750	24,25	10,40	1950	27,86	12,08	2450	31,78	14,37	2010	34,25	15,60	1620	37,35	16,84	1350	41,39	18,08	1100
150	24,06	13,02	2850	28,86	15,29	3650	34,16	18,47	3000	38,35	20,92	2450	44,14	23,37	2010	48,03	24,60	1620	52,95	25,84	1350	59,24	27,08	1100
180	33,05	20,35	4410	38,38	23,81	3650	44,83	27,47	3000	50,76	29,92	2450	59,14	32,37	2010	64,81	33,60	1620	71,26	34,84	1350	77,34	36,08	1100
210	42,40	29,15	4410	48,66	32,81	3650	57,18	36,47	3000	65,26	38,92	2450	76,68	41,37	2010	82,84	42,60	1620	88,10	43,84	1350	93,99	45,08	1100
240	52,37	38,13	4410	60,18	41,81	3650	71,23	45,47	3000	81,85	47,92	2450	93,95	50,37	2010	99,38	51,60	1620	104,	52,84	1350	109,1	54,08	1100
270	63,26	47,13	4410	72,93	50,81	3650	86,96	54,47	3000	99,03	56,92	2450	109,6	59,37	2010	114,3	60,60	1620	118,7	61,84	1350	122,9	63,08	1200
300	75,03	56,13	4410	86,92	59,81	3650	103,8	63,47	3000	114,5	65,92	2450	123,75	68,37	2010	127,85	69,60	1730	131,65	70,84	1450	135,18	72,08	1250
330	87,69	65,13	4410	102,1	68,81	3650	119,1	72,47	3000	128,4	74,92	2540	136,29	77,37	2100	139,78	78,60	1680	143,01	79,84	1500	145,99	81,08	1250
360	101,24	74,13	4410	118,0	77,81	3760	132,7	81,47	3120	140,6	83,92	2520	147,26	86,37	2080	150,18	87,60	1680	152,87	88,84	1500	155,35	90,08	1385
390	115,67	83,13	4510	132,1	86,81	3850	144,6	90,47	3200	151,1	92,92	2520	156,65	95,37	2080	159,04	96,60	1850	161,24	97,84	1650	163,25	99,08	1385
420	130,38	92,13	4615	144,3	95,81	3850	154,6	99,47	3200	160,0	101,92	2640	164,46	104,37	2260	166,33	105,60	1850	168,11	106,84	1650	169,69	108,08	1410
450	143,11	101,13	4615	154,6	104,8	4080	162,9	108,4	3410	167,2	110,92	2640	170,69	113,37	2260	172,17	114,60	1880	173,49	115,84	1675	174,68	117,08	1410
480	153,65	110,13	4800	162,9	113,8	4080	169,4	117,4	3410	172,7	119,92	2690	175,36	122,37	2300	176,43	123,60	1880	177,38	124,84	1675	178,20	126,08	1410
500	181,55	141,00	4800	181,55	141,00	4170	181,55	141,00	3470	181,5	141,00	2690	181,55	141,00	2300	181,55	141,00	1880	181,55	141,00	1675	181,55	141,00	1410

На рис. 3.2 наведено результати досліджень з визначення зміни активного рудного фронту при зниженні гірничих робіт з шириною робочого майданчика 55 м. Рудний фронт замірявся на зведених планах гірничих робіт, які складалися за кожним горизонтом, що розкривається при поглибленні кар'єру. Водночас протягом усього періоду роботи кар'єру ширина робочого майданчика зберігає постійне значення. Штриховою лінією на рис. 3.2 позначено активний фронт гірничих робіт (в експлуатаційний період роботи кар'єру), який приймається при розрахунку продуктивності кар'єру.

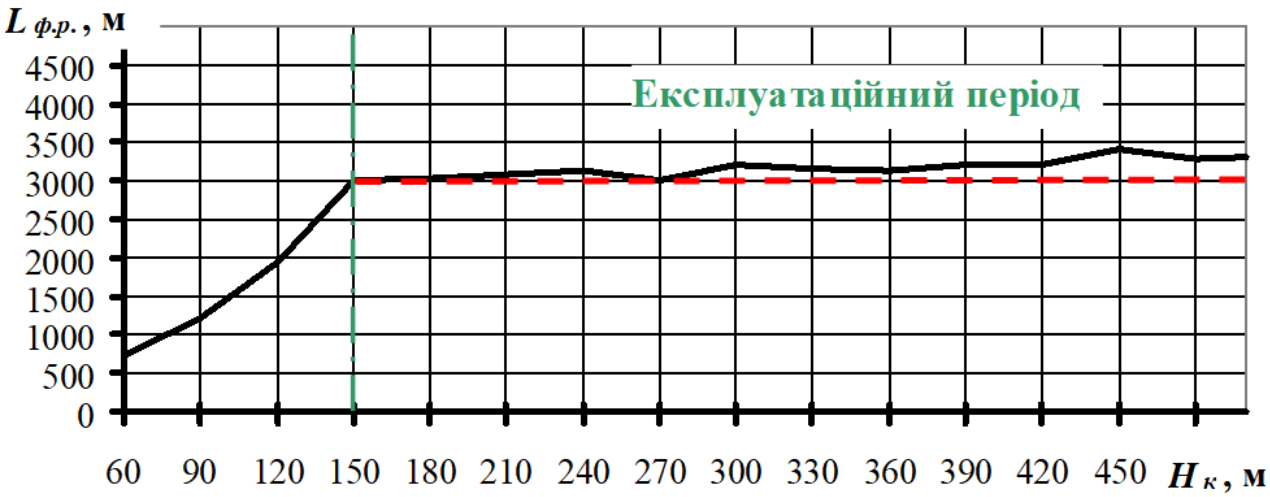


Рисунок 3.2 – Зміна довжини активного рудного фронту в міру зниження гірничих робіт у кар'єрі з шириною робочого майданчика 55 м

На рис. 3.3 показано зміну довжини активного фронту гірничих робіт залежно від зміни ширини робочого майданчика. З рисунка видно, що при збільшенні ширини робочого майданчика довжина активного фронту гірничих робіт у кар'єрі зменшується, водночас у кожному разі до роботи залучається вся робоча зона кар'єру, тобто для кожного варіанта ширини робочого майданчика довжина борту кар'єру, що залучається до роботи, залишається незмінною. Тому є очевидним, що існує залежність довжини фронту гірничих робіт від ширини робочого майданчика.

Аналіз емпіричних даних свідчить, що залежність довжини активного фронту гірничих робіт від ширини робочого майданчика з високою точністю апроксимується експоненційною функцією:

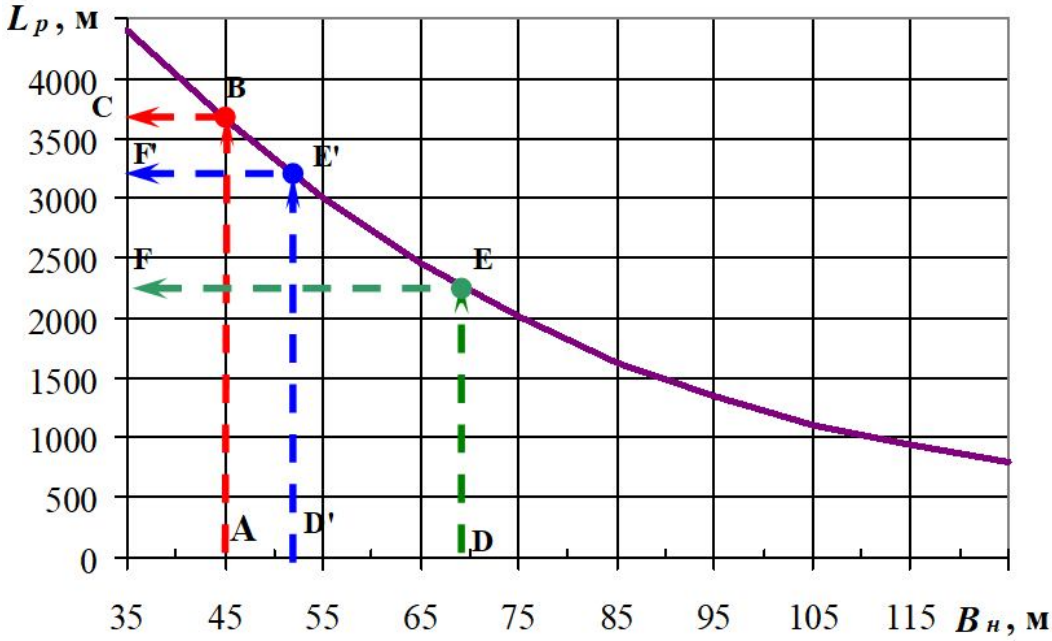


Рисунок 3.3 – Зміна довжини активного фронту гірничих робіт залежно від зміни ширини робочого майданчика

$$L_p = 8179\, e^{-0.018 B_H},$$

де L_p – довжина активного рудного фронту в кар'єрі, м, м; $B_н$ – нормальна ширина робочого майданчика, м.

Отримане значення коефіцієнта детермінації (R^2=0.9985) підтверджує високу адекватність запропонованої математичної моделі.

Зменшення довжини активного фронту в кар'єрі може бути досягнуте шляхом концентрації гірничих робіт на окремих ділянках, тобто через залучення до відпрацювання певного відсотка активної робочої зони. У такому разі для забезпечення нормативного обсягу запасів, готових до виймання відповідно до заданої продуктивності, ширину робочого майданчика необхідно збільшувати.

Припустимо, що продуктивність кар'єру за рудою, виходячи з максимальної інтенсивності розвитку гірничих робіт, прийнято на рівні 7,5 млн $м^3$/рік. Мінімальна ширина робочого майданчика становить 35 м. Ширина робочих майданчиків у кар'єрі 45 м, водночас, згідно з рис. 3.3, довжина активного фронту гірничих робіт становить 3700 м (лінія *A-B-C*).

У практиці проєктування прийнято нормальну ширину робочого майданчика визначати за формулою:

$$B_H = B_{min} + \frac{A_p \cdot \psi}{L_p \cdot h_y}, \text{ м}, \quad (3.1)$$

де $B_{\min}$ – мінімальна ширина робочого майданчика в кар'єрі, м;

A_p – продуктивність кар'єру за рудою, м^3/рік;

ψ – нормативний коефіцієнт готових до виймання запасів руди (при півторамісячному запасі руди цей коефіцієнт дорівнює 0,125);

h_y – висота рудного уступу, м.

Як видно з рис. 3.1 і 3.3, при ширині робочого майданчика 45 м загальна довжина активного фронту становить 3700 м (лінія *A-B-C*). У разі поділу кар'єру на дві ділянки (тобто при залученні до розробки 50 % активної робочої зони) довжина активного фронту на кожній з них становитиме 1850 м. Згідно з формулою (3.1), для забезпечення нормативу запасів ширину робочого майданчика необхідно збільшити до 69 м. Результати відповідних розрахунків наведено на графіку 3.4.

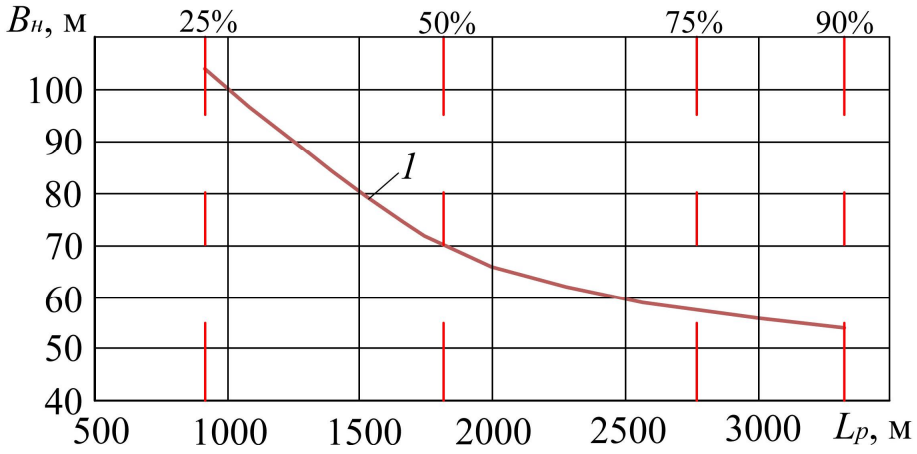


Рисунок 3.4 – Зміна ширини робочого майданчика залежно від зміни довжини активного фронту гірничих робіт

На цьому ж графіку подано розрахунки для випадків залучення до роботи від 25 % до 90 % активної робочої зони. Для кожного з них визначено необхідну ширину робочого майданчика. З графіка (рис. 3.4) видно: чим менша довжина фронту, тим більшою має бути ширина майданчика.

Своєю чергою, на рис. 3.3 подано зворотну залежність довжини фронту від ширини майданчика з урахуванням геометрії кар'єрного поля та конфігурації рудного тіла. Ці дані не є тотожними наведеним на рис. 3.4. Виявлена

невідповідність між графіками свідчить про несиметричність взаємозв'язку параметрів системи розробки. Отже, для коректного обґрунтування їхніх значень необхідно враховувати як вплив довжини на ширину, так і зворотний вплив ширини на довжину.

Лінія *1* на рис. 3.5 побудована на основі даних графіка 3.4 і демонструє необхідну ширину майданчика залежно від довжини фронту, виходячи з нормативу готових до виймання запасів. Лінія *2* – залежність довжини фронту від ширини майданчика, виходячи з умов геометрії кар'єрного поля та конфігурації рудного тіла. Вертикальними пунктирними лініями позначено відсотки залучення активної робочої зони (25 %, 50 % тощо).

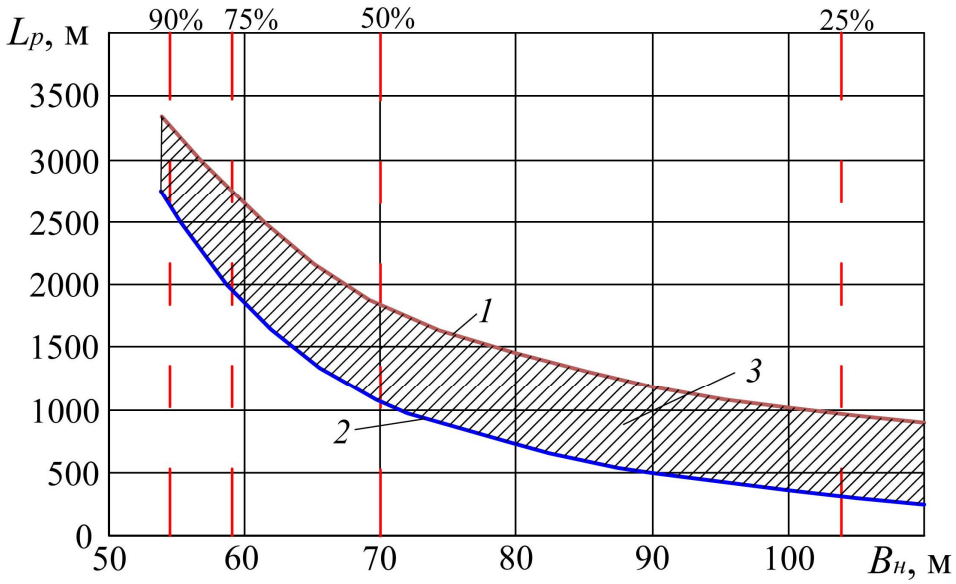


Рис. 3.5 – Порівняння залежностей між шириною робочого майданчика та довжиною активного фронту гірничих робіт, отриманих виходячи з нормативного обсягу готових до виймання запасів (*1*) і з геометричних обмежень кар'єрного поля (*2*)

Так, при загальній довжині фронту 3700 м і поділі кар'єру на дві ділянки (50 % залучення активної робочої зони) довжина фронту має становити 1850 м. Для цього, виходячи з нормативу готових до виймання запасів, необхідна ширина робочого майданчика становить 69 м (рис. 3.4). Проте, згідно з рис. 3.3, за геометричних обмежень кар'єрного поля при ширині майданчика 69 м загальна довжина фронту при залученні до відпрацювання 100 % активної робочої зони

становитиме лише 2200 м (лінія *D-E-F*), з яких 50 % – це 1100 м. Це істотно менше за розрахункові 1850 м.

Розбіжність між лініями *1* і *2* (заштрихована область *3*) свідчить, що орієнтація лише на залежність ширини від довжини (виходячи з нормативу готових до виймання запасів) може спричинити похибки у визначенні параметрів системи розробки до 27–68 %. Тому ширину робочого майданчика слід визначати з урахуванням двосторонньої залежності, що враховує як норматив готових до виймання запасів, так і просторові обмеження кар'єру й конфігурацію рудного тіла, установлені гірничо-геометричним аналізом кар'єрного поля. Це свідчить про те, що продуктивність кар'єру за рудою необхідно визначати не тільки з урахуванням довжини активного фронту гірничих робіт, а й з урахуванням впливу на фронт ширини робочого майданчика.

Щоб підтвердити вищевикладене, розглянемо приклад. Для заданих умов, згідно з формулою 3.1, ширина робочого майданчика при залученні до відпрацювання 100 % активної робочої зони повинна становити 52 м. Однак, з рис. 3.3 видно, що максимальна довжина активного фронту гірничих робіт у кар'єрі при ширині робочого майданчика 52 м становить 3150 м (лінія *D'-E'-F'*), що є значно меншим від прийнятої довжини фронту в розрахунках (3700 м). Зменшення довжини фронту гірничих робіт на рудних уступах пов'язано з тим, що при збільшенні ширини робочого майданчика рудний фронт концентрується на меншій кількості уступів у нижній частині кар'єру. Водночас розкривний фронт гірничих робіт збільшується за рахунок збільшення кількості нижчих розкривних уступів.

Продуктивність кар'єру за рудою, яку можна забезпечити без порушення норм технологічного проєктування, виходячи з формули (3.1), становить:

$$A_p = \frac{(B_H - B_{min})L_p \cdot h_y}{\psi}, \text{ м}^3/\text{рік}. \qquad (3.2)$$

Звідси можлива продуктивність кар'єру за рудою для заданих умов становитиме 6,4 млн т/рік, що на 1,1 млн м^3/рік менше від заданої.

У цьому разі для виконання заданої продуктивності кар'єру за рудою, у зв'язку з відсутністю необхідного запасу руди, готового до виймання, а також

меншої довжини фронту гірничих робіт, відбудеться зменшення ширини робочого майданчика (збільшення швидкості горизонтального посування нижніх рудних уступів зумовить зменшення ширини робочого майданчика на верхніх розкривних уступах, здвоювання уступів), що, своєю чергою у подальшому призведе до негативних наслідків (відставання розкривних робіт, невиконання виробничої програми за рудою, аварійних умов роботи кар'єру).

Виконаємо дослідження ступеня впливу відхилення фактичної довжини фронту гірничих робіт від її планового значення на відставання розкривних робіт у кар'єрі.

Основною умовою роботи кар'єру є рівність швидкостей переміщення рудних і розкривних уступів [201]:

$$l_p = l_v \; ; \tag{3.3}$$

$$l_p = \frac{A_p}{L_p h_y} ; \;\; l_v = \frac{A_v}{L_v h_y} , \tag{3.4}$$

де A_p, A_v – продуктивність кар'єру відповідно за рудою та розкривом, м^3/рік;

L_p, L_v – довжина активного фронту гірничих робіт відповідно за рудою та розкривом, м;

h_y – висота уступу, м.

Рівність (3.3) можна записати у вигляді:

$$\frac{A_p}{L_p h_{\text{у}}} = \frac{A_v}{L_v h_{\text{у}}} . \tag{3.5}$$

Продуктивність кар'єру за рудою ставиться під особливий контроль, у зв'язку з чим найчастіше виконується. Тому «рівність швидкостей переміщення рудних і нерудних (розкривних) уступів може порушуватися через невідповідність фактичної довжини активного фронту гірничих робіт довжині фронту, прийнятій при визначенні максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою й складанні перспективного календарного плану гірничих робіт без урахування взаємозв'язку ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт, що забезпечують норматив готових до виймання запасів» [200].

У цьому разі відставання розкривних робіт у кар'єрі характеризується величиною відхилення фактичного кута укосу робочого борту кар'єру від проєктного.

Нехай робочий борт кар'єру на початок року займає положення *1* (рис. 3.6.). Якщо фактична довжина фронту гірничих робіт відповідає запланованому значенню, то на кінець року робочий борт займе положення *2* (річне посування становитиме $П_Г$), яке характеризується збереженням ширини робочого майданчика й кута укосу робочого борту такими, що й на початок року.

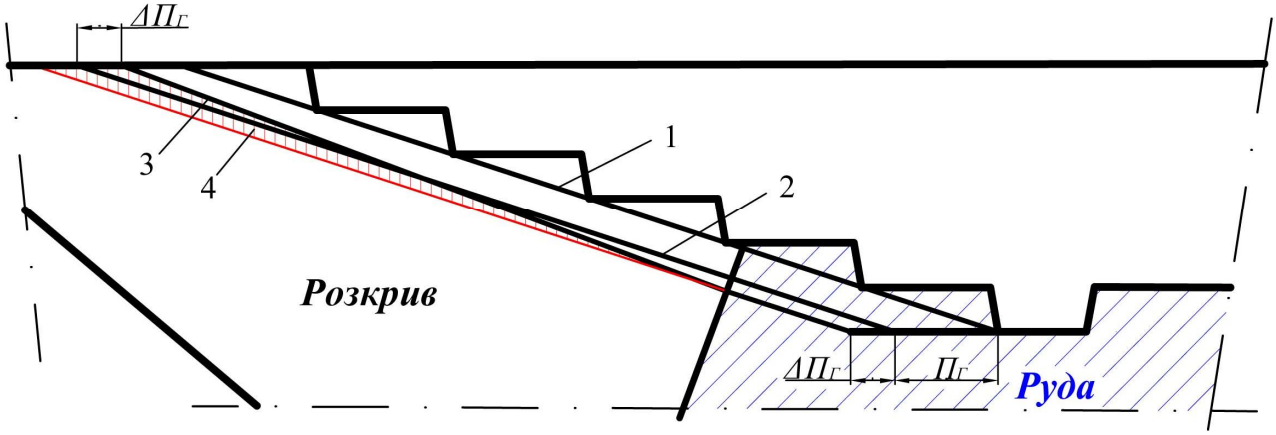


Рисунок 3.6 – Схема до обґрунтування відставання розкривних робіт у кар'єрі при відхиленні фактичної довжини активного фронту гірничих робіт від її планового значення

У разі, якщо фактична довжина фронту гірничих робіт є меншою від запланованого значення, то для виконання плану за рудою, виходячи з формули (3.4), необхідно збільшити річне посування рудних уступів на величину $\Delta П_Г$, а рудна зона борту кар'єру переміститься в положення, представлене лінією *3* на рис. 3.4. Водночас для забезпечення обов'язкового горизонтального посування рудних уступів річне посування нижнього розкривного уступу необхідно також збільшити на величину $\Delta П_Г$. Однак максимальне річне горизонтальне посування розкривної зони обмежується продуктивністю й наявною кількістю гірничого устаткування, яке розраховується, виходячи з планової продуктивності за розкривом. Тому, виходячи з продуктивності й наявної кількості розкривного устаткування, річне посування верхнього розкривного уступу зменшиться на

величину $\Delta П_Г$, а розкривна зона борту кар'єру переміститься в положення, представлене лінією *3* на рис. 3.6. Це положення робочого борту кар'єру характеризується зміною ширини робочого майданчика й кута укосу робочого борту за розкривними породами, тобто відставанням розкривних робіт (позиція *4* на рис. 3.6).

Необхідне збільшення швидкості посування рудних уступів у горизонтальному напрямі визначиться за формулою [202]:

$$\Delta l_p = \frac{A_p}{(L_p^{пл} - L_p^{ф})h_y}, \text{ м/рік}, \qquad (3.6)$$

де $L_p^{пл}$, $L_p^{ф}$ – планова й фактична довжина активного рудного фронту гірничих робіт, м.

На рис. 3.7 показано залежність збільшення швидкості горизонтального посування рудних уступів (Δl_p) при збільшенні відхилення (ΔL_p) фактичної довжини фронту гірничих робіт від її планового значення. На рис. 3.8 показано графік залежності збільшення кута укосу робочого борту кар'єру при збільшенні відхилення (ΔL_p) фактичної довжини фронту гірничих робіт від її планового значення для різних варіантів висоти розкривної зони борту кар'єру.

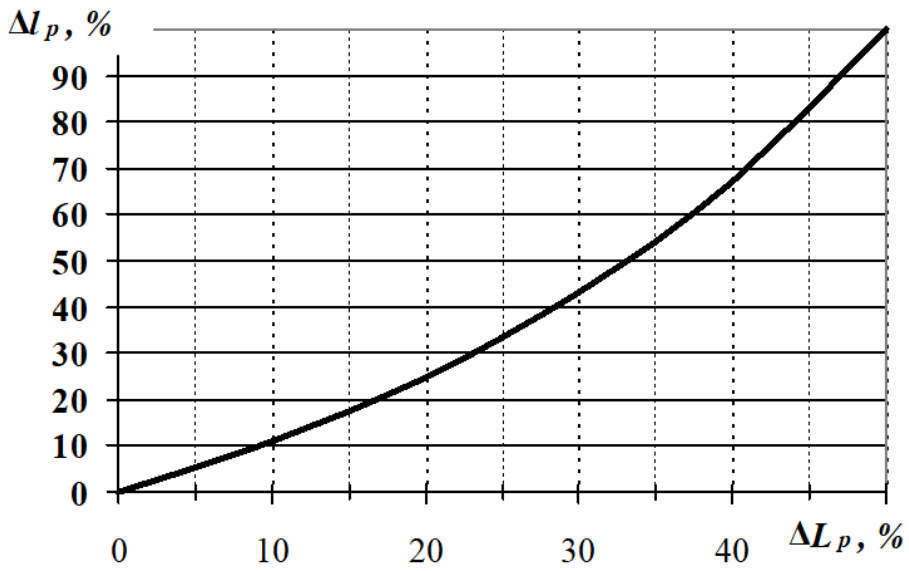


Рисунок 3.7 – Зміна приросту швидкості горизонтального посування рудних уступів (Δl_p) при збільшенні відхилення (ΔL_p) фактичної довжини активного фронту гірничих робіт від її планового значення

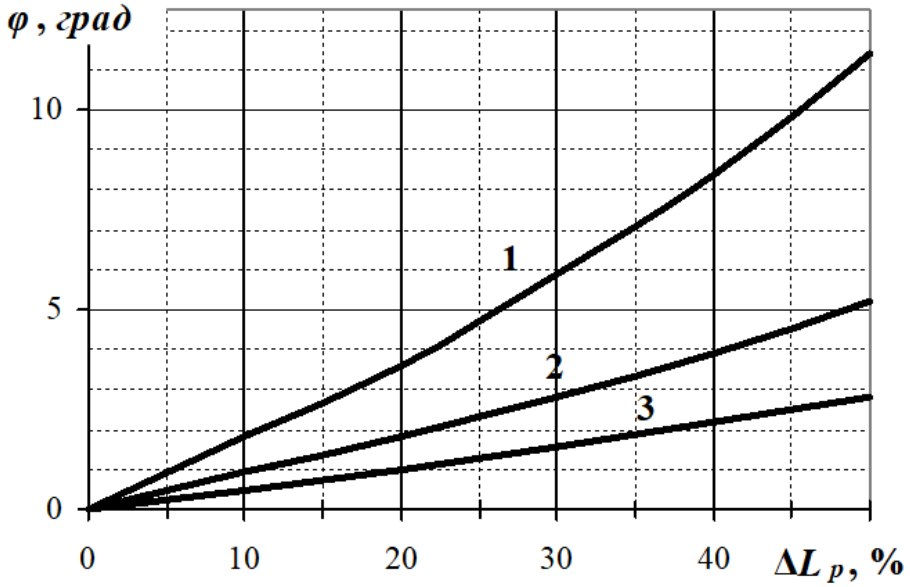


Рисунок 3.8 – Графік залежності збільшення кута укосу робочого борту кар'єру (φ) при збільшенні відхилення фактичної довжини фронту гірничих робіт від її планового значення для різних варіантів висоти розкривної зони борту кар'єру: *1* – 100м, *2* – 200 м, *3* – 300м

З рисунків видно, що «відхилення фактичної довжини фронту гірничих робіт від її планового значення впливає на кут укосу робочого борту кар'єру поза рудною зоною й призводить до накопичення відставання розкривних робіт у кар'єрі» [202].

Тому при визначенні ширини робочого майданчика для заданої продуктивності кар'єру за рудою необхідно приймати довжину активного фронту за рудою й розкривними породами не на момент оцінювання, а з урахуванням її взаємозв'язку з шириною робочого майданчика, що забезпечує в кар'єрі норматив готових до виймання запасів.

На рис. 3.9 показано зміну готових до виймання запасів руди від зміни ширини робочого майданчика. Водночас значення параметрів системи розробки (ширина робочого майданчика, довжина фронту гірничих робіт) приймалися згідно з рис. 3.3, а запас руди, готовий до виймання, визначався за формулою:

$$Q_{г.в.} = (B_H - B_{min}) \cdot L_p \cdot h_y, \text{ м}^3. \qquad (3.7)$$

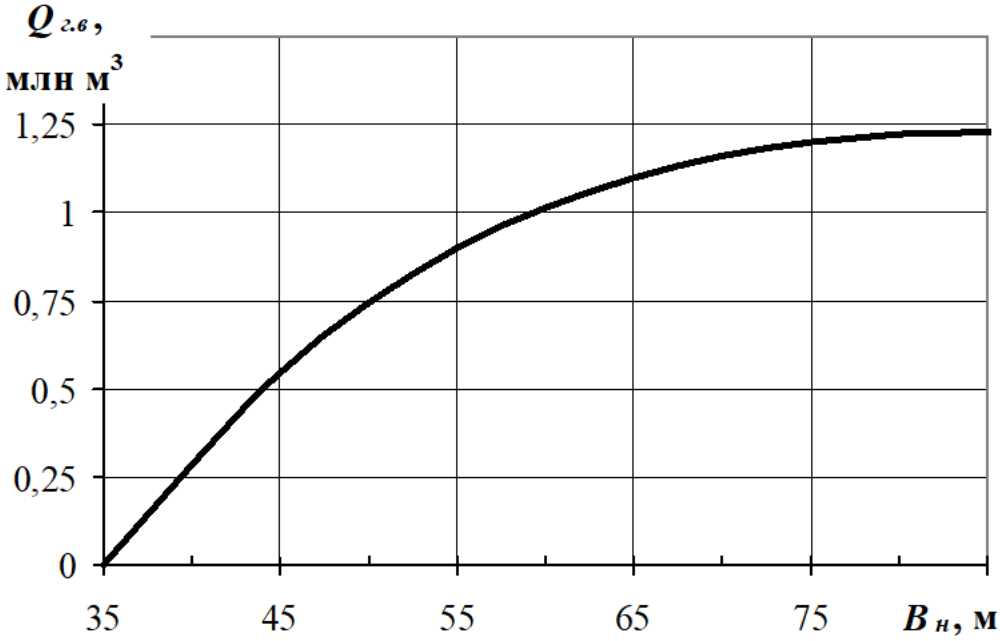


Рисунок 3.9 – Зміна готового до виймання запасу руди залежно від ширини робочого майданчика

Аналіз рис. 3.3 і 3.9 показав, що при збільшенні ширини робочого майданчика довжина активного фронту гірничих робіт зменшується, а готовий до виймання запас руди збільшується.

Виходячи з норм технологічного проєктування, у кар'єрі повинен бути створений запас руди, що забезпечує безперебійну роботу протягом 1,5 місяця, тобто запас руди, готовий до виймання, визначає можливу продуктивність кар'єру за рудою. Згідно з кривою на рис. 3.9, зі збільшенням ширини робочого майданчика запас руди є величиною змінною.

З рисунків випливає, що максимального значення запас руди, готовий до виймання, досягає при оптимальному співвідношенні параметрів системи розробки. За цих умов при мінімальному значенні нормальної ширини робочого майданчика й максимальному довжини фронту гірничих робіт – забезпечується мінімальне значення готового до виймання запасу.

Тому можна стверджувати, що при визначенні продуктивності кар'єру за рудою довжина активного фронту гірничих робіт і ширина робочого майданчика повинні враховуватися не відокремлено, а з урахуванням установленного їх взаємозв'язку.

3.2 Розроблення метода визначення максимальної за гірничими можливостями рудної продуктивності кар'єру

Оскільки головною метою розробки родовища є видобуток корисних копалин у встановленому обсязі з масимальною ефективністю (прибутковістю), визначення виробничої потужності в проєктуванні кар'єру за умов високої динаміки змін зовнішнього середовища набуває особливого значення.

За традиційних методів проєктування виробнича потужність кар'єру з видобутку корисних копалин частіше задається планом. У такому разі обґрунтування цієї потужності зводиться, головним чином, до аналізу гірничотехнічних умов і встановлення технічної можливості й економічної доцільності видобутку корисних копалин у заданому обсязі [17]. Але, незалежно від цього, у будь-якому проєкті обов'язковим є розрахунок максимально можливої за гірничотехнічними умовами продуктивності від початку до кінця відпрацювання кар'єру. Установлена таким чином продуктивність є верхньою границею продуктивності щодо пошуку її оптимального значення. Однак, якщо врахувати економічні та інші чинники, то деколи виробнича потужність проєктованого гірничого підприємства за рудою може виявитися меншою від можливої за гірничими умовами [203].

У практиці проєктування частими є випадки, коли продуктивність кар'єру невідома й підлягає обґрунтуванню в проєкті. Наприклад, у завданні на проєктування може бути задана продуктивність комбінату, що включає групу кар'єрів, а продуктивність кожного кар'єру має визначатися окремо. При цьому слід знайти таке значення виробничої потужності, за якої може бути досягнутий найбільший економічний ефект – максимальний прибуток за оцінюваний період (тривалістю) розробки [18].

У попередньому підрозділі було встановлено, що при визначенні продуктивності кар'єру за рудою необхідно враховувати нормативний запас руди, готовий до виймання, який визначається шириною робочого майданчика й довжиною активного фронту гірничих робіт з урахуванням їх взаємозв'язку. Тому при визначенні максимально можливої продуктивності за рудою необхідно враховувати її залежність від ширини робочого майданчика й довжини фронту гірничих робіт, що забезпечують нормативний запас руди, готовий до виймання.

У зв'язку з цим, для заданих умов (підрозділ 3.1) було визначено максимально можливу продуктивність кар'єру за рудою, виходячи з максимальної кількості видобувних екскаваторів ($A_p^{екс}$) і резерву готових до виймання запасів ($A_p^{з}$).

Максимально можлива продуктивність кар'єру за рудою, виходячи із забезпечення резерву готових до виймання запасів, визначалася за формулою (3.2). Усі результати розрахунків з визначення продуктивності кар'єру, а також довжини фронту гірничих робіт при зміні ширини робочого майданчика представлено в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 – Результати розрахунків з визначення продуктивності кар'єру при роботі з різною шириною робочого майданчика

Ширина робочого майданчика, м	Довжина активного рудного фронту гірничих робіт, м	Об `єм готових до виймання запасів руди, млн $м^3$	Можлива продуктивність за максимальною інтенсивністю розвитку гірничих робіт, млн $м^3$/рік	Можлива продуктивність, виходячи з нормативу забезпеченості запасами, млн $м^3$/рік
35	4410	0,0	10,8	0
45	3650	0,54	9,03	4,8
55	3000	0,9	7,2	7,56
65	2450	1,1	6	9,1
75	2010	1,2	4,52	9,88
85	1620	1,22	3,98	9,9

Виконавши гірничо-геометричний аналіз кар'єрного поля та проаналізувавши отримані результати зміни довжини фронту гірничих робіт і готових до виймання запасів руди при різній ширині робочого майданчика, установили залежність можливої продуктивності кар'єру за рудою від ширини робочого майданчика для різних методів визначення продуктивності (рис. 3.10).

Аналіз отриманих результатів показав, що рівень максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою визначається точкою перетину (т. *А*) кривих *1* і *2* на рис. 3.10. Опустивши перпендикуляр з т. *А* на вісь абсцис, визначимо оптимальне значення ширини робочого майданчика, при якій забезпечується максимально можлива продуктивність кар'єру за рудою, а також норматив готових до виймання запасів руди. З рис. 3.10 видно, що рівень максимально

можливої продуктивності за рудою для умовного кар'єру становить 7,4 млн м^3/рік (лінія *AR*), при цьому ширина робочого майданчика повинна становити 56 м (лінія *AP*).

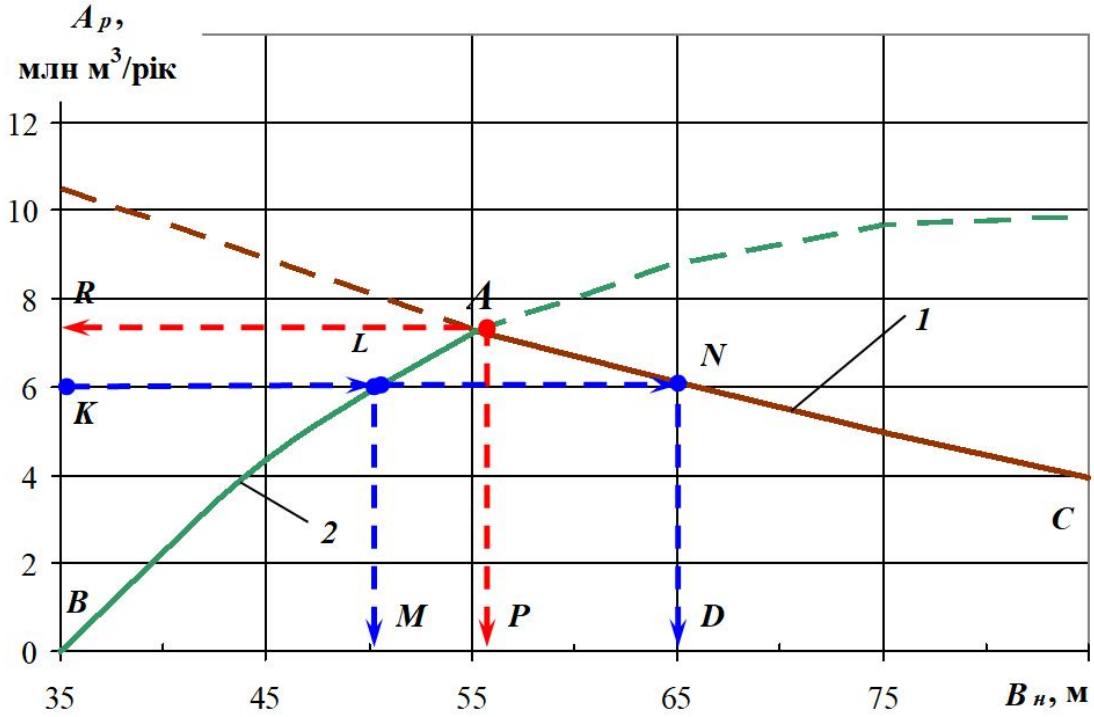


Рисунок 3.10 – Зміна можливої продуктивності кар'єру за рудою при різній ширині робочого майданчика для різних методів визначення продуктивності:

1 – за максимальною інтенсивністю розвитку гірничих робіт;

2 – за забезпеченістю нормативів готових до виймання запасів

При збільшенні або зменшенні ширини робочого майданчика від оптимального значення продуктивність кар'єру за рудою буде тільки зменшуватися. Так при збільшенні ширини робочого майданчика, від оптимального до максимального значення, продуктивність кар'єру буде визначатися з умови розміщення максимальної кількості видобувних екскаваторів (лінія *AC* на рис. 3.10). А в разі зменшення ширини робочого майданчика до мінімального значення продуктивність буде визначатися за умови забезпечення нормативного запасу руди, готового до виймання (лінія *BA* на рис. 3.10). Пунктирна частина ліній показує варіанти продуктивності кар'єру за рудою, які неможливо досягти.

Із графічної інтерпретації випливає, що можлива продуктивність кар'єру за рудою визначається як мінімальне значення з двох залежностей, обумовлених,

відповідно, обмеженням за максимальною кількістю видобувних екскаваторів та вимогами щодо забезпечення нормативних запасів, готових до виймання, що в аналітичному вигляді відповідає співвідношенню:

$$A_p = min\left\{ \frac{Q_{екс}}{L_{бл}^{min}} L_p \Big|_{B_н},\ \frac{(B_H - B_{min})L_p h_y}{\psi}\Big|_{B_н},\ \right\}, \tag{3.8}$$

де $L_{бл}^{min}$ – мінімальна довжина екскаваторного блока, м;

$Q_{екс}$ – річна продуктивність екскаватора, м^3/рік.

При проєктуванні розробки родовищ порівняно сталої потужності або тих, для яких можна встановити середню потужність і середні умови залягання, продуктивність кар'єру уможливлюється з умови розміщення максимальної кількості видобувних екскаваторів ($A_p^{екс}$).

Можлива продуктивність кар'єру за рудою, виходячи з максимальної кількості видобувних екскаваторів, визначається за формулою:

$$A_p^{екс} = \frac{L_p}{L_{бл}^{min}} Q_{екс},\ \text{м}^3/\text{рік}. \tag{3.9}$$

Тоді, виходячи з формули (3.2) і (3.9), ширина робочого майданчика ($B_н^{max}$), що забезпечує досягнення максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою, становитиме:

$$B_н^{max} = \frac{\psi \cdot Q_{екс}}{L_{бл}^{min} \cdot h_y} + B_{min},\ \text{м}. \tag{3.10}$$

Відповідно, максимально можлива продуктивність кар'єру за рудою визначається за формулою:

$$A_p^{max} = \frac{Q_{екс}}{L_{бл}^{min}} L_p \Big|_{B_H = B_H^{max}} \tag{3.11}$$

У разі, якщо мінеральна сировина представлена кількома типами руд, що мають різні фізико-хімічні та технологічні властивості, продуктивність кар'єру за концентратом, яку можна забезпечити без порушення норм технологічного проєктування, визначається за формулою:

$$A_к = \sum_{i=1}^{I} \frac{(B_H - B_{min})L_{p(i)} \cdot h_y \cdot \gamma_{(i)}}{\psi},\ \text{м}^3/\text{рік}, \tag{3.12}$$

де $\gamma_{(i)}$ – вихід концентрату з *i*-го виду корисної копалини, частки од.

У результаті досліджень було встановлено, що продуктивність кар'єру повинна визначатися не тільки виходячи з максимальної інтенсивності розвитку гірничих робіт (максимальної розстановки видобувних екскаваторів), але й з урахуванням взаємозв'язку ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт, які забезпечують у кар'єрі необхідний обсяг готових до виймання запасів [204]. Крім цього, зміна продуктивності кар'єру за рудою є можливою тільки при зміні параметрів системи розробки.

Установлений взаємозв'язок продуктивності кар'єру за рудою та параметрів системи розробки, виходячи із забезпечення нормативу готових до виймання запасів, впливає на динаміку формування робочої зони кар'єру. Тому досліджуємо вплив ширини робочого майданчика з урахуванням її взаємозв'язку з продуктивністю кар'єру за рудою на інтенсивність ведення гірничих робіт.

Швидкість горизонтального посування визначається за формулою:

$$l_p^{необх} = \frac{A_p}{L_{ф.р.} \times h}, \text{ м/рік}, \tag{3.13}$$

де A_p – продуктивність кар'єру за рудою, м^3/рік;

h – висота уступу, м;

$L_{ф.а}$ – довжина активного фронту гірничих робіт за рудою, м.

Можлива швидкість поглиблення кар'єру визначиться за виразом:

$$h_г \le \frac{l_p^{необх}}{\left(ctg\varphi + ctg\beta\right)}, \text{ м/рік}, \tag{3.14}$$

де φ – кут укосу робочого борта кар'єру при нормальній ширині робочих майданчиків, м;

β – кут поглиблення кар'єру, град.

При визначенні швидкостей горизонтального посування уступів і поглиблення дна кар'єру необхідно враховувати взаємозв'язок продуктивності кар'єру за рудою та параметрів системи розробки, виходячи із забезпечення нормативу готових до виймання запасів [205]. Тобто:

$$A_p = f(B_н); \;\; L_{ф.р.} = f(B_н). \tag{3.15}$$

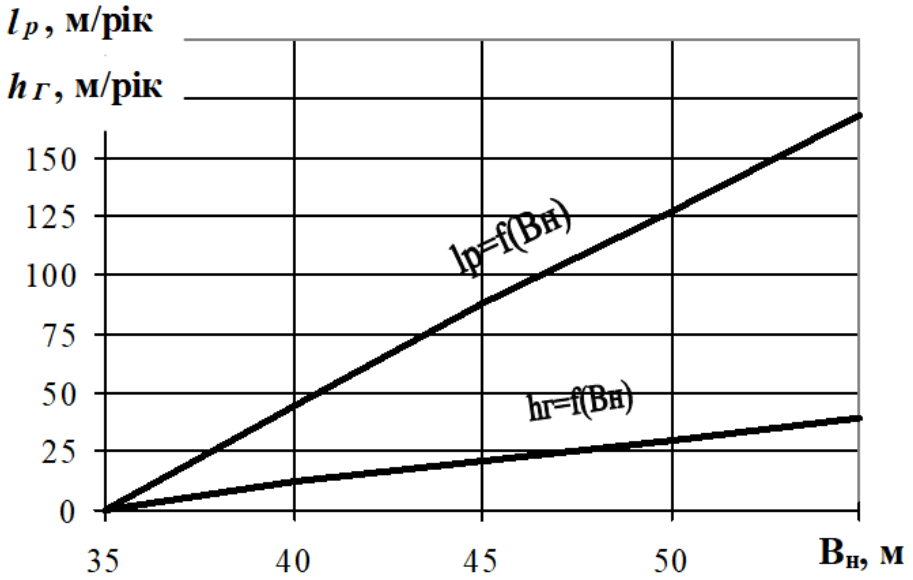


Рисунок 3.11 – Зміна швидкості горизонтального посування гірничих робіт і швидкості поглиблення дна кар'єру при збільшенні ширини робочого майданчика

Як видно з рис. 3.11, при збільшенні ширини робочого майданчика внаслідок збільшення продуктивності кар'єру за рудою збільшуються як швидкість горизонтального посування гірничих робіт, так і швидкість поглиблення дна кар'єру.

На рис. 3.12 і 3.13 представлено залежність інтенсивності розвитку гірничих робіт і продуктивності кар'єру за рудою від кута нахилу робочого борту кар'єру відповідно.

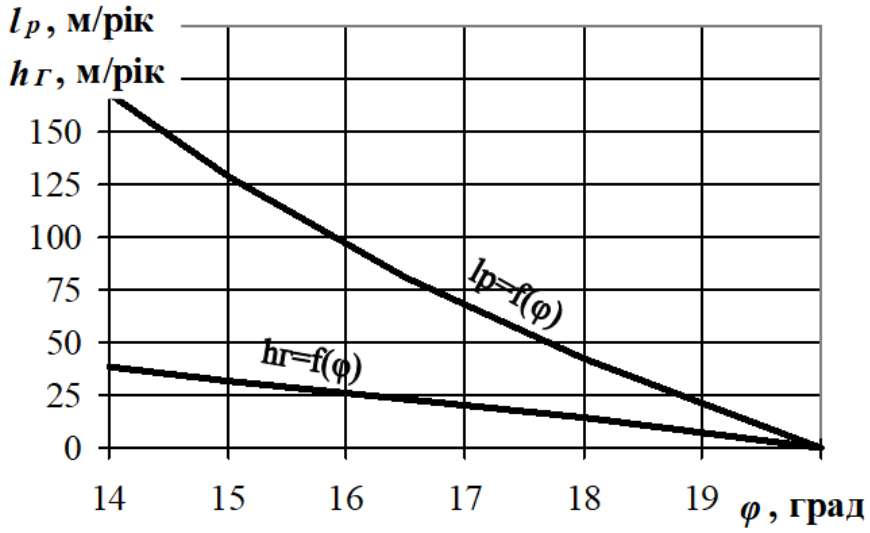


Рисунок 3.12 – Зміна швидкості горизонтального посування гірничих робіт і швидкості поглиблення дна кар'єру при збільшенні кута укосу робочого борту кар'єру

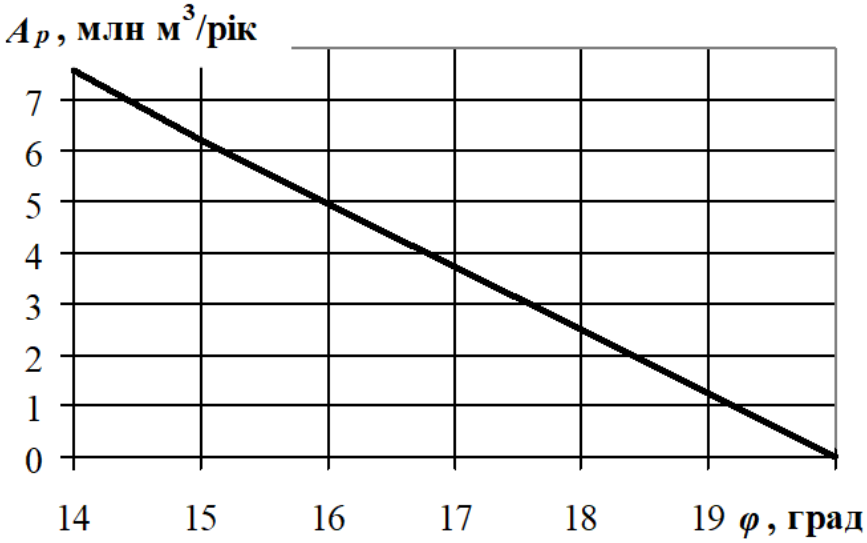


Рисунок 3.13 – Зміна продуктивності кар'єру за рудою при збільшенні кута укосу робочого борту кар'єру

З рисунків видно, що при збільшенні кута укосу робочого борту кар'єру швидкість горизонтального посування, швидкість поглиблення дна кар'єру, а також продуктивність кар'єру за рудою знижуються. Тому можна зробити висновок, що зміна продуктивності кар'єру за рудою уможливлюється за рахунок зміни інтенсивності відпрацювання родовища шляхом зміни параметрів системи розробки.

На підставі отриманих результатів дослідимо вплив значення кута падіння рудного тіла та його потужності на продуктивність кар'єру за рудою при різних варіантах поглиблення кар'єру (рис. 3.14-3.16).

Аналіз графіків показує, що зі зменшенням кута падіння рудного тіла продуктивність за рудою збільшується за будь-якого напряму поглиблення. Одночасно більше значення продуктивності спостерігається при поглибленні кар'єру за висячим боком, а менше – за лежачим боком рудного тіла. При зменшенні потужності рудного тіла продуктивність зменшується. Ширина робочого майданчика, за якої досягається максимально можлива продуктивність на всіх графіках, залишається сталою.

Зміну продуктивності кар'єру за рудою залежно від варіанта поглиблення кар'єру обов'язково необхідно враховувати при плануванні розвитку гірничих робіт.

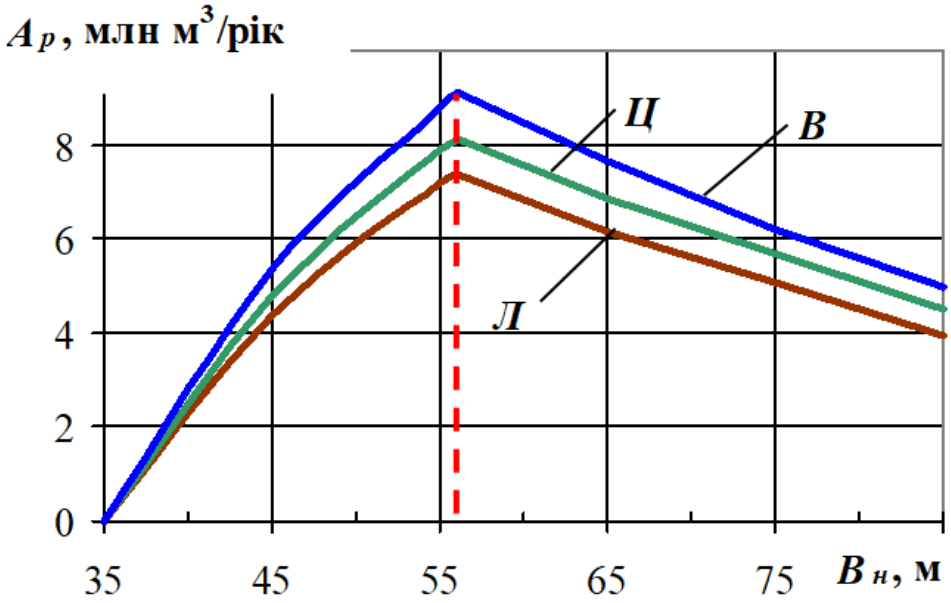


Рисунок 3.14 – Вплив величини кута падіння рудного тіла (70º) і його потужності (500 м) на продуктивність кар'єру за рудою при різних варіантах поглиблення кар'єру: *Л* – за лежачим боком рудного тіла; *В* – за висячим боком рудного тіла; *Ц* – по центру рудного тіла

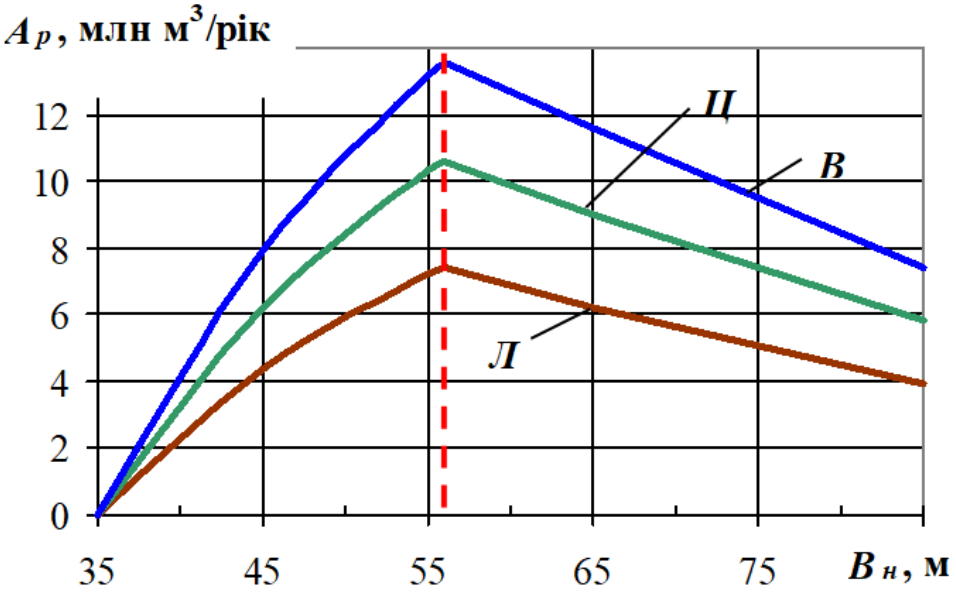


Рисунок 3.15 – Вплив величини кута падіння рудного тіла (55º) і його потужності (500 м) на продуктивність кар'єру за рудою при різних варіантах поглиблення кар'єру: *Л* – за лежачим боком рудного тіла; *В* – за висячим боком рудного тіла; *Ц* – по центру рудного тіла

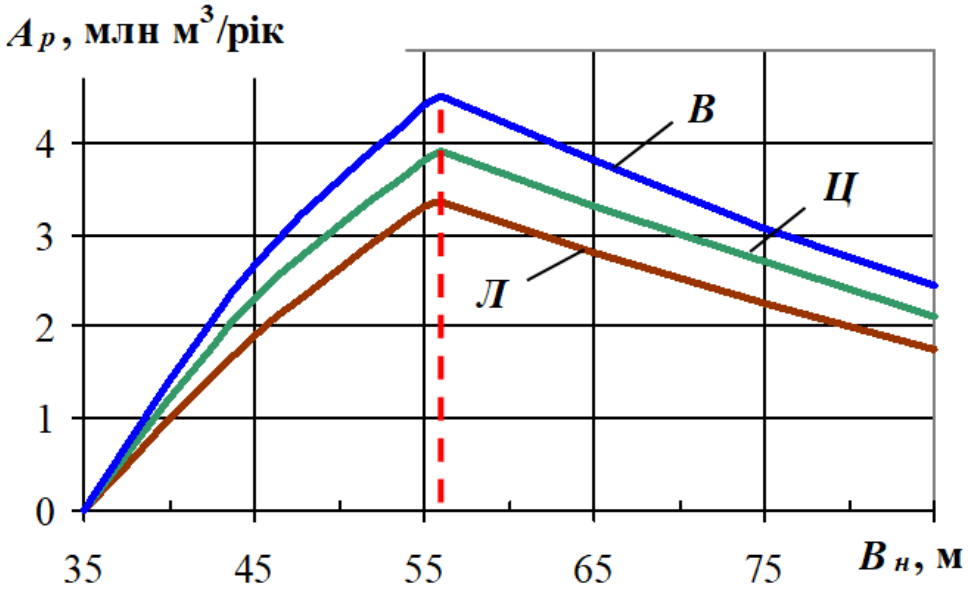


Рисунок 3.16. Вплив величини кута падіння рудного тіла (70°) і його потужності (150 м) на продуктивність кар'єру за рудою при різних варіантах поглиблення кар'єру: *Л* – за лежачим боком рудного тіла; *В* – за висячим боком рудного тіла; *Ц* – по центру рудного тіла

3.3 Дослідження режиму гірничих робіт, що забезпечує досягнення максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою

Проєктною практикою та багатьма дослідженнями [206, 15] доведено, що економічно доцільним є витримувати сталою продуктивність за корисними копалинами й гірничою масою протягом тривалих періодів роботи кар'єру. Тому (особливо в умовах динамічного проєктування) виникає необхідність в усередненні обсягів розкривних робіт за періодами розробки. Для цього в процесі роботи кар'єру необхідно регулювати кут укосу робочого борту.

Багато вчених приділяють велику увагу впливу кута укосу робочого борту кар'єра на обсяги розкривних робіт. Водночас не враховується вплив цього кута на продуктивність за рудою.

Якою б не була потреба в корисній копалині, її прагнуть задовольнити з мінімальними витратами на розкривні роботи. Тому в практиці проєктування найчастіше вибирають напрям розвитку гірничих робіт, що забезпечує роботу кар'єру з мінімальними поточними коефіцієнтами розкриву.

Зниження поточних коефіцієнтів розкриву можна досягти за рахунок зменшення ширини робочого майданчика до мінімального її значення. Відомо, що «збільшення ширини робочого майданчика призводить до зниження кількості робочих уступів, тобто до зниження продуктивності. Разом із тим, при роботі з мінімальною шириною робочого майданчика практично зникає резерв запасів корисних копалин і порід, готових до виймання. А з огляду на те, що режим гірничих робіт повинен забезпечити досягнення заданої продуктивності кар'єру за рудою, виникає сумнів у можливості роботи кар'єру із заданою продуктивністю при мінімальній ширині робочого майданчика» [200].

Згідно з розробленим методом (підрозділ 3.2), рівень максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою визначається точкою перетину (т. *A*) кривих *1* і *2* (рис. 3.10), які відображають зміну продуктивності кар'єру при збільшенні ширини робочого майданчика, виходячи з максимальної інтенсивності розвитку гірничих робіт, а також із забезпеченості нормативів готових до виймання запасів руди.

Водночас значення ширини робочого майданчика, що забезпечує максимально можливу продуктивність кар'єру за рудою, є значно більшим за мінімальне ($B_{\min}$ = 35 м) і становить 56 м (лінія *AP* на рис. 3.10). У разі відхилення (як збільшення, так і зменшення) ширини робочого майданчика від цього значення, продуктивність кар'єру за рудою буде тільки зменшуватися. Водночас для кожного варіанта продуктивності кар'єру за рудою, значення якої менше від максимально можливої, існує два крайніх можливих випадки відпрацювання кар'єру з різною шириною робочого майданчика [207].

Наприклад, планова продуктивність кар'єру становить 6 млн м^3/рік. Для цього рівня продуктивності можливими є два крайні варіанти відпрацювання кар'єру в один етап:

І варіант – роботи в кар'єрі здійснюються з шириною робочого майданчика $B_{с.з}^{пл}$, що забезпечує планову продуктивність кар'єру за рудою, виходячи із забезпеченості готових до виймання запасів. Для цього прикладу $B_{с.з}^{пл}$=50 м (лінія *KLM* на рис. 3.10);

ІІ варіант – роботи в кар'єрі здійснюються з шириною робочого майданчика $B_{інт}^{пл}$, що забезпечує планову продуктивність кар'єру за рудою, виходячи з максимальної інтенсивності розвитку гірничих робіт. Для цього прикладу $B_{інт}^{пл}$=65 м (лінія *KND* на рис. 3.10).

З рисунка 3.10 видно, що максимальний кут укосу робочого борту кар'єру $\varphi_{max}^{пл}$, при якому можливе забезпечення планової продуктивності за рудою, досягається при ширині робочого майданчика $B_{г.з}^{пл}$=50 м (лінія *2* на рис. 3.17), а мінімальний кут $\varphi_{min}^{пл}$ – при ширині робочого майданчика $B_{інт}^{пл}$=65 м (лінія *4* на рис. 3.17). Отже, І варіант роботи кар'єру (лінія *2*) забезпечує кращий режим гірничих робіт за рахунок менших експлуатаційних коефіцієнтів розкриву: крива, що відображає режим гірничих робіт за І варіантом, розташовується нижче кривої, яка відображає роботу кар'єру за ІІ варіантом (лінія *4*). Тому для забезпечення заданої продуктивності кар'єру за рудою в 6 млн м^3/рік гірничі роботи слід вести з шириною робочого майданчика 50 м (І варіант).

Однак, при роботі з постійним кутом укосу робочого борту експлуатаційний коефіцієнт розкриву є величиною змінною, що веде до зниження ефективності й ускладнює організацію роботи кар'єру [155]. Тому в проєкті необхідно усереднювати цей коефіцієнт і проєктувати роботу з постійним коефіцієнтом розкриву. Кумулятивний графік $V=f(P)$ дозволяє виявити можливу область зміни обсягів руди й розкривних порід, а також правильно прийняти рішення проєктувальнику зі встановлення величини усереднених коефіцієнтів розкриву і щодо розбиття роботи кар'єру на окремі періоди.

Зрозуміло, що варіанти роботи кар'єру зі сталими коефіцієнтами розкриву та запланованою продуктивністю з видобутку руди можуть бути представлені прямими лініями, розташованими в межах області, обмеженої кривими $V=f(P)$ при $\varphi_{min}^{пл}$ та $\varphi_{max}^{пл}$. Робота зі сталим експлуатаційним коефіцієнтом розкриву може бути виражена прямою *LS* – дотичною до кривої для $\varphi_{max}^{пл}$.

При роботі зі сталим коефіцієнтом розкриву кут укосу робочого борту протягом періоду експлуатації буде змінним і не повинен перевищувати $\varphi_{max}^{пл}$, а ширина робочих майданчиків не має бути меншою від мінімально допустимої

$B^{пл}_{с.з}$, тобто будуть витримуватися нормальні умови ведення гірничих робіт у кар'єрі, що забезпечують досягнення планової продуктивності за рудою.

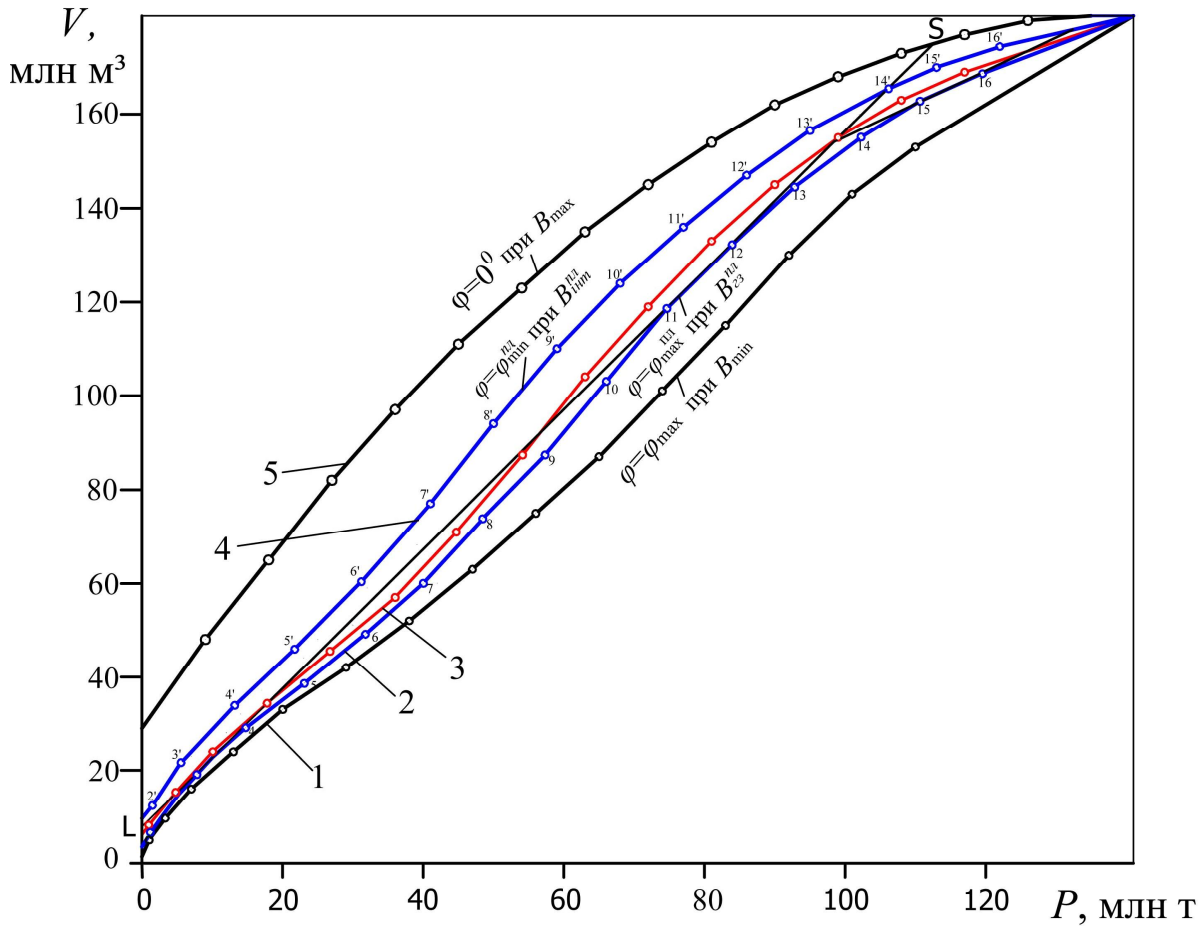


Рисунок 3.17 – Зміна зростальних обсягів розкривних порід (V) залежно від видобутого обсягу руди (P) при різній ширині робочого майданчика (B, м):

1 – 35; *2* – 50; *3* – 56; *4* – 65; *5* – $B_{\max}$

З графіка на рис. 3.17 видно, що, коли гірничі роботи (лінія *LS*) досягнуть уступу *14*, кут укосу робочого борту буде дорівнювати $\varphi^{пл}_{min}$, так як пряма *LS* перетинає в цій точці криву для $\varphi = \varphi^{пл}_{min}$. Якщо далі працювати з таким співвідношенням розкривних і видобувних робіт, то кут укосу робочого борту буде збільшуватися за рахунок збільшення ширини робочого майданчика. Водночас рівень продуктивності кар'єру буде нижчим від планового.

Тому не бажано, щоб прямі, які характеризують роботу з усередненим коефіцієнтом розкриву, розташовувалися вище від кривої $\varphi^{пл}_{min}$ і нижче від кривої $\varphi^{пл}_{max}$.

«Виходячи з цього, можна стверджувати, що область можливих рішень щодо визначення й усереднення експлуатаційних коефіцієнтів розкриву має визначатися, виходячи з тих кутів нахилу робочого борту кар'єру, які забезпечують задану (планову) продуктивність за рудою» [208]. Тому в представленому прикладі при заданій продуктивності кар'єру за рудою 6 млн $м^3$/рік область регулювання режиму гірничих робіт на графіку $V=f(P)$ уточнена й обмежується кривими *2* і *4* (рис. 3.17). Звідси випливає, що чим більшою є продуктивність за рудою, тим менша область регулювання режиму гірничих робіт.

У разі, коли планова продуктивність кар'єру за рудою дорівнює максимально можливій (лінія *3* на рис. 3.17), регулювати режим гірничих робіт зміною ширини робочого майданчика досить важко ($\varphi_{min}^{пл}=\varphi_{max}^{пл}$). Тому потрібно мати на увазі, що при віддаленні рекомендованої лінії $V=f(P)$ від лінії $\varphi_{max}^{пл}$ і наближенні до лінії φ_{max} продуктивність кар'єру буде знижуватися. Тому після усереднення й визначення коефіцієнтів розкриву продуктивність кар'єру потрібно коригувати.

Дослідження показали, що «область можливого регулювання режиму гірничих робіт обмежується на графіку $V=f(P)$ кривими, побудованими для випадків роботи кар'єру з шириною робочого майданчика, що забезпечує задану продуктивність за рудою, виходячи з максимальної інтенсивності розвитку гірничих робіт і забезпеченості нормативів готових до виймання запасів» [209].

3.4 Визначення продуктивності кар'єру за рудою для різних варіантів розвитку гірничих робіт

Значний вплив на продуктивність кар'єру за рудою робить напрям розвитку гірничих робіт. У процесі роботи кар'єру він може неодноразово змінюватися, і, відповідно, буде змінюватися продуктивність.

Таким чином, максимально можлива продуктивність кар'єру за рудою підлягає обґрунтуванню виключно на основі аналізу специфіки формування

робочого простору. Ця специфіка, у свою чергу, продиктована умовами залягання покладу та динамікою гірничих робіт на окремих ділянках робочої зони.

Наявні методики визначення продуктивності кар'єру за рудою для фіксованого напряму розвитку гірничих робіт [210, 211] мають суттєвий недолік: вони ігнорують нерівномірність інтенсивності розробки окремих ділянок робочої зони. Це особливо критично для крутоспадних родовищ зі складною геометрією, де напрям поглиблення є змінним. Крім того, поза увагою залишається взаємозв'язок параметрів системи розробки, які забезпечують у кар'єрі норматив готових до виймання запасів.

Для визначення максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою необхідно визначити продуктивність, яку може забезпечити кожна ділянка робочої зони, яка характеризується різною швидкістю горизонтального посування при поглибленні дна кар'єру відповідно до варіанта розвитку гірничих робіт [212].

Основними показниками, що визначають продуктивність кар'єру за рудою при заданому напрямі розвитку гірничих робіт, є кількість ділянок робочої зони кар'єру, що характеризуються різною швидкістю горизонтального посування (різною інтенсивністю відпрацювання), довжиною активного фронту гірничих робіт на кожній ділянці, а також величиною горизонтального посування ($П$) – відстанню між положеннями фронту робіт на момент початку та закінчення підготовки кожного горизонту, що розкривається.

Установлений порядок відпрацювання уступу при заданому напрямі розвитку гірничих робіт на розрізі характеризується лініями, що фіксують положення фронту гірничих робіт на момент розкриття й підготовки кожного горизонту. Горизонт уважається підготовленим, якщо на ньому пройдена з'їзна й розрізна траншеї (або котлован), які забезпечують нормальну роботу хоча б одного екскаватора.

Нехай дно кар'єру знаходиться на горизонті -285 м і робочі борти займають положення *ABD*. При цьому в робочій зоні можна виділити дві ділянки *AB* і *BD* (рис. 3.18).

Закономірність розвитку гірничих робіт передбачає, що для розкриття й підготовки нижчого уступу необхідно здійснити посування гірничих робіт на всіх вищих уступах.

Для поглиблення кар'єру на два горизонти в напрямі *ВК* до моменту закінчення підготовки горизонту, що розкривається, фронт гірничих робіт на верхніх горизонтах має бути посунутий до положення, яке забезпечує встановлений порядок відпрацювання кар'єрного поля. Так до закінчення підготовки гор. -315 м фронт гірничих робіт на верхніх горизонтах має бути відсунутий від положення *AB* і *BC* до *LK* і *KM* відповідно (рис. 3.18).

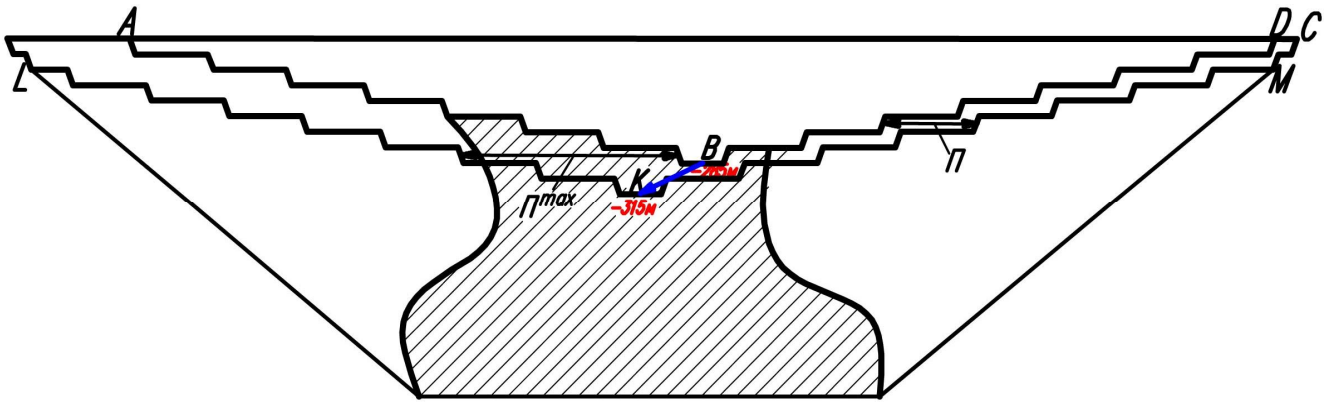


Рисунок 3.18 – Схема до обґрунтування методики визначення продуктивності за рудою для різних варіантів розвитку гірничих робіт

З рис. 3.18 видно, що при зниженні дна кар'єру з горизонту -285 м на горизонт -315 м фронт гірничих робіт на кожній ділянці робочої зони необхідно посунути в горизонтальному напрямі на різну відстань. При цьому максимальне посування фронту гірничих робіт спостерігається на ділянці з висячого боку покладу ($П^{max}$), тобто в напрямі, який збігається з напрямом поглиблення гірничих робіт. На протилежній ділянці посування буде меншим (*П*). Різниця у величині посування фронту гірничих робіт для кожної ділянки обумовлюється напрямом розвитку гірничих робіт.

«Величина горизонтального посування кожної ділянки робочої зони визначається обраним напрямом розвитку гірничих робіт. При цьому обов'язковим є виконання обмеження, згідно з яким кожному кроку поглиблення

кар'єру (*j*) відповідає таке горизонтальне просування фронту на *i*-х ділянках, що забезпечує їх одночасний вихід на лінію запланованого етапу гірничих робіт» [212], тобто:

$$t_{p(j)} = t_{(i,j)}, \tag{3.16}$$

де $t_{(i,j)}$ – час, необхідний для посування фронту гірничих робіт у горизонтальному напрямі на кожному робочому уступі *i*-ї ділянки робочої зони до положення, що забезпечує обраний напрям розвитку гірничих робіт при *j*-му поглибленні дна кар'єру, років;

$t_{p(j)}$ – тривалість роботи кар'єру при *j*-му поглибленні дна, років.

«Часові параметри розкриття та підготовки нових горизонтів визначаються двома факторами: максимальною швидкістю пониження гірничих робіт за рік та граничним темпом горизонтального переміщення робочих уступів» [210].

Тривалість роботи кар'єру на *j*-му кроці поглиблення буде визначатися за ділянкою робочої зони кар'єру, на якій необхідно здійснити максимальне горизонтальне посування ($П_{max}$), і становитиме:

$$t_{p(j)} = \frac{П_{max}}{l_д^{max}}, \tag{3.17}$$

де $l_д^{max}$ – швидкість горизонтального посування уступів на ділянці робочої зони кар'єру, на якій необхідно здійснити максимальне горизонтальне посування ($П_{max}$), м/рік.

Виходячи з умови (3.16), швидкість горизонтального посування на ділянці, що характеризується найбільшою величиною горизонтального посування фронту гірничих робіт, має бути максимальною, а на інших ділянках повинна забезпечувати необхідне посування фронту гірничих робіт відповідно до вибраного варіанта розвитку останнього. Водночас необхідно враховувати закон співрозмірного розвитку гірничих робіт на суміжних уступах:

$$l_д^{max} = l_p^{max} = l_v^{max}; \tag{3.18}$$

$$l_д^{max} = \frac{Q_{екс}}{L_{бл}^{min} \cdot h_y}. \tag{3.19}$$

Виходячи з умови (3.16), швидкість горизонтального посування на ділянці, що характеризується найбільшою величиною горизонтального посування фронту гірничих робіт, має бути максимальною, а на інших ділянках повинне бути забезпечене необхідне посування фронту гірничих робіт відповідно до обраного варіанта розвитку останнього. Швидкість горизонтального посування на кожному робочому уступі *i*-ї ділянки робочої зони при *j*-му поглибленні дна кар'єру визначається за формулою:

$$l_{\partial(i.j)} = \frac{П_{(i,j)}}{t_{p(j)}}. \tag{3.20}$$

Як було обґрунтовано в попередніх підрозділах, при визначенні максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою необхідно враховувати взаємозв'язок ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт, які забезпечують в кар'єрі нормативний обсяг готових до виймання запасів [200] і визначають частину активного фронту гірничих робіт, що припадає на один екскаватор:

$$L_{чф}^{екс} = \frac{Q_{(i,j)}}{l_{\partial(i,j)} \cdot h_y}, \tag{3.21}$$

де $Q_{(i.j)}$ – об'єм руди, який необхідно відпрацювати на *i*-й ділянці робочої зони при *j*-му поглибленні дна кар'єру, м^3.

Для дотримання рівності (3.18) значення показника $L_{чф}^{екс}$ на рудному й розкривному фронті має бути однаковим.

Тоді продуктивність за рудою *i*-ї ділянки буде визначатися за формулою:

$$A_{p(i,j)} = \frac{Q_{(i.j)}}{t_{p(j)}}, \text{ м}^3/\text{рік}. \tag{3.22}$$

Продуктивність кар'єру за рудою при *j*-му поглибленні для заданого напряму розвитку гірничих робіт визначиться за формулою:

$$A_p = \sum_{i=1}^{I} A_{p(i.j)}, \text{ м}^3/\text{рік}, \tag{3.23}$$

де *I* – кількість ділянок робочої зони кар'єру;

$A_{p(i,j)}$ – продуктивність за рудою *i*-ї ділянки робочої зони кар'єру при *j*-му поглибленні, м^3/рік.

Після визначення продуктивності кар'єру за рудою на кожному *j*-му кроці поглиблення відбудовуємо гістограму продуктивності кар'єру за рудою й визначаємо максимально можливий стійкий рівень продуктивності за окремими етапами роботи кар'єру.

Розроблена методика дозволяє визначити максимально можливу продуктивність кар'єру за рудою для різних варіантів розвитку гірничих робіт із урахуванням порядку й інтенсивності відпрацювання різних ділянок робочої зони кар'єру й відрізняється від відомих тим, що враховує взаємозв'язок параметрів системи розробки, які забезпечують у кар'єрі нормативний запас руди, а також динаміку довжини активного фронту гірничих робіт протягом періоду підготовки кожного горизонту, що розкривається.

3.5 Геологічна характеристика залізорудних родовищ, які розробляються кар'єрами Кривбасу

Видобуток сирої залізної руди відкритим способом і переробка її до товарної продукції – залізорудного концентрату, агломерату, котунів – здійснюється в Кривбасі п'ятьма гірничо-збагачувальними комбінатами: ВАТ «Південний ГЗК», ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», ПАТ «Центральний ГЗК», ПАТ «ІнГЗК» та ПрАТ «Північний ГЗК».

У складі комбінатів – дев'ять чинних кар'єрів, зокрема по одному на ПівдГЗК і ІнГЗК, два (№2 та №3) на ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», три (№1, №3 Петровський і №4 Артемівський) на ЦГЗК і два (Ганнівський і Першотравневий) на ПівнГЗК.

3.5.1 ПАТ «Південний гірничо-збагачувальний комбінат»

Скелюватське магнетитове родовище

Сировинною базою ВАТ «Південний гірничо-збагачувальний комбінат» є Скелюватське магнетитове родовище залізистих кварцитів, розташоване в південній частині басейну на замиканні Західно-Інгулецкої синкліналі. Основною

продуктивною товщею Скелюватського магнетитового родовища залізистих кварцитів є четвертий залізистий горизонт (PR_1sx^{2f}). «Залягання горизонту приурочене до синклінальної структури субмеридіонального простягання, що характеризується пологим зануренням (12–15°) у північному напрямку. У північній частині, безпосередньо в зоні шарніра складки, фіксується максимальна глибина заходження порід – 800 м від денної поверхні» [91]. Форма рудного тіла пластова. Довжина тіла за простяганням 5600 м, за падінням 1800-2000 м. Потужність порід горизонту коливається від 160 до 400 м, вміст $Fe_{магн}$ у породах – від 10-12 до 36%, у середньому за родовищем – 31,8%.

3.5.2 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

Новокриворізьке (кар'єр №2-біс) і Валявкінське (кар'єр №3) родовища – сировинна база Новокриворізького гірничо-збагачувального комбінату, що входить до складу Криворізького металургійного комбінату «АрселорМіттал Кривий Ріг».

Новокриворізьке родовище залізистих кварцитів входить у Південний структурно-тектонічний район Криворізького залізорудного басейну. «Ділянка надр, що відпрацьовується кар'єром №2-біс (включно з планованим розширенням на захід і південь), займає південне положення і структурно пов'язана з Інгулецькою антикліналлю та Східно-Інгулецькою синкліналлю, які формують будову Основної синкліналі Кривбасу. Корисна копалина представлена магнетитовими кварцитами, генетично пов'язаними з першим і другим горизонтами середньої світи криворізької серії протерозойського комплексу.

Продуктивна товща має вигляд двох паралельних пластових смуг, розмежованих малопотужним (10–20 м) прошарком сланців другого горизонту. Обидві частини покладу характеризуються високим ступенем подібності за мінеральним складом, текстурою, структурою, а також ідентичністю фізико-механічних та технологічних властивостей сировини» [91]. Потужність рудного тіла першого залізистого горизонту змінюється від 55 до 80 м (середня 65 м), другого залізистого горизонту – від 30 до 50 м (середня 35 м). «Рудні поклади субмеридіонального простягання мають довжину 1950 м (в межах поля) і падають

під кутом 60–85°. Встановлено північне занурення складчастих структур під кутом 10–20°. Потужність перекриваючих порід збільшується у напрямку занурення шарнірів: з 20–30 м на півдні до 80–150 м на півночі.

Контакт рудних тіл із вміщуючими породами (кристалічними сланцями) не є різким: у висячому і лежачому боках виділяються так звані перехідні пачки, складені бідними кварцитами. Геометричні параметри цих зон для першого горизонту сягають 17 м з боку висячого боку та 44 м з боку лежачого, а для другого горизонту – варіюють у межах 5–6 м» [91].

У складі порід розкриву переважають кристалічні сланці третього й четвертого горизонтів, складені кварц-біотитовими, хлорит-біотитовими й кварц-хлорит-амфіболітовими сланцями з прошарками безрудних кварцитів.

Валявкінське родовище. Кар'єр №3 побудований на базі Валявкінського родовища залізистих кварцитів, розташованого на західному крилі Західно-Інгулецької синкліналі.

«У межах гірничого відводу кар'єру №3 (АрселорМіттал Кривий Ріг) розробляється основний продуктивний поклад, складений некондиційними кварцитами четвертого залізистого горизонту. Рудне тіло має пластову форму, простягається у напрямку південь–північ на 3000 м і падає в східному напрямку (кути падіння 50–80°). Потужність варіює від 260 до 540 м, складаючи в середньому 390 м. Речовинний склад представлений магнетитовими рудами, а також гематит-магнетитовими і силікатновмісними (силікат-магнетитові, магнетит-силікатні) типами із середнім вмістом $Fe_{заг}$ 36,4% та $Fe_{магн}$ 30,1%» [91].

З північного заходу товща четвертого залізистого горизонту зрізується великим субмеридіональним розривним порушенням. «Морфологія рудного покладу ускладнена інтенсивною складчастістю: переважають лежачі та близькі до них форми складок, що суттєво ускладнює гірничо-експлуатаційні роботи. Для внутрішньої будови продуктивної пачки характерна виражена неоднорідність, яка проявляється у варіативності мінерального складу, текстурних особливостей, а також якісних та технологічних показників руди» [91].

Зона окиснення площадкова на глибину від 40 до 350 м. Глибина залягання рудного покладу простежується в межах 850-1200 м.

3.5.3 ПАТ «Інгулецький гірничо-збагачувальний комбінат»

Інгулецьке родовище. Сировинною базою комбінату є Інгулецьке родовище залізистих кварцитів, розташоване за 35 км на південь від м. Кривий Ріг поблизу районного центру Інгулець. Інгулецьке родовище залізистих кварцитів за структурою приурочене до південної частини Лихманівської синкліналі. Довжина родовища з півдня на північ понад 10 км. За ступенем розвіданості й промислового освоєння на родовищі умовно виділяють південну, центральну й північну ділянки. Кар'єр ІнГЗК експлуатує південну частину родовища (ділянки 12 і 12П).

Рудоносну товщу формують I, II, III, IV і V залізисті горизонти та сланцеві прошарки, які їх розділяють. У південній частині родовища горизонти залізистих кварцитів і сланців утворюють шарнір синклінальної складки. П'ятий залізистий горизонт складає ядро синклінальної складки. I, II, III, і IV горизонти облямовують його й простежуються в західному й східному крилах складки. У шарнірі складки максимальна горизонтальна потужність залізистих горизонтів досягає 1000 м. Складена вона здебільшого магнетитовими кварцитами (95%) з невеликою зоною окиснення.

Перший залізистий горизонт потужністю від 10 до 30 м представлений магнетит-кумінгтонітовими кварцитами. Найбільшу площу в розкритій частині родовища займають залізисті кварцити другого залізистого горизонту. У загальному обсязі запасів на його частку припадає 90% руди. Потужність горизонту змінюється від 30-50 м у західному до 100-300 м у східному крилах складки. У замковій частині потужність його досягає 600 м. III залізистий горизонт витримується за простяганням. Потужність його змінюється від 5-10 м у західному до 30 м у східному крилах складки. У замковій частині потужність його збільшується до 50 м. IV залізистий горизонт простежується на родовищі витриманою смугою. Потужність його змінюється від 20-30 до 30-60 м у східному крилі структури. У замковій частині його потужність становить близько 100 м. Він представлений здебільшого магнетитовими кварцитами. V сланцевий горизонт належить до рудоносних, залягає між четвертим і п'ятим залізистими

горизонтами, має потужність до 10 м. Представлений магнетит-силікатними кварцитами.

Запаси неокиснених залізистих кварцитів ділянок №12 і №1211 детально розвідані в контурах кар'єру завглибшки 650 м. Середній вміст загального заліза 34,52%; магнітного 25,57%.

3.5.4 ПАТ «Центральний гірничо-збагачувальний комбінат»

Сировинною базою ПАТ «Центральний гірничо-збагачувальний комбінат» (ЦГЗК) є родовища залізистих кварцитів Велика Глеюватка, Петровське й Артемівське.

Родовище Велика Глеюватка експлуатується кар'єром №1. «Географічно і структурно об'єкт розташований у центрі Кривбасу, на західному крилі антиклінальної частини Саксаганської структури. Стратиграфія родовища охоплює нижню, середню і верхню світи. Основну цінність становить середня (продуктивна) світа, у якій залізисті горизонти (I, II, IV та V) чергуються з пачками кварц-хлоритових і кварц-хлорит-слюдистих сланців (горизонти II, III, IV, V)» [91].

Як рудна сировина відпрацьовуються II і IV залізисті горизонти. I і V залізисті горизонти за своїми технологічними показниками віднесені до пустих порід.

Продуктивні горизонти залягають у вигляді крутоспадних пластів, ускладнених плікативними та розривними порушеннями. Для них характерне витримане простягання та зміна кутів падіння в діапазоні 30–75° (найчастіше 50–65°). Простежується просторове виклинювання горизонтів у північному напрямку. Горизонтальна потужність рудних тіл другого горизонту оцінюється в 15–140 м, четвертого – 60–240 м, при щільності порід 3,38 і 3,34 т/м³ відповідно. Масова частка заліза 32,13 і 31,64%, зокрема пов'язаного з магнетитом 23,86 і 18,9% відповідно.

Залізисті горизонти істотно відрізняться між собою за технологічними властивостями руд. Найнижчими показниками характеризуються залізисті кварцити першого залізистого горизонту. Вони є складнозбагачуваними й

подаються на фабрику в мінімальній кількості (3%). Залізисті кварцити другого залізистого горизонту як основної, так і перехідної пачок є легкозбагачуваними. Дещо гірші технологічні властивості мають руди четвертого залізистого горизонту. Зони напівокиснених і слабоокиснених руд належать до легкозбагачуваних.

Родовище Велика Глеюватка має досить просту геологічну будову, характеризується витриманістю залізистих горизонтів за складом і технологічними властивостями руд.

Петровське родовище залізистих кварцитів розташоване в Кіровоградській області за 1,5 км від смт Петрове у східному напрямку. Його геологічні контури окреслені замковою частиною складки на півдні та Петровським субширотним розломом на півночі. Лінійні розміри поля сягають 4 км у довжину та 0,38 км у ширину (площа 1,52 км²). Тектонічна будова визначається формою асиметричної синклінальної складки; кут занурення її шарніра на північ становить 75–80° у південній частині, поступово зменшуючись у північному напрямку.

Фіксується західне падіння крил родовища: західного пласта – під кутом 60–85°, східного – 45–75°. Саме родовище витягнуте в субмеридіональному напрямку на відстань 4 км.

Потужність шарів залізистих кварцитів у замиканні складки досягає 190-350 м, довжина 400 м. Занурення шарніра складки відбувається у північному напрямку під кутом 75–80°. Для східного крила характерна протяжність 2200 м при варіації потужності в плані від 100 до 220 м. Західне крило має менші параметри: довжина становить 1800 м, а потужність змінюється в діапазоні 15–120 м. Внутрішня будова залізорудної товщі ускладнена численними дайками пегматиту потужністю від 2-3 до 40 м.

Продуктивною товщею є другий горизонт Зеленівської світи, сформований перехідною й кондиційною пачками залізистих кварцитів.

«Для родовища притаманна виражена варіативність якісних характеристик ($Fe_{заг}$=8,6-49%, $Fe_{магн}$=0,7-45%). Однак усі наявні типи руд характеризуються високими показниками збагачуваності, що гарантує отримання концентрату із вмістом заліза 69–70%» [91].

«Артемівське родовище залізистих кварцитів подібне до Петровського родовища не тільки за загальною геологічною позицією, а й за тектонічною структурою, складом, будовою рудоносної товщі, ступенем метаморфізму залізистих порід. Воно є відкритою на південь лінійною синклінальною складкою західного крила Зеленівської синкліналі. Шарнір складки ундулююче занурений у південному напрямі. Складка має асиметричну будову із західним падінням обох крил. Її довжина досягає 3 км, розмах крил у південній частині – до 1 км» [91].

Площа родовища становить 3,5 км, довжина 2,5 км, глибина 500-600 м. Промисловий видобуток магнетитових кварцитів родовища ведеться кар'єром №4.

Продуктивною товщею в Артемівському родовищі є II залізистий горизонт маякської світи Інгулецької метаморфічної серії порід. Цей залізистий горизонт є основним за запасами на родовищі. Контакт із I залізистим горизонтом поступовий (перехідна зона потужністю 2-3 м) і проявляється в повільному зменшенні вмісту кварц-силікатних і збільшенні вмісту магнетитових прошарків. У складі горизонту виділяють магнетитові та силікат-магнетитові кварцити, серед яких переважає (80 %) перший різновид.

Руди родовища легко збагачуються, що пояснюється крупнозернистістю магнетиту.

Фізико-механічні параметри залізистих кварцитів у зоні корінного залягання (без ознак вивітрювання) характеризуються високими показниками міцності: значення коефіцієнта *f* за шкалою М.М. Протодьяконова варіюють у діапазоні 12–16, досягаючи 18. Об'ємна щільність диференціюється залежно від мінерального складу: для магнетитових різновидів вона становить 3,51 т/м^3, для силікат-магнетитових – 3,48 т/м^3, а для окиснених руд знижується до 3,34 т/м^3.

3.5.5 ПАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат»

Сировинною базою ПівнГЗК є Першотравневе й Ганнівське родовища залізистих кварцитів, які розробляються однойменними кар'єрами.

«Першотравневе родовище розташоване в північній частині Криворізького залізорудного басейну в зоні з'єднання Саксаганської і Східно-Ганнівської субмеридіональних синклінальних структур з утворенням поперечного флексурного вигину, що нагадує в плані синклінальну складку широтного простягання –Першотравневу синкліналь» [91].

Продуктивну товщу складають кварцити V і VI залізистих горизонтів. Попри загальну неоднорідність складу, у контурах окремих тектонічних блоків фіксується стабільність якісних показників. Руди V горизонту представлені тонкосмугастими силікат-магнетитовими різновидами, які за своїми властивостями належать до одного технологічного сорту.

«VI залізистий горизонт вирізняється частим перешаруванням магнетитових, силікат-магнетитових, магнетит-силікатних кварцитів і сланців, що мають різні показники збагачення.

Технологічні різновиди залізистих кварцитів родовища характеризуються незначною мінливістю якісних і технологічних показників» [91].

V залізистий горизонт складається з окремих тектонічних блоків у північно-східній частині кар'єрного поля. Середній вміст заліза загального 39,01%, заліза, зв'язаного з магнетитом – 32,9%. Горизонтальна потужність в окремих тектонічних блоках досягає 100 м. VI залізистий горизонт широко розвинений за всім кар'єрним полем. Середній вміст заліза загального й магнітного дорівнює відповідно 36,34% і 28,05%. Потужність змінюється від 100 до 360 м, на окремих ділянках досягає 400-600 м.

Ганнівське родовище розташоване в північній частині Криворізького залізорудного басейну в межах Східно-Ганнівскої смуги метаморфічних порід Криворізької серії. Це моноклиналь субмеридіонального простягання. Падіння порід західне під кутом 55-85°.

«Ганнівське родовище залізистих кварцитів є вузькою дуже видовженою смугою порід криворізької метаморфічної серії. Ширина смуги 400-1000 м, довжина – понад 15 км. Продуктивною товщею є V, VI і VII залізисті горизонти. Усередині горизонту чітко виділяються дві пачки: порівняно багата на залізо

лежача пачка магнетитових і гематит-магнетитових кварцитів ($Fe_{заг}$=36%, $Fe_{магн}$=27%) і бідна на залізо висяча пачка, складена переважно магнетит-силікатними кварцитами ($Fe_{заг}$=22,4%, $Fe_{магн}$ =14-16%). Потужність лежачої пачки 60-140, висячої 50-180 м. Кондиційними за якістю є кварцити лежачої пачки й частини висячої, сумарною потужністю 30-120 м» [91].

Враховуючи суттєву розбіжність у показниках збагачуваності руд висячої та лежачої пачок, необхідною умовою ефективної переробки є жорстка регламентація їх співвідношення у структурі рудної шихти, що надходить на збагачувальну фабрику.

Породи родовища формують моноклінальну структуру з падінням, близьким до 90°. Основним є західний напрямок падіння, який на півдні змінюється на східне перекинуте.

Морфологія рудного поля ускладнена серією плавних поперечних деформацій залізистих горизонтів, внаслідок чого об’єкт у плані набуває форми, що нагадує «вісімку». Однак геометричне відхилення від усередненої осі простягання є мінімальним і не перевищує 5–10°.

До ключових особливостей геологічної будови належить і широке розповсюдження системи поперечних розломів.

Залізисті кварцити висячої пачки належать до важкозбагачуваних і меншою мірою – до середньозбагачуваних. Одержувати концентрати, що відповідають вимогам металургійного виробництва, з таких порід у промислових умовах практично неможливо. У цей час кварцити висячої пачки списані з балансу в обсягах видобутку й використовуються для будівництва дамб хвостосховищ, виробництва щебеню для потреб комбінату, а надлишки – направляються у відвали.

3.6 Визначення максимальної за гірничотехнічними можливостями рудної продуктивності кар’єрів Кривбасу

Для визначення максимальної за гірничотехнічними можливостями продуктивності за рудою кар’єрів Кривбасу необхідно:

– для заданого напряму поглиблення кар’єру виконати гірничо-геометричний аналіз кар’єрного поля при роботі з різною шириною робочого майданчика;

– визначити зміну довжини активного фронту гірничих робіт і готових до виймання запасів руди при різній ширині робочого майданчика;

– установити зміну зростальних обсягів пустих порід і руди в міру поглиблення кар’єру при його роботі з різною шириною робочого майданчика;

– установити порядок та інтенсивність відпрацювання різних ділянок робочої зони кар’єру;

– установити залежність можливої продуктивності кар’єру за рудою від ширини робочого майданчика для різних методів визначення продуктивності, виходячи з максимальної кількості видобувних екскаваторів ($A_p^{екс}$) і резерву готових до виймання запасів ($A_p^{з}$).

Зміну довжини активного фронту гірничих робіт, залежно від ширини робочого майданчика за кар’єрами, визначали, виходячи із сучасного стану гірничих робіт на 01.01.2025 р. При цьому з початку було розглянуто питання ліквідації відставання за розкривом і залучення до розробки всієї робочої зони кар’єру.

На рис. 3.19-3.26 показано визначення максимально можливої продуктивності за рудою кар’єрів Кривбасу. Результати розрахунків представлено в таблиці 3.3.

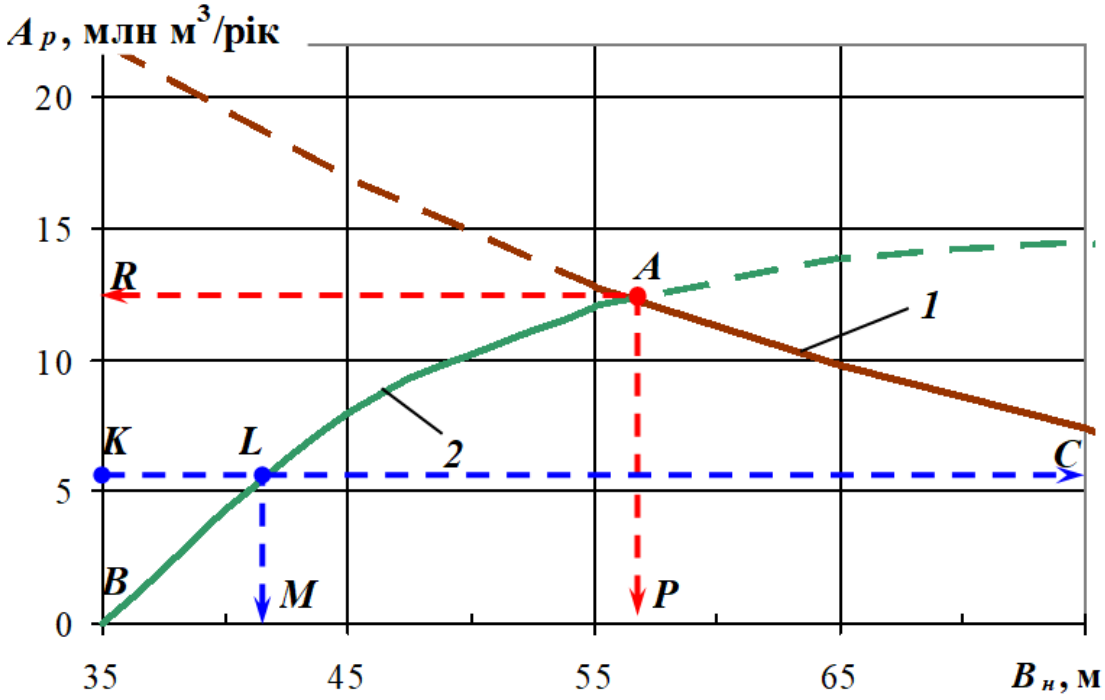


Рисунок 3.19 – Зміна можливої продуктивності за рудою кар'єру ІнГЗК при різній ширині робочого майданчика для різних методів визначення продуктивності

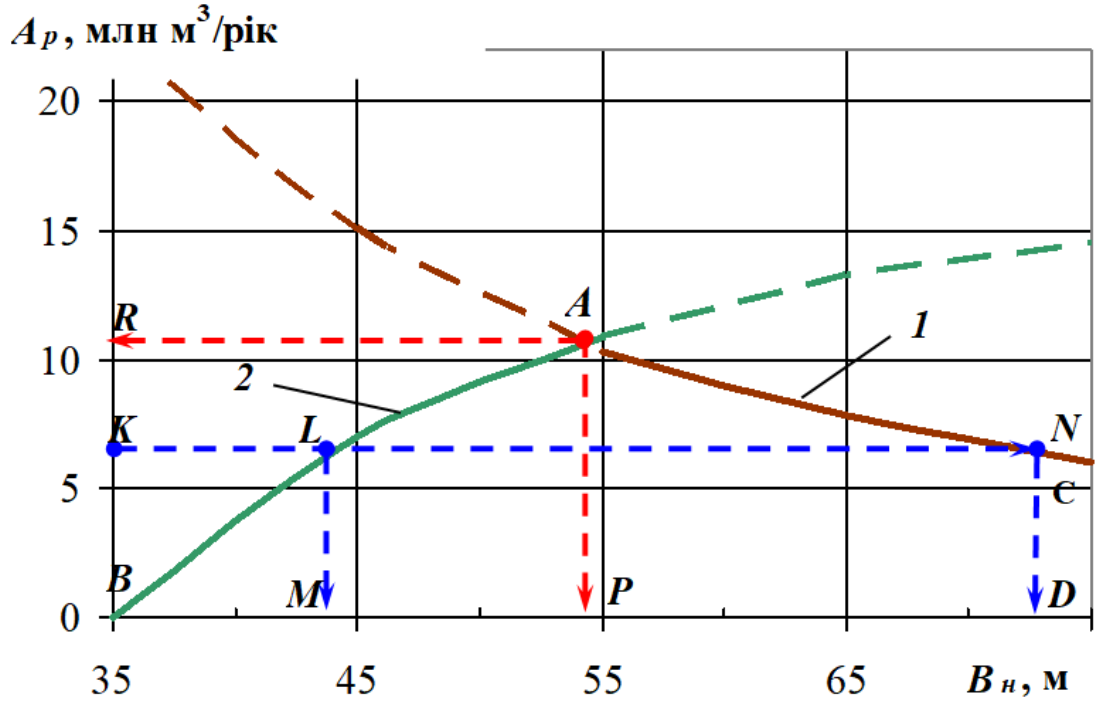


Рисунок 3.20 – Зміна можливої продуктивності за рудою Першотравневого кар'єру ПівнГЗК при різній ширині робочого майданчика для різних методів визначення продуктивності

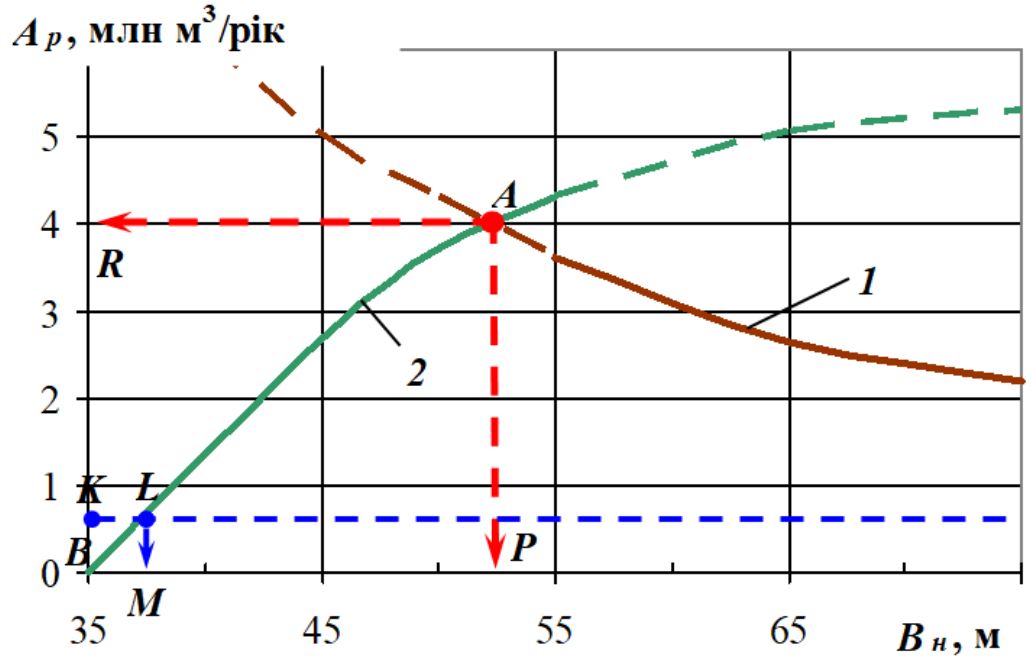


Рисунок 3.21 – Зміна можливої продуктивності за рудою Ганнівського кар'єру ПівнГЗК при різній ширині робочого майданчика для різних методів визначення продуктивності

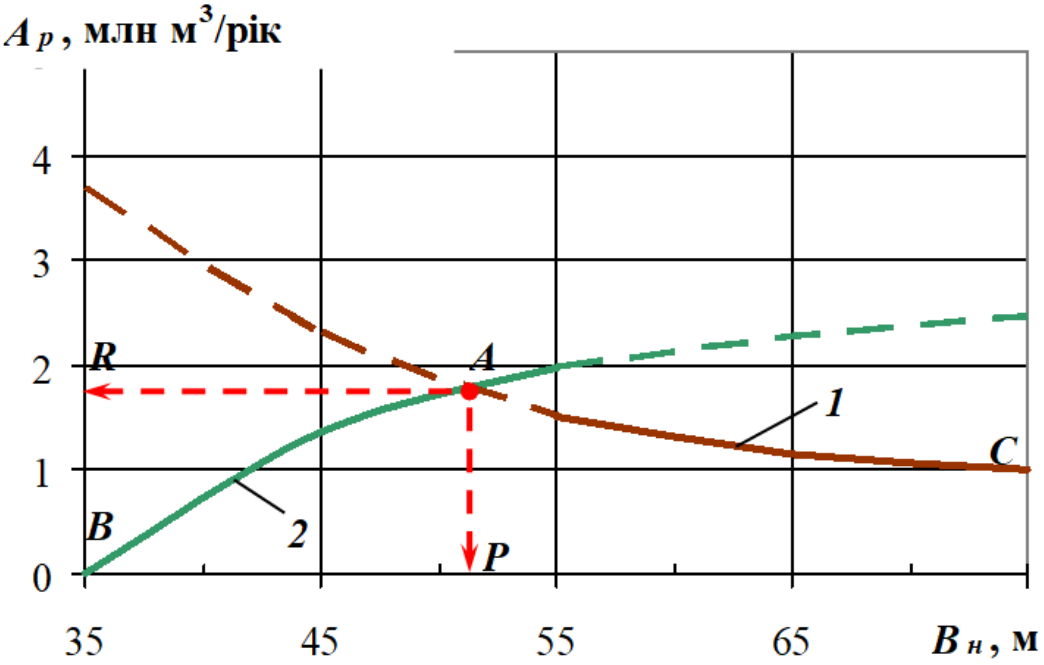


Рисунок 3.22 – Зміна можливої продуктивності за рудою кар'єру №1 ЦГЗК при різній ширині робочого майданчика для різних методів визначення продуктивності

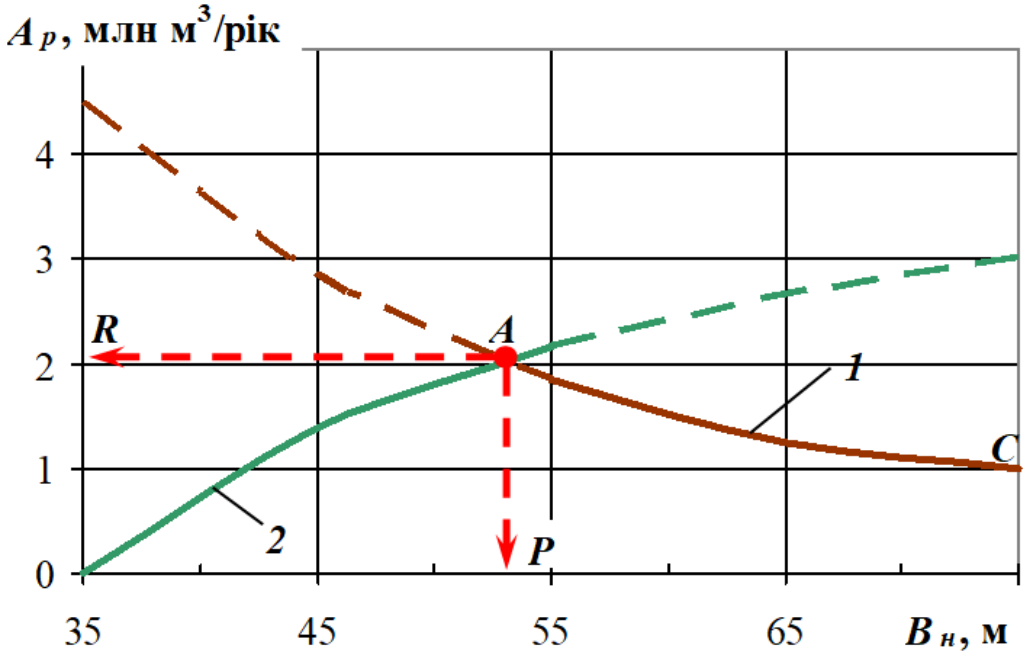


Рисунок 3.23 – Зміна можливої продуктивності за рудою кар'єру №3 ЦГЗК при різній ширині робочого майданчика для різних методів визначення продуктивності

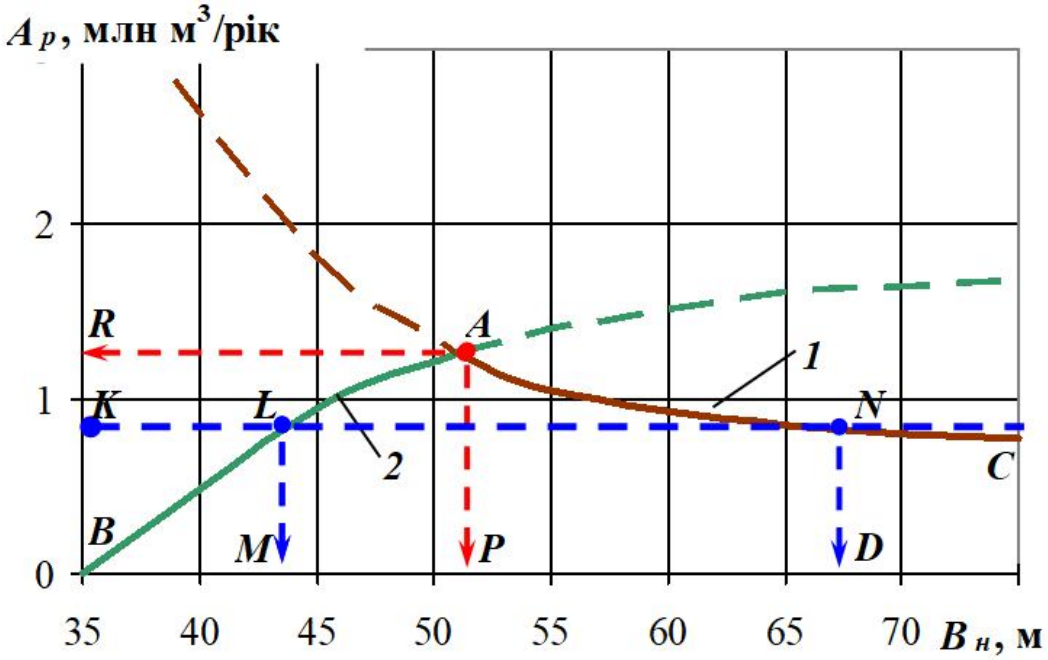


Рисунок 3.24 – Зміна можливої продуктивності за рудою кар'єру №4 ЦГЗК при різній ширині робочого майданчика для різних методів визначення продуктивності

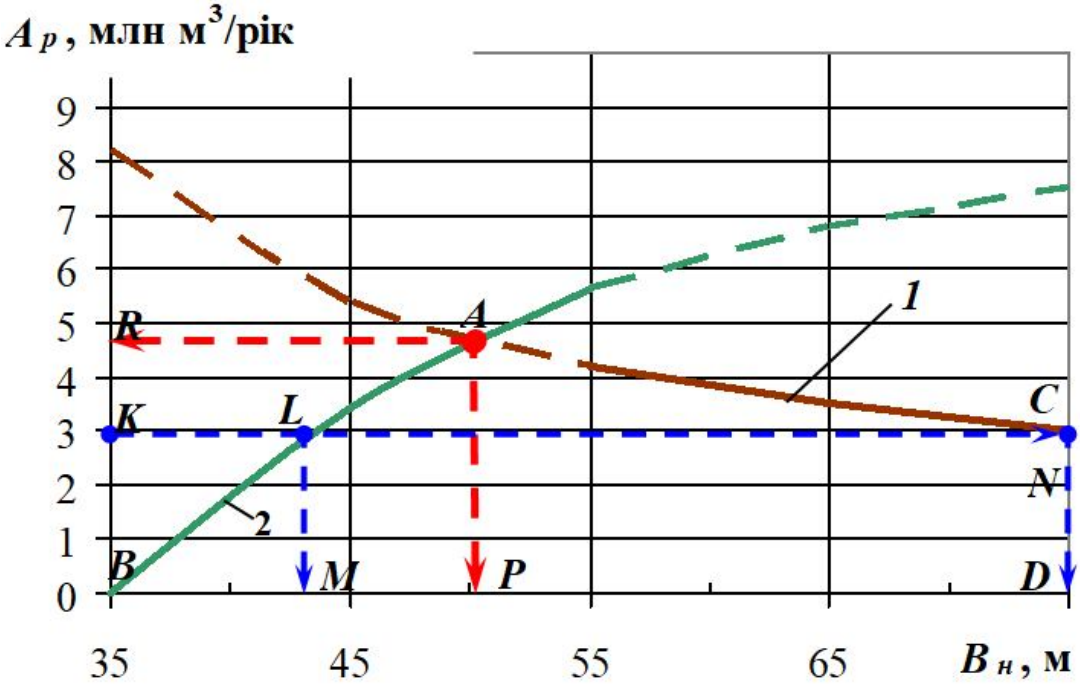


Рисунок 3.25 – Зміна можливої продуктивності за рудою кар'єру №2 біс «АрселорМіттал Кривий Ріг» при різній ширині робочого майданчика для різних методів визначення продуктивності

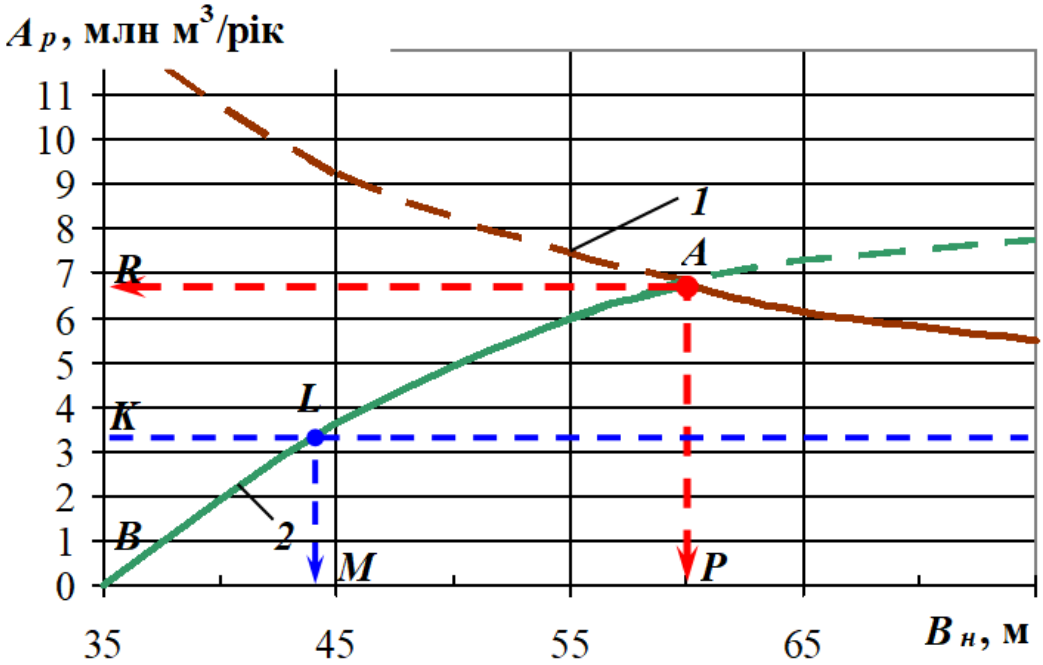


Рисунок 3.26 – Зміна можливої продуктивності за рудою кар'єру №3 «АрселорМіттал Кривий Ріг» при різній ширині робочого майданчика для різних методів визначення продуктивності

Таблиця 3.3 – Максимальна можлива продуктивність за рудою кар'єрів Кривбасу за гірничими можливостями

Показники	НКГЗК		ЦГЗК			ПівнГЗК		ІнГЗК
	№2-біс	№3	№1	№3	№4	Ганнівський	Першотравневий	
Мінімальна ширина робочого майданчика, м	35		35			35		35
Максимальна можлива продуктивність кар'єру за рудою за гірничотехнічними можливостями, млн м^3/рік млн т/рік	4,75 16,15	6,65 22,32	1,7 5,8	2,1 7,14	1,25 4,125	4,03 13,6	10,4 34,4	12,5 42,5
Ширина робочого майданчика, що забезпечує досягнення максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою	50	60	52	53	51	53	54	57
Довжина активного фронту за рудою, що забезпечує досягнення максимально можливої продуктивності кар'єру, м	2640	2216	1095	970	651	1860	4561	4735
Фактична продуктивність кар'єру за рудою за 2024 рік, млн м^3/рік млн т/рік	2,82 9,6	3,05 10,4	0,08 0,261	0,072 0,249	0,85 2,825	0,57 1,9	6,32 21,5	5,1 17,4
Необхідна ширина робочого майданчика, що забезпечить фактичну продуктивність кар'єру за рудою, м	43	44	36	37	44	38	44	42
Необхідна довжина активного фронту за рудою, що забезпечить досягнення фактичної продуктивності кар'єру, м	2975	3150	1954	2010	750	2895	5350	6750

Висновки до розділу 3

1. Доведено, що при обґрунтуванні ширини робочого майданчика, для забезпечення заданої продуктивності, довжину активного фронту за рудою та розкривом слід розглядати не як статичну величину, а з урахуванням її закономірної зміни, зумовленої функціональним зв’язком із шириною робочого майданчика. Такий підхід виступає обов'язковою умовою дотримання нормативу готових до виймання запасів.

2. Встановлено, що першопричиною порушення ритмічності гірничих робіт є невідповідність фактичної довжини активного фронту параметрам, прийнятим при розрахунку продуктивності та календарному плануванні. Доведено, що саме ігнорування функціонального взаємозв’язку між шириною робочого майданчика та довжиною фронту (який визначає норматив готових до виймання запасів) призвело до порушення оптимальної пропорційності швидкостей переміщення рудних і нерудних уступів і, як наслідок, до накопичення системного відставання розкривних робіт у кар’єрі.

3. Дослідження взаємозв’язку ширини робочого майданчика й довжини фронту гірничих робіт показали, що при мінімальному значенні ширини робочого майданчика довжина фронту гірничих робіт має максимальне значення, а обсяг готових до виймання запасів мінімальне. При збільшенні ширини робочого майданчика довжина активного фронту гірничих робіт зменшується, а запас руди, готовий до виймання, збільшується. Водночас максимального значення запас руди, готовий до виймання, досягає при оптимальному співвідношенні параметрів системи розробки.

4. Доведено, що область можливих рішень щодо визначення й усереднення експлуатаційних коефіцієнтів розкриву окреслюється на графіку $V=f(P)$ кривими, що відповідають роботі кар’єру з шириною робочого майданчика, яка гарантує виконання плану по руді. Визначення цієї ширини базується на показниках максимальної інтенсивності гірничих робіт та обов'язковому дотриманні нормативу готових до виймання запасів.

5. Установлено, що зі зменшенням кута падіння рудного тіла продуктивність за рудою збільшується при будь-якому напрямі поглиблення. Більше значення продуктивності спостерігається при поглибленні кар'єру за висячим боком, а менше – за лежачим боком рудного тіла. При зменшенні потужності рудного тіла продуктивність також зменшується. Водночас ширина робочого майданчика, при якій досягається максимально можлива продуктивність, залишається сталою.

6. Обґрунтовано, що продуктивність кар'єру має визначатися не тільки виходячи з максимальної інтенсивності розвитку гірничих робіт (максимальної розстановки видобувних екскаваторів), але й виходячи із забезпечення в кар'єрі нормативного обсягу готових до виймання запасів, який визначається встановленим взаємозв'язком ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт.

7. Запропоновано метод визначення максимально можливої продуктивності кар'єру за гірничими можливостями, який ураховує не лише максимальну інтенсивність видобутку, але й умови формування нормативних запасів, які визначаються встановленим взаємозв'язком ширини робочого майданчика та довжини активного фронту гірничих робіт.

8. Установлено взаємозв'язок продуктивності кар'єру за рудою й параметрів системи розробки, виходячи із забезпечення нормативу готових до виймання запасів, який визначає інтенсивність відпрацювання родовища.

9. Установлено взаємозв'язок режиму гірничих робіт і продуктивності кар'єру за рудою, виходячи з умови забезпечення нормативного обсягу готових до виймання запасів, який визначається параметрами системи розробки та впливає на динаміку формування робочої зони кар'єру.

РОЗДІЛ 4
ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ПРОДУКТИВНОСТІ КАР'ЄРУ НА ПАРАМЕТРИ РОБОЧОЇ ЗОНИ ТА ЕКОНОМІЧНУ ЕФЕКТИВНІСТЬ ВИРОБНИЦТВА ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ

4.1 Дослідження впливу продуктивності кар'єру на економічні показники розробки

Для вибору продуктивності кар'єру, що забезпечує максимальну ефективність розробки родовища, необхідно виконати всебічний техніко-економічний аналіз роботи підприємства, що враховує зокрема і вплив фактора часу, тобто динаміки на оцінювання результатів його роботи.

У цій роботі було встановлено, що наявний взаємозв'язок параметрів системи розробки, які забезпечують у кар'єрі норматив готових до виймання запасів, обумовлює при зміні продуктивності за рудою зміну й коефіцієнтів розкриву. Своєю чергою, зміна коефіцієнтів розкриву позначається на обсягах гірничої маси та їх розподіленні за роками експлуатації, що зрештою є одним із основних факторів, що впливають на економічні показники роботи кар'єру. Водночас максимальна продуктивність за рудою обумовлює й максимальну або близьку до максимальної продуктивність за гірничою масою, що призводить до збільшення витрат на розробку родовища. Отже, збільшення продуктивності кар'єру за корисними копалинами супроводжується зростанням не тільки доходів, але й витрат.

У зв'язку з цим, виникає питання, чи буде доцільною з погляду економічної ефективності робота кар'єру з максимально можливою продуктивністю за корисними копалинами.

Відомо, що в міру зростання виробничої потужності кар'єру та зменшення терміну його експлуатації при одних і тих же запасах змінюються питомі умовно-постійні витрати, а значить – змінюється й собівартість видобутку руди [27]. Тому спочатку необхідно дослідити зміну собівартості видобутку руди й виробництва

кінцевої товарної продукції з урахуванням зміни коефіцієнтів розкриву при збільшенні продуктивності за рудою.

Установлено, що створення нормальних умов роботи кар'єру для різних варіантів продуктивності за рудою в межах максимально можливого значення стає можливим за рахунок зміни ширини робочих майданчиків, завдяки чому забезпечується норматив готових до виймання запасів. Водночас збільшення ширини робочих майданчиків призводить до зменшення кількості робочих уступів у границях покладу й відповідно до зміни довжини фронту гірничих робіт як на рудних горизонтах, так і на розкривних, що значною мірою визначає відстань транспортування гірничої маси в кар'єрі (рис. 4.1).

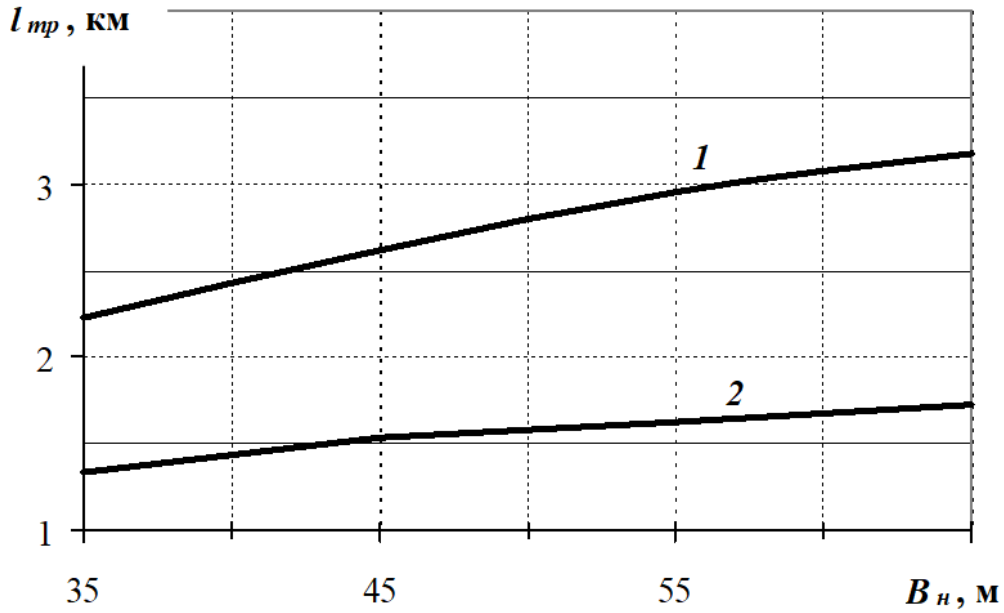


Рисунок 4.1 – Залежність відстані транспортування руди (*1*) і розкривних порід (*2*) від ширини робочого майданчика

З рис. 4.1 видно, що зі збільшенням ширини робочого майданчика відстань транспортування збільшується як на рудних горизонтах, так і на розкривних. Це пов'язано з тим, що при збільшенні ширини робочого майданчика рудний фронт концентрується на меншій кількості уступів у нижній частині кар'єру. Водночас розкривний фронт гірничих робіт збільшується за рахунок збільшення кількості нижчих розкривних уступів (рис. 3.1).

Тому при визначенні собівартості видобутку руди й виробництва кінцевої товарної продукції необхідно враховувати, що зі збільшенням продуктивності за рудою буде збільшуватися ширина робочих майданчиків, а також плече відкатки від вибоїв до розкривної виробки. Отже, навіть невелике збільшення відстані транспортування при значних обсягах перевезень призведе до істотного збільшення витрат.

Для умов, наближених до умов гірничо-збагачувальних комбінатів Кривбасу, проаналізуємо вплив продуктивності кар'єру на собівартість виробництва кінцевої товарної продукції. Дослідимо роботу кар'єру, що розробляє крутоспадне родовище корисних копалин. Кар'єр розташований у рівнинній місцевості. Кінцева глибина кар'єру 550м, ширина дна кар'єру 250 м, потужність покривних порід 60 м, кут укосу неробочого борту кар'єру з лежачого боку покладу 40^{o}, з висячого боку 45^{o}. Розкриття родовища здійснюється по центру рудного тіла під кутом його падіння (70^{0}).

Кар'єрне поле поділимо за глибиною на зони, усередині яких закономірність зміни обсягів гірничої маси з пониженням гірничих робіт залишається сталою.

Глибина першої зони обмежується величиною h_1, за якою робочі борти кар'єру наближаються до верхнього проєктного контуру (рис. 4.2).

Друга зона поширюється від глибини h_1 (після виходу робочих бортів кар'єру на проєктні верхні контури) до кінцевої глибини кар'єру.

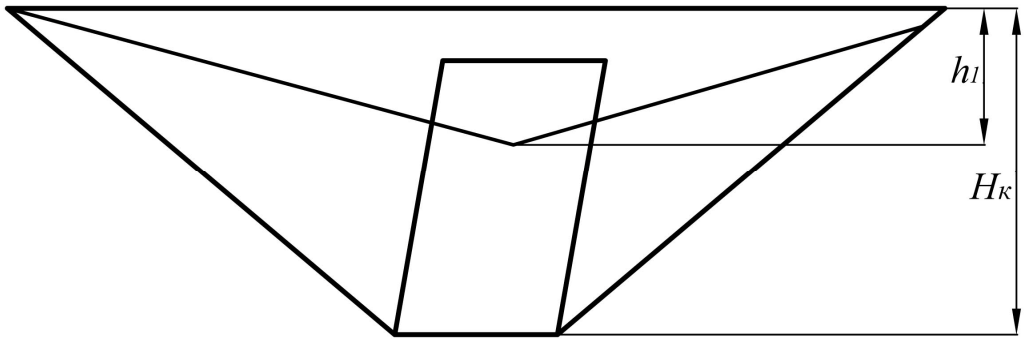


Рисунок 4.2 – Зони, усередині яких закономірність зміни обсягів гірничої маси з пониженням гірничих робіт залишається сталою

Проведені дослідження дозволяють установити ступінь впливу різних витрат на виробничу собівартість концентрату при зміні продуктивності кар'єру за рудою.

З рисунків 4.3 і 4.4 видно, що питомі умовно-постійні витрати на видобуток руди (лінія *1*) як у першому, так і в другому періоді однакові та зі збільшенням продуктивності за рудою знижуються.

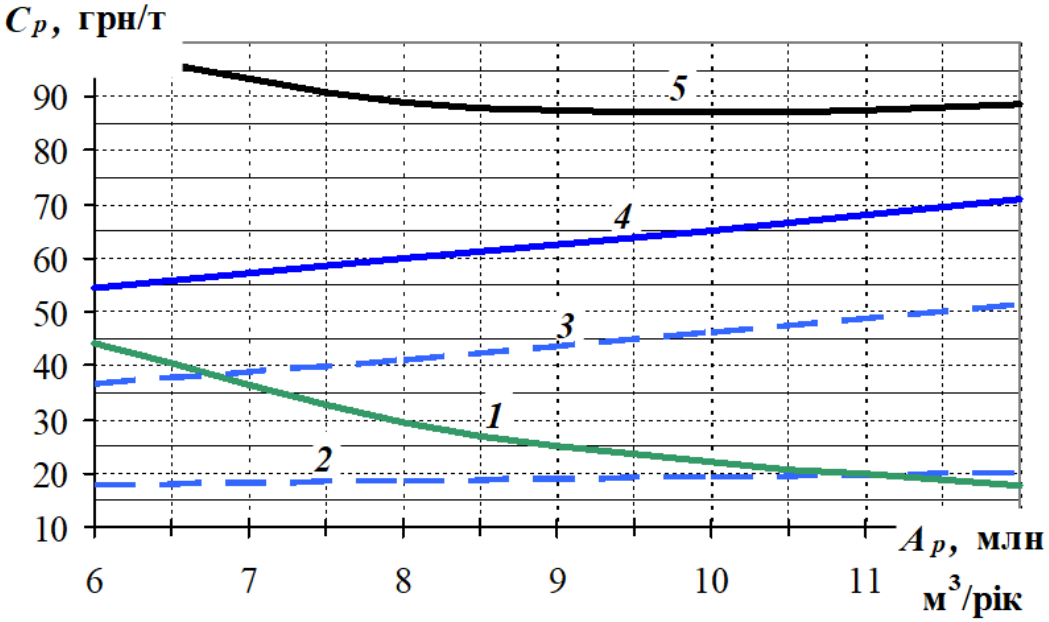


Рисунок 4.3 – Вплив продуктивності кар'єру за рудою на виробничу собівартість видобутку руди та її складові на першому етапі його роботи: *1* – питомі умовно-постійні витрати на видобуток руди; *2* – питомі умовно-змінні витрати на видобуток руди без витрат на розкрив; *3* – питомі умовно-змінні витрати на виймання розкривних порід; *4* – питомі умовно-змінні витрати на видобуток руди; *5* – питома виробнича собівартість руди

У першому періоді роботи кар'єру зі збільшенням продуктивності за рудою внаслідок збільшення дальності транспортування та коефіцієнтів розкриву питомі умовно-змінні витрати на видобуток руди збільшуються (лінія *4* на рис. 4.3). Однак, у другому періоді внаслідок зменшення коефіцієнтів розкриву питомі умовно-змінні витрати на видобуток руди при збільшенні продуктивності зменшуються незначною мірою (лінія *4* на рис. 4.4).

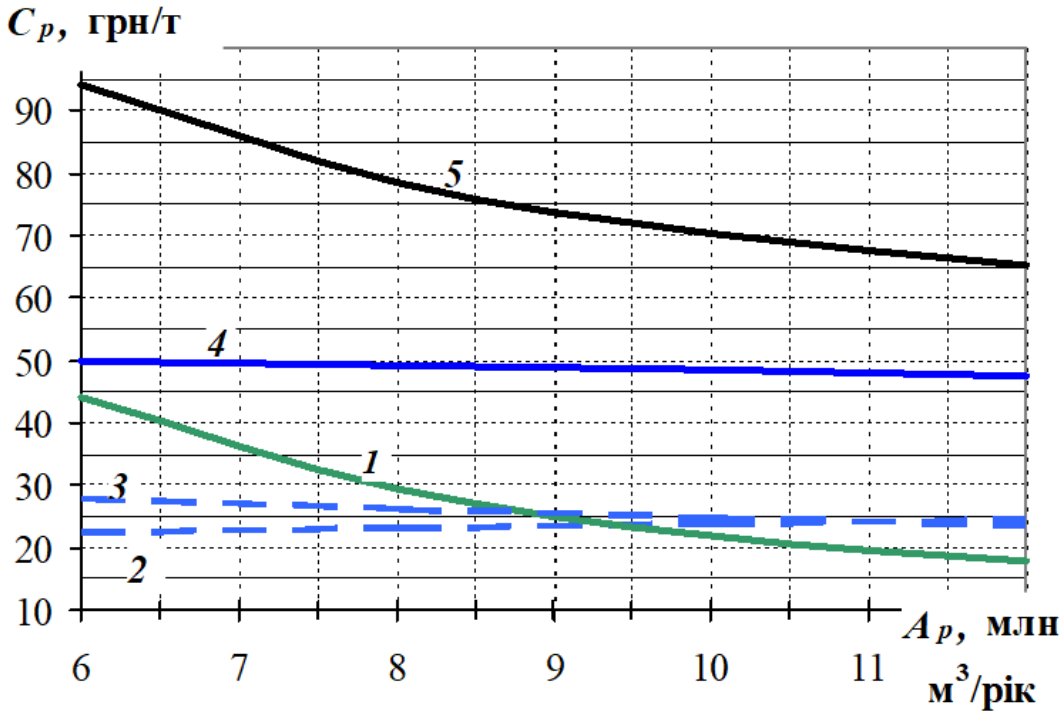


Рисунок 4.4 – Вплив продуктивності кар'єру за рудою на виробничу собівартість видобутку руди та її складові на другому етапі його роботи: *1* – питомі умовно-постійні витрати на видобуток руди; *2* – питомі умовно-змінні витрати на видобуток руди без витрат на розкрив; *3* – питомі умовно-змінні витрати на виймання розкривних порід; *4* – питомі умовно-змінні витрати на видобуток руди; *5* – питома виробнича собівартість руди

Крива *5* (рис. 4.3 і рис. 4.4) показує зміну виробничої собівартості руди залежно від продуктивності кар'єру за рудою при вже обраному напрямі розвитку гірничих робіт і свідчить про наявність оптимального значення продуктивності. На рис. 4.5 показано зміну собівартості виробництва концентрату залежно від продуктивності кар'єру за рудою для першого (лінія *1*) і другого (лінія *2*) періодів роботи. З рисунків видно, що зі збільшенням продуктивності за рудою собівартість видобутку руди, а також собівартість виробництва концентрату зменшуються [213].

Однак, собівартість не є таким результативним показником, який вичерпно відображає й оцінює всі сторони економічної діяльності підприємства. У гірничорудній промисловості собівартість становить від 20 до 80% створюваної вартості продукції й не може повністю характеризувати той приріст продукції,

заради якого ведеться розробка [27]. Основний його недолік полягає в тому, що він не відображає якість продукції, яка випускається. Погана якість знижує попит на продукцію, що випускається, та її ціну. Отже, за динамічних умов при визначенні ринкової поведінки підприємства не можна орієнтуватися тільки на собівартість.

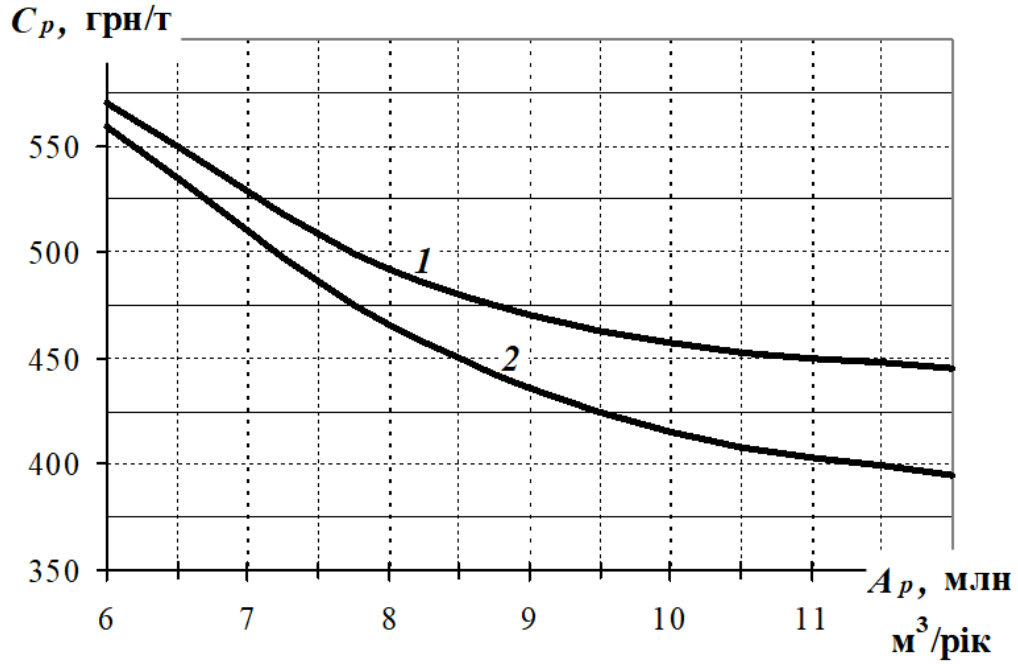


Рисунок 4.5 – Вплив продуктивності кар'єру за рудою на виробничу собівартість концентрату на першому (*1*) та другому (*2*) етапах роботи кар'єру

Основною метою діяльності підприємства є отримання прибутку. Прибуток від реалізації продукції підприємства визначають як різницю між виручкою від її реалізації в чинних цінах і витратами на її виробництво та реалізацію.

Тому більш раціональним є вирішувати завдання визначення оптимальної продуктивності кар'єру за прибутком від реалізації товарної продукції ГЗК.

Як критерій оптимальності при порівнянні варіантів прийнято прибуток від реалізації товарної продукції (концентрату), що дорівнює різниці між загальною цінністю видобутої та переробленої корисної копалини й загальними витратами на отримання концентрату. Для сумарності різночасних витрат і доходів їх приводили до одного моменту оцінювання.

Підраховуємо витрати й доходи від розробки родовища корисних копалин і виробництва концентрату при роботі кар'єру з різними значеннями

продуктивності й ціні на концентрат $ц_к$ = 40$, одночасно для кожного варіанта продуктивності задаємося відповідними швидкостями поглиблення гірничих робіт. Разом із тим, при зміні продуктивності кар'єру за рудою необхідно враховувати зміну кута укосу робочого борту кар'єру внаслідок зміни параметрів системи розробки, що забезпечують у кар'єрі норматив готових до виймання запасів. А це, своєю чергою, призводить до зміни коефіцієнтів розкриву й дальності транспортування гірничої маси.

Ці розрахунки виконано для конкретного випадку розвитку гірничих робіт у кар'єрі й лише вказують на наявність оптимальної продуктивності. Зміна напряму розвитку гірничих робіт призведе до зміни календарного розподілення обсягів розкривних і видобувних робіт.

Результати розрахунків представлено на рис. 4.6. З графіків функції $К=f(А_р)$, $В_е=f(А_р)$ видно, що наведені сумарні капітальні ($К$) й експлуатаційні ($В_е$) витрати зі збільшенням виробничої потужності кар'єру зростають.

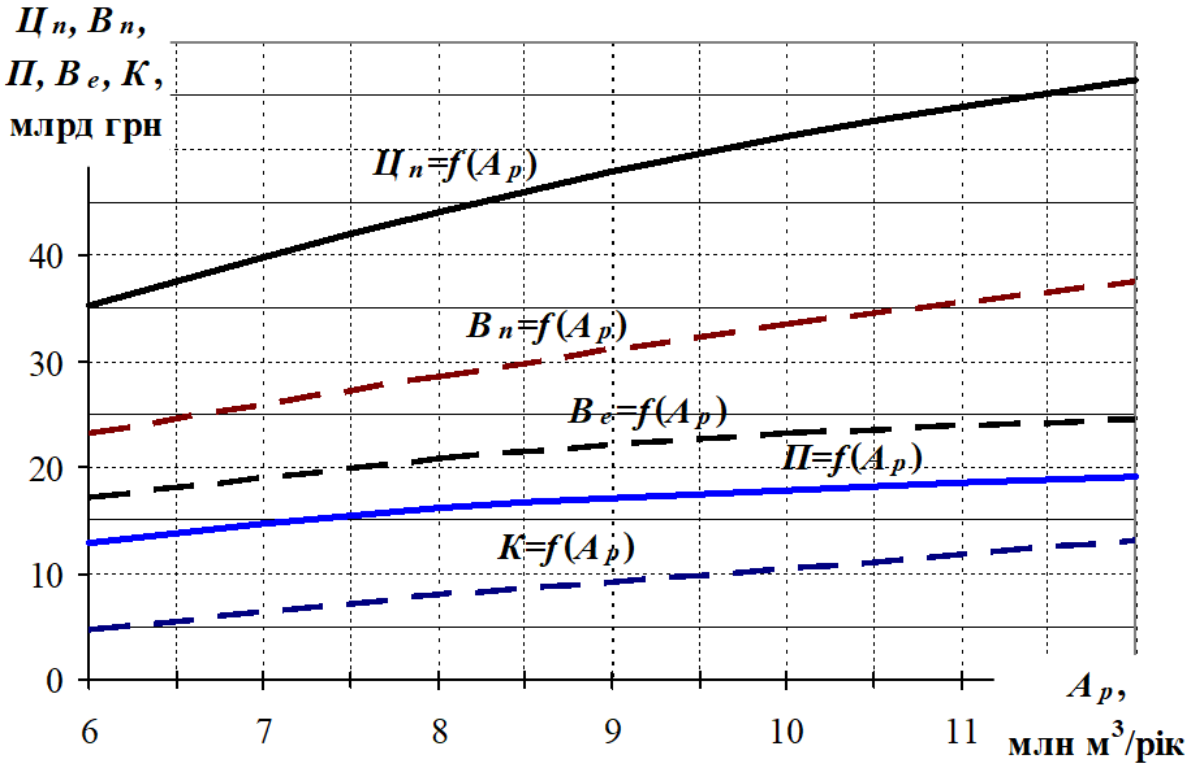


Рисунок 4.6 – Зміна витрат і доходів від розробки родовища корисних копалин і виробництва концентрату залежно від продуктивності кар'єру за корисними копалинами

Крива $П=f(A_P)$, що характеризує зміну приведеного прибутку залежно від продуктивності кар'єру, показує, що максимально можлива продуктивність кар'єру за корисними копалинами забезпечує максимальну економічну ефективність розробки родовища при вибраному напрямі поглиблення кар'єру. У цьому разі максимум прибутку забезпечується з продуктивністю 12 млн $м^3$/рік. Зменшення продуктивності за корисними копалинами на 20 і 40% тягне за собою зменшення прибутку від розробки родовища відповідно на 10 і 20%.

Істотний вплив на прибуток від розробки родовища робить ціна 1 т концентрату (рис. 4.7). При збільшенні ціни товарної продукції різко збільшується прибуток від розробки родовища.

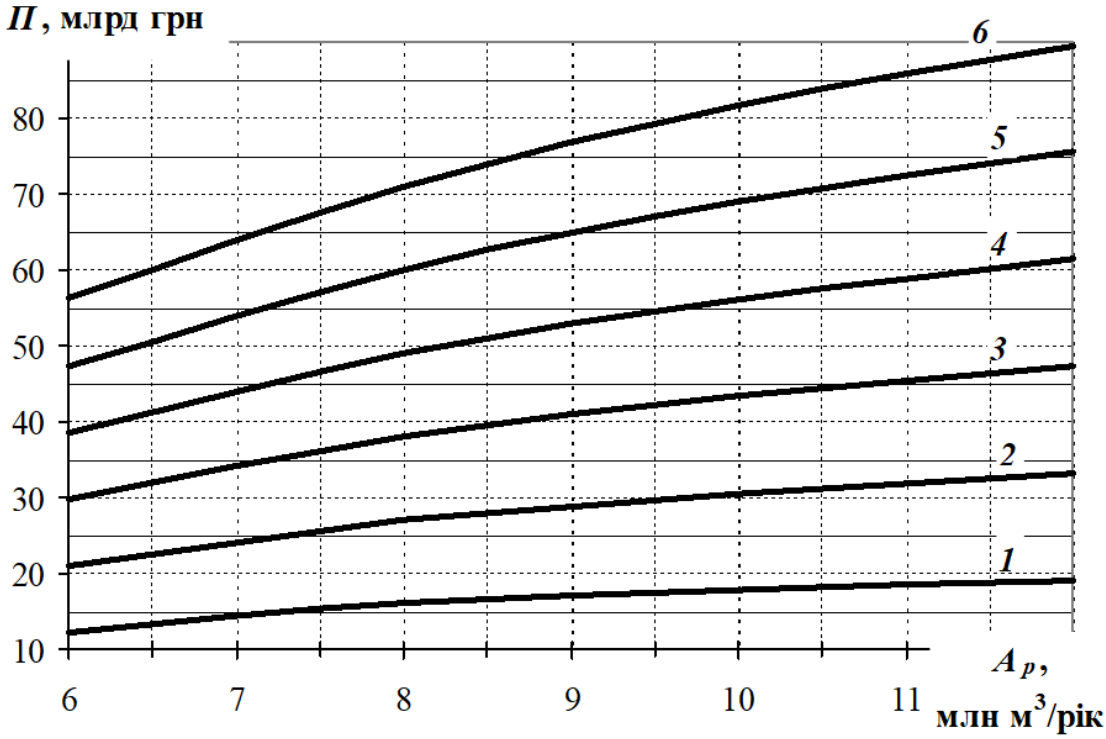


Рисунок 4.7 – Графік зміни прибутку від розробки родовища залежно від продуктивності кар'єру за рудою: *1* – при ціні концентрату 40$, *2* – 50$, *3* – 60$, *4* – 70$, *5* – 80$, *6* – 90$

На рис. 4.8 показано вплив кута укосу робочого борту кар'єру на приведений прибуток від розробки родовища при забезпеченні в кар'єрі нормативу готових до виймання запасів [214]. З графіка видно, що «збільшення

кута укосу робочого борту значно знижує економічну ефективність розробки родовища. Це пояснюється тим, що робота кар'єру з великим кутом укосу робочого борту тягне за собою не тільки зменшення поточних коефіцієнтів розкриву внаслідок покращення режиму гірничих робіт, а й зменшення продуктивності за рудою, що зменшує приведену цінність товарної продукції внаслідок збільшення періоду розробки родовища» [214].

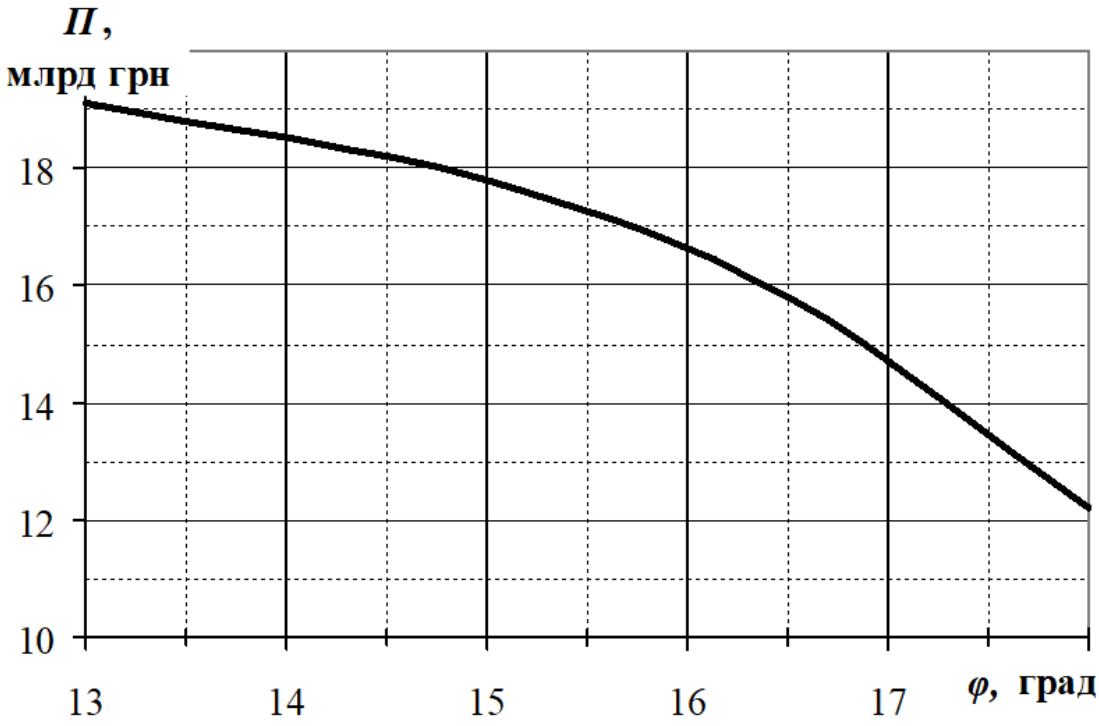


Рисунок 4.8 – Графік зміни прибутку від розробки родовища залежно від кута укосу робочого борту кар'єру

4.2 Визначення параметрів системи розробки, що забезпечують роботу кар'єрів з різною продуктивністю за рудою

Можливість реалізації календарного плану, складеного при дослідженні режиму гірничих робіт, визначають у процесі проєктування системи розробки. Підтримку розмірів діючої частини робочої зони глибоких кар'єрів, необхідної для отримання запланованого обсягу видобутку корисних копалин і безпечної реалізації прийнятого календарного графіка розробки, можна досягти за рахунок зміни ширини робочих майданчиків і протяжності активного фронту робіт. За

знайденими параметрами елементів системи розробки конкретизують напрям розвитку робіт, установлений при дослідженні режиму гірничих робіт, і приймають остаточне рішення про характер розвитку робочої зони кар'єру.

Перехід на економічні механізми, засновані на динамічній зміні попиту на сировину й цін на корисні копалини, вимагають узгодження режиму гірничих робіт, а також параметрів системи розробки з фінансово-економічними показниками підприємства, що проєктується, які залежать від можливостей реалізації товарної продукції.

На етапі проєктування ключовим завданням є обґрунтування кількісних показників елементів системи розробки. Ці параметри повинні вичерпно характеризувати процеси формування, розвитку та експлуатації робочої зони кар'єру, гарантуючи при цьому планомірність, ритмічність та технологічну надійність як розкривних, так і видобувних робіт [215]. Водночас, визначальну роль у забезпеченні ефективності відіграє встановлення оптимальних значень ширини робочих майданчиків та протяжності активного фронту виймання.

Оптимізація режиму гірничих робіт передбачає мінімізацію ширини робочого майданчика для зменшення поточних обсягів розкриву. Проте цей процес стримується регламентними вимогами [216], які визначають мінімально допустиму ширину виходячи з критеріїв безпечного функціонування техніки. З іншого боку, необхідною умовою стабільного виробничого процесу є формування достатнього резерву готових до виїмки запасів. «Своєю чергою, збільшення ширини робочого майданчика призводить до скорочення довжини активного фронту гірничих робіт» [217]. Однак, протяжність фронту робіт має бути достатньою для забезпечення встановленої виробничої потужності кар'єру за корисними копалинами та за гірничою масою, а його конструкція повинна створювати найкращі умови для використання гірничого і транспортного устаткування.

Раціональною є така найменша протяжність фронту, при якій у конкретних умовах повністю забезпечується планова виробнича потужність кар'єру й дотримується прийнята технологія робіт.

Довжина фронту робіт уступів визначається розмірами кар'єрного поля в плані, поточною глибиною кар'єру та прийнятою системою розробки [152]. Зі збільшенням глибини розробки збільшується число видобувних уступів і, як наслідок, зростає протяжність фронту видобувних робіт. Надмірне зменшення або збільшення фронту проти необхідної величини здатне погіршити техніко-економічні результати розробки [218]. Так при великій довжині фронту збільшуються капітальні витрати на транспортні комунікації й лінії електропередач при переміщенні гірничої маси залізничним транспортом. Через перепробіг автомашин різко збільшуються витрати на транспортування. Одночасно з'являється можливість витримування нормованих запасів при меншій ширині робочого майданчика, яка визначає обсяги розкривних робіт. Водночас поточні обсяги розкривних робіт зменшуються.

Зменшенням довжини фронту гірничих робіт за рахунок концентрації їх на окремих ділянках кар'єру досягається зниження собівартості видобутку корисних копалин [109] (зменшується дальність транспортування, збільшується продуктивність екскаваторів). Для забезпечення нормативу готових до виймання запасів руди ширину робочого майданчика на цих ділянках необхідно збільшити, що спричинить збільшення коефіцієнтів розкриву.

Тому для досягнення найбільшого економічного ефекту від розробки родовища моделювання розвитку гірничих робіт необхідно здійснювати з такими значеннями ширини робочого майданчика й довжини фронту гірничих робіт, які задовольняють вимоги нормованих запасів для заданої продуктивності кар'єру за рудою й при цьому дозволяють забезпечити максимальний ступінь концентрації гірничих робіт у кар'єрі.

В умовах динаміки зовнішнього середовища продуктивність кар'єру за рудою залежно від попиту й ціни на товарну продукцію може змінюватися як у більший, так і в менший бік, тому необхідно розробити метод визначення оптимальних значень ширини робочого майданчика й довжини фронту гірничих робіт, що задовольняють вимоги нормованих запасів для різних варіантів продуктивності кар'єру за рудою [219].

Для оптимізації значень ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт, які забезпечують досягнення заданої продуктивності кар'єру за рудою дослідимо зміну довжини активного фронту гірничих робіт залежно від збільшення ширини робочого майданчика при різних значеннях продуктивності кар'єру за рудою [220]. Водночас параметри системи розробки для кожного значення продуктивності повинні задовольняти вимоги нормованих запасів. Тоді довжина фронту гірничих робіт, виходячи з формули (3.1), становитиме:

$$L_p = \frac{A_p \cdot \psi}{(B_н - B_{min}) \cdot h_y}, \text{ м.} \qquad (4.1)$$

Як приклад, скористаємося умовним кар'єром. Кут падіння покладу 65^0, горизонтальна потужність 450 м; протяжність 600 м. Параметри кар'єру становлять: кут укосу проєктного борту 42°; кінцева глибина кар'єру 500 м. Для розглянутого кар'єру був виконаний гірничо-геометричний аналіз кар'єрного поля й визначено зміну довжини активного фронту гірничих робіт при збільшенні ширини робочого майданчика, що представлено на рис. 4.9 (лінія *1*).

Підставивши значення показників у вираз (4.1), визначимо довжину активного фронту гірничих робіт при різних значеннях ширини робочого майданчика й продуктивності кар'єру за рудою. Кожна можлива зміна довжини активного фронту гірничих робіт повинна забезпечувати відповідне значення продуктивності кар'єру за гірничими можливостями, виходячи з максимальної кількості видобувних екскаваторів. Продуктивність кар'єру за рудою змінюється від 2,5 млн $м^3$ до 10 млн $м^3$ з кроком 2,5 млн $м^3$. Результати розрахунків заносимо в таблицю 4.1. Графічне зображення отриманих результатів представлено на рис. 4.9. Водночас необхідно, щоб виконувалася умова можливості забезпечення продуктивності кар'єру за рудою, виходячи з розстановки максимальної кількості видобувних екскаваторів.

Отримані на рис. 4.9 криві (*I-IV*) є лініями рівня продуктивності кар'єру за рудою. Це лінії, у кожній точці яких певний рівень продуктивності зберігає однакове значення.

З рис. 4.9. видно, що для продуктивності за рудою 10 млн м^3 при збільшенні ширини робочого майданчика від мінімального значення до 56 м продуктивність кар'єру буде визначатися за умови забезпечення нормативного запасу руди, готового до виймання. При збільшенні ширини робочого майданчика понад 56 м продуктивність кар'єру буде визначатися з умови розміщення максимальної кількості видобувних екскаваторів.

Таблиця 4.1 – Довжина фронту гірничих робіт при зміні ширини робочого майданчика для різних значень продуктивності кар'єру за рудою

Ширина робочого майданчика, м	Продуктивність кар'єру за рудою, млн т/ рік				
	2,5	5	7,5	10	12,5
35	-	-	-	-	-
45	2083	4167	6250	8333	10417
55	1080	2083	3125	4167	5208
65	800	1389	2083	2778	3472
66	786	1344	2016	2688	3360

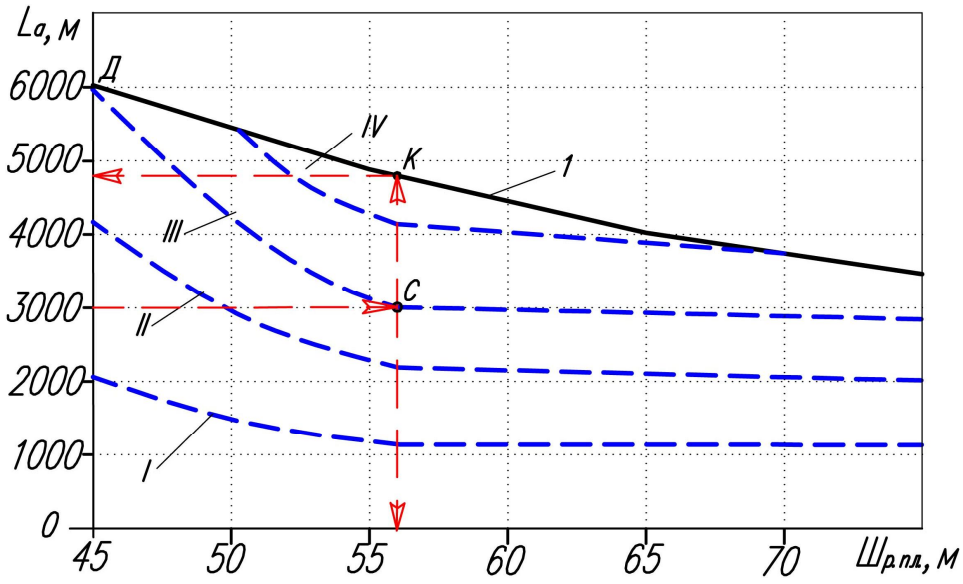


Рисунок 4.9 – Зміна довжини фронту гірничих робіт залежно від збільшення нормативної ширини робочого майданчика при залученні до розробки всієї робочої зони (*1*): *I* – лінія рівня продуктивності 2,5 млн м^3; *II* – 5 млн м^3; *III* – 7,5 млн м^3; *IV* – 10 млн м^3

Лінія *1* на рис. 4.9 обмежує область можливих значень довжини активного фронту гірничих робіт і ширини робочого майданчика, які задовольняють вимоги нормованих запасів для різних варіантів продуктивності за рудою кар'єру, що проєктується.

Виходячи з кривих (*I-IV*), видно, що при збільшенні ширини робочого майданчика для досягнення необхідного рівня продуктивності довжина фронту гірничих робіт може бути зменшена за рахунок скорочення довжини уступів, які залучаються до відпрацювання. Водночас положення лінії *1* показує, що при збільшенні ширини робочого майданчика також зменшується максимально можлива довжина активного фронту гірничих робіт у разі залучення до роботи всієї робочої зони кар'єру. Тому можна стверджувати, що довжина фронту гірничих робіт є залежною змінною. У зв'язку з цим, було встановлено фактори, що впливають на зміну довжини активного фронту гірничих робіт:

1. Зменшення довжини активного фронту гірничих робіт відбувається тільки за рахунок збільшення ширини робочого майданчика. У цьому разі основною умовою зменшення довжини фронту гірничих робіт є скорочення кількості робочих уступів у робочій зоні кар'єру. Водночас довжина ділянки кар'єру, на якому ведуться гірничі роботи, залишається сталою (рис. 4.10).

2. Зменшення довжини активного фронту гірничих робіт відбувається при скороченні довжини уступів, що залучаються до відпрацювання, тобто за рахунок концентрації гірничих робіт на окремих ділянках робочої зони кар'єру. У цьому разі основною умовою зменшення довжини активного фронту гірничих робіт є зменшення довжини ділянки робочої зони кар'єру, на якому ведуться гірничі роботи (рис. 4.11).

Тому для заданої продуктивності кар'єру за рудою, у разі виділення в ньому ділянок концентрації гірничих робіт, при визначенні параметрів системи розробки необхідно враховувати не тільки скорочення довжини уступів, що залучаються до відпрацювання, а й зменшення максимально можливої довжини активного фронту гірничих робіт при збільшенні ширини робочого майданчика [221, 222].

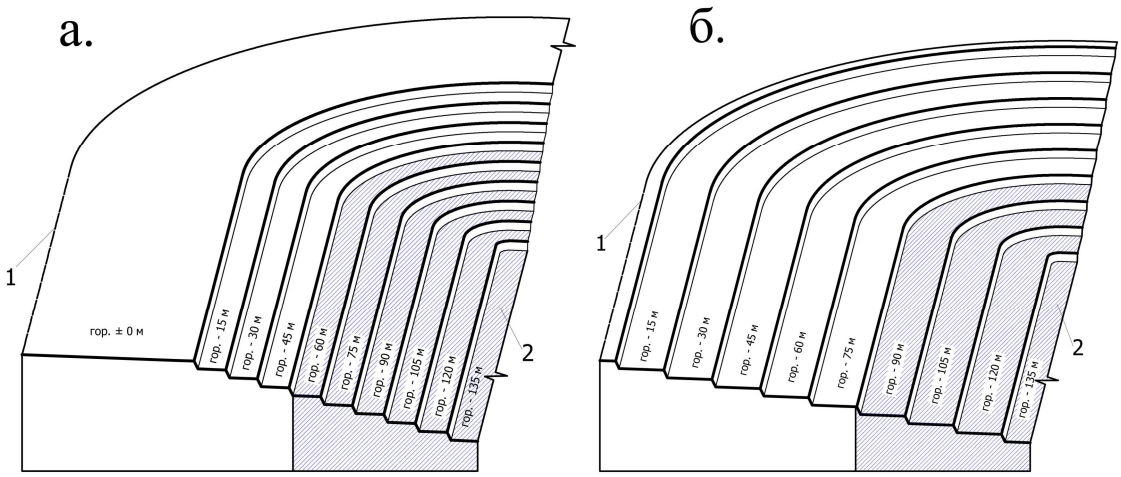


Рисунок 4.10 – Зміна довжини активного фронту гірничих робіт при збільшенні ширини робочого майданчика

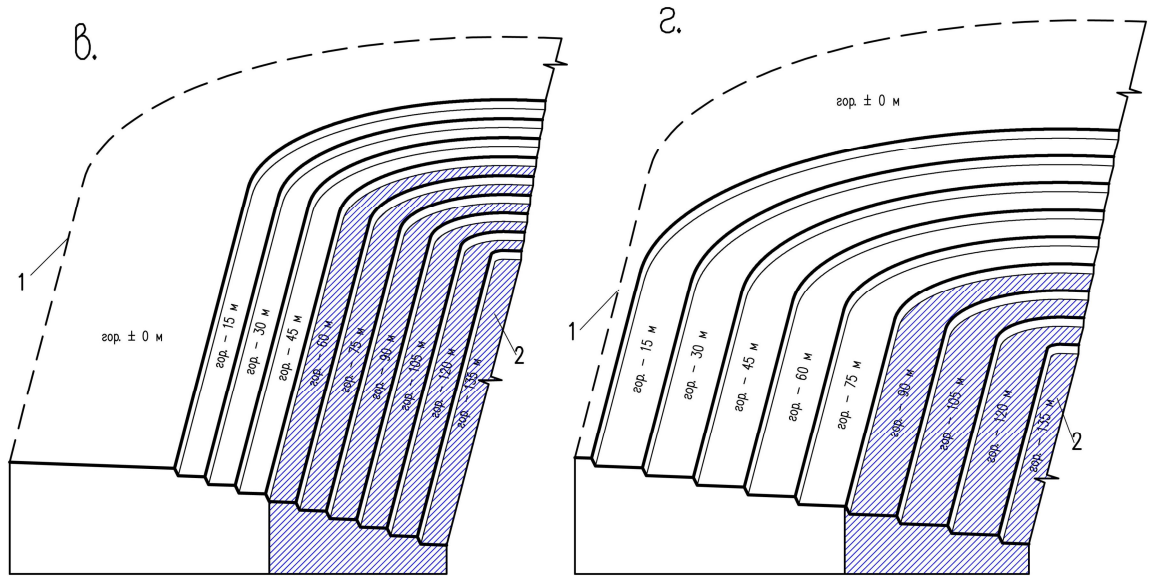


Рисунок 4.11 – Зміна довжини активного фронту гірничих робіт за рахунок скорочення довжини уступів, що залучаються до відпрацювання

Для підтвердження цього розглянемо приклад. Припустимо, продуктивність кар’єру за рудою прийнята на рівні 7,5 млн м^3/рік. Мінімальна ширина робочого майданчика становить 35 м. Ширина робочих майданчиків у кар’єрі 45 м, довжина активного фронту гірничих робіт 6000 м. З довжини рудного фронту гірничих робіт (точка *Д* на рис. 4.9) випливає, що гірничі роботи ведуться за всією робочою зоною кар’єру. У разі виділення в кар’єрі двох однакових за довжиною ділянок концентрації гірничих робіт, заданий обсяг видобутку руди можна

зосередити на меншому за довжиною рудному фронті. При цьому фронт гірничих робіт становитиме 3000 м, а ширина робочого майданчика 56 м (точка *С* на рис. 4.9). Однак, виходячи з максимального рудного фронту при ширині робочого майданчика 56 м (точка *К* на рис. 4.9), який становить 4800 м, можна стверджувати, що при виділенні в кар'єрі двох однакових за довжиною ділянок концентрації гірничих робіт довжина рудного фронту на кожній ділянці не перевищуватиме 2400 м, що на 600 м менше, ніж необхідна довжина для виконання заданої продуктивності. З цього випливає, що при визначенні параметрів системи розробки в разі виділення в кар'єрі ділянок концентрації гірничих робіт необхідно враховувати зменшення максимально можливої довжини активного фронту гірничих робіт при збільшенні ширини робочого майданчика [223].

Для цього необхідно встановити зміну довжини активного фронту гірничих робіт залежно від ширини робочого майданчика при зменшенні активної площі робочої зони кар'єру (рис. 4.12). Під активною площею робочої зони розуміється частина робочої зони кар'єру (ділянки кар'єру), яка залучається до відпрацювання протягом планованого періоду [118]. Крім цього, на цьому графіку необхідно відобразити лінії рівня продуктивності (*I-IV*) кар'єру за рудою (рис. 4.13).

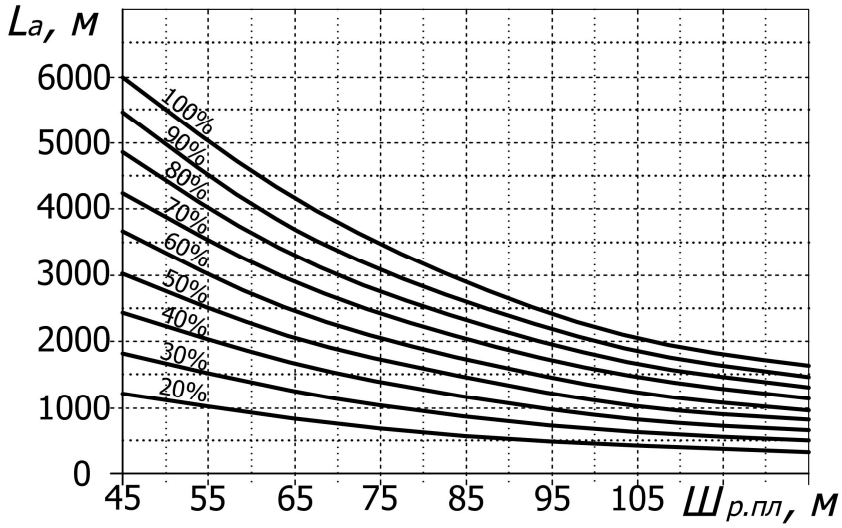


Рисунок 4.12 – Довжина фронту гірничих робіт залежно від ширини робочого майданчика при зменшенні активної площі робочої зони кар'єру

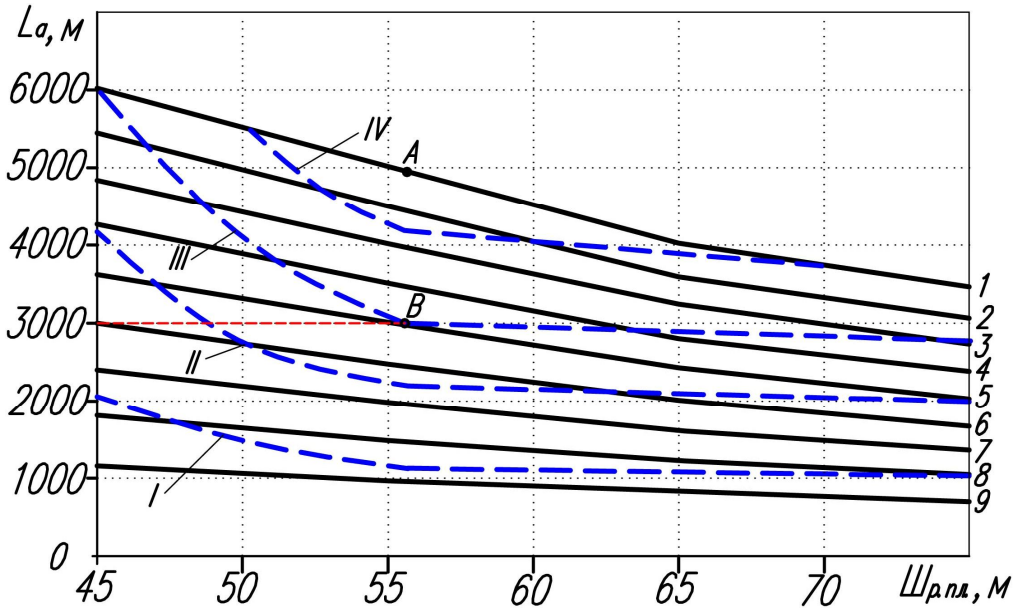


Рисунок 4.13 – Визначення параметрів системи розробки, що забезпечують задану продуктивність за рудою: *1* – при зменшенні активної площі робочої зони на 0%; *2* – 10%, *3* – 20%, *4* – 30%, *5* – 40%, *6* – 50%, *7* – 60%, *8* – 70%, *9* – 80%; *I* – лінія рівня продуктивності 2,5 млн м^3; *II* – 5 млн м^3; *III* – 7,5 млн м^3; *IV* – 10 млн м^3

Для заданих умов максимально можлива продуктивність кар'єру за гірничими можливостями становить 12,5 млн м^3/рік (т. *A* на рис. 4.13). Водночас до роботи залучається вся робоча зона кар'єру, параметри системи розробки становлять: ширина робочого майданчика 56 м, довжина активного рудного фронту 4900 м.

Отже, для забезпечення продуктивності кар'єру за рудою 7,5 млн м^3/рік при зменшенні довжини активного фронту гірничих робіт до 3000 м активна площа робочої зони, у якій концентруються гірничі роботи, має бути не меншою за 60% від загальної площі робочої зони (точка *B* на рис. 4.13). Лінія, що характеризує залучення до розробки 50% (лінія *5*) робочої зони кар'єру, не перетинається з лінією рівня продуктивності за рудою 7,5 млн м^3/рік. Це говорить про те, що в разі виділення в кар'єрі двох однакових ділянок концентрації гірничих робіт (активна площа робочої зони повинна становити 50% від загальної площі робочої зони) задану продуктивність кар'єру за рудою в 7,5 млн м^3/рік досягти неможливо. У цьому разі можлива продуктивність кар'єру становитиме 6 млн м^3/рік.

З цього випливає, що визначення оптимальних параметрів системи розробки, які задовольняють вимоги нормативу готових до виймання запасів для заданої продуктивності кар'єру за рудою, необхідно визначати з урахуванням розмірів активної частини робочої зони кар'єру.

Аналіз рис. 4.13 показує, що одне і те ж значення продуктивності кар'єру за рудою можна досягти за різних значень ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт за рахунок збільшення ступеня концентрації гірничих робіт [224]. Паралельно зі зростанням інтенсивності та концентрації гірничих робіт спостерігається складна взаємодія двох факторів, що мають різноспрямований вектор впливу на формування собівартості кінцевої продукції. З одного боку, відбувається зростання коефіцієнта розкриву (негативний чинник), з іншого – скорочення плеча транспортування гірничої маси (позитивний чинник). Враховуючи суперечливість цього процесу, обґрунтування оптимальних параметрів робочої зони (ширини майданчика та довжини фронту), які задовольняють вимоги нормованих запасів, вимагає обов'язкового врахування впливу фактора концентрації робіт на економічні показники виробництва [223].

З цією метою відбудуємо графік залежності питомих умовно-змінних витрат на видобуток руди й довжини фронту гірничих робіт від ширини робочого майданчика за різних значень продуктивності кар'єру за рудою при глибині кар'єру 210 м (рис. 4.14). Значення вихідних даних для розрахунків приймаємо, виходячи з економічних показників діяльності низки кар'єрів Кривбасу. Так собівартість виробництва буропідривних робіт становить 7,95 грн/м^3 скельної гірничої маси. Витрати на екскавацію 1 м^3 гірничої маси приймаємо 11,07 грн. Вартість 1 т•км гірничої маси при застосуванні автомобільного транспорту становить 4,15 грн. Вихідні дані для побудови графіків занесено в таблицю 4.2.

Положення кривих, які характеризують питомі умовно-змінні витрати на видобуток руди, свідчить про наявність оптимальних значень ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт при різних варіантах продуктивності кар'єру за рудою. Параметри системи розробки, що відповідають мінімуму питомих умовно-змінних витрат на видобуток руди, уважаються оптимальними для кар'єру, що проєктується [225].

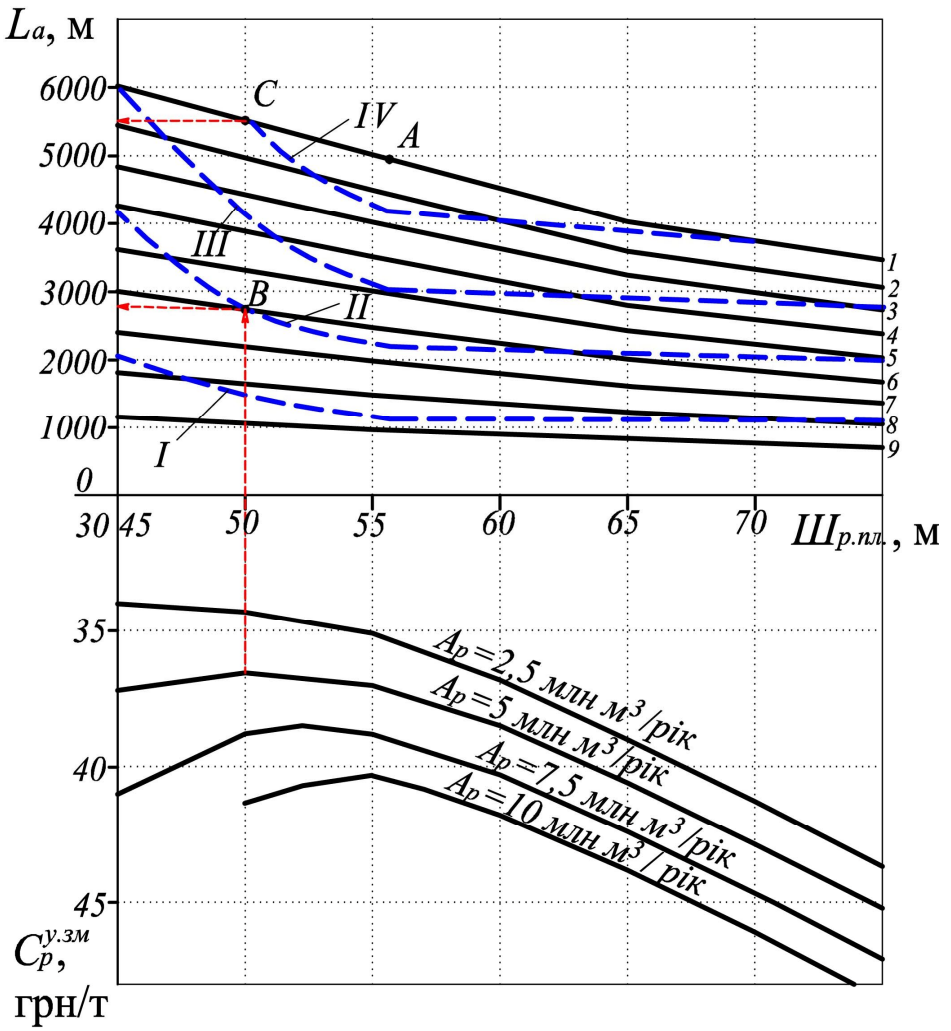


Рисунок 4.14 – Залежність питомих умовно-змінних витрат на видобуток руди й довжини фронту гірничих робіт від ширини робочого майданчика при різних значеннях продуктивності кар'єру за рудою

Таблиця 4.2 – Вихідні показники для визначення оптимальних значень ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт

Ширина робочого майданчика, м	Коефіцієнт розкриву, м³/м³	Продуктивність кар'єру за рудою, млн т/рік			
		2,5	5	7,5	10
		Дальність транспортування, км			
45	0,59	1,56	1,83	2,05	-
55	0,66	1,57	1,76	1,95	2,02
65	0,72	1,57	1,72	1,86	1,97
75	0,8	1,6	1,71	1,82	1,93

З рис. 4.14 видно, що, наприклад, для досягнення продуктивності кар'єру за рудою 5 млн $м^3$/рік, оптимальне значення ширини робочого майданчика становитиме 50 м (т. *B*), а довжина активного фронту гірничих робіт 2800 м. З урахуванням того, що при ширині робочого майданчика 50 м максимально можлива довжина фронту гірничих робіт становитиме 5600 м (т. *C*), у робочій зоні кар'єру доцільно виділити дві ділянки концентрації гірничих робіт, які зможуть забезпечити необхідний рівень продуктивності за рудою. Водночас активна площа робочої зони становитиме 50% від загальної площі робочої зони.

4.3 Обґрунтування критерію оцінювання варіантів розвитку гірничих робіт

Раніше проведеними дослідженнями встановлено, що техніко-економічні показники роботи кар'єру значною мірою визначаються вибором напряму поглиблення, тобто місцем закладання первинних розкривних виробок [226].

«Під розвитком гірничих робіт розуміється певний порядок формування робочої зони кар'єру, який характеризується напрямом й інтенсивністю переміщення фронтів гірничих робіт» [227]. Напрям гірничих робіт визначається місцем розташування розрізних траншей і, відповідно до цього, рознесенням бортів кар'єру.

З розвитком гірничих робіт дно кар'єру й уся робоча зона переміщаються в просторі, охоплюючи все більш глибокі горизонти. Одночасно змінюються співвідношення обсягів пустих порід і корисної копалини, якість руди, довжина фронту, інші параметри кар'єру, що приводить до зміни витрат на розробку родовища й доходів від реалізації товарної продукції.

Недостатнє опрацювання рішень щодо вибору напряму поглиблення може призвести як до небажаної нерівномірності в розподіленні річних обсягів гірничої маси, так і неможливості витримати необхідну інтенсивність ведення гірничих робіт [228, 229].

У зв'язку з цим, виникає завдання пошуку напряму розвитку гірничих робіт, який забезпечує найкращі техніко-економічні результати роботи кар'єру, тобто оптимальний напрям [230].

Щоб уникнути прорахунків і приймати обґрунтовані рішення, важливо мати надійні методи планування й аналізу розвитку гірничих робіт.

В основу розроблених методів оптимізації напряму розвитку гірничих робіт більшість дослідників поклали досягнення на кожному етапі екстремуму показника, що характеризує основні результати діяльності кар'єру. Оптимальним уважають розвиток гірничих робіт, який забезпечує роботу кар'єру з мінімальними поточними коефіцієнтами розкриву (при сталій якості корисних копалин), коефіцієнтами гірничої маси (при змінній якості корисних копалин); крім цього, застосовуються також коефіцієнти, що враховують безпосередньо вартісні показники (витрати на 1 грн товарної продукції). Однак практика показує, що деколи розвиток гірничих робіт, вибраний за одним із цих показників, обмежує досягнення планової продуктивності за рудою, тобто застосовувані критерії дають оцінку тільки обсягам розкривних порід і руди з урахуванням її якості, за цих умов не враховують можливу інтенсивність і час відпрацювання цих обсягів [231].

Припустимо, що розвиток гірничих робіт у кар'єрі може здійснюватися за двома варіантами: за першим варіантом розкриття й підготовка горизонтів здійснюється за лежачим боком рудного покладу, а за другим – за висячим. Запаси корисних копалин, що залишилися, у контурах кар'єру становлять 360 млн т. При роботі за першим варіантом досягається продуктивність за корисними копалинами 10 млн т/рік; тривалість періоду експлуатації 30 років. При роботі за другим варіантом досягається продуктивність за корисними копалинами 12,5 млн т/рік; тривалість періоду експлуатації 24 роки. В обох випадках робота кар'єру поділяється на два рівні періоди. Експлуатаційні коефіцієнти розкриву першого та другого періодів за першим варіантом відповідно дорівнюють 0,8 і 0,5 $м^3$/т, другого варіанта – 1,0 і 0,3 $м^3$/т.

Раціональність напрямів поглиблення кар'єру легко перевіряється шляхом побудови й аналізу графіка зміни при поглибленні кар'єру, зростальних обсягів порід залежно від зростальних обсягів видобутої руди. Крива графіка $V=f(P)$ для раціонального розвитку робіт розташовується нижче за всі криві, що характеризують зміну зростальних обсягів руди й порід при розвитку гірничих

робіт за іншими напрямами [232]. Якщо оцінювати варіанти розвитку гірничих робіт за величиною експлуатаційних коефіцієнтів розкриву, другий варіант (нижня крива на рис. 4.15), безсумнівно, більш раціональний. Однак, якщо як критерій для порівняння варіантів прийняти приведений сумарний прибуток від розробки родовища, то кращим буде перший варіант. Тому необхідно розв'язувати дилему: або вигідно працювати з меншою продуктивністю та меншими коефіцієнтами розкриву, або з більшою продуктивністю й великими поточними коефіцієнтами розкриву. Водночас ні мінімальні значення коефіцієнтів розкриву, ні величина продуктивності кар'єру за корисними копалинами, узяті окремо, не можуть слугувати ознакою ефективності розробки родовища.

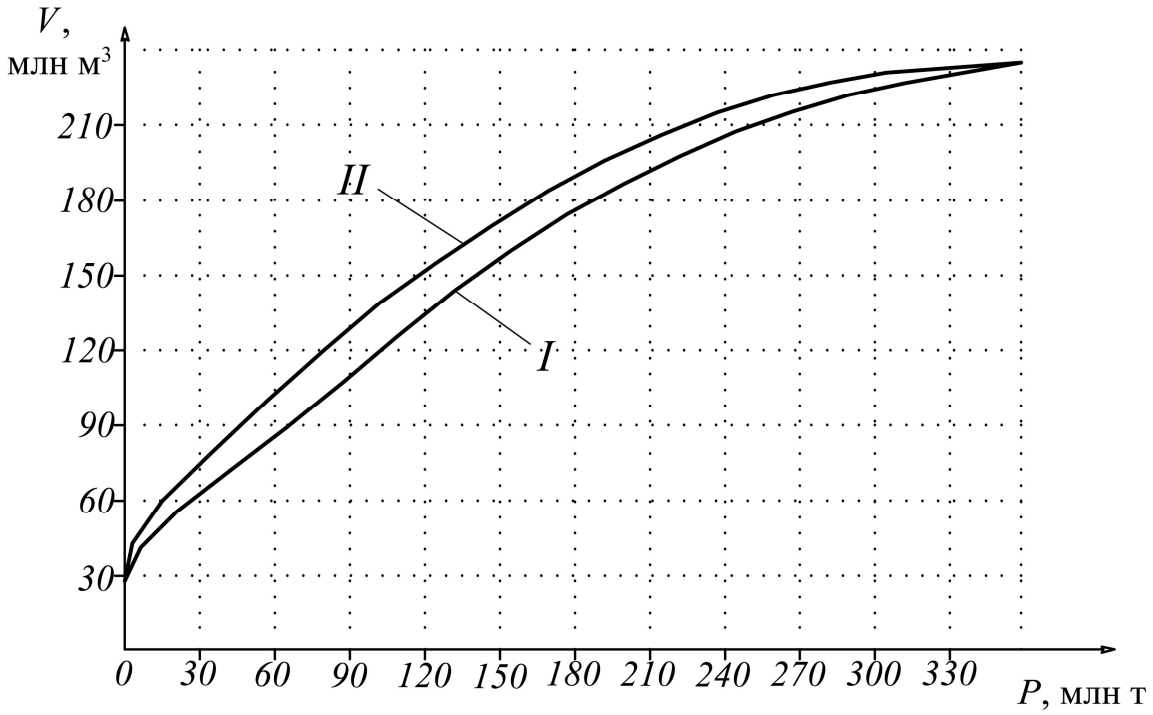


Рисунок 4.15 – Графік $V = f(P)$ для різних напрямів поглиблення дна кар'єру: *I* – розкриття й підготовка горизонтів здійснюється за лежачим боком рудного покладу; *II* – розкриття й підготовка горизонтів здійснюється за висячим боком рудного покладу

Зі сказаного зрозуміло, що не завжди варіант розвитку гірничих робіт з мінімальними коефіцієнтами розкриву забезпечує найкращі техніко-економічні показники розробки. Водночас цей критерій не враховує кількість виробленої

продукції. Коефіцієнт гірничої маси ґрунтується тільки на витратах на виробництво товарної продукції й не враховує її цінність (результати роботи), а показник витрат на 1 грн товарної продукції цінність (результати роботи) ураховує тільки побічно. Це неважко зрозуміти на такому прикладі.

Нехай дно кар'єру (рис. 4.16) знаходиться на гор. -250 м, а робочі борти займають положення *ABCD*. Проведемо порівняльне оцінювання двох варіантів розвитку гірничих робіт при поглибленні на нижчерозташований горизонт: з розносом борту вліво (напрямок *BN*) і з рівномірним рознесенням бортів (напрямок *BM*). У таблиці 4.3 представлено результати розрахунків порівняльного оцінювання варіантів розвитку гірничих робіт за різними критеріями.

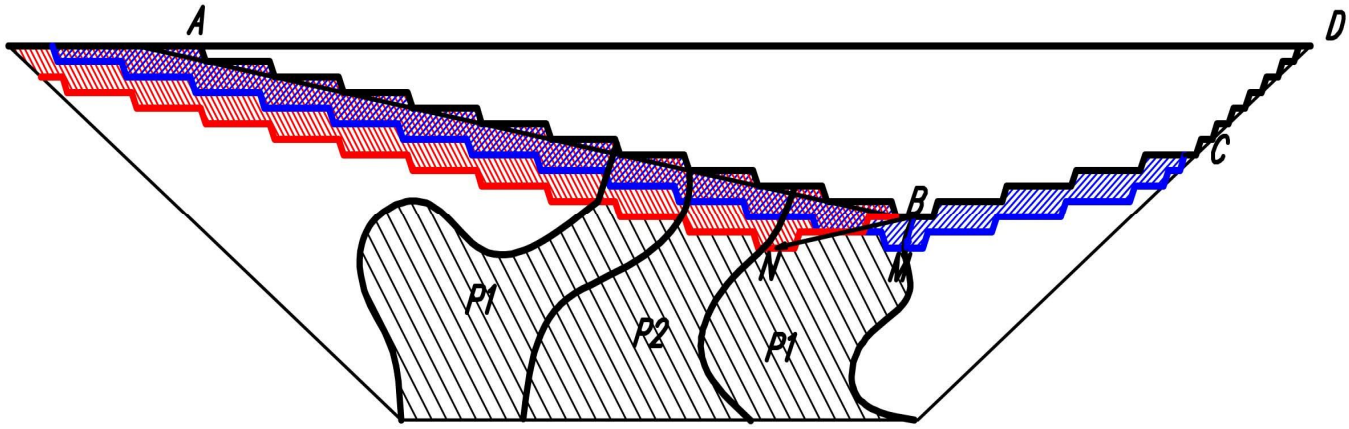


Рисунок 4.16 – Схема до обґрунтування критерію оцінювання напрямків розвитку гірничих робіт

З таблиці 4.3 видно, що варіанти розвитку гірничих робіт відрізняються обсягами розкривних порід і руди, продуктивністю за рудою, а також часом відпрацювання цих обсягів. Результати розрахунків за наявними критеріями (коефіцієнт розкриву, коефіцієнт гірничої маси й витрати на 1 грн товарної продукції) показали, що найкращим є варіант розвитку гірничих робіт у напрямі *BN*. Водночас варіант розвитку гірничих робіт у напрямі *BM* забезпечує більший річний прибуток підприємства. Тому вибір оптимального напряму розвитку гірничих робіт у кар'єрі за наявними технологічними критеріями можна робити тільки при однаковій у всіх варіантах продуктивності за рудою (коефіцієнт розкриву) або за концентратом (коефіцієнт гірничої маси, витрати на 1 грн товарної продукції).

В економічних умовах, особливо на родовищах з великими запасами, найбільший економічний ефект досягається при виробничій потужності кар'єру, максимально можливій за гірничотехнічними факторами й умовами збуту товарної продукції. Тому при визначенні оптимального напряму розвитку гірничих робіт необхідно враховувати як режим гірничих робіт, так і продуктивність кар'єру за корисними копалинами [233, 234].

Таблиця 4.3 – Техніко-економічні показники видобутку й переробки корисних копалин

№ з/п	Показники	Варіант поглиблення	
		Напрям *BM*	Напрям *BN*
1	Обсяг руди, що відпрацьовується за варіантом поглиблення, т	35 825 800	52 934 600
2	Обсяг розкривних порід, що відпрацьовується за варіантом поглиблення, $м^3$	26 159 000	35 782 000
3	Вихід концентрату, частки од.	0,38	0,4
4	Витрати на видобуток і переробку руди, млн грн	4 321	6 251
5	Витрати на розкрив, млн грн	1 726	2 361
6	Цінність товарної продукції, млн грн	13 613	21 173
7	Прибуток від реалізації товарної продукції, що отримується з обсягу руди за варіантом поглиблення, млн грн	7 656	12 560
8	Коефіцієнт розкриву, $м^3/т$	0,73	**0,68**
9	Коефіцієнт гірничої маси, т/т	3,71	**3,44**
10	Витрати на 1 грн товарної продукції	0,44	**0,41**
11	Час відпрацювання обсягів гірничої маси за варіантом поглиблення, років	3,5	7,1
12	Максимальна продуктивність кар'єру за рудою за варіантом поглиблення, т/рік	10 200 000	7 500 000
13	Річний прибуток за варіантом поглиблення, млн грн	**2 179**	1 779

Економічні критерії оцінювання розвитку гірничих робіт є найбільш загальними й об'єктивними. Критерієм оцінювання розвитку гірничих робіт може слугувати сумарний прибуток від експлуатації родовища за певний період часу. Однак, різноманітний характер пошуку оптимального розвитку гірничих робіт ускладнює використання цих критеріїв. «Крім цього, практика роботи кар'єрів

показує, що при оцінюванні діяльності підприємства за тривалий період будуть істотно змінюватися як витрати на виробництво, так і вартість товарної продукції (табл. 4.4). Зміна цих показників залежить від багатьох факторів, які важко прогнозуються» [233]. З таблиці 4.4 видно, що собівартість і ціна товарної продукції всього за 11-річний період змінилася в середньому відповідно на 300% і 370%, а за 15-річний – на 460% і 636%. З цього випливає, що економічна оцінка навіть одного і того ж варіанта гірничих робіт за показниками розрахункового року й після закінчення робіт будуть несумісні. Тому практично неможливо отримати точну порівняльну оцінку варіантів роботи кар'єру за тривалий період за економічними критеріями. Водночас витрати на гривню товарної продукції мають незначну зміну – від 1 до 35%. Тоді при розробленні критеріїв порівняльного оцінювання варіантів розвитку гірничих робіт, в основі яких лежать економічні показники роботи підприємства, доцільно враховувати не значення ціни й собівартості товарної продукції, а їхнє співвідношення, що дозволить підвищити точність результатів розрахунків.

Крім цього, при оцінюванні варіантів роботи кар'єру за економічними критеріями немає впевненості в тому, що найкращий варіант увійшов до числа розглянутих на стадії проєктування. Це пов'язано зі специфікою організації проєктування, коли для калькуляції витрат використовуються обсяги робіт за вже обраним варіантом розвитку. Економічні показники розраховують економічні відділи як проєктних організацій, так і гірничо-збагачувальних комбінатів. «Значний обсяг кошторисно-фінансових розрахунків обмежує кількість розглянутих варіантів. У зв'язку з цим, оцінюють два-три варіанти роботи кар'єру, запропоновані гірничими відділами. Гірники планують варіанти для економічного оцінювання, користуючись загальноприйнятими технологічними критеріями (коефіцієнт розкриву, коефіцієнт гірничої маси, продуктивність за рудою). Тому природним є прагнення запроєктувати більшу продуктивність за рудою при менших обсягах виймання пустих порід» [233]. Отже, вибирається лише раціональний варіант роботи кар'єру, тобто кращий варіант із запропонованих проєктувальниками, а оптимальний варіант може бути навіть зовсім не запропонований на стадії проєктування.

Таблиця 4.4 – Економічні показники виробництва й реалізації концентрату на ГЗК України

Підприємство	Роки	Собівартість, грн/т	Ціна, грн/т	Витрати на 1 грн товарної продукції, грн/грн
Північний ГЗК	2005	118,45	312,75	0,38
	2010	272,67	907,25	0,30
	2013	343	858	0,40
	2015	430	1150	0,37
	2019	583,4	1908,75	0,31
Полтавський ГЗК	2005	108,88	350	0,31
	2010	197,1	750	0,26
	2013	288	815	0,35
	2015	396	1100	0,36
	2019	613,5	1985,2	0,31
Центральний ГЗК	2005	148,74	321,74	0,46
	2010	350,72	957,74	0,37
	2013	397,18	900	0,44
	2015	540	1190	0,45
	2019	716,34	2191,09	0,33
Південий ГЗК	2005	107,7	258,74	0,42
	2010	337,3	1012	0,33
	2013	312,85	958	0,33
	2015	409,44	1233	0,33
	2019	576,37	2206,62	0,26
Інгулецький ГЗК	2005	120,36	287,11	0,42
	2010	327	921	0,36
	2013	364,71	1000	0,36
	2015	485	1210	0,40
	2019	626,2	2113,4	0,30

Своєю чергою, основні технологічні показники корисної копалини, які визначають економічну ефективність розробки родовища (вихід концентрату, вміст заліза, потужність і форма покладу, його розташування), зумовлені природою й тисячоліттями залишаються незмінними протягом періодів геологічної тривалості. «Тому для оцінювання варіантів розвитку гірничих робіт найкраще використовувати технологічний критерій. У цьому разі за прийнятою технологією видобутку руди й переробки її до товарної продукції на конкретному підприємстві за інших однакових умов ефективність роботи гірничого

підприємства буде визначатися обсягами руди й пустих порід, а також інтенсивністю й часом їх відпрацювання» [233].

Основоположним при визначенні економічного ефекту будь-якого рішення, що оцінюється, є зіставлення витрат і результатів процесу. Тому для знаходження технологічного критерію оцінювання розвитку гірничих робіт розглянемо зміну поточного прибутку від реалізації товарної продукції залежно від показників гірничих робіт: коефіцієнта розкриву, продуктивності кар'єру за рудою, якості корисної копалини й товарної продукції.

Економічною основою критерію оцінювання слугували загальноприйняті показники економічного оцінювання [235, 236], зокрема прибуток ГЗК від розробки родовища, який дорівнює:

$$П = P \cdot \gamma_к \cdot ц_к - P \cdot a - P \cdot n \cdot в \text{, грн/рік,} \qquad (4.2)$$

де P – обсяг видобутку руди, т;

$\gamma_к$ – вихід концентрату з руди, частки од.;

$ц_к$ – ціна концентрату, грн/т;

$a = a_д + a_П$ – собівартість видобутку ($a_д$) і переробки ($a_П$) однієї тонни руди до концентрату без витрат на розкривні роботи, грн/т;

$в$ – витрати на розкривні роботи, грн/т.

Якщо при валовому видобутку й переробці окремі технологічні типи руди забезпечують отримання концентрату із вмістом корисного компонента, який відрізняється від планового, то для порівняння варіантів необхідно враховувати вплив вмісту корисного компонента в концентраті на ціну останнього. У цьому разі необхідно ціну концентрату, одержуваного з окремих технологічних типів руди (з певним вмістом корисного компонента в концентраті), привести за ціною відсотка заліза в тонні концентрату планової якості:

$$ц_{к(i)} = \frac{ц_к \cdot \beta_{(i)}}{\beta_{пл}} \text{, грн/т,} \qquad (4.3)$$

де $ц_{к(i)}$ – приведена вартість концентрату, одержаного з i-го технологічного типу руди, грн/т;

$ц_к$ – ціна концентрату з плановим вмістом корисного компонента, грн/т;

$\beta_{(i)}$ – вміст заліза в концентраті, одержаного з i-го технологічного типу руди, %;

$\beta_{пл}$ – плановий вміст заліза в концентраті, %.

З урахуванням ціни концентрату вираз (4.2) набуде вигляду:

$$П = \sum_{i=1}^{I} (P_{(i)} \gamma_{(i)} \frac{\beta_{(i)}}{\beta_{(пл)}} ц_к) - \sum_{i=1}^{I} P_{(i)} \cdot а - \sum_{i=1}^{I} P_{(i)} \cdot п \cdot в \text{, грн.} \qquad (4.4)$$

У розділі 2.2 було встановлено, що будь-яка зміна напряму поглиблення кар'єру приводить до зміни продуктивності кар'єру за рудою. У зв'язку з цим, варіанти напряму розвитку гірничих робіт будуть відрізнятися тривалістю періоду відпрацювання обсягів руди й розкривних порід. Тому для порівнянності варіантів їх необхідно привести до одного року. Тоді формула (4.4) набуде вигляду:

$$П = \frac{\sum_{i=1}^{I} (P_{(i)} \gamma_{(i)} \frac{\beta_{(i)}}{\beta_{(пл)}} ц_к) - \sum_{i=1}^{I} P_{(i)} \cdot а - \sum_{i=1}^{I} P_{(i)} \cdot п \cdot в}{T}, \qquad (4.5)$$

де T – час відпрацювання обсягів гірничої маси за варіантом розвитку гірничих робіт, що розглядається, років.

$$T = \frac{\sum_{i=1}^{I} P_{(i)}}{A_p}, \qquad (4.6)$$

де A_p – продуктивність кар'єру за рудою для аналізованого варіанта розвитку гірничих робіт, м^3/рік.

Якщо виконати деякі перетворення, отримаємо формулу (4.7) для визначення річного прибутку від реалізації концентрату:

$$П = ц_к \frac{\sum_{i=1}^{I} (P_{(i)} \gamma_{(i)} \frac{\beta_{(i)}}{\beta_{(пл)}}) - \sum_{i=1}^{I} P_{(i)} \cdot \delta_p - \sum_{i=1}^{I} P_{(i)} \cdot п \cdot \delta_v}{T} = ц_к \cdot K, \qquad (4.7)$$

де $\delta_p = \frac{а}{ц_к}$ – коефіцієнт приведення фізичних обсягів руди до концентрату за його ціною;

$\delta_v = \frac{в}{ц_к}$ – коефіцієнт приведення фізичних обсягів розкривних порід до обсягів концентрату за його ціною.

З формули (4.7) видно, що спільний вплив продуктивності кар'єру за рудою, якості руди й коефіцієнта розкриву на прибуток можна врахувати критерієм *К*, який визначається за формулою:

$$K = \frac{\sum_{i=1}^{I}(P_{(i)}\gamma_{(i)}\frac{\beta_{(i)}}{\beta_{(пл)}}) - \sum_{i=1}^{I}P_{(i)}\cdot\delta_p - \sum_{i=1}^{I}P_{(i)}\cdot n\cdot\delta_v}{T}, \text{ т}, \quad (4.8)$$

або

$$K = A_p\cdot\gamma_{пл}^{ср.зв} - A_p\delta_p - A_p\cdot n\cdot\delta_v, \quad (4.9)$$

де $\gamma_{пл}^{ср.зв}$ – середньозважений вихід концентрату з плановим вмістом корисного компонента, частки од.

Показник *К* показує річний прибуток підприємства, виражений у товарній продукції (натуральному вигляді). Тут фізичні обсяги руди й пустих порід за ціною концентрату приведені до фізичних обсягів концентрату. Чим більше значення показника *К*, тим більший поточний (річний) прибуток комбінату.

Тому критерієм оцінювання варіантів розвитку гірничих робіт є максимальне значення показника *К*:

$$K \to \max. \quad (4.10)$$

Отже, розроблений критерій вибору оптимального варіанта розвитку гірничих робіт ураховує не тільки характер поширення корисних копалин і розкривних порід за кількістю та якістю в межах кар'єрного поля, але й порядок та інтенсивність формування робочого простору кар'єру.

Вибір оптимального напряму розвитку гірничих робіт належить до динамічних завдань планування, тому кінцеве оцінювання ефективності варіантів необхідно здійснювати співставленням витрат з результатами роботи ГЗК за роками експлуатації в певний період. У зв'язку з цим, критерій (4.7) буде мати вигляд:

$$K = \sum_{t=1}^{T_{пл}}\frac{A_{p(t)}\cdot\gamma_{пл(t)}^{ср.зв} - A_{p(t)}\delta_p - A_{P(t)}\cdot n_{(t)}\cdot\delta_v}{(1+E)^t}, \quad (4.11)$$

де $T_{пл}$ – тривалість планованого періоду експлуатації родовища, років.

Запропонований показник дозволяє здійснювати оцінювання варіантів розвитку гірничих робіт не за економічними показниками, які змінюються в часі та є важко прогнозованими, а за технологічними (продуктивність за рудою, коефіцієнт розкриву, вміст корисного компонента), які є стабільними й залежать тільки від геологічної будови масивів гірських порід. Крім цього, запропонований технолого-економічний критерій, на відміну від економічних критеріїв, ураховує не значення ціни й собівартості товарної продукції, а їх співвідношення, що уможливлює отримання точного порівняльного оцінювання варіантів роботи кар'єру за тривалий період, що є особливо важливим при вирішенні динамічних завдань планування розвитку гірничих робіт у кар'єрі.

Перевірку рекомендованого критерію було проведено при виборі напряму розвитку гірничих робіт у кар'єрі, що розробляє руду змінної якості (рис. 4.17). Мінеральна сировина представлена трьома типами руд, які відрізняються між собою виходом концентрату та вмістом корисного компонента в концентраті. Вибір напряму розвитку гірничих робіт будемо здійснювати за розробленим критерієм (4.11), а також за коефіцієнтом гірничої маси (m) і за витратами на 1 грн товарної продукції ($B_{1\ m.n.}$).

Результати розрахунків показали, що напрям розвитку гірничих робіт, вибраний за мінімальним значенням поточного коефіцієнта гірничої маси, збігається з напрямом, вибраним за мінімальними витратами на 1 грн товарної продукції (лінія *ABCDEKL* на рис. 4.17). Максимально можлива продуктивність за періодами становить 9,5 і 8,8 млн т/рік (рис. 4.18), коефіцієнти розкриву 0,8 м^3/т і 0,8 м^3/т, а термін експлуатації родовища становить 40 років.

Напрям розвитку гірничих робіт (лінія *A'B'C'D'E'K'L'* на рис. 4.19), вибраний за критерієм (4.11), відрізняється від напряму, установленого за мінімальним коефіцієнтом гірничої маси. Максимально можлива продуктивність за критерієм (4.11) становить 12,6 і 11,7 млн т/рік (рис. 4.20), коефіцієнти розкриву 0,95 м^3/т і 0,65 м^3/т, а термін експлуатації родовища 30 років.

Оцінювання цих варіантів за приведеним сумарним прибутком, величина якого відповідно становила 28872 млн грн і 62658 млн грн, підтвердила коректність розробленого критерію.

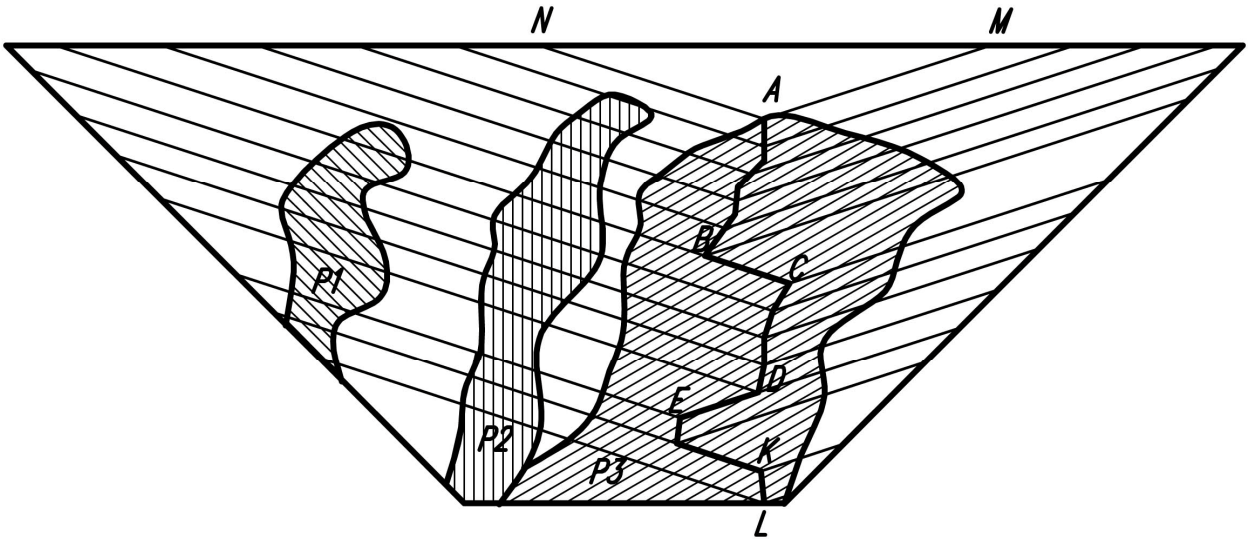


Рисунок 4.17 – Схема до визначення напряму поглиблення кар'єру за критерієм $m \rightarrow \min$ та $B_{1\ m.n.} \rightarrow \min$

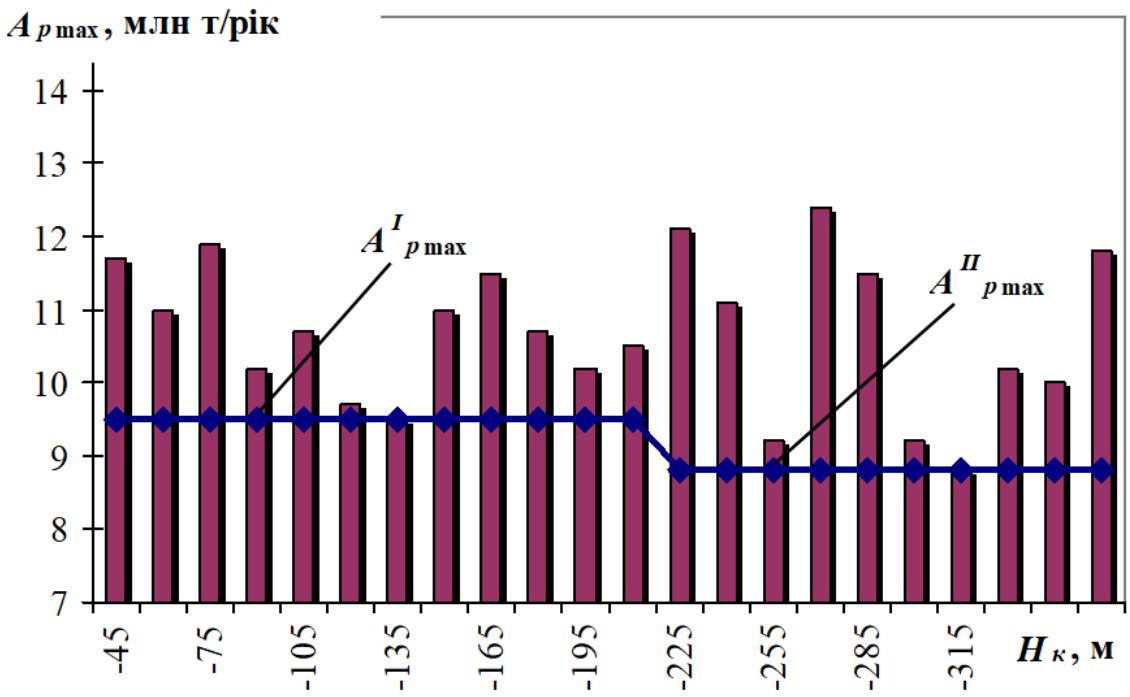


Рисунок 4.18 – Динаміка річних обсягів видобутку руди при плануванні гірничих робіт за критерієм $m \rightarrow \min$ та $B_{1\ m.n.} \rightarrow \min$

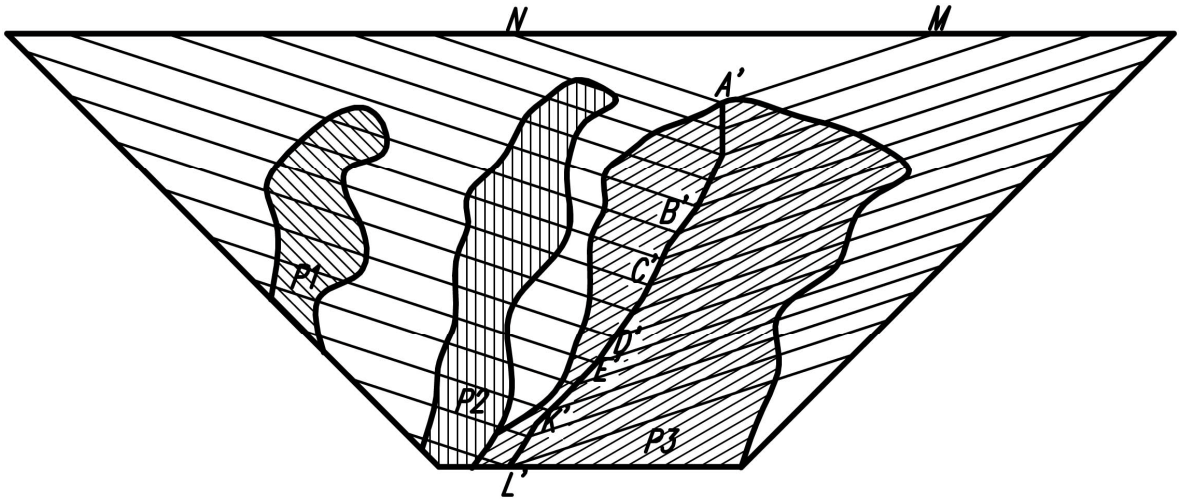


Рисунок 4.19 – Схема до визначення напряму поглиблення кар'єру за критерієм $K \rightarrow \max$

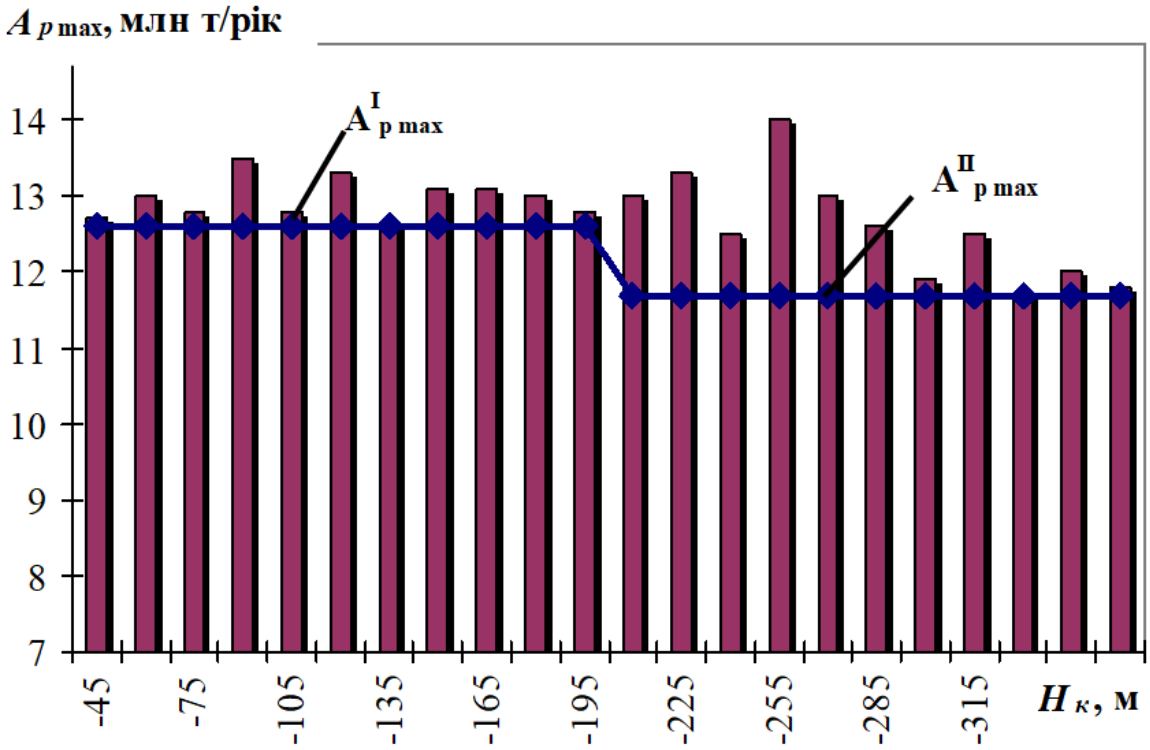


Рисунок 4.20 – Динаміка річних обсягів видобутку руди при плануванні гірничих робіт за критерієм $K \rightarrow \max$

Отже, можна зробити висновок, що запропонований критерій об'єктивно оцінює економічну ефективність порівнюваних варіантів розробки родовища.

4.4 Дослідження впливу зміни продуктивності за рудою на величину експлуатаційних коефіцієнтів розкриву

При відпрацюванні залізорудних покладів відкритим способом баланс обсягів рудної маси та розкривних порід регламентується проєктною документацією, яка базується на чинних нормах технологічного проєктування. Зазначена пропорція виступає визначальним фактором при обґрунтуванні параметрів системи розробки, гарантуючи раціональність та безпеку ведення гірничих робіт. «Така робота вважається нормальною й визначена вимогою формувати робочу зону кар'єру з робочим майданчиком, що включає нормативні запаси руди й розкривних порід, готові до виймання» [237]. Порушення цього співвідношення останніми роками відбувається здебільшого за рахунок нерівномірного зменшення обсягів виробництва розкривних робіт. На відміну від руди, яка є сировиною для виробництва товарної продукції, розкрив не представляє цінності. Витрати на виймання розкривних порід входять до сумарних витрат на розробку родовищ, тому вважають, що необхідно якомого менше виймати пустих порід. У зв'язку з цим, на гірничодобувних підприємствах, в умовах кризових явищ і в економіці загалом, зниження витрат на виробництво залізорудної товарної продукції досягалося шляхом недовиконання необхідних обсягів розкривних робіт. Так за період 2002-2016 рр. обсяг видобутку сирої залізної руди на кар'єрах України збільшився в середньому майже в 1,6 раза, тоді як коефіцієнт розкриву залишився без зміни, а на деяких кар'єрах навіть зменшився. Це призвело до накопичення значних обсягів заборгованості за розкривом [238]. У таких умовах складання виробничих програм підприємств, а надалі їх виконання, стає усе більш проблематичним, що підтверджується практикою виробництва.

Така тенденція обумовила погіршення гірничотехнічних умов експлуатації родовищ. Унаслідок відставання розкривних робіт на кар'єрах спостерігається звуження робочих майданчиків, скорочення фронту гірничих робіт, що створило передумови для стиснених і небезпечних умов експлуатації гірничотранспортного обладнання [239].

У даній роботі відставанням розкривних робіт у кар'єрі вважається недовиконання обсягів розкриву, розраховане щодо положення гірничих робіт у кар'єрі, яке забезпечує норматив готових до виймання запасів для заданої продуктивності кар'єру за рудою з урахуванням її зміни на кінець кожного року експлуатації кар'єру. При цьому проєктні параметри системи розробки повинні відповідати нормативній забезпеченості кар'єру готовими до виймання запасами гірничої маси на 1,5 місяця.

Для ліквідації розкривного відставання потрібно виконати певний обсяг розкривних робіт для формування на всіх уступах робочих майданчиків, що забезпечують створення в кар'єрі нормативного обсягу готових до виймання запасів гірничої маси [240].

Питання зменшення обсягів розкривних робіт вивчали відомі вчені: О.І. Арсентьєв, М.Г. Новожилов, В.В. Ржевський, В.Г. Блізнюков а на сьогодні в Україні продовжують М.С. Четверик, В.А. Ковальчук та ін. Вони розробили методи управління режимом гірничих робіт, що дозволяють зменшувати обсяги розкривних робіт при нормальній роботі кар'єрів [241-243]. Для визначення відставання розкривних робіт розроблено методику [244] визначення обсягів розкривних робіт, що забезпечують у кар'єрі нормальні умови для видобутку корисних копалин. Однак методика не враховує можливості збільшення продуктивності кар'єру за рудою за рахунок залучення до розробки кількох ділянок робочої зони кар'єру. Тому область застосування методики обмежена.

У зв'язку з цим, було вдосконалено методику визначення відставання розкривних робіт [245, 246], яка дозволяє визначати обсяги розкривних робіт, необхідні для стабільної та економічної роботи кар'єру як у випадку, коли гірничі роботи не дійшли до проєктних контурів на рівні денної поверхні (це є *верхнім проєктним контуром кар'єру*), так і в разі погашення гірничих робіт при виході робочих бортів кар'єру на проєктні контури, а також при залученні до розробки одночасно декількох ділянок робочого борту кар'єру [247].

Удосконалену методику визначення відставання розкривних робіт розглянемо на прикладі умовного кар'єру, представленого розрізом на рис. 4.21.

«При підрахунку розміру заборгованості за розкривними роботами важко визначити момент її появи. Заборгованість за розкривом може з'явитися з моменту пуску кар'єру в експлуатацію. Тому важко визначити поточний коефіцієнт розкриву, що забезпечує роботу кар'єру з нормальними робочими майданчиками» [245]. Приймаємо, що нині робота кар'єру буде сформована нормальними робочими майданчиками.

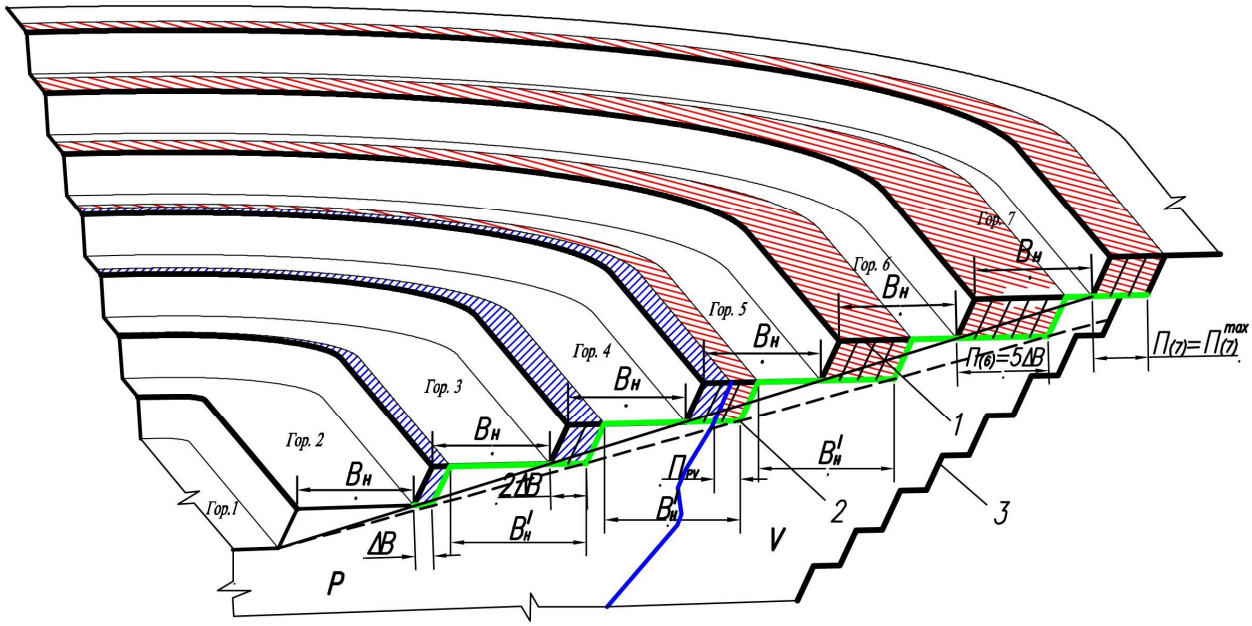


Рисунок 4.21 – Схема для визначення обсягів розкривних робіт при збільшенні продуктивності кар'єру за рудою: *1* і *2* – положення робочого борту кар'єру при роботі з продуктивністю за рудою $A_р$ і $A'_р$; *3* – проєктний контур кар'єру; $B_н$ – нормальна ширина робочого майданчика при продуктивності кар'єру за рудою $A_р$; $B_н'$ – нормальна ширина робочого майданчика при роботі кар'єру з продуктивністю за рудою $A'_р$

Проведені дослідження показали (підрозділ 3.2), що збільшення продуктивності кар'єру за рудою в межах максимально можливого значення є можливим за рахунок збільшення ширини робочого майданчика. При цьому збільшення ширини робочого майданчика призводить до зменшення довжини активного фронту гірничих робіт. Тому продуктивність кар'єру має визначатися з урахуванням взаємозв'язку ширини робочого майданчика й довжини активного

фронту гірничих робіт, які забезпечують у кар'єрі необхідний обсяг готових до виймання запасів.

У такий спосіб при збільшенні річної продуктивності кар'єру за рудою з A_p до A'_p нормальна ширина робочого майданчика на кожному горизонті збільшиться з $B_н$ до $B'_н$. При цьому ширина робочого майданчика визначається, виходячи з її взаємозв'язку з довжиною активного фронту гірничих робіт, що забезпечують готові до виймання запаси при збільшенні продуктивності кар'єру за рудою до A'_p.

При збільшенні річної продуктивності кар'єру за рудою до A'_p нормальна ширина робочого майданчика на кожному горизонті має збільшитися на ΔB_H:

$$\Delta B_H = B'_H - B_H \text{, м.} \tag{4.12}$$

Тільки в цьому разі в кар'єрі будуть забезпечені нормативні запаси руди й обсяг пустих порід, готовий до виймання.

Поточний коефіцієнт розкриву визначається за формулою:

$$n_t = \frac{A_v}{A_p} = \frac{L_v \cdot h_y \cdot l_v}{L_p \cdot h_y \cdot l_p}, \text{ м}^3/\text{м}^3, \tag{4.13}$$

де l_v й l_p – швидкість горизонтального посування розкривних і рудних уступів, м/рік.

За прийнятими шириною робочого майданчика, висотою уступів, продуктивністю за рудою й пустими породами кут укосу робочого борту кар'єру буде сталим, а поточний коефіцієнт розкриву визначатиметься співвідношенням активних фронтів робіт за пустими породами (L_v) і рудою (L_p):

$$n_t = \frac{L_v}{L_p}. \tag{4.14}$$

Як видно з рис. 4.21, при збільшенні продуктивності кар'єру за рудою на ΔA_p необхідно на *гор. 2* збільшити ширину робочого майданчика на величину ΔB_H, на горизонті, розташованому вище (*гор. 3*) – на величину $2\Delta B_H$, і так далі до верхнього робочого уступу. У цьому разі всі робочі майданчики в кар'єрі

будуть збільшені до нормативних розмірів. Крім цього, необхідно враховувати наявну ширину робочого майданчика на горизонті, яка може відрізнятися від нормативної (B_H) як у більший, так і в менший бік. Тому необхідним стає посування *i*-го горизонту, що забезпечує розширення робочих майданчиків до B'_H, яке визначається за формулою:

$$П_{(i)} = (i-1)\cdot \Delta B_H + \sum_{j=2}^{i} П_j^{iсн} \text{ , м,} \tag{4.15}$$

де $П_j^{iсн}$ – горизонтальне посування *j*-го горизонту за рахунок збільшення наявної ширини робочого майданчика до нормативного значення B_H, м;

$$П_j^{iсн} = B_H - B_{iсн}. \tag{4.16}$$

Гірничі роботи на кожному уступі зупиняються, коли фронт робіт підходить до проєктних контурів кар'єру. Тому для правильного визначення обсягів гірничих робіт на кожному *i*-му горизонті необхідно, щоб дотримувалася умова:

$$П_{(i)} \prec П_i^{max}, \tag{4.17}$$

де $П_i^{max}$ – максимально можливе посування фронту гірничих робіт на *i*-му горизонті, яке обмежується проєктними контурами кар'єру, м.

Якщо умова (4.17) не дотримується, посування фронту гірничих робіт на *i*-му горизонті буде дорівнювати:

$$П_{(i)} = П_i^{max}. \tag{4.18}$$

Крім цього, для правильного визначення обсягів гірничих робіт на рудних горизонтах необхідно, щоб дотримувалася умова:

$$П_{(i)} \prec П_{p(i)}^{max}. \tag{4.19}$$

Якщо умова дотримується, горизонтальне посування фронту гірничих робіт з руди ($П_{p(i)}$) на *i*-му горизонті становитиме:

$$П_{p(i)} = П_{(i)}. \tag{4.20}$$

«Якщо умова (4.19) не дотримується, то фронт гірничих робіт *i*-го горизонту виходить за контури рудного тіла й посування за довжиною рудного

фронту необхідно здійснювати як за рудою, так і за розкривними породами» [250]. Тоді:

$$П_{p(i)} = П^{max}_{p(i)}; \tag{4.21}$$

$$П_{pv(i)} = П_{(i)} - П^{max}_{p(i)}, \tag{4.22}$$

де $П_{pv(i)}$ – посування фронту гірничих робіт за розкривними породами на ділянці рудного фронту на *i*-му горизонті, м.

Додатковий обсяг видобутку руди від розширення робочих майданчиків (при реконструкції борту) на всіх уступах становитиме:

$$\Delta A_{pB} = \sum_{i=2}^{I} (П_{p(i)} \cdot L_{p(i)} \cdot h_{y(i)}), \text{ м}^3, \tag{4.23}$$

де $L_{p(i)}$ – довжина активного рудного фронту на *i*-му горизонті при ширині робочого майданчика B_H, м;

I – кількість робочих уступів у кар'єрі.

Одночасно з реконструкцією робочого борту кар'єру для досягнення заданої продуктивності кар'єру A'_p необхідно паралельно посувати весь робочий борт (рис. 4.22) зі швидкістю l'_p, яка визначається за формулою:

$$l'_p = \frac{A'_p - \Delta A_{pB}}{L'_p \cdot h_y}, \text{ м/рік}, \tag{4.24}$$

де L'_p – довжина активного рудного фронту в кар'єрі при ширині робочого майданчика B'_H, м.

Додатковий обсяг розкривних робіт (ΔA_{vB}) при розширенні робочих майданчиків до B'_H визначається за виразом:

$$\Delta A_{vB} = \sum_{i=2}^{I} (П_{(i)} \cdot L_{v(i)} \cdot h_{y(i)}) + \sum_{i=2}^{I} (П_{vp(i)} \cdot L_{p(i)} \cdot h_{y(i)}), \text{ м}^3/\text{рік}. \tag{4.25}$$

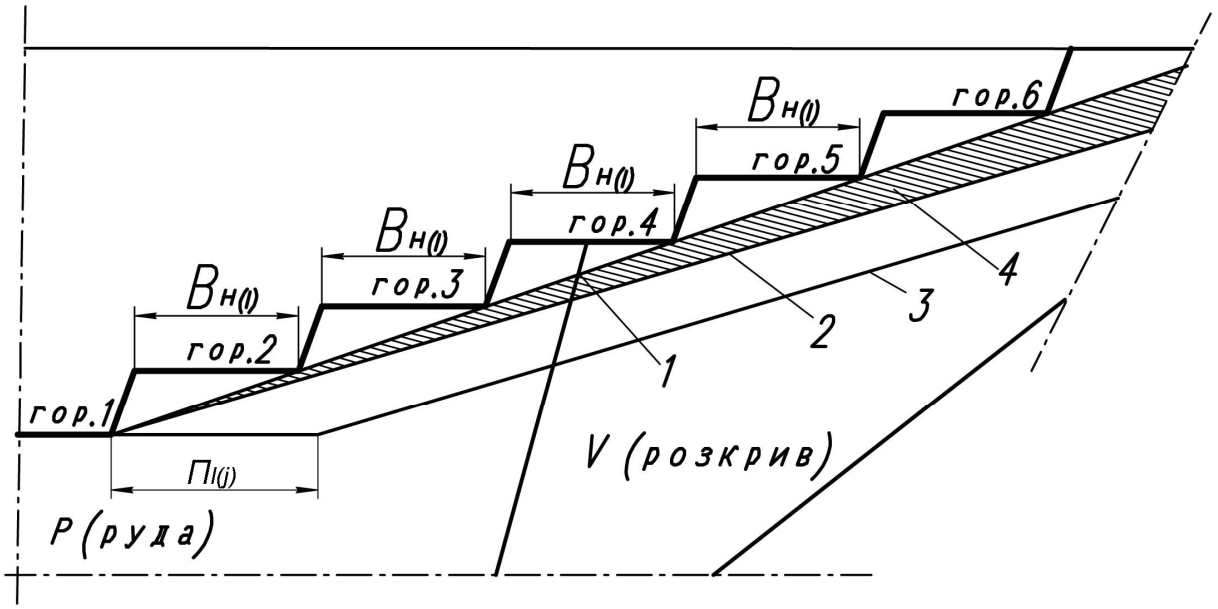


Рисунок 4.22 – Схема для визначення обсягів розкривних робіт: *1* – положення робочого борту кар'єру до розширення робочих майданчиків; *2* – положення робочого борту кар'єру після розширення робочих майданчиків; *3* – положення робочого борту кар'єру, яке забезпечує виконання заданої його продуктивності за рудою; *4* – обсяги виймання руди й розкривних порід при розширенні робочих майданчиків

Для досягнення заданої продуктивності за рудою, з урахуванням її збільшення, необхідно, щоб на робочих горизонтах зберігалися робочі майданчики нормальної ширини. «Тому швидкість горизонтального посування видобувних уступів (l'_p) має дорівнювати швидкості горизонтального посування розкривних уступів (l'_v). З цього випливає, що після реконструкції борту кар'єру для забезпечення заданої продуктивності за рудою A'_p фронт гірничих робіт *i*-го горизонту за рік має бути просунутим на відстань $П_{l(i)}$, яка визначається швидкістю горизонтального посування» [250]:

$$П_{l(i)} = 1 \cdot l'_v, \text{ м.} \tag{4.26}$$

«При цьому має дотримуватися умова: сумарне річне посування фронту гірничих робіт *i*-го горизонту має бути меншим або дорівнювати максимально можливому просуванню фронту гірничих робіт на цьому горизонті» [250]:

$$П_{(i)} + П_{l(i)} \le П_i^{max}. \tag{4.27}$$

«Якщо умова (4.27) не дотримується, значить на цьому горизонті гірничі роботи виходять на проєктні контури кар'єру, а необхідне посування фронту гірничих робіт, що забезпечує задану продуктивність кар'єру після розширення робочих майданчиків на *i*-ому горизонті ($П_{l(i)}$) визначається, виходячи з умови (4.19).

Якщо умова (4.19) дотримується, то $П_{l(i)}$ визначиться за формулою» [250]:

$$П_{l(i)} = П_i^{max} - П_{(i)}, \text{ м.} \tag{4.28}$$

Якщо умова (4.19) не дотримується, то $П_{l(i)}$ приймаємо рівним 0:

$$П_{l(i)} = 0. \tag{4.29}$$

Сумарний обсяг розкривних порід, який необхідно вийняти з кар'єру для забезпечення заданої продуктивності за рудою A'_p, залежно від стану гірничих робіт і прийнятої технології розробки визначається за формулою:

$$\Delta A_v = \Delta A_{vB} + A_{vl} = \sum_{i=2}^{I}(П_{(i)} \cdot L_{v(i)} \cdot h_{y(i)}) + \sum_{i=2}^{I}(П_{pv(i)} \cdot L_{p(i)} \cdot h_{y(i)}) + L'_{v(i)} \cdot h_{y(i)} \cdot П_{l(i)}, \text{ м}^3/\text{рік}, \tag{4.30}$$

де A_{vl} – обсяг розкривних робіт при паралельному переміщенні робочого борту кар'єра, м^3/рік;

$$A_{vl} = L'_{v(i)} \cdot h_{y(i)} \cdot П_{l(i)}, \tag{4.31}$$

$L'_{v(i)}$ – довжина фронту розкривних робіт у кар'єрі при ширині робочого майданчика B'_H, м.

Збільшення ширини робочих майданчиків відбудеться з коефіцієнтом розкриву:

$$\Delta n = \frac{\sum_{i=2}^{I}(П_{(i)} \cdot L_{v(i)} \cdot h_{y(i)}) + \sum_{i=2}^{I}(П_{pv(i)} \cdot L_{p(i)} \cdot h_{y(i)})}{\sum_{i=2}^{I}(П_{p(i)} \cdot L_{p(i)} \cdot h_{y(i)})}, \text{ м}^3/\text{м}^3, \tag{4.32}$$

а поточний коефіцієнт розкриву, що враховує обсяги руди й розкривних порід, які виймаються при розширенні робочих майданчиків, буде дорівнювати:

$$n_t = \frac{\sum_{i=2}^{I}(П_{(i)} \cdot L_{v(i)} \cdot h_{y(i)}) + \sum_{i=2}^{I}(П_{pv(i)} \cdot L_{p(i)} \cdot h_{y(i)}) + L'_{v(i)} \cdot h_{y(i)} \cdot П_{l(i)}}{A'_p}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (4.33)$$

Обсяг заборгованості за розкривом визначається за формулою:

$$Q_з = \Delta A_{vB} - \frac{L'_v}{L'_p}\Delta A_{pB}, \text{ м}^3. \quad (4.34)$$

«Розрахунки показали, що при збільшенні продуктивності кар'єру за рудою коефіцієнт розкриву збільшується як за рахунок зменшення кута укосу робочого борту кар'єра, так і за рахунок короткострокового збільшення швидкості горизонтального посування кожного горизонту, розташованого вище відносно розташованого нижче, унаслідок розширення робочих майданчиків» [248].

Невиконання цього обсягу при збільшенні продуктивності за рудою призведе до порушення законів розвитку кар'єрного простору і, як наслідок, до непланового накопичення обсягів розкривних порід.

Збільшення продуктивності кар'єру за рудою є можливим як за рахунок збільшення її до максимально можливого значення шляхом зміни кута укосу робочого борту кар'єра на одній ділянці робочої зони, так і за рахунок залучення до розробки кількох ділянок, які характеризуються різними коефіцієнтами розкриву [249].

У цьому разі для роботи всього кар'єру з мінімальними поточними коефіцієнтами розкриву збільшувати продуктивність шляхом зміни кута укосу робочого борту необхідно першочергово на ділянці з мінімальними коефіцієнтами розкриву. Після того як продуктивність цієї ділянки досягне максимально можливого значення або коефіцієнти розкриву цієї ділянки зрівняються з коефіцієнтами розкриву іншої, до роботи залучається друга ділянка.

Очевидно, що ширина робочих майданчиків і швидкість горизонтального посування на першій і другій ділянках будуть відрізнятися. Швидкість горизонтального посування першої ділянки буде максимальною (лінія *4* рис. 4.23), а другої –забезпечувати необхідне посування фронту для досягнення заданого значення продуктивності кар'єру за рудою (лінія *5* рис. 4.23). У цьому разі реконструкція борту кар'єру на другій ділянці може й не знадобитися [250].

Однак, якщо визначати обсяги відставання й поточні коефіцієнти розкриву за базовою методикою при збільшенні фронту гірничих робіт за рахунок залучення до відпрацювання кількох ділянок робочої зони, розширення робочих майданчиків необхідно буде здійснювати на всіх ділянках. Крім цього, швидкість горизонтального посування на всіх ділянках, що залучаються до роботи, буде однаковою. Це призведе до значного збільшення коефіцієнтів розкриву.

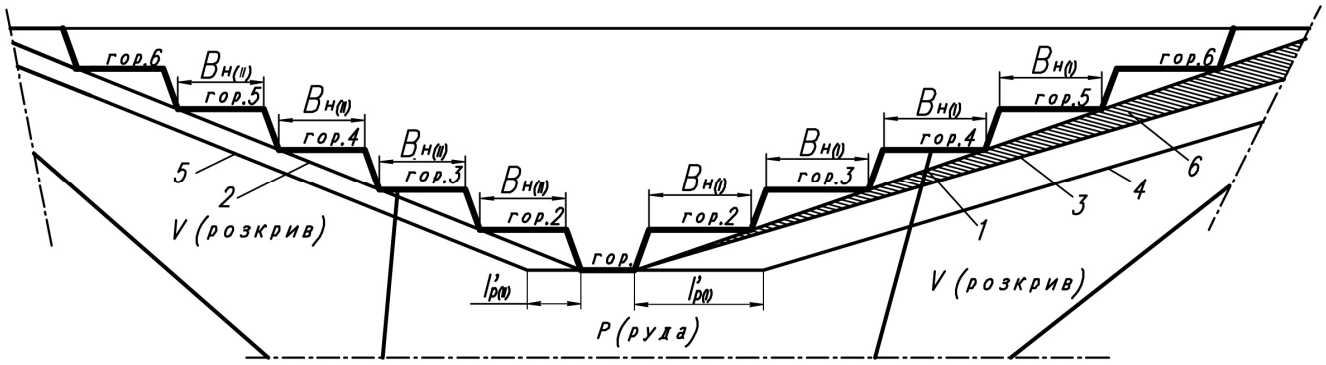


Рисунок 4.23 – Схема до визначення обсягів розкривних робіт при залученні до розробки кількох ділянок робочої зони кар'єру: *1* – положення робочого борту кар'єру на *I* ділянці робочої зони; *2* – положення робочого борту на *II* ділянці робочої зони; *3* – положення робочого борту на *I* ділянці робочої зони після розширення робочих майданчиків; *4* – положення робочого борту на *I* ділянці робочої зони, що забезпечує виконання заданої продуктивності кар'єру за рудою; *5* – положення робочого борту на *II* ділянці робочої зони, що забезпечує виконання заданої продуктивності кар'єру за рудою; *6* – обсяги виймання руди й розкривних порід при розширенні робочих майданчиків

У разі залучення до розробки кількох ділянок робочої зони, продуктивність кар'єру за рудою визначиться за формулою:

$$A'_p = \sum_{k=1}^{K} A_{(k)}^{діл}, \text{ м}^3/\text{рік}, \qquad (4.35)$$

де $A_{(k)}^{діл}$ – продуктивність за рудою k-го ділянки робочої зони кар'єру, м^3/рік;

k – індекс ділянки робочої зони кар'єру;

K – кількість ділянок робочої зони кар'єру, які одночасно залучаються до розробки, т.

Таким чином при збільшенні річної продуктивності кар'єру за рудою з A_p до A'_p нормальна ширина робочого майданчика на кожному горизонті *k*-ї ділянки робочої зони збільшиться з $B_{н(k)}$ до $B'_{н(k)}$. «У цьому разі ширина робочого майданчика $B'_{н(k)}$, а також її збільшення $\Delta B_{H(k)}$ на різних ділянках робочої зони визначається за нормативами залежно від заданої продуктивності на цій ділянці $A^{діл}_{(k)}$ і довжини фронту на цій же ділянці $L'_{p(k)}$» [250].

Швидкість переміщення робочого борту кар'єру в горизонтальному напрямі на на *k*-ій ділянці робочої зони, що забезпечує задане збільшення продуктивності, буде дорівнювати:

$$l'_{p(k)} = \frac{A^{діл}_{(k)} - \Delta A_{pB(k)}}{L'_{p(k)} \cdot h_{y(k)}}, \text{ м/рік,} \qquad (4.36)$$

де $L'_{p(k)}$ – довжина активного рудного фронту в кар'єрі при ширині робочого майданчика $B'_{H(k)}$, м.

Тоді збільшення ширини робочих майданчиків відбудеться з коефіцієнтом розкриву:

$$\Delta n = \frac{\sum_{k=1}^{K}\sum_{i=2}^{I}(П_{(ki)} \cdot L_{v(ki)} \cdot h_{y(ki)}) + \sum_{k=1}^{K}\sum_{i=2}^{I}(П_{pv(ik)} \cdot L_{p(ik)} \cdot h_{y(ik)})}{\sum_{k=1}^{K}\sum_{i=2}^{I}(П_{p(ki)} \cdot L_{p(ki)} \cdot h_{y(ki)})}, \qquad (4.37)$$

а поточний коефіцієнт розкриву, що враховує обсяги руди й розкривних порід, які виймаються при розширенні робочих майданчиків, буде дорівнювати:

$$n_t = \frac{\sum_{k=1}^{K}\sum_{i=2}^{I}(П_{(ki)} \cdot L_{v(ki)} \cdot h_{y(ki)}) + \sum_{k=1}^{K}\sum_{i=2}^{I}(П_{pv(ki)} \cdot L_{p(ki)} \cdot h_{y(ki)}) + \sum_{k=1}^{K} L'_{v(ki)} \cdot h_{y(ki)} \cdot П_{l(ki)}}{A'_p}. \qquad (4.38)$$

Обсяг заборгованості за розкривом становитиме:

$$Q_з = \sum_{k=1}^{K} \Delta A_{vB(k)} - \frac{L'_{v(k)}}{L'_{p(k)}} \Delta A_{pB(k)}. \qquad (4.39)$$

Для обґрунтування вдосконаленої методики розглянемо приклад умовного кар'єру. Вихідні дані наведено в табл. 4.5.

На рис. 4.24 наведено результати порівняння вдосконаленої методики з базовою. З рисунка видно, що в разі, коли збільшення продуктивності кар'єру за рудою відбувається тільки за рахунок зміни кута укосу робочого борту кар'єру на одній ділянці робочої зони (A_p = 3; 3,25; 3,5), результати розрахунків за базовою й удосконаленою методиками повністю збігаються. У разі, якщо зростання продуктивності кар'єру відбувається ще й за рахунок залучення до розробки кількох ділянок робочої зони, результати розрахунків за базовою методикою дають похибку (рис. 4.24 A_p = 3,75; 4; 4,25). Ця похибка становить від 11 до 24%.

При роботі ГЗК в умовах високої динаміки потреб у ЗРС і цін на неї відбувається постійна зміна планових показників з видобутку руди й відповідного їй розкриву. У періоди кризових явищ при падінні попиту на мінеральну сировину на кар'єрах знижують продуктивність. Коефіцієнти розкриву в ці періоди приймаються сталими на рівні запланованих у проєктах, а іноді необґрунтовано зменшуються. Водночас одним із найважливіших завдань при розробці родовищ відкритим способом є підтримка працездатності кар'єрів в умовах як скорочення обсягів видобутку корисних копалин, так і їх збільшення.

Методику визначення обсягів розкривних робіт при зниженні продуктивності кар'єру за рудою розглянемо на прикладі умовного кар'єру (рис. 4.25) [251].

При зниженні річної продуктивності кар'єру за рудою з A_p до A''_p нормальна ширина робочого майданчика на кожному горизонті зміниться з $B_н$ до $B''_н$, тобто зменшиться на $\Delta B'_H$:

$$\Delta B'_H = B''_H - B_H, \text{ м.} \qquad (4.40)$$

Як видно з рис. 4.25, при зниженні продуктивності кар'єру за рудою до A''_p можна зменшити ширину робочого майданчика на *гор. 6* на величину $\Delta B'_H$; на горизонті, розташованому нижче (*гор. 5*), – на $2\Delta B'_H$, і так далі до самого нижнього робочого уступу. У цьому разі усі робочі майданчики в кар'єрі зменшуються до нормативних розмірів.

Таблиця 4.5 – Вихідні показники й результати розрахунків для умовного прикладу

Показники	Варіанти					
	1 (базовий)	2	3	4	5	6
Продуктивність кар'єру за рудою, млн $м^3$/рік	3,0	3,25	3,5	3,75	4,0	4,25
Приріст продуктивності за рудою, млн $м^3$/рік	0	0,25	0,5	0,75	1,0	1,25
Максимально можлива продуктивність за ділянками, млн $м^3$/рік	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5
Продуктивність кар'єру за розкривом за базовою методикою A_v, млн $м^3$/рік	6,3	8,61	11,24	13,5	16,0	17,98
Продуктивність кар'єру за розкривом за вдосконаленою методикою A_v, млн $м^3$/рік	6,30	8,61	11,24	12,11	13,16	14,58
Довжина рудного фронту, м I ділянка II ділянка	 1600 -	 1490 -	 1400 -	 1400 1100	 1400 1020	 1400 950
Довжина фронту за розкривом, м I ділянка II ділянка	 3400 -	 3620 -	 3900 -	 3900 3720	 3900 3920	 3900 4200
Мінімальна ширина робочого майданчика, м	35	35	35	35	35	35
Нормативна ширина робочого майданчика, м I ділянка II ділянка	 50 -	 52 -	 55 -	 55 38	 55 39	 55 40
Поточний коефіцієнт розкриву без урахування розширення робочих майданчиків, $м^3/м^3$	2,1	2,43	2,79	2,83	2,93	3,05
Коефіцієнт розкриву з урахуванням розширення робочих майданчиків за базовою методикою, $м^3/м^3$	2,1	2,65	3,21	3,6	4,0	4,23
Коефіцієнт розкриву з урахуванням розширення робочих майданчиків за вдосконаленою методикою, $м^3/м^3$	2,1	2,65	3,21	3,23	3,29	3,43
Помилка при розрахунках за базовою методикою	0%	0%	0%	11%	21%	24%

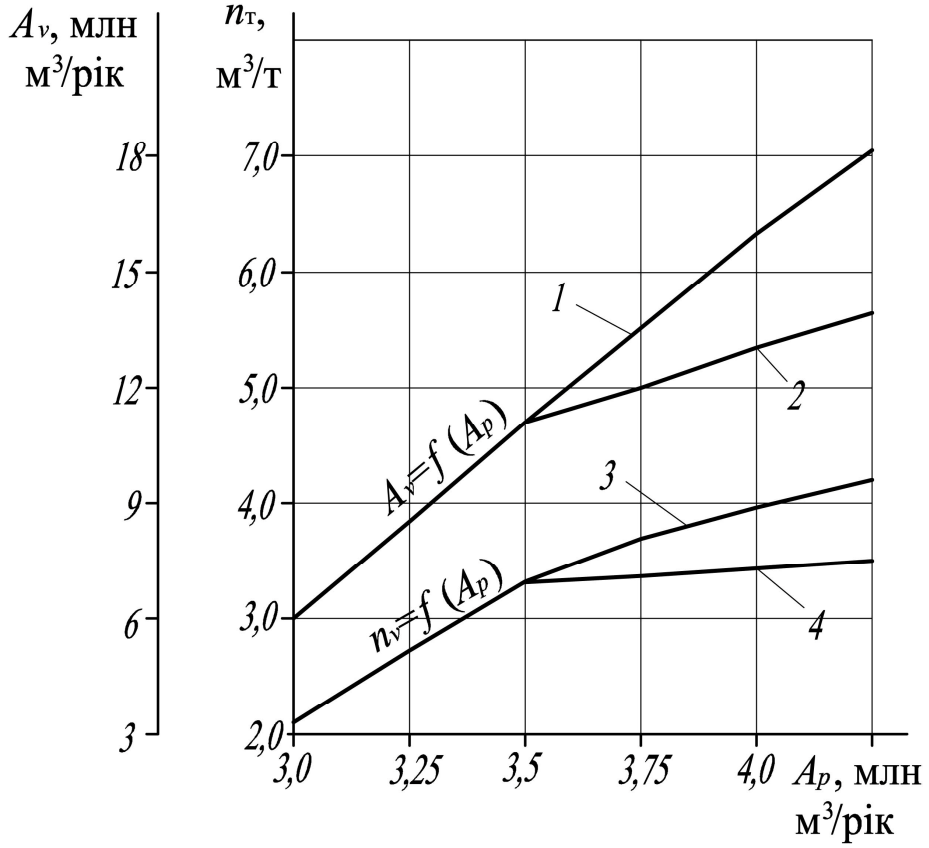


Рисунок 4.24 – Зміна поточних коефіцієнтів розкриву й обсягів розкривних порід при збільшенні продуктивності кар'єру за рудою: *1*, *3* – за наявною методикою; *2*, *4* – за вдосконаленою методикою

Тому необхідне посування *i*-го горизонту, яке забезпечує зменшення ширини робочих майданчиків до величини B''_H, визначається за формулою:

$$П_{(i)} = (I - i) \cdot \Delta B'_H, \text{ м.} \tag{4.41}$$

Поточний коефіцієнт розкриву з урахуванням обсягів видобутку руди й виймання розкривних порід, які виймаються при зменшенні ширини робочих майданчиків, буде дорівнювати

$$n_t = \frac{\sum_{i=2}^{I}(П_{(i)} \cdot L_{v(i)} \cdot h_{y(i)}) + \sum_{i=2}^{I}(П_{pv(i)} \cdot L_{p(i)} \cdot h_{y(i)}) + L''_{v(i)} \cdot h_{y(i)} \cdot П'_{l(i)}}{A''_p}. \tag{4.42}$$

Обсяг випередження розкривних робіт становитиме:

$$Q_{вип} = \Delta A_{pB} \frac{L''_v}{L''_p} - \Delta A_{vB}, \text{ м}^3. \tag{4.43}$$

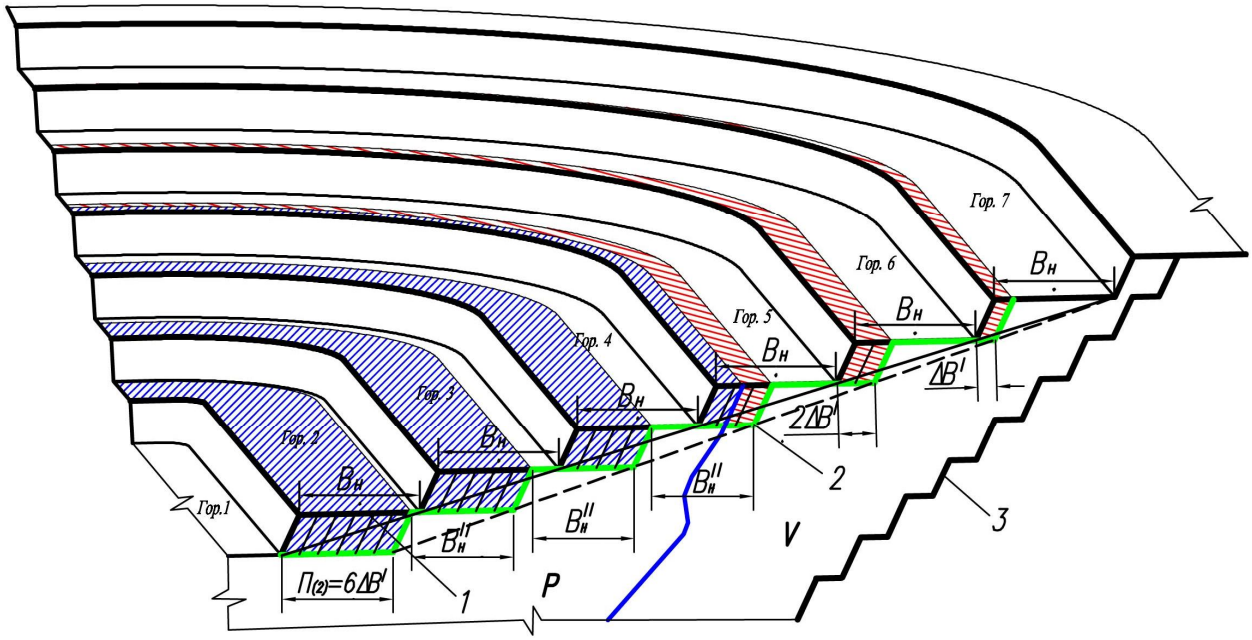


Рисунок 4.25 – Схема до визначення обсягів розкривних робіт при зниженні продуктивності кар'єру за рудою: *1* і *2* – положення робочого борту кар'єру при роботі з продуктивністю за рудою $A_р$ і $A''_р$; *3* – проєктний контур кар'єру; $B_н$ – нормальна ширина робочого майданчика при продуктивності кар'єру за рудою $A_р$; $B_н''$ – нормальна ширина робочого майданчика при роботі кар'єру з продуктивністю за рудою $A''_р$

Вихідні дані та результати розрахунків з визначення обсягів розкривних робіт при зниженні продуктивності кар'єру за рудою представлено в табл. 4.6.

Розрахунки показали, що при зниженні продуктивності кар'єру за рудою знижується коефіцієнт розкриву. Це пояснюється тим, що за рахунок зменшення ширини робочого майданчика верхні горизонти (розкривні) мають меншу швидкість горизонтального посування, ніж нижні (рудні), і, як наслідок, деякий обсяг руди видобувається з кар'єру з меншим коефіцієнтом розкриву.

На рис. 4.26 і 4.27 показано зміну поточних коефіцієнтів розкриву й обсягів виймання розкривних порід залежно від зміни продуктивності кар'єру. Точка $A_б$ характеризує досягнутий рівень продуктивності кар'єру за рудою (базовий варіант). Заштриховані області на графіку показують випередження обсягів виймання розкривних порід (*4*) при зменшенні продуктивності кар'єру за рудою, а

також відставання розкривних робіт (*5*) при збільшенні продуктивності кар'єру за рудою. Лінія *3* характеризує роботу кар'єру зі сталим коефіцієнтом розкриву.

Таблиця 4.6 – Вихідні показники й результати розрахунків для умовного прикладу

Показники	Варіанти					
	Базовий (1)	2	3	4	5	6
Продуктивність кар'єру за рудою, $м^3$/рік	3000000	2750000	2500000	2250000	2000000	1750000
Зниження продуктивності за рудою, $м^3$/рік	0	250000	500000	750000	1000000	1250000
Продуктивність кар'єру за розкривом, $м^3$/рік	9000000	7749000	6524000	5267000	4032000	2782000
Довжина рудного фронту, м	1600	1670	1760	1870	1990	2120
Довжина фронту за розкривом, м	3400	3300	3190	3080	2960	2810
Мінімальна ширина робочого майданчика $B_н$, м	35	35	35	35	35	35
Нормативна ширина робочого майданчика, м	50	48	46	45	43	42
Поточний коефіцієнт розкриву з урахуванням випередження розкривних робіт, $м^3/м^3$	2,1	1,8	1,33	0,98	0,53	0,2

За розробленою методикою було визначено відставання розкривних робіт у кар'єрах Кривбасу. Вихідні дані для розрахунків представлено в табл. 3.3. Результати розрахунків представлено в табл. 4.7.

З таблиці видно, що практично всі кар'єри Кривбасу (крім кар'єру ПівдГЗК) мають відставання за розкривними роботами, обсяг якого значно перевищує річні обсяги виймання розкривних порід.

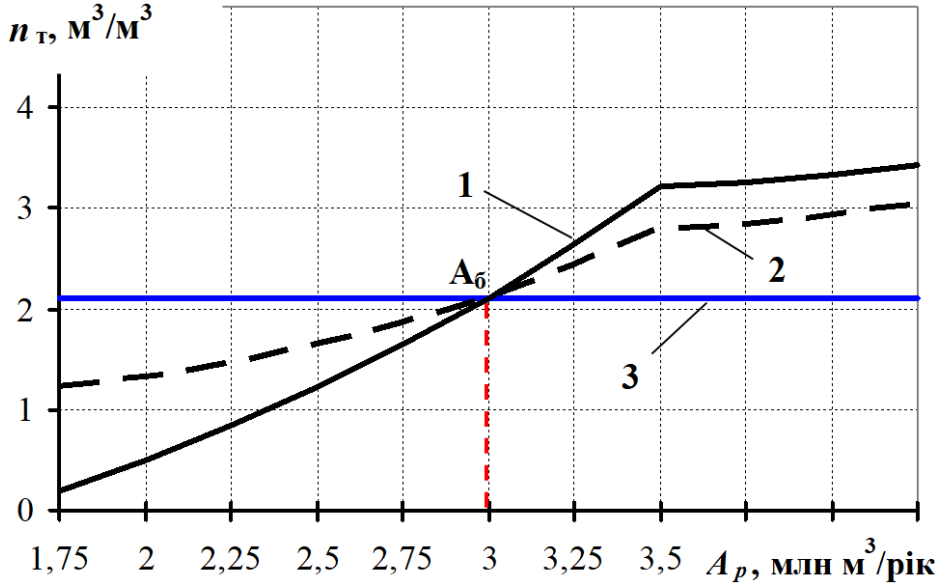


Рисунок 4.26 – Залежність поточних коефіцієнтів розкриву від зміни продуктивності кар'єру за рудою: *1* – з урахуванням обсягів гірничої маси, що виймаються при реконструкції борту кар'єру; *2* – без урахування обсягів гірничої маси, що виймаються при реконструкції борту; *3* – сталий коефіцієнт розкриву

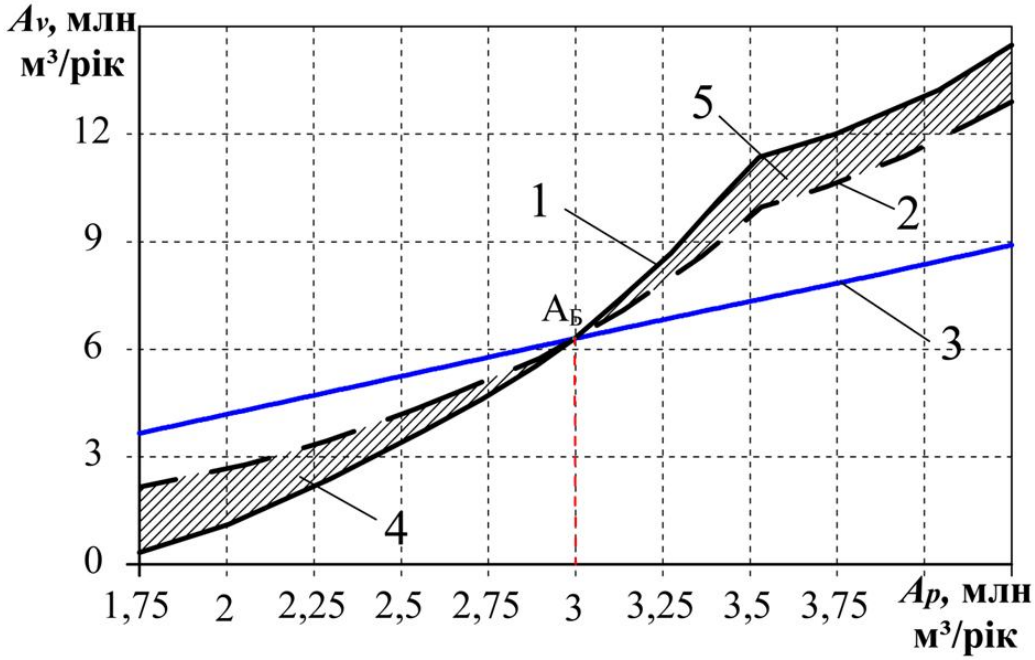


Рисунок 4.27 – Залежність обсягів розкривних порід від зміни продуктивності кар'єру за рудою: *1* – з урахуванням обсягів гірничої маси, що виймаються при реконструкції борту кар'єру; *2* – без урахування обсягів гірничої маси, що виймаються при реконструкції борту; *3* – при сталому коефіцієнті розкриву; *4* – випередження розкривних робіт; *5* – відставання розкривних робіт

Таблиця 4.7 – Обсяги відставання за розкривом на кар'єрах Кривбасу (за даними комбінатів на 01.01.2025 р.)

Показники	ПівдГЗК	НКГЗК		ЦГЗК			ПівнГЗК		ІнГЗК
		№2-біс	№3	№1	№3	№4	Ганнівський	Першотравневий	
Мінімальна ширина робочого майданчика, м	35	35		35			35		35
Нормальна ширина робочого майданчика, м: фактична									
- руда	60	51	52	54	55	52	52	49	52
- розкрив	55	47	53	47	53	58	49	45	53
Довжина активного фронту гірничих робіт, м:									
- руда	4200	1005	1210	310	490	356	520	1195	1420
- розкрив	2350	1056	1231	3227	2151	2150	4005	3850	5245
Відставання розкривних робіт, $м^3$	-	5452000	9824000	15564000	12320000	16253000	1115000	24856420	18453000
Продуктивність кар'єру за рудою на рік, т/рік	305000000	9600000	10400000	3000000	3000000	3000000	1900000	2150000	17400000

4.5 Методика визначення річних обсягів ліквідації відставання за розкривом при зміні продуктивності кар'єру за рудою

При відкритій розробці крутоспадних родовищ вкладення коштів на розкривні роботи звичайно випереджає видобуток корисної копалини на кілька років. Це зменшує економічну ефективність відкритих гірничих робіт і призводить до заморожування значних засобів. Особливо негативно це проявляється при вимушеній зміні продуктивності кар'єру за рудою, характерній для умов динамічної зміни потреб у ЗРС і кон'юнктури сировинних ринків.

Дослідженнями було встановлено, що збільшення продуктивності за рудою має здійснюватися з урахуванням зміни режиму гірничих робіт, який характеризується кількістю й тривалістю періодів усереднення, а також значеннями експлуатаційних коефіцієнтів розкриву за кожним із періодів. Відповідно до цього, зміниться й виробнича потужність за гірничою масою, яка визначає мінімально необхідну кількість одиниць гірничого устаткування. Невиконання цього обсягу розкриву при збільшенні продуктивності за рудою призведе до порушення законів нормального розвитку кар'єрного простору і, як наслідок, до непланового накопичення обсягів розкривних порід (заборгованості) [252].

«Ліквідація відставання за розкривом звичайно здійснюється з порушенням планомірного й пропорційно рівномірного розвитку розкривних і видобувних робіт. За таких умов складання виробничих програм підприємств, а надалі і їх виконання, стає все більш проблематичним, що підтверджується практикою виробництва. Тому першочергово необхідно визначити річні обсяги ліквідації відставання за розкривом» [253].

При збільшенні продуктивності кар'єру за рудою з A_p до A'_p значення експлуатаційного коефіцієнта розкриву змінитися з n до n', а виробничої потужності за гірничою масою – з $Q_{гм}$ до $Q'_{гм}$. Приріст виробничої потужності за гірничою масою визначається за формулою:

$$\Delta Q_{гм} = Q'_{гм} - Q_{гм} = A'_p(1+n') - A_p(1+n), \text{ м}^3. \quad (4.44)$$

Нормальні умови для видобутку корисної копалини вимагають формування робочої зони кар'єру робочими майданчиками, що включають нормативні запаси

скельної гірничої маси, готові до виймання. Тому для збільшення продуктивності кар'єру за рудою необхідно зробити розширення робочих майданчиків з метою ліквідації відставання за розкривом.

«Ліквідація відставання за розкривом має передувати збільшенню продуктивності за рудою і проводиться в перехідні періоди роботи кар'єру від одного положення робочого борту до іншого, тривалість яких для забезпечення покриття попиту на залізорудну продукцію повинна бути мінімальною. Водночас перехідні періоди характеризуються значним збільшенням поточних коефіцієнтів розкриву та, відповідно, виробничої потужності за гірничою масою. У зв'язку з цим, будуть потрібні додаткові капітальні вкладення на придбання основного гірничого устаткування, економічна доцільність яких обмежена короткостроковістю перехідних періодів» [253]. Тому необхідно прагнути здійснити ліквідацію відставання за розкривом без додаткових капітальних витрат.

Щоб запланувати виробничі показники кар'єру в період ліквідації відставання за розкривними роботами, необхідно визначити річні обсяги його ліквідації, які й визначать необхідну кількість основного гірничого устаткування.

Річні обсяги ліквідації відставання за розкривом визначаються [254]:

1. Виходячи з граничних обсягів ліквідації відставання.

В основу способу покладено розрахунковий принцип, згідно з яким повна собівартість виробництва й реалізації кінцевої товарної продукції (концентрату) C_K повинна бути меншою або дорівнювати значенню припустимої собівартості концентрату $C_{К.П.}$:

$$C_{К.П.} \geq C_K. \tag{4.45}$$

Як припустима собівартість концентрату ($C_{КП}$) приймається його оптова ціна, але в цьому разі кар'єр не буде мати прибутку. Тому припустиму собівартість необхідно визначати з урахуванням планової норми прибутку, тобто:

$$C_{К.П.} = \frac{Ц_{ОПТ.К.}}{1+\tau}, \text{ грн/т}, \tag{4.46}$$

де τ – планова норма прибутку, частки од.;

$Ц_{ОПТ.ДО}$ – оптова ціна концентрату, грн/т.

Значення розрахункової повної собівартості концентрату становитиме:

$$С_К=\frac{a_{o(i)}^{у.зм}+b_{(i)}^{у.зм}n_{(i)}+\frac{ВК^{у.пост}}{A_{p(i)}}+b_{(i)}^{у.зм}\Delta n\ +a_{пер}^{у.пост}+\frac{ВФ^{у.пост}}{A_{p(i)}}+a_{тр.р}}{\gamma_к}, \text{ грн/т,} \quad (4.47)$$

де i – варіант збільшення продуктивності кар'єру за рудою в діапазоні від $A_р$ до $A'_р$;

$n_{(i)}$ – експлуатаційний коефіцієнт розкриву, що забезпечує нормальну роботу кар'єру з продуктивністю $A_{р(i)}$, м^3/т;

Δn – коефіцієнт ліквідації відставання за розкривом, м^3/т;

$a_{тр.р}$ – питомі витрати на доставку й реалізацію товарної продукції до місця приймання покупцем, грн/т;

$a_{o(i)}^{у.зм.}$ – питомі умовно-змінні витрати на видобуток руди без витрат на розкрив, грн/т;

$b_i^{у.зм}$ – питомі умовно-змінні витрати на виймання розкривних порід, грн/м^3;

$ВФ^{у.пост.}$ – умовно-постійні витрати на переробку руди й реалізацію продукції, грн;

$ВК^{у.пост.}$ – умовно-постійні витрати на видобуток руди, грн;

γ – вихід товарної продукції з руди, що видобувається, частки од.

Тоді, граничний коефіцієнт ліквідації відставання за розкривом становитиме:

$$n^{гр}_{відст}=\frac{\frac{Ц_{ОПТ.К.}}{1+\tau}-(a_{o(i)}^{у.зм}+b_{(i)}^{у.зм}n_{(i)}+\frac{ВК^{у.пост}}{A_{p(i)}}+a_{пер}^{у.зм}+\frac{ВФ^{у.пост}}{A_{p(i)}}+a_{тр.р})}{b_{(i)}^{у.зм}}, \text{ м}^3\text{/т.} \quad (4.48)$$

При відомих продуктивності кар'єру за рудою й граничному коефіцієнті ліквідації відставання за розкривом стає можливим визначення річного обсягу ліквідації відставання:

$$V_{відст}^{рік}=n^{гр}_{відст}A_р, \text{ м}^3\text{/рік.} \quad (4.49)$$

2. Виходячи з кількості гірничого устаткування, яке передбачено для забезпечення виробничої потужності за гірничою масою $Q'_{гм}$ при продуктивності кар'єру за рудою $A'_р$.

В основу цього способу покладено умову:

$$Q_{пр}^{г.о.} \geq Q_{гм(і)} \tag{4.50}$$

або

$$Q_{пр}^{г.о.} \geq A_{р(і)}\, n_{(і)} + A_{р(і)} + V_{відст(і)}, \tag{4.51}$$

де $Q_{пр}^{г.о.}$ – сумарна продуктивність гірничого устаткування в кар'єрі, м^3/рік;

$Q_{гм(і)}$ – виробнича потужність за гірничою масою з урахуванням обсягів ліквідації відставання за розкривом при продуктивності кар'єру за рудою $A_{р(і)}$;

$V_{відст(і)}$ – обсяг відставання за розкривом при збільшенні продуктивності за рудою з $A_р$ до $A_{р(і)}$.

Виходячи з умови (4.50), обсяг відставання за розкривом, який можна ліквідувати за один рік без додаткових капітальних вкладень, визначиться за формулою:

$$V_{відст}^{рік} = Q_{пр}^{г.о.} - (A_{р(і)}\, n_{(і)} + A_{р(і)}), \text{ м}^3\text{/рік}. \tag{4.52}$$

Час ліквідації відставання за розкривом визначається за формулою:

$$t_{лрв} = \frac{V'_{відст}}{V_{відст}^{рік}}, \text{ років}, \tag{4.53}$$

де $V'_{відст}$ – обсяг відставання за розкривом, який необхідно ліквідувати при збільшенні продуктивності кар'єру з $A_р$ до $A'_р$.

Формування можливих варіантів продуктивності за рудою було розглянуто на прикладі умовного кар'єру.

Робочі борти в кар'єрі сформовані робочими майданчиками, що забезпечують норматив готових до виймання запасів для видобутку руди на рівні 13,5 млн т/рік. У кар'єрі відставання розкривних робіт – відсутнє.

Графічне рішення з визначення області можливих варіантів роботи кар'єру, які забезпечують ліквідацію відставання за розкривом, показано на рис. 4.28.

При збільшенні продуктивності кар'єру за рудою з 13,5 до 17 млн т/рік коефіцієнт розкриву зросте з 0,63 до 0,83 м^3/т, а виробнича потужність за гірничою масою – з 12,48 до 19,11 млн м^3 (лінія *1* на рис. 4.28). З цього випливає, що сумарна продуктивність основного гірничого устаткування в кар'єрі може

забезпечити виймання й транспортування не більше 19,11 млн м^3 гірничої маси в перехідний період роботи кар'єру при будь-якому значенні продуктивності за рудою в діапазоні від A_p до A'_p (лінія *2* на рис. 4.28).

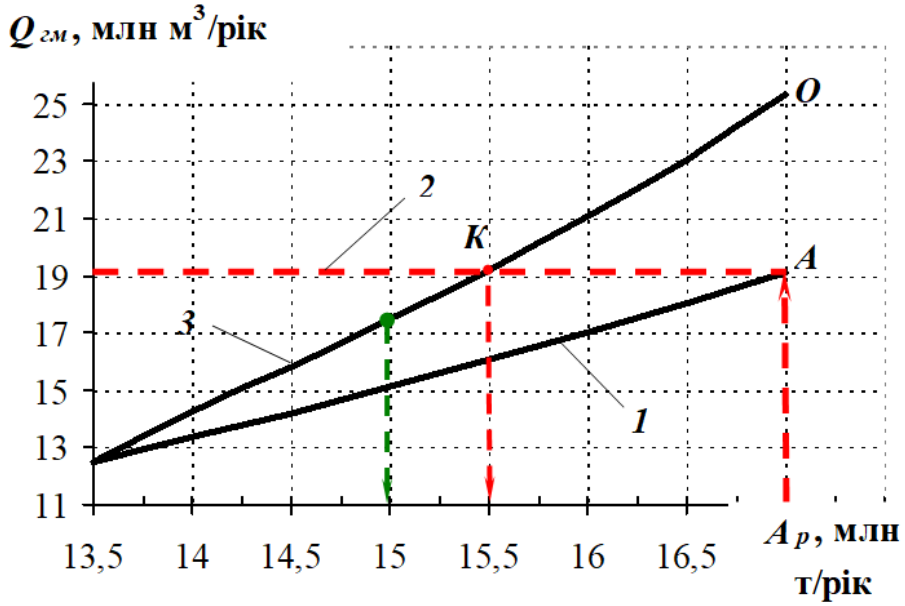


Рисунок 4.28 – Визначення області можливих варіантів продуктивності за рудою в перехідні періоди роботи кар'єру

Для забезпечення в кар'єрі нормативу готових до виймання запасів необхідно зробити розширення робочих майданчиків з метою ліквідації відставання за розкривом. Лінія *3* показує зміну обсягів виймання гірничої маси при збільшенні продуктивності за рудою з урахуванням обсягів відставання за розкривом. Отже, для забезпечення запланованого збільшення продуктивності за рудою необхідно ліквідувати 6,2 млн м^3 відставання за розкривом (*AO*).

Виходячи з умови (4.50), точка перетину лінії *3* з лінією *2* (точка *K*) показує граничний варіант продуктивності за рудою, за яким можлива ліквідація відставання за розкривом. Звідси можна зробити висновок, що варіанти продуктивності кар'єру за рудою в області 13,5-15,5 млн т/рік дозволяють ліквідувати розкривне відставання без додаткових капітальних вкладень на придбання основного гірничого устаткування.

Таблиця 4.8 – Вихідні показники й результати розрахунків з визначення оптимального варіанта збільшення продуктивності за рудою в перехідні періоди роботи кар'єру

Показники	Варіанти							
	1 (A_p)	2	3	**4**	5	6	7	8(A'_p)
Продуктивність за рудою, млн т/рік	13,5	14	14,5	**15**	15,5	16	16,5	17
Поточний коефіцієнт розкриву, $м^3$/т	0,63	0,66	0,69	**0,72**	0,74	0,77	0,8	0,83
Продуктивність за розкривом, млн $м^3$/рік	8,51	9,24	10	**10,8**	11,47	12,32	13,2	14,11
Виробнича потужність за гірничою масою, млн $м^3$/рік	12,48	13,36	14,27	**15,21**	16,03	17,03	18,05	19,11
Обсяги відставання за розкривом при збільшенні продуктивності за рудою, млн $м^3$/рік	0	0,85	1,5	**2,3**	3,1	4	4,9	6,2
Виробнича потужність за гірничою масою в перехідні періоди, млн $м^3$/рік	-	14,21	15,77	**17,51**	19,11	21,03	22,95	25,31
Обсяг відставання за розкривом, який необхідно ліквідувати при збільшенні продуктивності кар'єру з A_p до A'_p ($V'_{відст}$), млн $м^3$/рік	6,2	6,2	6,2	**6,2**	6,2	6,2	6,2	6,2
Обсяг відставання за розкривом, який можна ліквідувати за рік ($V^{рік}_{відст}$), млн $м^3$/рік	6,63	5,75	4,84	**3,9**	3,08	2,08	1,06	0
Приріст чистої поточної вартості грошових потоків (ΔNPV), млн грн	0	74,3	97,34	**170,7**	89,88	-	-	-

Варіанти роботи кар'єру відрізняються як режимом гірничих робіт і річними обсягами ліквідації відставання за розкривом, так і продуктивністю кар'єру за рудою. Тому як критерій оцінювання пропонується розглядати максимум чистої поточної вартості грошових потоків:

$$NPV = \sum_{t=1}^{T} \frac{CF_t}{(1+E)^t} - \sum_{t=1}^{T} \frac{K_t}{(1+E)^t}, \text{ грн,} \qquad (4.54)$$

де CF_t – чистий грошовий потік (сумарний прибуток від реалізації залізорудної товарної продукції) в t-й рік, грн;

E – ставка дисконту, частки од;

K – капітальні інвестиції в t-му році на збільшення продуктивності кар'єру, грн;

T – оцінюваний період часу, років.

Капітальні інвестиції, необхідні для подальшого розвитку кар'єру та збільшення виробничої потужності, згідно з умовою (4.44), є однаковими. Надалі капітальні інвестиції, вкладені у виробничі фонди, поступово повертаються у вигляді амортизаційних відрахувань. Тому для спрощення економічного оцінювання ефективності варіантів роботи кар'єру можна виключити з розрахунків як капітальні інвестиції, що не мають істотного впливу на різницю між варіантами, так і амортизаційні відрахування.

Отже, формула визначення NPV набуває такого вигляду:

$$NPV = \sum_{t=1}^{T} \frac{CF_t}{(1+E)^t}. \tag{4.55}$$

Оптимальний варіант визначається, виходячи з максимального розміру чистого сучасної вартості грошового потоку за оцінюваний період:

$$NPV \rightarrow max. \tag{4.56}$$

Чистий грошовий потік – це різниця між позитивним грошовим (надходженням грошових коштів) і негативним (витрачанням коштів). Чистий грошовий потік визначається таким чином:

$$CF_t = (CIF_{(t)} - COF_{(t)}) \times (1-N), \tag{4.57}$$

де $CIF_{(t)}$ – грошові надходження (виручка) від реалізації товарної продукції в t-й рік, грн;

$COF_{(t)}$ – грошові витрати (експлуатаційні витрати) підприємства, грн;

N – ставка податку на прибуток, виражена десятковим дробом.

Грошові надходження, або виручка, включає кошти, отримані в результаті реалізації товарів, готової продукції, робіт, послуг. Грошові надходження визначаються:

$$CIF_{(t)} = ц \cdot A_{p(t)} \cdot \gamma_к, \tag{4.58}$$

де $ц$ – ціна реалізації товарної продукції, грн/т;

$A_{p(t)}$ – продуктивність кар'єру за рудою в t-й рік, т;

γ_k – вихід товарної продукції з руди, що видобувається, частки од.

Грошові витрати включають усі витрати, понесені підприємством на виробництво й реалізацію товарної продукції.

У зв'язку з тим, що протягом досліджуваного періоду можливими є значні коливання обсягів виймання розкривних порід і руди, то розрахунок грошових витрат необхідно здійснювати на підставі умовно-постійних і умовно-змінних витрат.

Тоді витрати можна представити у вигляді формули:

$$COF_{(t)} = COF_{(t)}^{Ak} + COF_{(t)}^{Ap} + COF_{(t)}^{відст}, \quad (4.59)$$

де $COF_{(t)}^{Ap}$ – виробничі витрати на видобуток руди в *t*-й рік, грн;

$COF_{(t)}^{Ak}$ – виробничі витрати на переробку руди і реалізацію продукції в *t*-й рік, грн;

$COF_{(t)}^{відст}$ – виробничі витрати на ліквідацію відставання за розкривом у *t*-й рік, грн.

Виробничі витрати на видобуток руди становитимуть:

$$COF_{(t)}^{Ap} = A_{p(t)} c_p^{у.зм.} + ЗК^{у.пост.}, \quad (4.60)$$

де $ЗК^{у.пост.}$ – умовно-постійні витрати на видобуток руди, грн;

$c_p^{у.зм.}$ – питомі умовно-змінні витрати на видобуток руди, грн/т;

$$c_p^{у.зм.} = a_o^{у.зм.} + n \cdot b^{у.зм}, \quad (4.61)$$

$a_o^{у.зм.}$ – питомі умовно-змінні витрати на видобуток руди без витрат на розкрив, грн/т;

$$a_o^{у.зм.} = f(A_{р(t)}, L_{р.а}, B_н), \quad (4.62)$$

n – експлуатаційний коефіцієнт розкриву, що забезпечує нормальну роботу кар'єру з продуктивністю $A_{p(t)}$, м^3/т;

$b^{у.зм.}$ – питомі умовно-змінні витрати на виймання розкривних порід, грн/м^3;

$$b^{у.зм.} = f(A_{p(t)}, L_{р.а.}, B_н). \quad (4.63)$$

Виробничі витрати на виробництво й реалізацію товарної продукції визначаються за формулою:

$$COF_{(t)}^{Ak} = ЗФ_{(t)}^{у.зм} + ЗФ^{у.пост.}, \quad (4.64)$$

$ЗК_{(t)}^{у.зм}$ – умовно-змінні витрати на переробку руди й реалізацію продукції в *t*-й рік, грн;

$ЗК^{у.пост.}$ – умовно-постійні витрати на переробку руди й реалізацію продукції, грн.

Виробничі витрати на ліквідацію розкривного відставання визначаються за формулою:

$$COF_{(t)}^{відст} = V_{відст(t)}^{рік} \cdot b^{у.зм}. \quad (4.65)$$

Після перетворення отримаємо кінцевий вигляд критерію:

$$NPV = \sum_{t=1}^{T} (\frac{A_{р(t)} \gamma_к \cdot ц}{(1+E)^t} - (\frac{A_{р(t)} (a_o^{у.зм.} + n \cdot b^{у.зм.}) + ЗК^{у.пост.}}{(1+E)^t} + \frac{+ ЗФ_{(t)}^{у.зм.} + ЗФ^{у.пост.} + V_{відст(t)}^{рік} b^{у.зм}}{(1+E)^t}) \times (1-N) \rightarrow max. \quad (4.66)$$

Отже, конкретизований критерій спрямовано на максимізацію прибутку в умовах збільшення продуктивності кар'єру за рудою з урахуванням ліквідації відставання за розкривом.

Результати розрахунків з визначення оптимального варіанта збільшення продуктивності за рудою в перехідні періоди роботи кар'єру з урахуванням ліквідації розкривного відставання наведено в табл. 4.8.

Досвід експлуатації кар'єрів показує, що нерідко трапляється, коли в результаті порушення законів розвитку кар'єрного простору на кар'єрах допускається відставання розкривних робіт (представлене тимчасово неробочими бортами). У зв'язку з цим, необхідно розглянути варіант ліквідації розкривного відставання при зміні продуктивності кар'єру, коли воно має місце на момент планування гірничих робіт у кар'єрі.

Для підвищення ефективності розробки родовища ліквідацію розкривного відставання першочергово необхідно здійснювати на ділянці кар'єру, розміри якої після реконструкції будуть відповідати необхідній активній площі робочої зони

(див. розділ 4.2), виходячи з оптимальних параметрів системи розробки та заданої продуктивності кар'єру за рудою.

Можливі варіанти роботи кар'єру з урахуванням ліквідації відставання за розкривом визначимо на вже розглянутому раніше умовному кар'єрі. У цьому разі робочі борти кар'єру сформовані майданчиками завширшки 40-45м, водночас кількість майданчиків на розкривних уступах з нормативною шириною становить 40%. Крім цього, є ділянки в межах декількох горизонтів, де ширина робочих майданчиків відповідає ширині транспортних і запобіжних берм. Сучасний стан гірничих робіт представлено лінією *BCOD* (рис. 4.29), а проєктне положення робочої зони лінією *ECOD*. Обсяг відставання за розкривом на момент планування становить 30 млн м^3. Поглиблення кар'єру прийняте за висячим боком рудного тіла (лінія *OA*). Максимально можлива продуктивність кар'єру становить 19 млн т/рік.

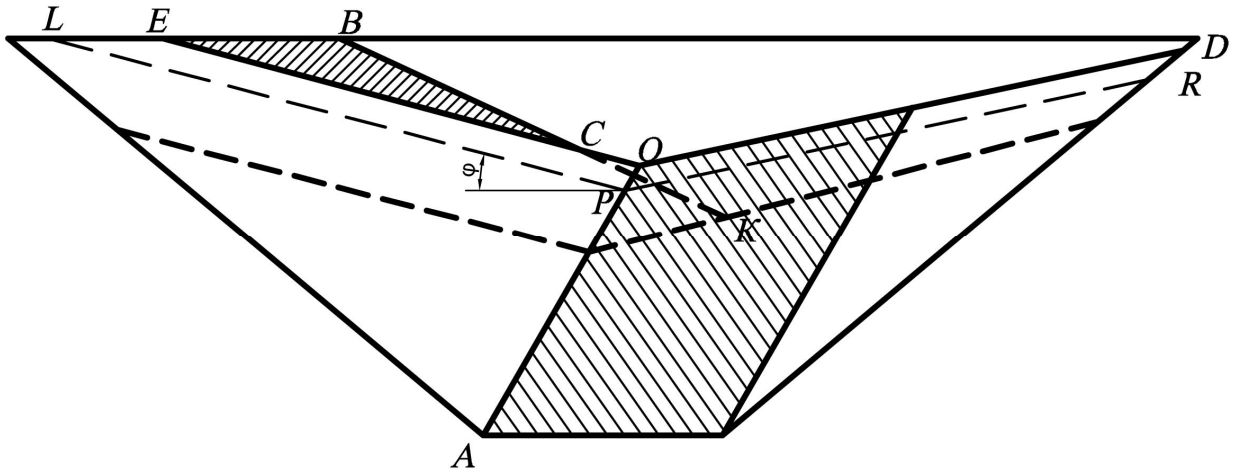


Рисунок 4.29 – Схема розвитку гірничих робіт при ліквідації відставання за розкривом

Подальше поглиблення гірничих робіт є можливим за лінією *CK*. Водночас буде відбуватися вибуття виробничої потужності кар'єру.

Для запобігання подальшому накопиченню розкривного відставання при поглибленні кар'єру формування робочої зони необхідно здійснювати робочими майданчиками, що включають нормативні запаси скельної гірничої маси, готові до виймання (*LPR*). Кут укосу робочого борту (φ) залежить від планової продуктивності кар'єру за рудою.

У разі, якщо на момент планування гірничих робіт досягнута продуктивність є меншою від максимально можливої (наприклад 10 млн т/рік) і планується її збільшення, то всі варіанти роботи кар'єру з різною продуктивністю за рудою стають можливими тільки за умови додаткових капітальних вкладень на розвиток виробничої потужності, реконструкцію (ліквідацію відставання за розкривом) і підтримання виробничої потужності [255]. Водночас необхідно, щоб дотримувалася умова:

$$t_{прв} \le t_{пр}, \tag{4.67}$$

де $t_{пр}$ – максимально можлива тривалість роботи кар'єру із заданою продуктивністю за рудою, виходячи з гірничих можливостей (до початку вибуття продуктивності за рудою), років.

На рис. 4.30. показано залежність часу безперебійної роботи кар'єру із заданою продуктивністю та тривалості ліквідації відставання за розкривом від значення продуктивності за рудою.

З рис. 4.30 видно, що для варіантів продуктивності за рудою, які знаходяться на відрізку *ОК*, умова (4.67) виконується, тому, виходячи з рис. 4.31 (лінія *ОА*), розмір додаткових капітальних вкладень може бути зменшений. Водночас обсяги ліквідації відставання за розкривом визначаються за формулою:

$$V_{відст}^{рік} = \frac{V'_{відст}}{t_{пр}}, \text{ м}^3/\text{рік}. \tag{4.68}$$

Для варіантів продуктивності за рудою, які знаходяться на відрізку *КЕ* (рис. 4.30), умова (4.67) не виконується. У зв'язку з цим, для виключення вибуття виробничої потужності необхідним є збільшення річних обсягів ліквідації розкривного відставання за рахунок зниження планованої норми прибутку (4.48), що призведе до збільшення собівартості товарної продукції, а також вимагатиме значних додаткових капітальних вкладень (лінія *АЕ* на рис. 4.31).

У разі, якщо на момент планування гірничих робіт досягнута продуктивність дорівнює або є близькою до максимально можливої (наприклад, 19 млн т/рік) і при цьому умова (4.67) не виконується, то при зниженні продуктивності за рудою ліквідація розкривних відставань може здійснюватися без додаткових капітальних вкладень.

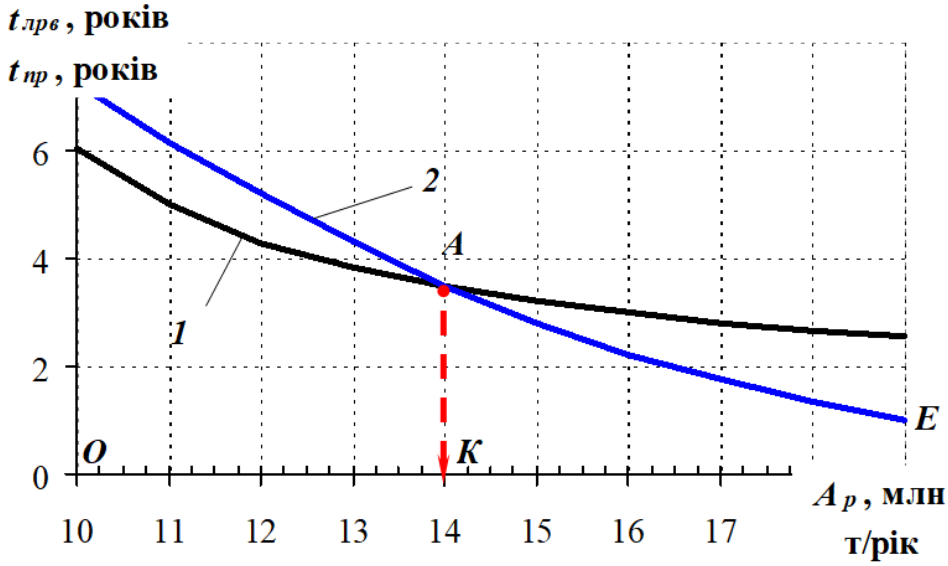


Рисунок 4.30 – Зміна тривалості безперебійної роботи кар'єру з плановою продуктивністю за рудою (*2*) і тривалості ліквідації відставання за розкривом (*1*) при збільшенні продуктивності за рудою

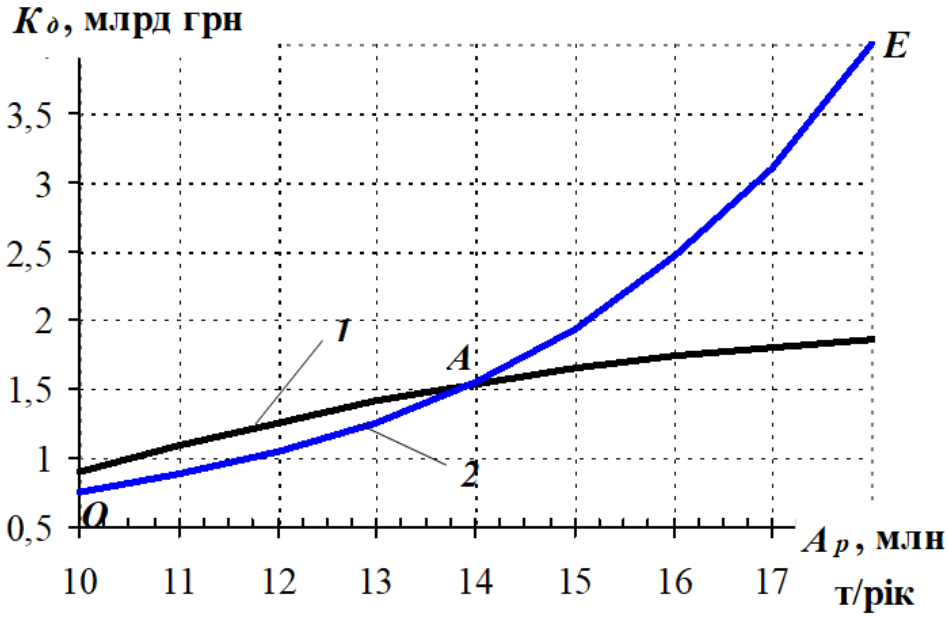


Рисунок 4.31 – Зміна додаткових капітальних витрат на збільшення продуктивності кар'єру за гірничою масою залежно від продуктивності кар'єру за рудою: *1* – виходячи з граничних обсягів ліквідації відставання за розкривом; *2* – виходячи з максимально можливої тривалості роботи кар'єру, з плановою продуктивністю за рудою

Варіанти роботи кар’єру відрізняються як продуктивністю кар’єру за рудою, режимом гірничих робіт і річними обсягами ліквідації відставання за розкривом, так і розміром додаткових капітальних витрат. У зв’язку з цим, загальний вигляд критерію (4.66) набуде вигляду:

$$NPV = \sum_{t=1}^{T} \Big(\frac{A_{p(t)} \gamma_к \cdot ц}{(1+E)^t} - \frac{A_{p(t)} \left(a_o^{у.зм.} + n \cdot b^{у.зм.} \right) + ЗК^{у.пост.} + ЗФ_{(t)}^{у.зм.} + ЗФ^{у.пост.} + V_{відст(t)}^{рік} b^{у.зм}}{(1+E)^t} \Big)(1-N) - \sum_{t=1}^{T} \Big(\frac{(\Delta V_{відст(t)}^{рік} + \Delta Q_{гм}) k_{зб}}{(1+E)^t} \Big) \rightarrow max, \quad (4.69)$$

де $\Delta V_{відст(t)}^{рік}$ – приріст річних обсягів ліквідації відставання за розкривом, м^3;

$\Delta Q_{гм}$ – приріст виробничої потужності кар’єру за гірничою масою при збільшенні продуктивності за рудою, м^3;

$k_{зб}$ – питомі капітальні витрати на збільшення продуктивності кар’єру за гірничою масою, грн/м^3.

Таким чином розроблено методику визначення оптимальних річних обсягів ліквідації відставання за розкривом при зміні продуктивності кар’єру за рудою, а також критерій оцінювання варіантів роботи кар’єру в умовах ліквідації розкривного відставання.

Висновки до розділу 4

1. Встановлено, що збільшення кутів укосів робочого борту негативно впливає на економічну ефективність розробки родовища. Позитивний ефект від зменшення поточних обсягів розкриву (отриманий за рахунок збільшення кутів нахилу) повністю нівелюється падінням продуктивності кар'єру за рудою. Це призводить до подовження терміну експлуатації родовища, що через фактор часу суттєво знижує дисконтовану вартість товарної продукції.

Максимально можлива продуктивність кар’єру за рудою забезпечує максимальну економічну ефективність розробки покладів при обраному напрямі

його поглиблення. Зниження обсягів видобутку на 20% та 40% відносно максимальної потужності призводить до втрати 10% та 20% прибутку підприємства.

2. Установлено, що визначення параметрів системи розробки, які задовольняють норматив готових до виймання запасів для заданої продуктивності кар'єру за рудою, необхідно здійснювати з урахуванням розмірів активної частини робочої зони кар'єру.

3. Встановлено, що при зосередженні гірничих робіт на окремих ділянках робочої зони визначення ширини робочого майданчика та довжини активного фронту має спиратися на баланс двох умов. З одного боку, це необхідність забезпечення нормативу готових запасів в умовах зменшення довжини уступів. З іншого – неминуче скорочення максимальної довжини активного фронту, яке виникає як наслідок збільшення ширини робочих майданчиків.

4. Запропоновано технолого-економічний критерій оцінювання й вибору оптимального варіанта розвитку гірничих робіт, заснований на максимізації річного прибутку підприємства, вираженого в товарній продукції (натуральному вигляді). Цей критерій ураховує не значення ціни й собівартості товарної продукції, а їх співвідношення, що дає можливість отримати точну порівняльну оцінку варіантів роботи кар'єру за тривалий період.

5. «Установлено, що при збільшенні продуктивності кар'єру за рудою коефіцієнт розкриву збільшується як за рахунок зменшення кута укосу робочого борту кар'єру, так і за рахунок короткострокового збільшення швидкості горизонтального просування кожного вищерозташованого горизонту відносно нижчерозташованого внаслідок розширення робочих майданчиків» [251].

6. «При збільшенні продуктивності кар'єру за рудою, у разі залучення до розробки кількох ділянок робочого борту кар'єру, які характеризуються різними коефіцієнтами розкриву, швидкість горизонтального просування, а також ширина робочого майданчика повинні визначатися окремо для кожної ділянки залежно від його продуктивності» [250].

7. «Річні обсяги ліквідації відставання за розкривом необхідно визначати, виходячи з граничних обсягів ліквідації відставання, а також кількості гірничого устаткування, передбаченого для забезпечення виробничої потужності за гірничою масою. Водночас необхідно враховувати взаємозв'язок параметрів системи розробки, які забезпечують у кар'єрі необхідний обсяг готових до виймання запасів» [253].

8. Розроблено методику визначення річних обсягів ліквідації відставання за розкривом при зміні продуктивності кар'єру за рудою, а також критерій оцінювання варіантів роботи кар'єру в умовах ліквідації розкривного відставання.

РОЗДІЛ 5
ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ РЕЖИМУ ГІРНИЧИХ РОБІТ І ПРОДУКТИВНОСТІ КАР'ЄРІВ НА ГРАНИЦІ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ

5.1 Обґрунтування показника оцінювання економічної ефективності границь відкритих гірничих робіт

«При виборі варіантів відкритих гірничих робіт їхні головні параметри (границі кар'єру, режим гірничих робіт і продуктивність за рудою) оцінюють економічними показниками. Цими показниками є прибуток від реалізації товарної продукції; витрати на її виробництво; рентабельність та ін. Як показує практика, глибину й положення кінцевих контурів більшості великих кар'єрів у міру відпрацювання родовищ корисних копалин неодноразово переглядають і коригують» [256]. Однак, обов'язковим є визначення перспективних контурів кар'єру.

Проєктувальники і вчені як основний критерій оцінювання границь ефективної розробки родовищ корисних копалин відкритим способом використовують граничний (економічно доцільний) коефіцієнт розкриву, який є максимально допустимим коефіцієнтом розкриву, згідно з яким у цих конкретних умовах відкрита розробка родовищ корисних копалин є економічно доцільною.

Зі збільшенням проєктної глибини кар'єру постійно зростають обсяги розкривних порід, які припадають на 1 т видобутої корисної копалини [256-258], що призводить до підвищення собівартості видобутку корисних копалин:

$$C_p = a_д + n \cdot в, \text{ грн/т}, \qquad (5.1)$$

де $a_д$ – витрати на видобуток руди відкритим способом без урахування витрат на розкривні роботи, грн/т;

$в$ – витрати на виймання розкривних порід, грн/м^3;

n – коефіцієнт розкриву, м^3/т.

Зі збільшенням глибини кар'єру настає момент, коли собівартість видобутку руди досягає свого максимального економічно доцільного значення $C_д$,

у цьому разі вважають, що коефіцієнт розкриву також досягає свого максимально допустимого (граничного) значення [259]. Тоді формула (5.1) набуває вигляду:

$$C_д = a_д + n_{гр} \cdot в, \text{ грн/т}, \tag{5.2}$$

а граничний коефіцієнт розкриву визначиться за формулою:

$$n_{гр} = \frac{C_д - a_д}{в}, \text{ м}^3/\text{т}, \tag{5.3}$$

де $C_д$ – максимальна економічно доцільна собівартість видобутку руди, грн.

Цей вираз є дуже поширеним у теорії та практиці проєктування кар'єрів. Зазвичай як максимально допустиму собівартість приймають собівартість видобутку руди підземним способом. Значення ж вартості видобутку руди й вартості виймання розкривних порід можуть бути визначеними після складання проєкту, тому апріорно їх приймають такими, що дорівнюють аналогічним показникам на аналогічних родовищах.

Зі зміною глибини розробки може змінюватися не тільки коефіцієнт розкриву, а і якість видобутої корисної копалини, що вплине на собівартість готової товарної продукції (концентрату) [260], яка визначається:

$$C_к = \frac{a_д + a_п + в \cdot n}{\gamma_к}, \text{ грн/т}, \tag{5.4}$$

де $a_п$ – витрати на переробку однієї тонни руди до концентрату, грн/т;

$\gamma_к$ – вихід концентрату з однієї тонни руди, частки од.

Після перетворення отримаємо:

$$C_к = a \cdot \frac{1 + \delta \cdot n}{\gamma_к} = a \cdot m, \tag{5.5}$$

де $a=(a_д+a_п)$ – витрати на видобуток і переробку однієї тонни сирої руди, грн/т;

$\delta = \frac{b}{a_д + a_п}$ – коефіцієнт приведення фізичних обсягів гірничої маси до руди за витратами на видобуток і переробку, частки од.;

m – коефіцієнт гірничої маси, т/т.

«Коефіцієнт гірничої маси (m) є відношенням кількості гірничої маси ($Г$), приведеної до руди за витратами на видобуток і переробку, до кількості отриманого з неї концентрату ($К$)» [151], і описується виразом:

$$m = \frac{1+\delta \cdot n}{\gamma_к} = \frac{P \cdot (1+\delta \cdot n)}{P \cdot \gamma_к} = \frac{P+\delta \cdot V}{K} = \frac{Г}{K}. \quad (5.6)$$

Коефіцієнт гірничої маси показує, яку кількість останньої необхідно вийняти з кар'єру для виробництва однієї тонни залізорудного концентрату.

Зі збільшенням проєктної глибини кар'єру настає момент, коли собівартість концентрату зростає до допустимої величини ($C_{к.д}$), за якого коефіцієнт гірничої маси досягає свого граничного значення ($m_{гр}$).

Допустима собівартість концентрату (товарної продукції) у цьому разі визначається як:

$$C_{к.д.} = (a_д + a_п) \cdot m_{гр}, \text{ грн/т.} \quad (5.7)$$

«Граничний коефіцієнт гірничої маси ($m_{гр}$) – максимально допустимий коефіцієнт гірничої маси, за якого в конкретних умовах відкрита розробка руди й отримання з неї концентрату є економічно вигідними» [151]. Він визначається за формулою:

$$m_{гр} = \frac{C_{к.д.}}{(a_д + a_п)}, \text{ т/т,} \quad (5.8)$$

де $C_{к.д}$ – допустима собівартість виробництва концентрату, грн/т.

Коефіцієнт гірничої маси відображає вплив на собівартість концентрату не тільки обсягів розкривних робіт, а і якості корисної копалини, а тому з більшою надійністю може слугувати критерієм оцінювання границь кар'єрів гірничо-збагачувальних комбінатів.

Запропонована формула (5.8) для визначення граничного коефіцієнта гірничої маси відображає лише значення собівартості залізорудного концентрату. Тому в умовах можливої зміни якості концентрату більш точним буде оцінювати економічну ефективність виробництва з використанням показника витрат на одну гривню товарної продукції, завдяки якому будуть ураховуватися не тільки витрати на товарну продукцію, а й можливі зміни ціни на концентрат [261, 262]:

$$в_к = \frac{c_к}{ц_к} = \frac{a(1+\delta \cdot n)}{ц_к \cdot \gamma_к}, \text{ грн/грн,} \quad (5.9)$$

де $ц_к$ – ціна концентрату, грн/т.

Ціна концентрату залежить від його якості. Під якістю для залізорудного концентрату ми розуміємо вміст у ньому заліза [263]. Тоді ціну на концентрат можна записати таким чином:

$$ц_к = \beta \cdot ц_о, \tag{5.10}$$

де β – вміст заліза в концентраті, %;

$ц_о$ – ціна одного відсотка заліза в концентраті, грн/%.

Тоді витрати на гривню товарної продукції матимуть вигляд:

$$в_к = \frac{a}{ц_о} \cdot \frac{1 + \delta \cdot n}{\gamma \cdot \beta} = \frac{a}{ц_о} \cdot m, \tag{5.11}$$

де m – коефіцієнт гірничої маси, який є відношенням обсягів останньої до кількості заліза в концентраті, яку можна отримати з руди, що входить у цю гірничу масу [264]. Тобто він показує, яку кількість гірничої маси потрібно вийняти з кар'єру для отримання однієї тонни заліза в концентраті.

З розширенням границь кар'єру збільшується коефіцієнт розкриву, може погіршитися якість сирої руди (що призведе до зниження виходу концентрату й необхідності видобутку більшої кількості руди для виробництва 1 т концентрату) і, як внаслідок, може знизитися вміст заліза в концентраті (що призведе до зниження ціни на нього) [265, 266]. Настане момент, коли витрати на 1 грн товарної продукції по ГЗК зростуть до максимального значення ($в_{к.д}$), причиною чого стане зростання коефіцієнта гірничої маси до граничного значення ($m_{гр}$), тобто:

$$в_{к.д} = \frac{a}{ц_о} \cdot m_{гр}, \text{ грн/грн.} \tag{5.12}$$

Тоді граничний коефіцієнт гірничої маси визначиться за формулою:

$$m_{гр} = \frac{з_{к.д} \cdot ц_о}{a}, \text{ т/т.} \tag{5.13}$$

Отже, отриманий показник коефіцієнта гірничої маси може слугувати критерієм оцінювання границь кар'єрів, який ураховує не тільки витрати на товарну продукцію, але і кількість заліза в концентраті, завдяки чому враховується зміна ціни на концентрат.

5.2 Розроблення методів визначення граничних коефіцієнтів розкриву й гірничої маси

Границі кар’єру – один із основних параметрів, який визначає перспективу розвитку ГЗК і його промисловий потенціал, необхідні інвестиції та можливий прибуток.

«Як показує практика, глибину та положення кінцевих контурів більшості великих кар’єрів України в міру відпрацювання родовищ корисних копалин неодноразово переглядають і коригують. Однак, обов’язковим є визначення кінцевих контурів відпрацювання кар’єрів, за яких розробка родовищ відкритим способом буде ефективною. Особливо гостро це питання постає при проєктуванні нового підприємства, коли вже працюють подібні йому» [261].

Сучасні дослідження вказують на необхідність перегляду кінцевих контурів кар’єрів України. Робота в межах чинних проєктів створює ризик, що робочі борти досягнуть свого граничного положення вже у найближчій перспективі, що обмежить подальший розвиток робіт. Це спричинить значні економічні втрати при подальшому перегляді границь кар'єру, адже виникне потреба у розконсервації неробочих бортів.

«Нині при розробці крутоспадних залізорудних родовищ на більшості кар’єрів їх робочі контури по поверхні досягли проєктних відміток. Розвиток гірничих робіт відбувається тільки при їх зниженні» [267]. У таких умовах розробки родовищ необхідним стає оцінювання можливостей сировинної бази для подальшого розвитку гірничого підприємства. Тому вже зараз необхідно визначати можливі перспективи розвитку кар’єрів і доцільність перегляду та коригування їх границь. Чим далі в часі це відкладати, тим більшою буде ціна й тривалість відновлення проєктної продуктивності кар’єрів за сирою рудою при їхній реконструкції в разі перегляду границь надалі, що в умовах високої динаміки цін на ЗРС і потреби в ній є неприпустимим.

На сьогодні в теорії та практиці проєктування не існує єдиного методу визначення границь кар’єрів, які розробляють крутоспадні поклади. Тому деякі гірничі підприємства дотепер ведуть відкриту розробку за застарілими

проєктними рішеннями, обгрунтованими архаїчними економічними оцінками, які не здатні враховувати зростання відзначеної вище динаміки.

Відповідно до превалюючої наразі практики, одним із основних критеріїв установлення границь відкритих гірничих робіт є граничний коефіцієнт розкриву. Водночас існують декілька загальновідомих принципів обґрунтування глибини кар'єру, заснованих на порівнянні одного з коефіцієнтів розкриву (середній, початковий, контурний, поточний, середньоексплуатаційний) або суми цих коефіцієнтів з граничним (економічно доцільним) [268].

При визначенні границь кар'єрів за розрахунковими принципами, які застосовуються нині, граничний коефіцієнт розкриву розраховується за техніко-економічними показниками, досягнутими на базових гірничих підприємствах на момент проєктування, і його значення є сталим [269-272]. Однак, подібні гірничо-збагачувальні комбінати продовжують свою роботу, і з часом будуть змінюватися їх економічні показники. Тому при визначенні границь кар'єру, що проєктується, не враховується те, що економічні показники й коефіцієнти розкриву базових підприємств (кар'єрів-конкурентів) з часом змінюються. До того ж собівартість видобувних та розкривних робіт змінюється в часі, оскільки вона напряму залежить від інтенсивності та глибини розробки. Використання усереднених прогнозних значень собівартості для визначення оптимальних границь кар'єру може призвести до значних похибок у розрахунках.

Економічною основою всіх розрахункових принципів визначення границь кар'єрів є порівняння допустимої собівартості видобутку руди ($C_д$) з очікуваною за проєктованим кар'єром ($C_{проєкт.}$), що виражається нерівністю:

$$C_д \geq C_{проєкт.} \tag{5.14}$$

Для визначення границь кар'єру, які забезпечують конкурентоспроможність залізорудної продукції, необхідно враховувати, що змінюються в часі й економічні показники базових підприємств (кар'єрів-конкурентів).

Тому в основі розрахункового принципу лежить те, що в будь-який період розробки економічні показники виробництва й реалізації залізорудної продукції

проєктованого підприємства мають бути меншими або дорівнювати аналогічним показникам чинного (базового) підприємства [273].

«У разі, якщо кар'єри розробляють родовища з однаковою якістю корисної копалини, за допустиму собівартість приймають собівартість руди одного з базових гірничодобувних підприємств-конкурентів з відкритим способом розробки родовищ:

$$C_{діюч.} \geq C_{проєкт.}. \quad (5.15)$$

Водночас допустима собівартість руди приймається такою, якою вона є на момент проєктування нового кар'єру або реконструкції чинного» [273].

Очікувану собівартість руди за проєктованим кар'єром розраховують залежно від значення коефіцієнта розкриву ($n_{проєкт}$) за формулою:

$$C_{проєкт} = a + b \cdot n_{проєкт}, \text{ грн/т}, \quad (5.16)$$

де a – «собівартість видобутку руди без витрат на розкривні породи, грн/т;

b –витрати на розкрив, грн/м^3;

$n_{проєкт}$ – коефіцієнт розкриву в кар'єрі, що проєктується, м^3/т.

Після підставляння очікуваного значення собівартості видобутку руди й перетворень нерівності (5.15) формула (5.16) набуде такого вигляду» [273]:

$$\frac{C_{дейст.} - a}{b} \geq n_{проєкт.}. \quad (5.17)$$

Ліва частина виразу (5.17) визначає величину граничного коефіцієнта розкриву ($n_{гр}$), і тоді з урахуванням виразів (5.14), (5.16) і (5.17) отримаємо нерівність:

$$n_{гр} \geq n_{проєкт.}. \quad (5.18)$$

Виходячи з вищевикладеного, умову конкурентоспроможності кар'єру, що проєктується, можна сформулювати таким чином: коефіцієнт розкриву кар'єру, що проєктується, не повинен перевищувати граничний коефіцієнт розкриву, який ураховує економічні показники розробки чинного (базового) підприємства.

Методи визначення граничних коефіцієнтів класифікуються за способами визначення допустимої собівартості руди.

Норми технологічного проєктування підприємств з відкритим способом розробки родовищ корисних копалин (НТП) регламентують визначати граничний коефіцієнт розкриву на основі порівняння підземного й відкритого способів розробки.

Якщо якість корисних копалин при відкритому й підземному способах розробки є однаковою, то за допустиму собівартість видобутку руди при відкритому способі ($C_{д.в.с.}$) приймають собівартість видобутку при підземній розробці ($C_{д.п.с.}$), тобто виконується умова: $C_{д.в.с.} = C_{д.п.с.}$.

Якщо якість руди при відкритому й підземному способах розробки не однакова, але в той же час і кар'єр, і шахта видобувають руду для виробництва одного й того ж виду товарної продукції (наприклад, концентрату), граничний коефіцієнт розкриву необхідно визначати на основі порівняння не собівартості руди, а собівартості концентрату. У цьому разі повинна виконуватися умова:

$$C_{к.в.с} = C_{к.п.с.}, \tag{5.19}$$

де $C_{к.в.с.}$ та $C_{к.п.с.}$ – собівартість концентрату з руди при відкритому й підземному способах розробки, грн/т.

Своєю чергою, собівартість концентрату при відкритому й підземному способах розробки визначається як:

$$C_{к.в.с.} = \frac{a_д + a_{п.в.с.} + b \cdot n}{\gamma_{к.в.с.}}; \tag{5.20}$$

$$C_{к.п.с.} = \frac{c_{д.п.с} + a_{п.п.с.}}{\gamma_{к.п.с.}}, \tag{5.21}$$

де $a_{п.в.с.}$ та $a_{п.п.с.}$ – відповідно, собівартість переробки руди в концентрат при відкритому й підземному способах розробки, грн/т;

$\gamma_{к.в.с.}$ та $\gamma_{к.п.с.}$ – відповідно, вихід концентрату з 1 т руди при відкритому й підземному способах розробки.

Виходячи з виразів (5.20) і (5.21), вираз (5.19) можна записати як:

$$\frac{a_д + a_{п.в.с.} + b \cdot n}{\gamma_{к.в.с.}} = \frac{c_{д.п.с} + a_{п.п.с.}}{\gamma_{к.п.с.}}. \tag{5.22}$$

Тоді граничний коефіцієнт розкриву буде визначатися за формулою:

$$n_{гр} = \frac{\frac{\gamma_{к.в.с.}}{\gamma_{к.п.с.}} \cdot \left(c_{д.п.с} + a_{п.п.с.}\right) - \left(a_{д} + a_{п.в.с.}\right)}{b}. \quad (5.23)$$

У разі, коли при підземному способі розробки видобувається товарна руда, а при відкритому сира, граничний коефіцієнт розкриву необхідно визначати на основі порівняння витрат на 1 грн товарної продукції підприємства, що проєктується, і базового (підземного), тобто має виконуватися умова:

$$\frac{C_{к.в.с}}{Ц_{к.в.с.}} = \frac{C_{к.п.с.}}{Ц_{к.п.с.}}, \quad (5.24)$$

де $Ц_{к.в.с.}$ і $Ц_{к.п.с.}$ – відповідно, ціна концентрату при відкритому й підземному способах розробки, грн/т.

Виходячи з виразу (5.20), наведену рівність можна записати як:

$$\frac{a_{д} + a_{п.в.с.} + b \cdot n}{\gamma_{к.в.с.} \cdot Ц_{к.в.с.}} = \frac{C_{к.п.с.}}{Ц_{к.п.с.}}. \quad (5.25)$$

Отже, граничний коефіцієнт розкриву буде визначатися за формулою:

$$n_{гр} = \frac{\frac{\gamma_{к.в.с.} \cdot Ц_{к.в.с.}}{Ц_{к.п.с.}} \cdot c_{д.п.с} - \left(a_{д} + a_{п.в.с.}\right)}{b}. \quad (5.26)$$

Здебільшого за конкурентоспроможністю гірничі підприємства з підземним способом розробки – непорівнянні з гірничо-збагачувальними комбінатами за обсягами виробництва або через відсутність підземного видобутку поблизу проєктованих підприємств із відкритим способом розробки. Тому граничний коефіцієнт розкриву доцільніше визначати за оптовою ціною на одиницю товарної продукції, за виходом її із сирої руди й витратами на збагачення одиниці сирої руди.

$$c_{д} = Ц_{о} \cdot \gamma_{к.в.с} - a_{п.в.с.}, \text{ грн/т}, \quad (5.27)$$

де $Ц_{о}$ – оптова ціна товарної продукції (концентрату) при відкритому способі розробки родовища, грн/т.

З урахуванням виразів (5.16) і (5.27) отримаємо:

$$n_{гр} = \frac{\left(Ц_{о} \cdot \gamma_{к.в.с} - a_{п.в.с.}\right) - a_{д}}{b}, \text{ т/м}^3. \quad (5.28)$$

У розрахунках граничного коефіцієнта розкриву використовують економічні показники чинних (базових) підприємств на момент складання нового проєкту. У такому разі граничний коефіцієнт розкриву буде величиною сталою для кар'єру, що проєктується. Однак, аналіз економічних показників більшості чинних ГЗК навіть за порівняно нетривалий період роботи показав їх значну зміну (табл. 4.4). Чи можна економічно оцінювати варіанти визначення границь відпрацювання кар'єру за цими показниками, якщо за оцінюваний період вони змінюються в десятки, а то й сотні разів?

З табл. 4.4 видно, що з 2005 по 2015 рр. собівартість і ціна товарної продукції підвищилася в середньому відповідно на 300 і 370%.

Звідси можна зробити висновок, що граничний коефіцієнт розкриву для кар'єру, що проєктується, буде змінюватися [274].

«У нормативних документах, що регламентують роботу гірничодобувних підприємств з відкритим способом розробки, розрахунковий граничний коефіцієнт розкриву для визначення кінцевої глибини відпрацювання кар'єру, що проєктується, приймається величиною сталою. Однак, базове підприємство-конкурент продовжує свою роботу, і з плином часу будуть змінюватися його економічні показники, у цьому разі – собівартість руди. Причиною цього є зміна поточних коефіцієнтів розкриву в більший або менший бік» [275].

Розглянемо умову зміни поточних коефіцієнтів розкриву з часом на прикладі двох умовних базових кар'єрів-конкурентів, представлених на характерних розрізах родовищ, що розробляються (рис. 5.1 і 5.2) [276, 277].

На умовному базовому кар'єрі №1 (рис. 5.1) ведеться розробка рудного тіла, яке має нахил 80°, горизонтальну потужність 350 м і загальну довжину за напрямком простягання 2700 м. Основні параметри кар'єру такі: кут нахилу робочого борту 16°, кут нахилу проєктованого борту 45°, а кінцева глибина 630 м. На момент проєктування кар'єр уже досяг своїх границ по поверхні й подальша його розробка здійснюватиметься тільки за рахунок поглиблення.

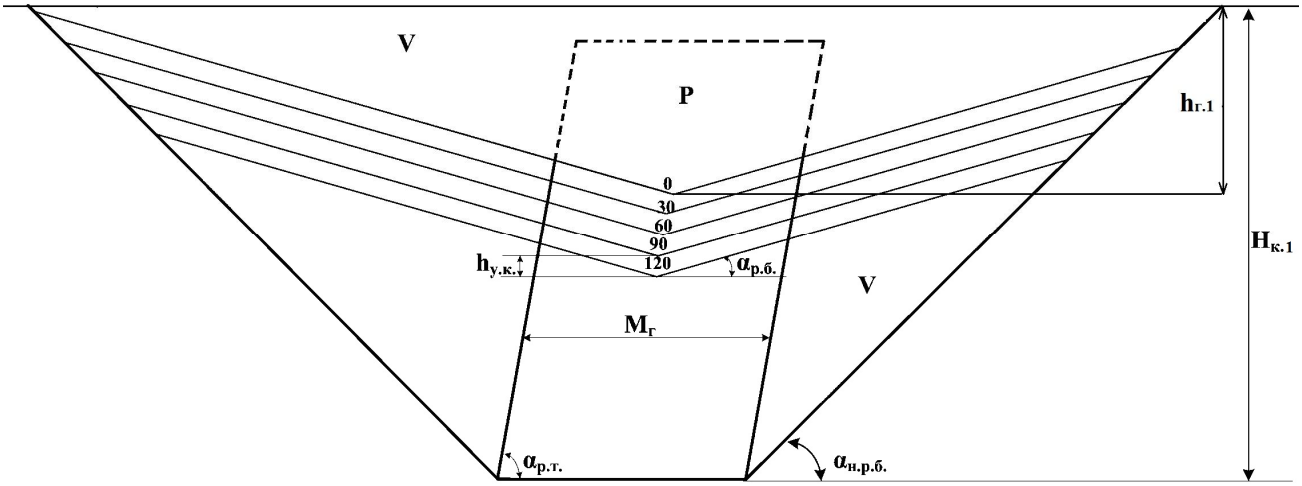


Рисунок 5.1 – Кар’єр №1: *V* – розкривні породи; *P* – руда; $h_{г.1}$ – сучасна глибина гірничих робіт, м; $h_{у.к.}$ – крок поглиблення гірничих робіт, м; $\alpha_{р.б.}$ – кут укосу робочого борту кар’єру, град.; $\alpha_{н.р.б}$ – кут укосу проєктного борту кар’єру, град.; $\alpha_{р.т.}$ – кут падіння рудного покладу, град.; $M_{г1}$ – горизонтальна потужність покладу, м; $H_{к1}$ – кінцева глибина кар’єру, м; *0*, *30*, *60*, *90*, *120* – крок поглиблення гірничих робіт

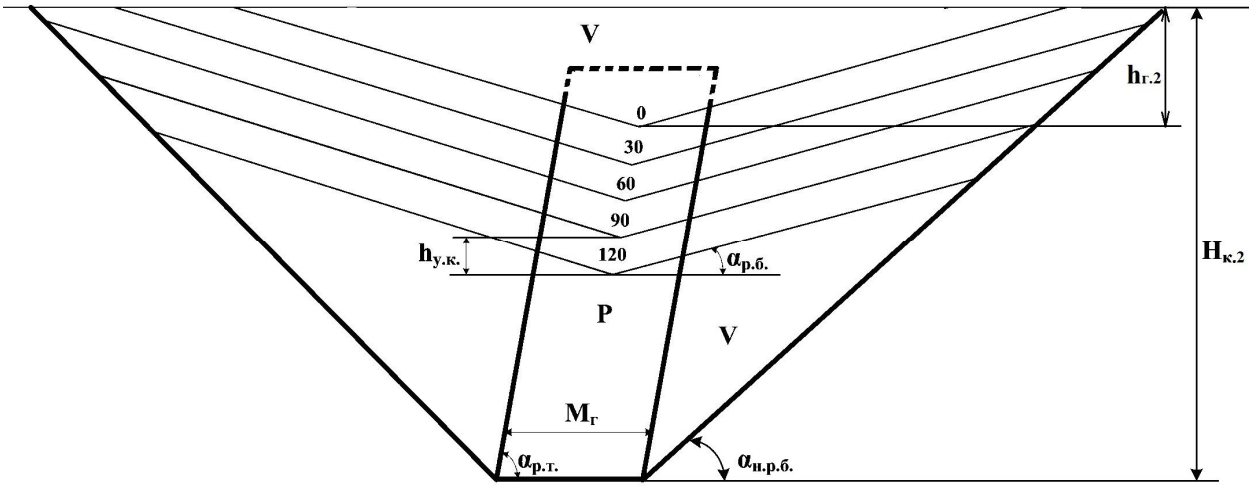


Рисунок 5.2 – Кар’єр №2: $h_{г.2.}$ – сучасна глибина гірничих робіт, м; $M_{г2}$ – горизонтальна потужність покладу, м; $H_{к2}$ – кінцева глибина кар’єру, м; *0*, *30*, *60*, *90*, *120* – крок поглиблення гірничих робіт

На рисунку 5.2 показано умовний базовий кар’єр №2, що розробляє рудний поклад, який має кут нахилу 80^{o}, горизонтальну потужність 120 м і довжину за

напрямком простягання 4500 м. Цей кар'єр має такі параметри: кут нахилу робочого борту 16°, кут нахилу проєктованого борту 45°, а кінцева глибина 345 м.

Слід зазначити, що в умовного базового кар'єру №2 границі по поверхні ще не підійшли до проєктного положення й подальше відпрацювання кар'єру здійснюється з розвитком гірничих робіт як у горизонтальному напрямі, так і вглиб.

Рис. 5.1 і 5.2 ілюструють кроки підрахунку обсягів гірничих робіт, де цифри *0*, *30*, *60*, *90*, *120* відображають кроки підрахунку обсягів гірничих робіт при їх зниженні через кожні 30 м. Положення робочого борту кар'єру на початковому етапі (етап «*0*») відображає поточний стан гірничих робіт у кар'єрі та є основою для подальших розрахунків і прогнозування їхнього просування.

Для спрощення дослідження положення робочих бортів кар'єрів *1* і *2* на нульовому етапі підібрані таким чином, щоб величина поточних коефіцієнтів розкриву цих кар'єрів була однаковою.

При проєктуванні нового кар'єру необхідно першочергово визначити перспективну глибину відкритих гірничих робіт: вона визначить границі кар'єру по поверхні та можливу його продуктивність за корисними копалинами. Умовою визначення перспективних границь кар'єру, що проєктується, є отримання таких його економічних показників, які мають бути не гіршими від економічних показників чинних кар'єрів. Ця умова записана нерівністю (5.18).

Для визначення кінцевої глибини відпрацювання майбутнього (умовного) кар'єру, що проєктується, обрано характерний розріз за родовищем, наміченим для експлуатації, у якого кут нахилу родовища становить 85°; горизонтальна потужність – 230 м; протяжність – 3200 м. Інші параметри прийняті аналогічними параметрам кар'єрів №1 і №2. Усі кар'єри розробляють запаси одного й того ж виду корисної копалини з однаковою якістю, а наявна технологія дозволяє їм працювати з умовно рівними витратами на виймання однієї тонни розкривних порід і видобуток однієї тонни руди.

За аналогією з базовими підприємствами, для кар'єру, що проєктується, здійснено поетапну побудову робочих бортів від початкового положення з

інтервалом поглиблення 30 м. На кожному етапі визначено обсяги видобутку та розкриву, розраховано поточні коефіцієнти розкриву, а результати досліджень систематизовано в табл. 5.1.

Таблиця 5.1 – Обсяги руди та розкривних порід, а також поточні коефіцієнти розкриву за варіантами досліджень

Поглиблення кар'єру, м	Умовний базовий кар'єр № 1			Умовний базовий кар'єр № 2			Умовний кар'єр, що проєктується		
	Руда, м^3	Розкрив, м^3	Коефіцієнт розкриву, м^3/м^3	Руда, м^3	Розкрив, м^3	Коефіцієнт розкриву, м^3/м^3	Руда, м^3	Розкрив, м^3	Коефіцієнт розкриву, м^3/м^3
0	28080000	101250000	3,6	16425000	59400000	3,6	21920000	47680000	2,2
30	28080000	95445000	3,4	16425000	80325000	4,9	21920000	68800000	3,1
60	28080000	89775000	3,2	16425000	88650000	5,4	21920000	87520000	4,0
90	28080000	84240000	3,0	16425000	92025000	5,6	21920000	109760000	5,0
120	28080000	78435000	2,8	16425000	90000000	5,5	21920000	126880000	5,8

Для кар'єру, що проєктується, і базових чинних кар'єрів за табличними даними будуємо графік (рис. 5.3) зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву залежно від збільшення проєктної глибини кар'єру ($H_{пр.к}$). Також на графіку відбудовуємо лінію розрахованого граничного коефіцієнта розкриву.

«Виходячи з прийнятих гірничо-геологічних умов розробки умовних родовищ, поточний коефіцієнт розкриву при подальшій роботі умовного базового кар'єру №1 буде зменшуватися. При подальшій роботі умовного базового кар'єру №2 цей коефіцієнт буде збільшуватися до досягнення проєктних границь кар'єру по поверхні, а потім поступово знижуватися. Таку зміну поточних коефіцієнтів розкриву показано на рис. 5.3 лініями *2* і *3*.

У цьому разі поточні коефіцієнти розкриву умовних базових кар'єрів №1 і №2 будуть також граничними коефіцієнтами для умовного кар'єру, що проєктується» [276].

Якщо розрахувати граничний коефіцієнт розкриву для кар'єру, що проєктується, не враховуючи мінливих у часі поточних коефіцієнтів розкриву базових кар'єрів №1 і №2, як прийнято наразі до нинішніх досліджень, то він буде незмінним, лінія *1* на рис 5.3.

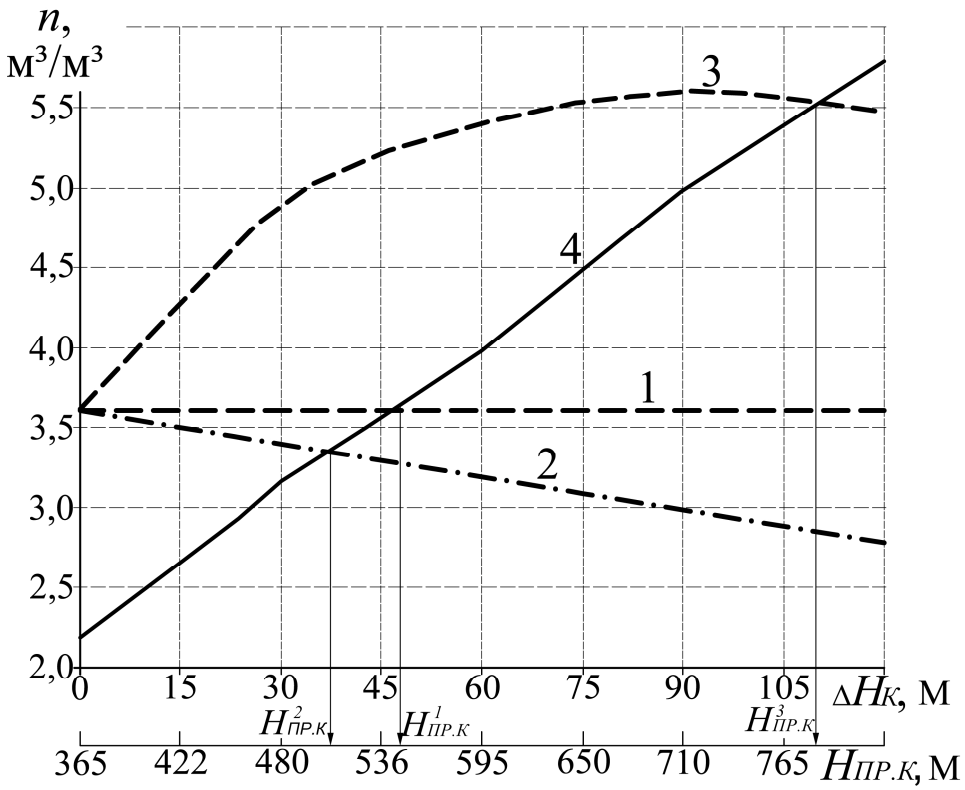


Рисунок 5.3 – Графік залежності коефіцієнтів розкриву від поглиблення гірничих робіт за їх етапами з визначенням кінцевої глибини відпрацювання умовного кар'єру, що проєктується: *1* – граничний коефіцієнт розкриву; *2* – поточний коефіцієнт розкриву за умовним базовим кар'єром №1; *3* – поточний коефіцієнт розкриву за умовним базовим кар'єром №2; *4* – поточний коефіцієнт розкриву умовного кар'єру, що проєктується

Перетин цих ліній (лінії *1*, *2*, *3* на рис. 5.3) з лінією поточних коефіцієнтів розкриву за умовним кар'єром, що проєктується (лінія *4* на рис. 5.3), дасть рішення кінцевої глибини кар'єру при різних методах визначення граничного коефіцієнта розкриву.

Отже, для кар'єру, що проєктується, отримано три значення кінцевої глибини його відпрацювання:

$H^{1}_{пр.к.}$ – кінцева глибина відпрацювання кар'єру, визначена за граничним коефіцієнтом розкриву без урахування його змін у часі, становить 560 м;

$H^{2}_{пр.к.}$ – кінцева глибина відпрацювання кар'єру, визначена за поточними коефіцієнтами розкриву кар'єру №1, що змінюються в часі та є граничними для кар'єру, що проєктується, становить 485 м;

$H^3_{пр.к.}$ – кінцева глибина відпрацювання кар'єру, визначена за поточними коефіцієнтами розкриву кар'єру №2, що змінюються в часі і є граничними для кар'єру, що проєктується, становить 800 м.

Графічне рішення визначення кінцевої глибини умовного кар'єру, що проєктується, представлено на рис. 5.4.

З рис. 5.4 видно, що відхилення кінцевої глибини відпрацювання умовного кар'єру, що проєктується, визначеної на основі порівняння його поточних коефіцієнтів розкриву з поточними коефіцієнтами розкриву умовних базових кар'єрів від кінцевої глибини відпрацювання, визначеної за постійними граничними коефіцієнтами розкриву (за застарілим методом), становить від 14 до 45%.

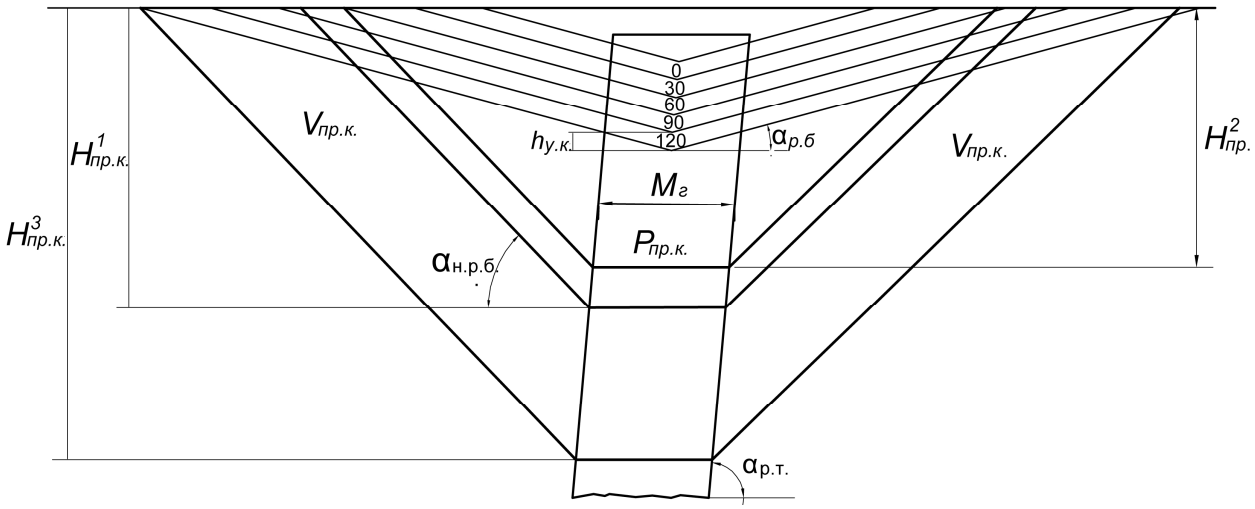


Рисунок 5.4 – Поперечний розріз родовища, яке буде розроблятися умовним кар'єром, що проєктується: $V_{пр.к}$ – розкривні породи в проєктних контурах кар'єру; $P_{пр.к.}$ – руда в проєктних контурах кар'єру; $h_{у.к.}$ – крок поглиблення гірничих робіт, м; $\alpha_{р.б.}$ – кут укосу робочого борту кар'єру; $\alpha_{н.р.б}$ – кут укосу неробочого борту кар'єру; $\alpha_{р.т.}$ – кут падіння рудного покладу; $M_г$ – горизонтальна потужність покладу

За результатами проведених досліджень можна з упевненістю стверджувати, що для визначення границь кар'єру, який проєктується, граничний коефіцієнт розкриву необхідно визначати з урахуванням можливої зміни обсягів виймання розкривних порід і видобутку руди на базових підприємствах-конкурентах, тобто з урахуванням зміни їхніх поточних коефіцієнтів розкриву.

Конкурентоспроможність гірничого підприємства, як і будь-якого іншого, визначається здебільшого двома показниками: собівартістю товарної продукції та її ціною. Собівартість товарної продукції, навіть аналогічного типу, залежить від природних умов залягання родовища, сформованої структури підприємства, досягнутого рівня організації й технології виробництва, а також низки інших чинників, які залежать від рівня відповідності проєктів особливостям умов конкретного ГЗК із урахуванням потенційної динаміки їх внутрішнього й зовнішнього середовища й уміння персоналу гнучко, кваліфіковано й оперативно реагувати на загрози різного роду дисбалансу між ними. Тому різниця в якості й собівартості товарної продукції (концентрату як першого її виду) на різних гірничо-збагачувальних комбінатах є цілком зрозумілою. А ось ціна товарної продукції на ринках збуту має залежати тільки від якості продукції.

Раніше, коли існувало планове господарство й економічні показники були стабільними, ціна товарної продукції визначалася виключно від вмісту корисного компонента в ній. На сьогодні вартість товарної продукції залежить не тільки від об'єктивних факторів (природних умов, технології виробництва тощо), на неї чинять значний вплив і суб'єктивні чинники: навички й компетентність управлінської команди, домовленості між покупцем і продавцем продукції, застосування прийомів мінімізації податкових зобов'язань [278] тощо.

Якби ціна концентрату залежала лише від об'єктивних факторів (якісних його характеристик), то ціна 1% заліза в концентраті була б відносно однаковою на всіх комбінатах. Тому запропоновано методику [279] визначення граничного коефіцієнта розкриву, яка дозволяє уникнути впливу не природних і нетехнологічних факторів на ціну концентрату. Зміст її полягає в тому, що ціна концентрату ГЗК, що проєктується, приводиться за ціною відсотка заліза в тонні концентрату базового ГЗК (підприємства-конкурента).

$$Ц'_{П} = \frac{Ц_{Б} \cdot Fe_{П}}{Fe_{Б}}, \text{ грн/т,} \qquad (5.29)$$

де $Ц'_{П}$ – приведена ціна концентрату ГЗКа, що проєктується, грн/т;

$Fe_{Б}$ и $Fe_{П}$ – вміст заліза в концентраті базового ГЗК і ГЗК, що проєктується, %.

З табл. 4.4 видно, що витрати на 1 грн товарної продукції мають незначну зміну – від 1 до 35%. Тому, якщо проєктувати контури кар'єру за умови, що

економічні показники виробництва концентрату на ГЗК, який проєктується, мають бути не гіршими за аналогічні показники порівнюваних комбінатів, то необхідно за основу при розрахунках (як базове підприємство) приймати показники ГЗК з найменшим рівнем витрат на одну гривню виробленого й реалізованого концентрату:

$$B_Б \geq B_П, \tag{5.30}$$

де $B_Б$ та $B_П$ – витрати на 1 грн виробленого й реалізованого концентрату на базовому ГЗК і ГЗК, що проєктується, грн/грн.

Тоді:

$$\frac{C_Б}{Ц_Б} \geq \frac{C_П}{Ц_П}, \tag{5.31}$$

де $C_Б$ та $C_П$ – собівартість виробництва концентрату на базовому ГЗК і ГЗК, що проєктується, грн/т;

$Ц_Б$ та $Ц_П$ – ціна реалізованого концентрату на базовому ГЗК і ГЗК, що проєктується, відповідно, грн/т.

Отже, граничний коефіцієнт розкриву для кар'єру ГЗК, що проєктується, визначений на основі порівняння економічної ефективності виробництва й реалізації концентрату на базовому ГЗК, становитиме:

$$n_{гр} = \frac{B_Б \cdot Ц'_П \cdot \gamma_к - (a_{Пд} + a_{Пп})}{в_П}, \text{ м}^3/\text{т}, \tag{5.32}$$

де $B_Б$ – витрати на 1 грн товарної продукції базового підприємства, грн.

Граничний коефіцієнт гірничої маси для кар'єру ГЗК, що проєктується, визначений на основі порівняння економічної ефективності виробництва й реалізації концентрату на базовому ГЗК, становитиме:

$$m_{гр} = \frac{B_Б \cdot Ц'_П}{(a_{Пд} + a_{Пп})}, \text{ т/т}. \tag{5.33}$$

Як приклад визначимо граничний коефіцієнт розкриву для кар'єру Полтавського ГЗК і Першотравневого кар'єру ПівнГЗК.

Для розрахунків граничного коефіцієнта розкриву кар'єру Полтавського ГЗК і Першотравневого кар'єру ПівнГЗК, при конкуренції на внутрішньому ринку, за вихідні дані прийнято показники роботи комбінатів за 2013 рік. При приведенні ціни концентрату з руд кар'єру Полтавського ГЗК і Першотравневого

кар'єру ПівнГЗК до ціни 1% заліза в концентраті підприємств-конкурентів приймалися показники, наведені в табл. 4.4, на той момент часу.

Показники, розраховані за формулами (5.29 і 5.32), представлено в табл. 5.2 і 5.3.

Таблиця 5.2 – Розрахункові показники приведеної ціни концентрату та граничного коефіцієнта розкриву Полтавського ГЗК при забезпеченні конкурентоспроможності товарної продукції на внутрішньому ринку

Порівнюваний ГЗК	Приведена ціна концентрату, грн/т	Граничний коефіцієнт розкриву, $м^3/т$
ПівнГЗК	830,02	1,69
ЦГЗК	879,23	1,52
ІнГЗК	993,89	1,87

Таблиця 5.3 – Розрахункові показники приведеної ціни концентрату Північного ГЗК і граничного коефіцієнта розкриву Першотравневого кар'єру при забезпеченні конкурентоспроможності товарної продукції на внутрішньому ринку

Порівнюваний ГЗК	Приведена ціна концентрату,грн/т	Граничний коефіцієнт розкриву, $м^3/т$
ПГЗК	842,5	0,8
ЦГЗК	895,1	1,8
Південний ГЗК	962,1	0,9
ІнГЗК	1027,4	1,5

З вищевикладеного можна зробити висновок, що при визначенні границь кар'єру Полтавського ГЗК і забезпеченні показників його роботи при конкуренції на внутрішньому ринку не гіршими, ніж на підприємствах-конкурентах, граничний коефіцієнт розкриву може бути на рівні 1,52-1,87 $м^3/т$.

Для встановлення перспективних границь Першотравневого кар'єру, які забезпечать економічні показники видобутку руди й виробництва концентрату на рівні, не нижчому від економічних показників за ПГЗК, ЦГЗК, Південний ГЗК й ІнГЗК, необхідно приймати граничний коефіцієнт розкриву не більше 0,8; 1,8; 0,9; і 1,5 $м^3/т$.

5.3 Визначення граничного коефіцієнта розкриву, який забезпечує конкурентоспроможність залізорудного концентрату України на світовому ринку

«Єдиним показником конкурентоспроможності товарної залізорудної продукції є її ціна. Тому основною умовою порівняльного оцінювання ефективності ГЗК, що проєктується, на світовому рівні є порівняння ціни його товарної продукції з ціною такої ж на світовому ринку, що представлено нерівністю» [280]:

$$Ц_к^{П} \le Ц_к^{М}, \tag{5.34}$$

де $Ц_к^{П}$ – ціна концентрату ГЗК, що проєктується, грн/т;

$Ц_к^{М}$ – ціна аналогічного концентрату на світовому ринку, грн/т.

«На будь-якому гірничому підприємстві планують норму прибутку, яка виражається зрештою рентабельністю підприємства. Тому ціну концентрату ГЗК, що проєктується, можна представити у вигляді» [280]:

$$Ц_к^{П} = C_к^{П} \cdot (1+\psi), \tag{5.35}$$

де $C_к^{П}$ – собівартість концентрату ГЗК, що проєктується, грн/т;

ψ – планова норма прибутку, частки од.

Собівартість виробництва концентрату ГЗК, що проєктується, представимо виразом:

$$C_к^{П} = \frac{a_д^{П} + a_п^{П} + b^{П} \cdot n}{\gamma_к^{П}}, \tag{5.36}$$

де $a_д^{П}$ – «собівартість видобутку руди без урахування витрат на розкрив в кар'єрі, що проєктується, грн/т;

$a_п^{П}$ – собівартість переробки руди до концентрату ГЗК, на якому проєктується кар'єр, грн/т;

$b^{П}$ – витрати на розкрив в кар'єрі, що проєктується, грн/м^3;

n – коефіцієнт розкриву в кар'єрі, що проєктується, м^3/т;

$\gamma_к^{П}$ – вихід концентрату з однієї тонни руди на ГЗК, що проєктується, частки од.

Виходячи з цього, вираз визначення ціни концентрату ГЗК, що проєктується (5.35), набуде такого вигляду» [280]:

$$Ц_к^П = \frac{a_д^П + a_п^П + b^П \cdot n}{\gamma_к^П} \cdot (1 + \psi). \quad (5.37)$$

Ціна концентрату, яка складається на світовому ринку, залежить від вмісту заліза. Тому ціну концентрату ГЗК, на якому проєктується кар'єр, необхідно за вмістом заліза привести до ціни базового підприємства (з урахуванням ціни концентрату та вмісту заліза в ньому на світовому ринку). Тоді вираз матиме вигляд:

$$Ц'^П_к = Ц_к^М \cdot \frac{\beta^П}{\beta^М}, \text{ грн/т}, \quad (5.38)$$

де $Ц'^П_к$ – приведена вартість концентрату ГЗК, що проєктується, за ціною концентрату та вмістом заліза в ньому на світовому ринку, грн/т;

$\beta^М$ і $\beta^П$ – вміст заліза в концентраті на світовому ринку та ГЗК, що проєктується, відповідно, частки од.

Виходячи з цього, ціна концентрату ГЗК, що проєктується, буде визначатися як:

$$Ц'^П_к = \frac{\beta^П \cdot \left(a_д^П + a_п^П + b^П \cdot n\right)}{\gamma_к^П \cdot \beta^М} \cdot (1 + \psi). \quad (5.39)$$

Виходячи з формули (5.35), ціна концентрату на ГЗК, що проєктується, як показник конкурентоспроможності, залежить від планованого прибутку й обсягів розкривних робіт. Формування інших показників безпосередньо залежить від наявного на комбінаті парку гірничого обладнання і технологій виймання гірничої маси ($a_д^П$ і $b^П$), а також від параметрів переробки сировини та її якості ($a_п^П$, $\gamma_к^П$, $\beta^П$). При порівняльному аналізі ці величини приймаються як сталі, оскільки вони характеризуються низькою динамікою змін, а їх оновлення на споріднених підприємствах відбувається практично однаковими темпами [281-283].

Динаміку ціни концентрату Полтавського ГЗК залежно від коефіцієнта розкриву та вмісту заліза наведено на рис. 5.5–5.6.

Аналіз наведених графічних залежностей свідчить, що «при збереженні рентабельності підприємства на одному рівні при збільшенні коефіцієнта розкриву ціна продукції має зростати. При сталому коефіцієнті розкриву збільшення рентабельності стає можливим тільки зі збільшенням ціни продукції» [282].

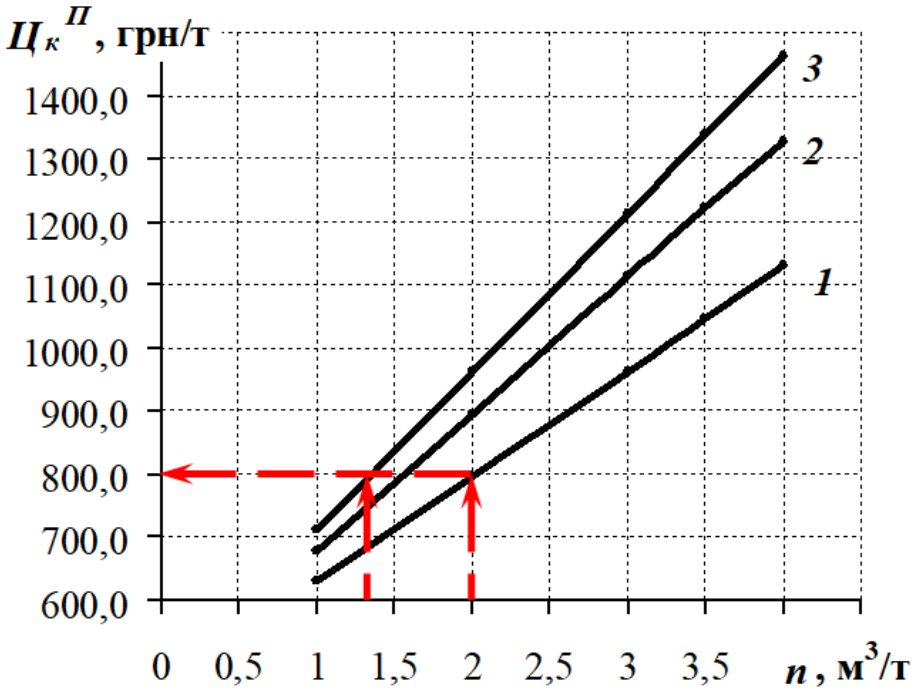


Рисунок 5.5 – Залежність ціни концентрату Полтавського ГЗК від поточного коефіцієнта розкриву при вмісті заліза в концентраті на світовому ринку 62%: *1* – при нормі прибутку ψ = 0%; *2* – при ψ = 30; *3* – при ψ = 50

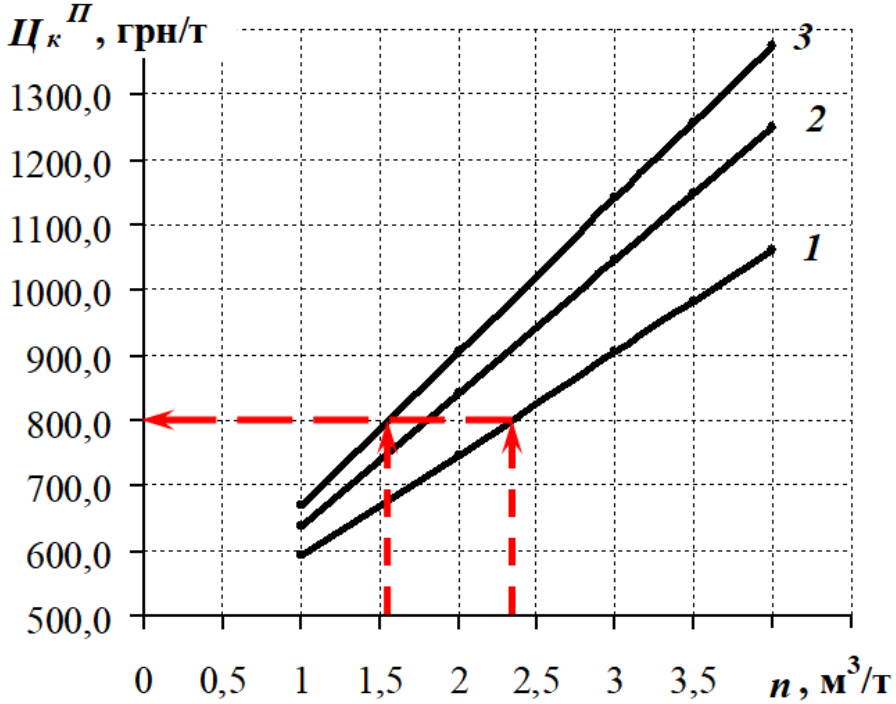


Рисунок 5.6 – Залежність ціни концентрату Полтавського ГЗК від поточного коефіцієнта розкриву при вмісті заліза в концентраті на світовому ринку 66%: *1* – при нормі прибутку ψ = 0 %; *2* – при ψ = 30; *3* – при ψ = 50

Отже, «зі збільшенням коефіцієнта розкриву та зі збільшенням рентабельності підприємства буде зростати ціна продукції підприємства, що проєктується. Настане момент, коли ціна продукції зросте до граничного рівня $Ц_к^М$. Тоді, підставивши в умову конкурентоспроможності товарної продукції кар'єру, що проєктується (5.34), значення його можливої ціни, одержимо» [282]:

$$\frac{\beta^П \cdot \left(a_д^П + a_п^П + b^П \cdot n_г\right) \cdot (1+\psi)}{\gamma_к^П \cdot \beta^М} \le Ц_к^М . \qquad (5.40)$$

Виходячи з цієї нерівності, граничний коефіцієнт розкриву визначається як:

$$n_{гр} = \frac{\frac{Ц_к^М \cdot \gamma_к^П \cdot \beta^М}{\beta^П \cdot (1+\psi)} - (a_д^П + a_п^П)}{b^П}, \text{ м}^3/\text{т}. \qquad (5.41)$$

У табл. 5.4 представлено приведену вартість концентрату Полтавського ГЗК, розраховану за формулою 5.34.

Застосування виразу (5.37) до умов Полтавського ГЗК дозволило визначити значення граничного коефіцієнта розкриву залежно від рівня рентабельності підприємства. Графік на рис. 5.7 ілюструє отримані залежності для низки фіксованих значень норми прибутку (*1* – 0%; *2* – 10%; *3* – 20%; *4* – 30%; *5* – 40%; *6* – 50%). Окремі точки на рисунку відповідають ринковим показникам вмісту заліза в концентраті.

Вплив норми прибутку на величину граничного коефіцієнта розкриву в умовах експлуатації Полтавського ГЗК відображено на рис. 5.8.

Таблиця 5.4 – Ціни концентрату на світовому ринку і приведені ціни концентрату Полтавського ГЗК залежно від вмісту заліза

Вміст заліза в концентраті, %	Ціна концентрату, грн/т	
	на світовому ринку	приведена ціна Полтавського ГЗК
62	1086,4	1112,7
63	1127,0	1135,9
64	1167,2	1158,1
65	1208,0	1180,1
66	1248,0	1200,7

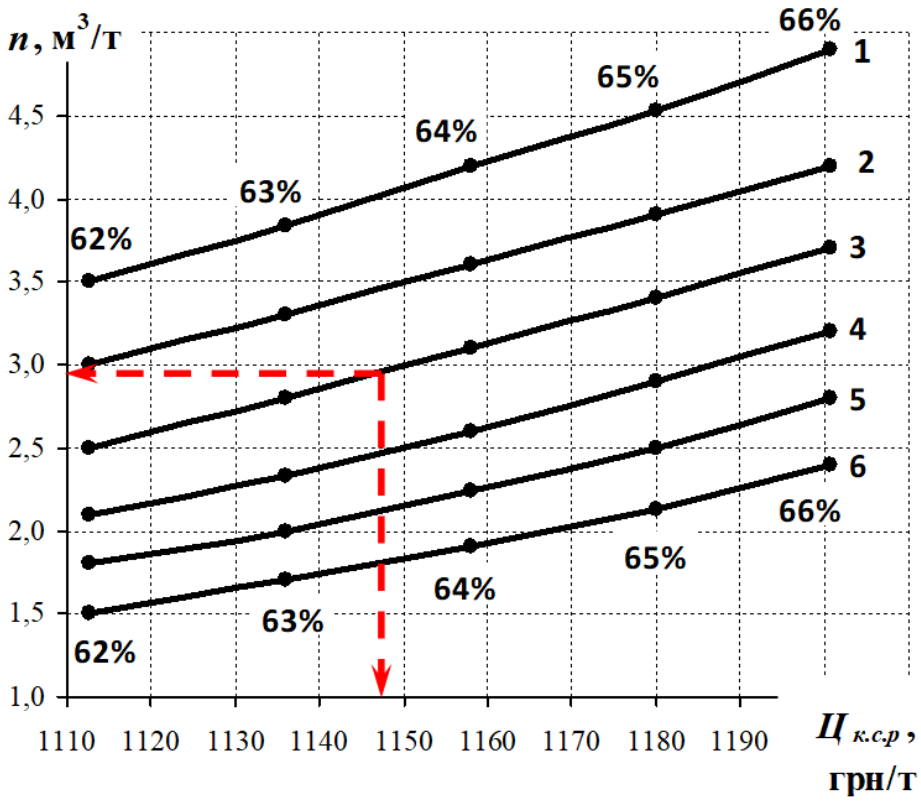


Рисунок 5.7 – Залежність граничного коефіцієнта розкриву від ціни концентрату на світовому ринку: *1* – при нормі прибутку ψ = 0%; *2* – при ψ = 10%; *3* – при ψ = 20%; *4* – при ψ = 30%; *5* – при ψ = 40%; *6* – при ψ = 50%

«Наприклад, необхідно визначити, якою буде ціна концентрату із вмістом заліза 63,5% при нормі прибутку 20%. Для цього на кривій з необхідною нормою прибутку (линія *3* на рис. 5.7) знаходимо задане значення вмісту заліза. Від значення потрібного вмісту заліза (між групою вертикальних точок 63% і 64%) проводимо перпендикуляри (пунктирні лінії на рис. 5.7) на осі ординат і абсцис і визначаємо значення коефіцієнта розкриву та ціни концентрату. Тобто при вмісті заліза 63,5% і нормі прибутку 20% коефіцієнт розкриву становитиме 2,9 м^3/т, а ціна концентрату – 1148 грн/т» [282].

Подібним чином було визначено ціну концентрату Північного ГЗК залежно від вмісту заліза, а також граничний коефіцієнт розкриву для Першотравневого кар’єру цього комбінату [283].

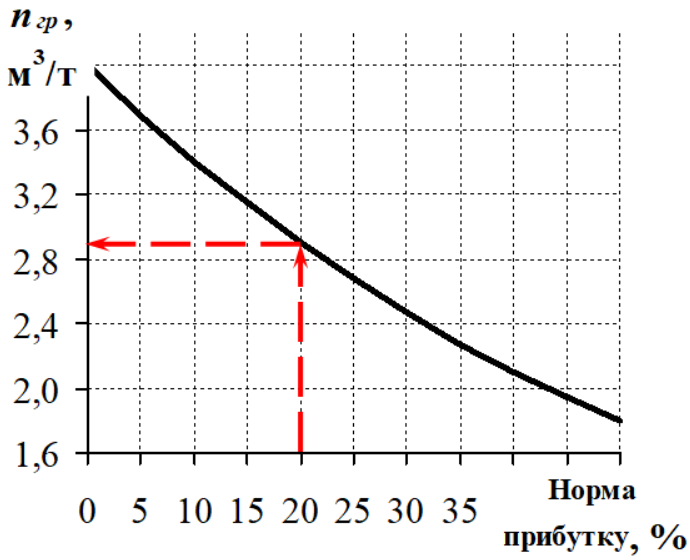


Рисунок 5.8 – Залежність граничного коефіцієнта розкриву від норми прибутку для умов Полтавського ГЗК

У табл. 5.5 представлено приведену ціну концентрату Північного ГЗК. Граничний коефіцієнт розкриву за різних значень рентабельності представлено на рис. 5.9. На рис. 5.10 представлено зміну граничного коефіцієнта розкриву при зміні норми прибутку для умов Першотравневого кар'єру Північного ГЗК.

Таблиця 5.5 – Ціни концентрату на світовому ринку й приведені ціни концентрату Північного ГЗК залежно від вмісту заліза

Вміст заліза в концентраті, %	Ціна концентрату, грн/т	
	на світовому ринку	приведена ціна концентрату Північного ГЗК
62	1086,4	1150,2
63	1127,0	1174,2
64	1167,2	1197,1
65	1208,0	1219,9
66	1248,0	1241,2

Отже, при вмісті заліза 65,5% і нормі прибутку 40% коефіцієнт розкриву для Першотравневого кар'єру Північного ГЗК становитиме 4,8 м^3/т, а ціна концентрату – 1228 грн/т.

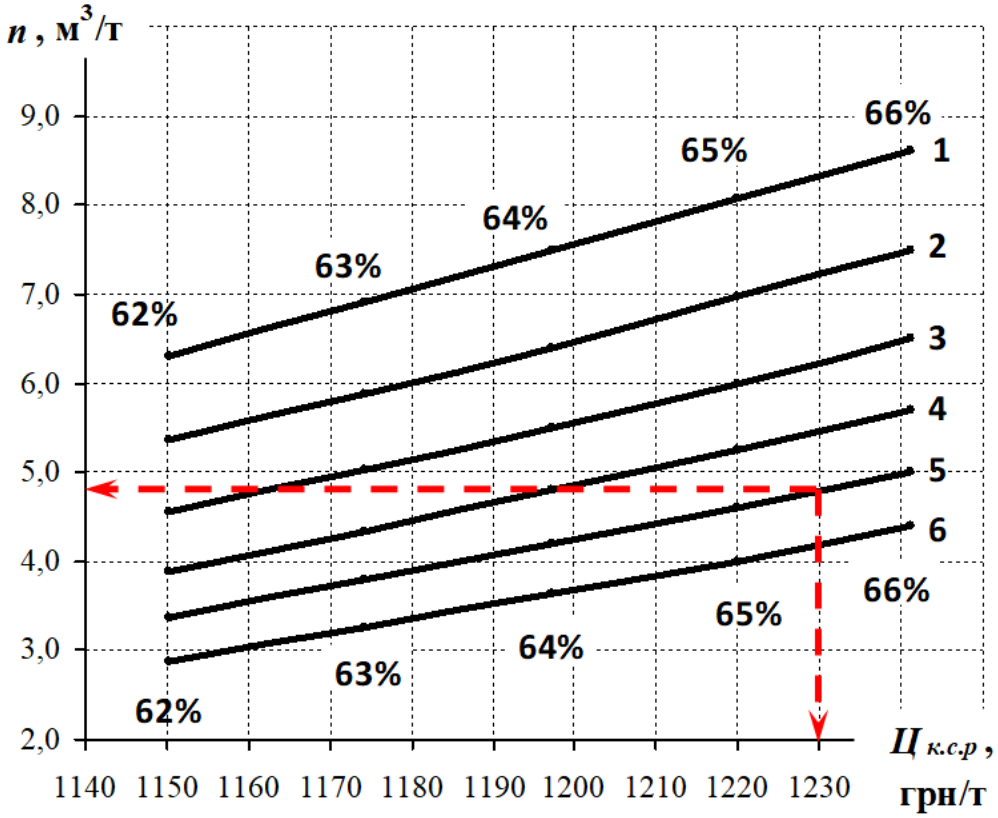


Рисунок 5.9 – Залежність граничного коефіцієнта розкриву від ціни концентрату на світовому ринку: *1* – при нормі прибутку ψ = 0%; *2* – при ψ = 10%; *3* – при ψ = 20%; *4* – при ψ = 30%; *5* – при ψ = 40%; *6* – при ψ = 50%

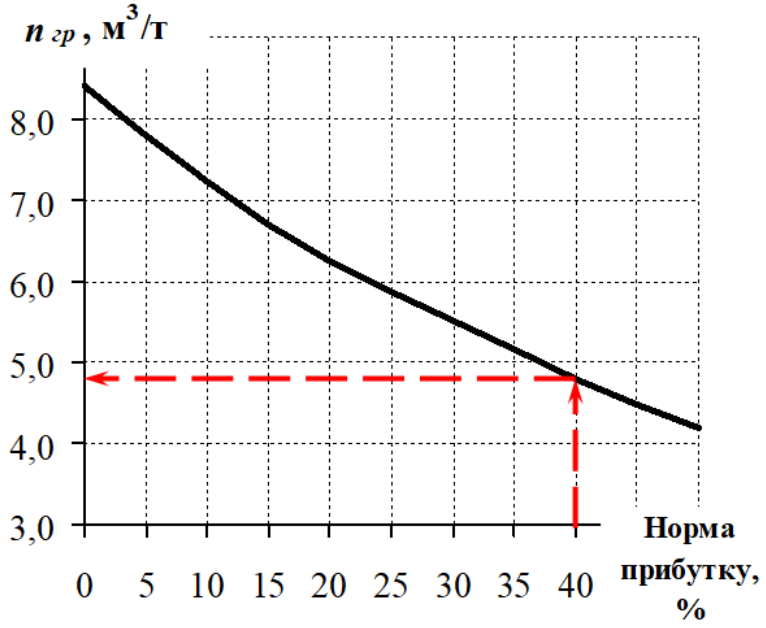


Рисунок 5.10 – Залежність граничного коефіцієнта розкриву від норми прибутку для умов роботи Першотравневого кар’єру Північного ГЗК

У результаті досліджень розроблено новий метод визначення граничного коефіцієнта розкриву, що дозволяє при сформованій на світовому ринку ціні залізорудної продукції визначати границі кар'єру, що забезпечують конкурентоспроможність ГЗК.

5.4 Обґрунтування розрахункових принципів визначення границь кар'єрів

5.4.1 Проблемність визначення границь кар'єру за сучасних умов

На сьогодні робочі борти практично всіх кар'єрів по поверхні підійшли або підходять до проєктних контурів. За цих умов поточні коефіцієнти розкриву набувають максимальних значень, що може бути характерним для кожного кар'єру. Водночас розробка залізистих кварцитів продовжує бути високорентабельною. Тому постає питання правильності визначення границь кар'єрів й оцінювання можливостей сировинної бази підприємств.

Розрахункові принципи й методи визначення перспективних контурів кар'єрів, описані у вітчизняній теорії, мають свої сильні сторони. Але з переходом державної форми власності в приватну українські гірничодобувні підприємства зіткнулися з труднощами у визначенні потенціалу власної сировинної бази. Це пов'язано насамперед з тим, що наразі потрібно враховувати нетипово динамічні зміни на ринку споживачів продукції та конкурентні умови ведення виробництва.

При визначенні границь кар'єрів за наявними розрахунковими принципами граничний коефіцієнт розкриву розраховується за техніко-економічними показниками, досягнутими на базових гірничих підприємствах на момент проєктування, і їх величина приймається сталою. Але ж динаміка зміни зовнішнього відносно рудників середовища стрімко змінюється, а запроєктовані подібним чином гірничо-збагачувальні комбінати продовжують свою роботу зовсім неадекватно, тому з часом їхні економічні показники будуть неминуче погіршуватися. Та найгіршим є те, що при визначенні границь кар'єрів, які проєктуються, не враховується, яким саме чином економічні показники й коефіцієнти розкриву базових підприємств (кар'єрів-конкурентів) з часом

змінюються [284]. І це не враховуючи навіть складність і ненадійність прогнозування таких змін (через що ми визначаємо їх як «нетипові»).

Виконаний аналіз сучасної теоретичної бази цього напрямку досліджень однозначно підтверджує, що жоден з наявних на сьогодні методів визначення границь кар'єрів не враховує зміни параметрів роботи базових кар'єрів-конкурентів з часом відповідно до відміченої вище динаміки. До того ж показники собівартості видобутку руди й розкриву є самі по собі динамічними й безпосередньо залежать від продуктивності кар'єру та глибини відпрацювання покладів. А застосування середньозважених прогнозних показників собівартості видобутку й розкриву при оцінюванні раціональних границь відкритих гірничих робіт здебільшого призводить до суттєвих похибок.

Тому при встановленні економічно доцільних границь кар'єру необхідно орієнтуватися на умову, що економічні показники кар'єру, який проєктується, мають бути не гіршими за відповідні показники базових кар'єрів-конкурентів саме протягом усього періоду їхньої експлуатації (5.30).

Цю умову можна сформулювати таким чином: *кінцева глибина проєктованого кар'єру має бути такою, щоб у процесі його експлуатації сума початкового й максимального поточного коефіцієнтів розкриву* (*коефіцієнтів гірничої маси*) *не перевищувала економічно доцільного коефіцієнта розкриву* (*гірничої маси*)*, що змінюється в часі, який залежить від техніко-економічних показників роботи базових підприємств цього ж ринку, що здійснюють гірничі роботи як відкритим, так і підземним способами.* При цьому максимального значення поточний коефіцієнт розкриву (коефіцієнт гірничої маси) досягає в момент виходу гірничих робіт по поверхні на кінцеві проєктні контури:

$$n_{П}^{max}+n_{o} \le n^{б}_{гр}; \qquad (5.42)$$
$$m_{П}^{max}+m_{o} \le m^{б}_{гр}.$$

У разі, якщо границі встановлюються для чинного кар'єру, коли обсяги гірничо-капітальних робіт вже виконано, а кар'єр вийшов на задану виробничу потужність за рудою, вираз (5.42) набуває вигляду:

$$n_{П}^{max} \le n^{б}_{гр}; \qquad (5.43)$$
$$m_{П}^{max} \le m^{б}_{гр}.$$

Запропонований принцип визначення границь кар'єру вже враховує вплив на границі відкритої розробки режиму гірничих робіт і продуктивності за рудою з урахуванням їхнього взаємозв'язку, виходячи з умови забезпечення в кар'єрі нормативу готових до виймання запасів скельної гірничої маси, а також динаміки зовнішнього конкурентного середовища гірничодобувного підприємства, тобто дозволяє врахувати динаміку зміни параметрів роботи базових кар'єрів-конкурентів з часом.

5.4.2 Алгоритм визначення границь кар'єру

Алгоритм визначення границь кар'єру за вищевикладеним розрахунковим принципом такий:

1. На характерному поперечному геологічному розрізі або зведеному плані гірничих робіт намічаються кілька варіантів контурів кар'єру по поверхні та визначаються відповідні для них значення кінцевої глибини кар'єру (рисунки 5.11. і 5.12.) відповідно до прийнятих кутів укосів неробочих бортів.

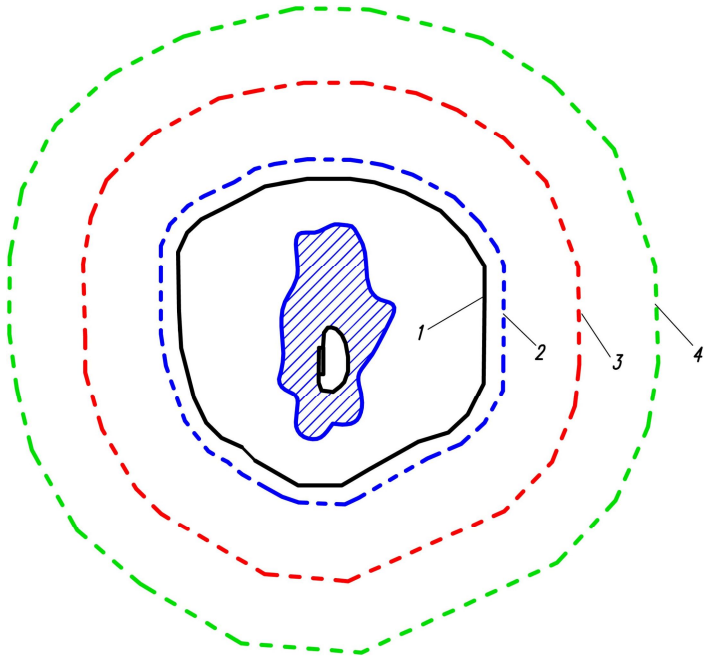


Рисунок 5.11 – Перспективні контури кар'єру, що проєктується, по поверхні: *1* – сучасний стан гірничих робіт; *2* – перспективний проєктний контур кар'єру за першим варіантом; *3* – перспективний проєктний контур кар'єру за другим варіантом; *4* – перспективний проєктний контур кар'єру за третім варіантом

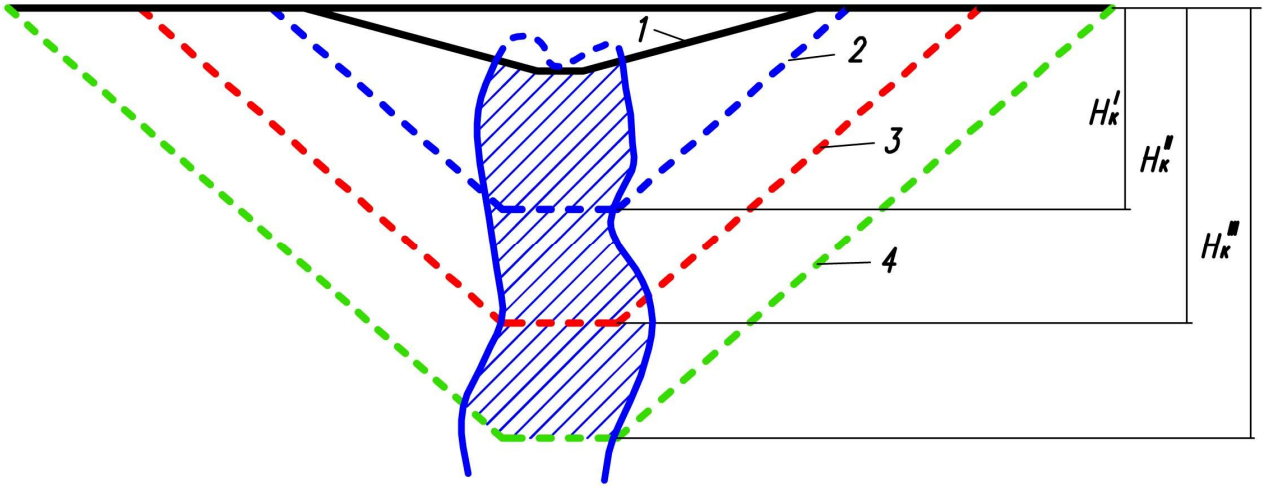


Рисунок 5.12 – Перспективні контури кар'єру, що проєктується: *1* – сучасний стан гірничих робіт; $H^{I}_{пр.к.}$, $H^{II}_{пр.к.}$, $H^{III}_{пр.к.}$ – перспективний проєктний контур кар'єру відповідно за першим, другим і третім варіантами

2. Для кожного наміченого варіанта відбудовується положення гірничих робіт у момент їх виходу за рівнем денної поверхні на проєктні (кінцеві) контури кар'єру (рис. 5.13) і визначаються значення найбільших поточних коефіцієнтів розкриву.

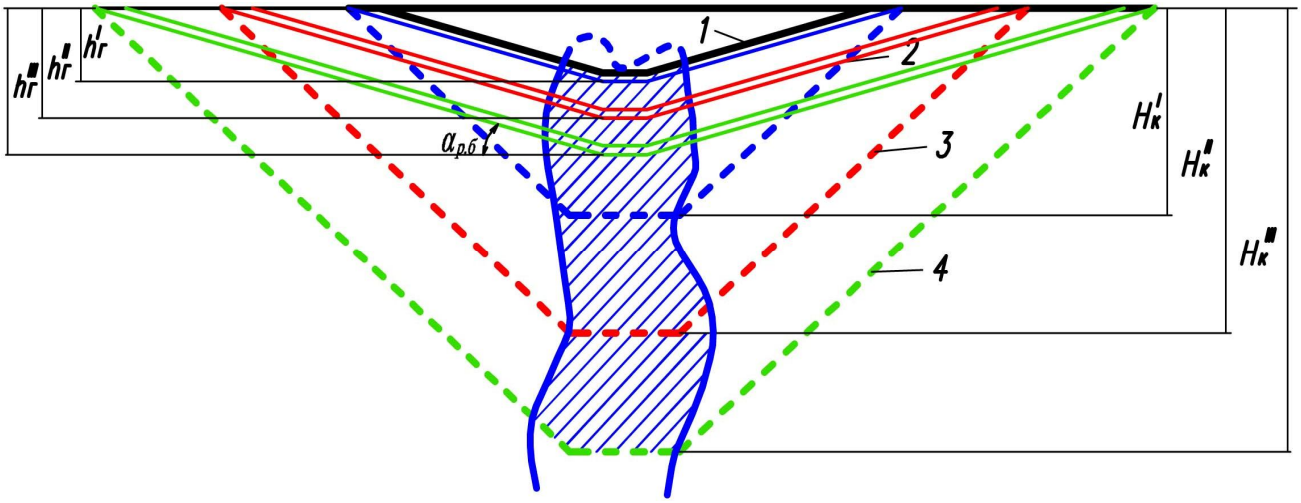


Рисунок 5.13 – Визначення найбільших поточних коефіцієнтів розкриву: *1* – сучасний стан гірничих робіт; $h^{I}_{г}$, $h^{II}_{г}$, $h^{III}_{г}$ – глибина гірничих робіт у момент їх виходу за рівнем денної поверхні на проєктні (кінцеві) контури кар'єру відповідно за першим, другим і третім варіантами

3. За результатами розрахунків відбудовується графік (рис. 5.14) зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву залежно від зміни глибини гірничих робіт за один і той же період $n_{n\ max}=f(h_{г.р.})$. Для визначення кінцевої глибини кар'єру під віссю абсцис відбудовується додаткова шкала зміни кінцевої глибини кар'єру $n_{n\ max}=f(H_к)$. При визначенні границь кар'єрів, що розробляють витягнуті поклади, коли проєктування здійснюється на декількох поперечних розрізах для різних ділянок родовища, відбудовуються графіки зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву залежно від зміни глибини гірничих робіт за кожною ділянкою $n_{mmax}=f(h_{г.р.})$, а також від збільшення кінцевої глибини кар'єру $n_{mmax}=f(H_к)$ на цих же ділянках.

4. Розраховуються значення граничного коефіцієнта розкриву (гірничої маси) з урахуванням динамічно мінливих у часі техніко-економічних показників базового підприємства, а також приведення цін до одного виду товарної продукції за ціною одного відсотка заліза в тонні концентрату.

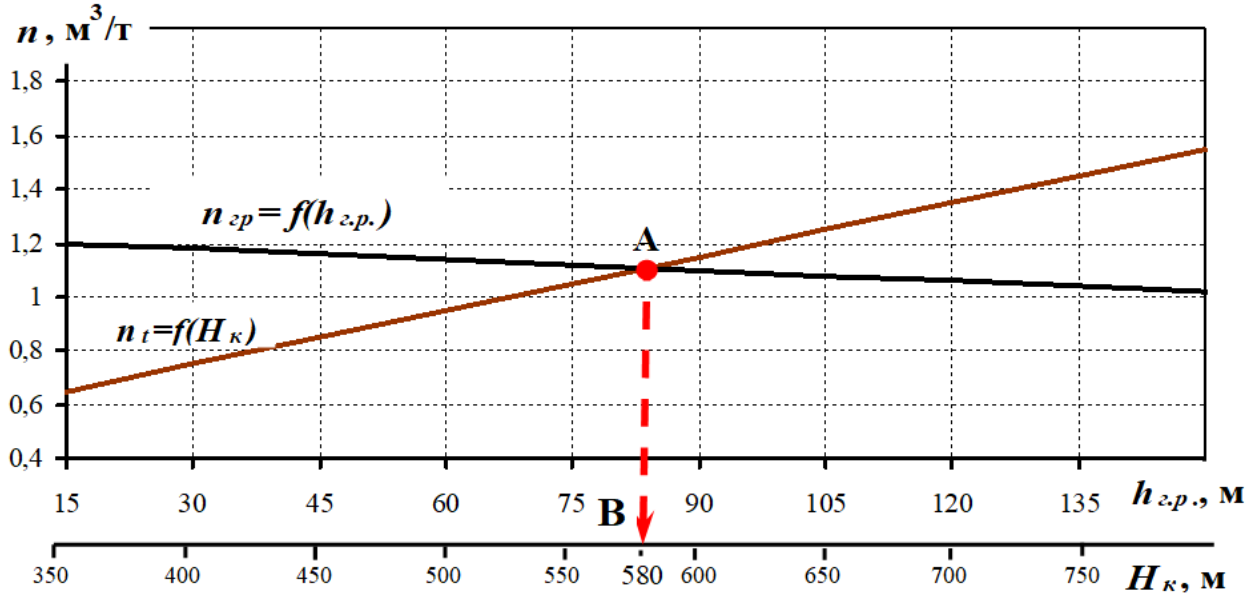


Рисунок 5.14 – Графіки зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву залежно від збільшення глибини гірничих робіт кар'єру, що проєктується

5. Визначається точка перетину кривої, яка відображає зміну найбільших поточних коефіцієнтів розкриву кар'єру, що проєктується, з лініями

граничних коефіцієнтів розкриву (т. *A* на рис. 5.14) і визначається перспективна глибина кар'єру порівняно з базовим підприємством (т. *B* на рис. 5.14).

5.5 Дослідження впливу режиму гірничих робіт і продуктивності кар'єрів на границі відкритої розробки родовищ

Границі відкритих гірничих робіт – один із основних параметрів кар'єру, що визначає промисловий потенціал гірничого підприємства та його конкурентоспроможність на ринку залізорудної продукції. Тому при визначенні границь кар'єру доцільно використовувати показники розвитку гірничих робіт і продуктивності, які забезпечують максимальну економічну ефективність розробки родовища.

Дослідженнями встановлено, що наявний взаємозв'язок параметрів системи розробки, що забезпечують у кар'єрі норматив готових до виймання запасів, обумовлює при зміні продуктивності за корисними копалинами зміну й режиму гірничих робіт. Тому прийняте значення продуктивності кар'єру за рудою впливає на значення найбільших поточних коефіцієнтів розкриву залежно від зміни глибини гірничих робіт кар'єру, який проєктується.

Крім цього, під час розрахунків граничного коефіцієнта розкриву (5.32) використовують економічні показники як чинних (базових), так і підприємств, що проєктуються. Дослідження показали (підрозділ 4.1), що зі збільшенням продуктивності за рудою собівартість видобутку руди й собівартість виробництва концентрату зменшуються. Тому прийняте значення продуктивності за рудою (або за концентратом) кар'єру, що проєктується, також вплине на значення граничного коефіцієнта розкриву.

Вплив режиму гірничих робіт і продуктивності кар'єру на границі відкритої розробки родовищ розглянемо на прикладі умовного кар'єру, представленого на рис. 5.15.

На рисунках 5.16-5.18 показано вплив продуктивності кар'єру за рудою й режиму гірничих робіт на граничні та найбільші поточні коефіцієнти розкриву.

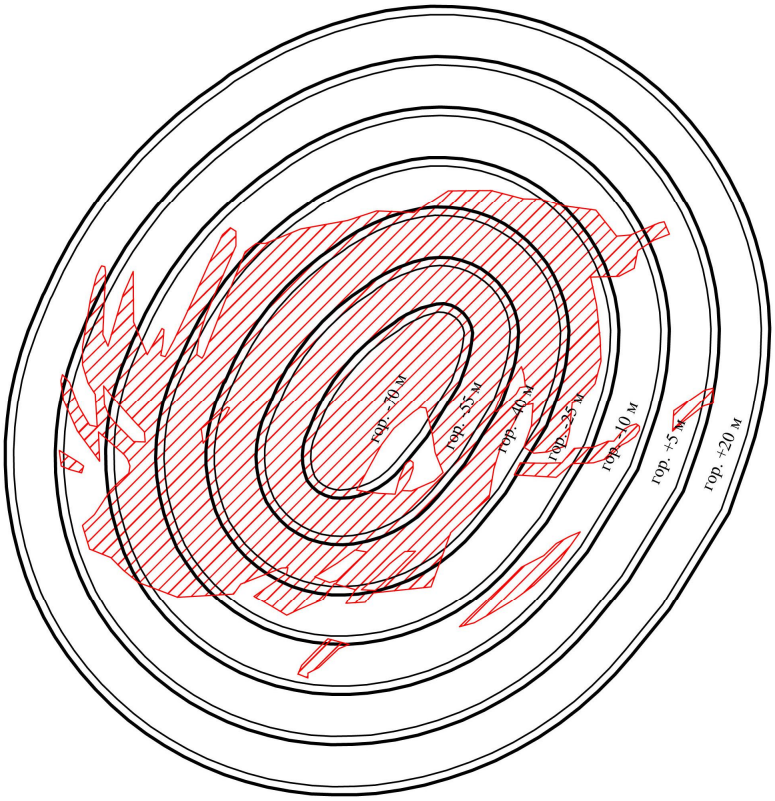


Рисунок 5.15 – Зведений план гірничих робіт на момент закінчення підготовки гор. -70м

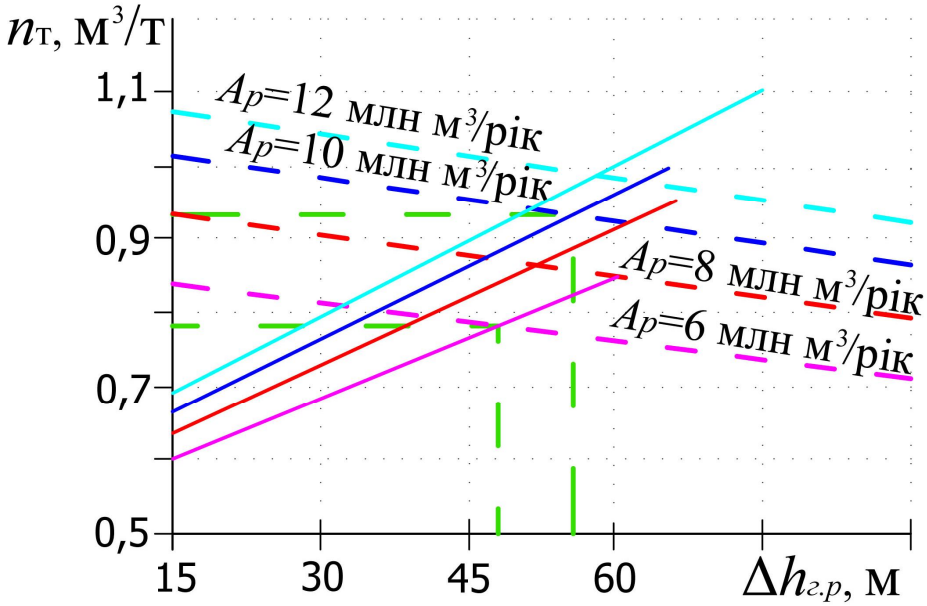


Рисунок 5.16 – Залежність зміни граничних і найбільших поточних коефіцієнтів розкриву кар'єру, що проєктується, від зміни глибини гірничих робіт для різних значень продуктивності за рудою при спадному режимі гірничих робіт кар'єру-конкурента

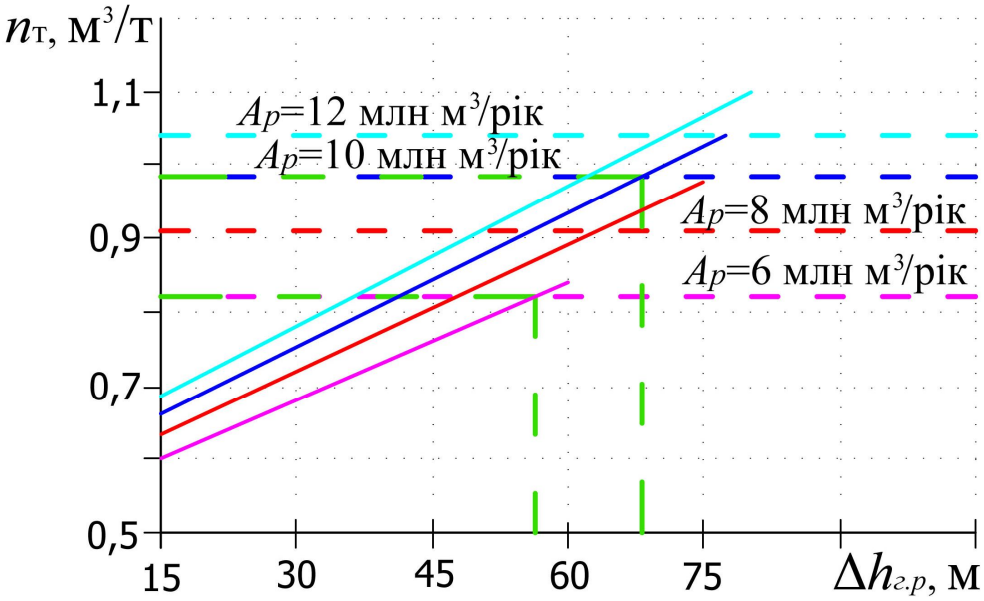


Рисунок 5.17 – Залежність зміни граничних і найбільших поточних коефіцієнтів розкриву кар'єру, що проєктується, від зміни глибини гірничих робіт для різних значень продуктивності за рудою при рівномірному режимі гірничих робіт кар'єру-конкурента

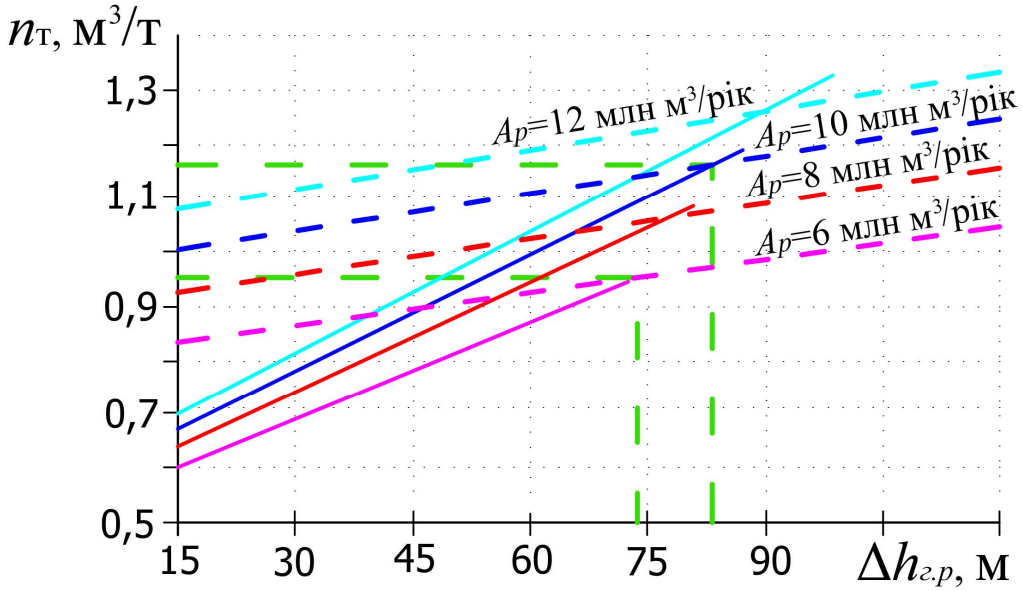


Рисунок 5.18 – Залежність зміни граничних і найбільших поточних коефіцієнтів розкриву кар'єру, що проєктується, від зміни глибини гірничих робіт для різних значень продуктивності за рудою при зростальному режимі гірничих робіт кар'єру-конкурента

З рисунків 5.16 – 5.18 видно, що зі збільшенням продуктивності кар'єру за рудою й відповідно зміною коефіцієнтів розкриву збільшуються як значення найбільших поточних, так і граничних коефіцієнтів розкриву (рис. 5.19), незалежно від зміни режиму гірничих робіт на кар'єрах-конкурентах.

Дослідження впливу режиму гірничих робіт і продуктивності кар'єру на границі відкритої розробки родовищ показали, що при збільшенні продуктивності за рудою кар'єру, що проєктується, змінюються граничні коефіцієнт розкриву й відповідно змінюється кінцева глибина кар'єру, який проєктується (рис. 5.20). Тому при визначенні границь кар'єру необхідно враховувати плановану продуктивність кар'єру за рудою й відповідний їй режим гірничих робіт, який визначається параметрами системи розробки, що забезпечують норматив готових до виймання запасів.

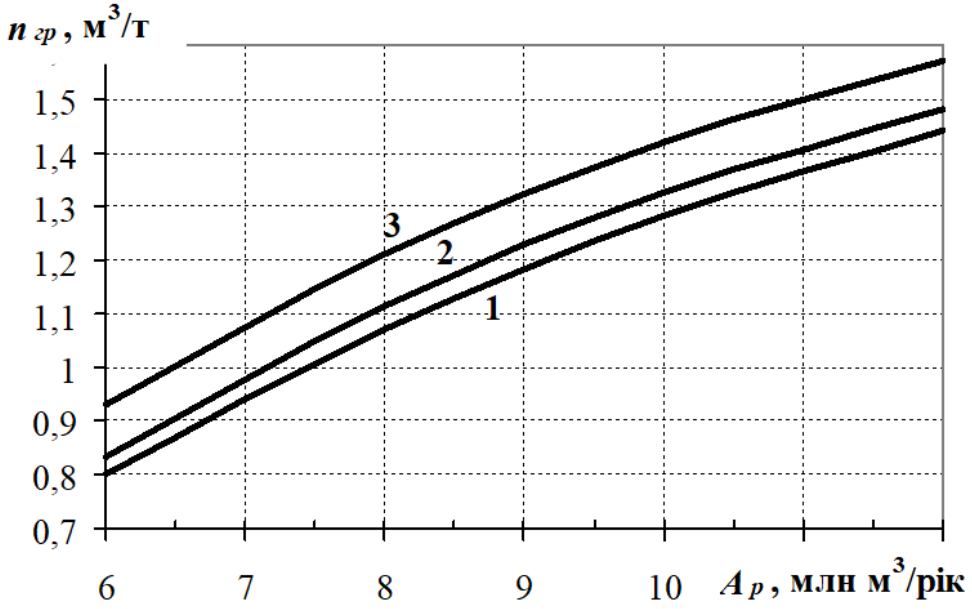


Рисунок 5.19 – Залежність граничних коефіцієнтів розкриву від продуктивності кар'єру за рудою: *1* – при спадному режимі гірничих робіт кар'єру-конкурента; *2* – при рівномірному; *3* – при зростальному

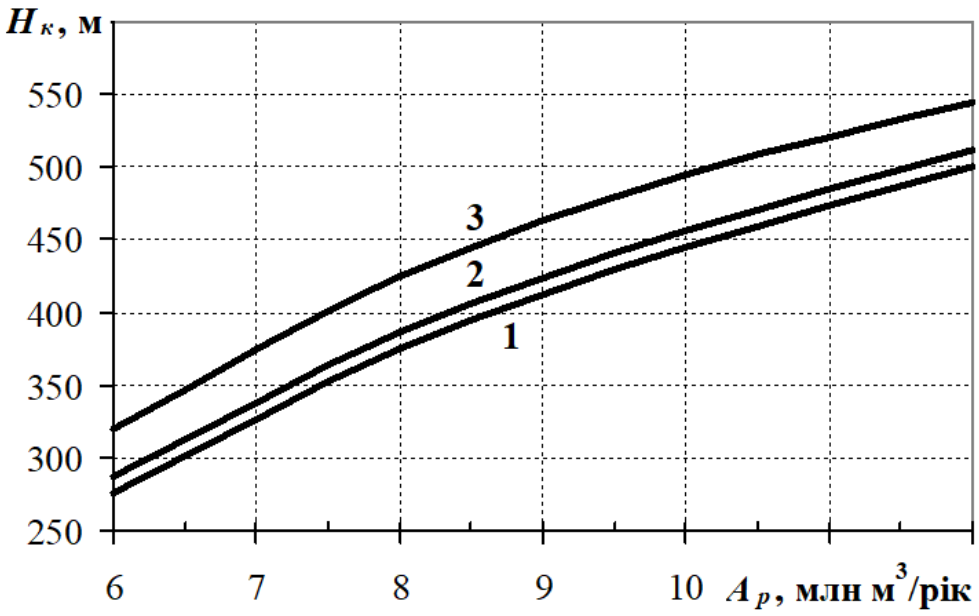


Рисунок 5.20 – Залежність глибини кар'єру від його продуктивності за рудою:
1 – при спадному режимі гірничих робіт кар'єру-конкурента;
2 – при рівномірному; *3* – при зростальному

5.6 Визначення перспективних границь чинних кар'єрів

Основні гірничо-збагачувальні комбінати України здійснюють видобуток і переробку бідних залізистих кварцитів, які можна умовно розділити на дві групи. Перша група родовищ представлена сильно стиснутими синклінальними складками. За горизонтальною потужністю рудного тіла родовища цієї групи належать до надпотужних. Протяжність кар'єрів, що розробляють такі поклади, не набагато перевищує їхню ширину. До таких кар'єрів належать кар'єр ПівдГЗК і Першотравневий кар'єр ПівнГЗК.

Друга група родовищ бідних залізних руд представлена потужними шароподібними покладами похилого та крутого падіння значної протяжності. Родовища другої групи розробляються кар'єрами №2-біс і №3 «АрселорМіттал Кривий Ріг»; Глеюватським, Петровським і Артемівським кар'єрами ЦГЗК; кар'єрами ІнГЗК, ПГЗК і Ганнівським ПівнГЗК.

Тому як приклад визначимо границі Першотравневого кар'єру, а також кар'єру Полтавського ГЗК.

5.6.1 Визначення перспективних границь кар'єру Полтавського ГЗК

Метою цього дослідження є визначення контурів кар'єру, що забезпечують однакове значення коефіцієнтів розкриву на всіх ділянках родовища, яке дорівнює граничному коефіцієнту розкриву. Лише в цьому разі можна досягти мінімального коефіцієнта розкриву загалом за кар'єром. Тому на витягнутих покладах з неоднаковою потужністю корисної копалини на різних ділянках родовища необхідно простежити зміну поточних коефіцієнтів розкриву зі збільшенням проєктної глибини кар'єру (ці коефіцієнти розкриву найбільш часто використовуються при визначенні перспективної глибини кар'єру). Таке дослідження дасть можливість у будь-якому варіанті границь відкритих гірничих робіт установити раціональні контури кар'єру [285, 286].

Ділянки родовища мають різну горизонтальну потужність рудного покладу. Найбільша горизонтальна потужність рудного тіла спостерігається в замковій частині покладу.

Розділимо поклад за простяганням на 18 характерних ділянок [287]:

• I – від торця покладу до осі IV;
• II – від осі IV до осі V;
• III – від осі V до осі VI;
• IV – від осі VI до осі VI + 100;
• V – від осі VI + 100 до осі VII + 100;
• VI – від осі VII + 100 до осі VIII + 100;
• VII – від осі VIII + 100 до осі IX;
• VIII – від осі IX до осі XIII;
• IX – від осі XIII до осі XIV;
• X – від осі XIV до осі XV;
• XI – від осі XV до осі XVI + 100;
• XII – від осі XVI + 100 до осі XVII;
• XIII – від осі XVII до осі XVIII;
• XIV – від осі XVIII до осі XIX;
• XV – від осі XIX до осі XX;
• XVI – від осі XX до осі XX +600;
• XVII – від осі XX + 600 до осі XXI +450;

• XVIII – від осі XXI +450 до осі XXII +150.

При побудові розрізів за родовищем, контурів кар'єру й стані гірничих робіт при їх поглибленні (Додаток А) прийнято, що кути укосів бортів кар'єру до моменту їх погашення відповідатимуть значенням, запропонованим інститутом «Південгіпроруда», а кути робочих бортів – значенням, фактично досягнутим у кар'єрі Полтавського ГЗК. Поперечні геологічні розрізи родовища для VII – IX ділянок представлено на рис. 5.21, для X – на рис. 5.22.

Прийняте значення необхідних вихідних даних і результати розрахунків експлуатаційних характеристик усіх ділянок представлено в табл. 5.6.

Для дослідження було прийнято три варіанти кінцевої глибини кар'єру ($H_к$):

I варіант – нижня відмітка дна кар'єру – у замковій частині родовища -510 м, $H_к$ = 576 м;

II варіант – положення дна кар'єру через 80 м, тобто нижня відмітка дна кар'єру в замковій частині родовища -590 м, $H_к$ = 656 м;

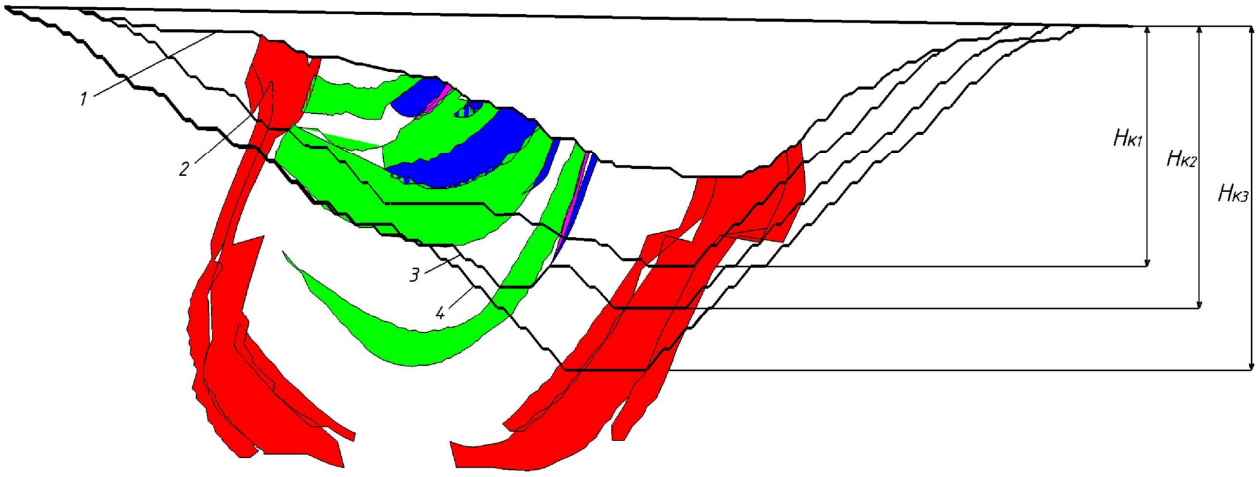
III варіант – положення дна кар'єру через 120 м, тобто нижня відмітка дна кар'єру в замковій частині родовища -710 м, $H_к$ = 776 м.

За результатами розрахунків за кожною ділянкою родовища побудували графіки зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву залежно від зміни глибини гірничих робіт $n_{m\max}=f(h_{г.р.})$ (рис. 5.23-5.25) і від збільшення кінцевої глибини кар'єру $n_{m\max}=f(H_к)$ (рис. 5.26-5.28). Вихідним для розрахунків прийнято стан гірничих робіт на 01.01.2014 р. Водночас для наочності на одному рисунку представляли результати дослідження лише кількох ділянок родовища.

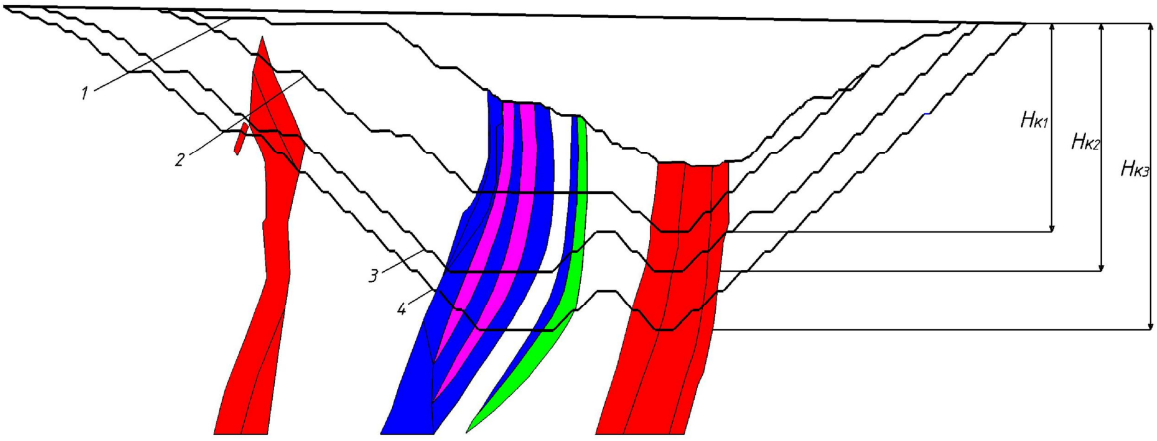
Визначення кінцевої глибини кар'єру на різних ділянках родовища здійснювали за розробленою нами методикою.

Згідно з цією методикою, граничний коефіцієнт розкриву для кар'єру Полтавського ГЗК визначали з урахуванням можливої зміни в часі обсягів розкривних порід і руди на базових підприємствах-конкурентах. Для цього простежили динаміку (рис. 5.29) з часом поточних коефіцієнтів розкриву за трьома ГЗК Кривого Рогу (ПівнГЗК, ЦГЗК й ІнГЗК). Кар'єри ПГЗК і АМКР не представлені на графіку у зв'язку з тим, що вони знаходяться в стадії реконструкції й показники їх подальшої роботи відсутні.

а.



б.



в.

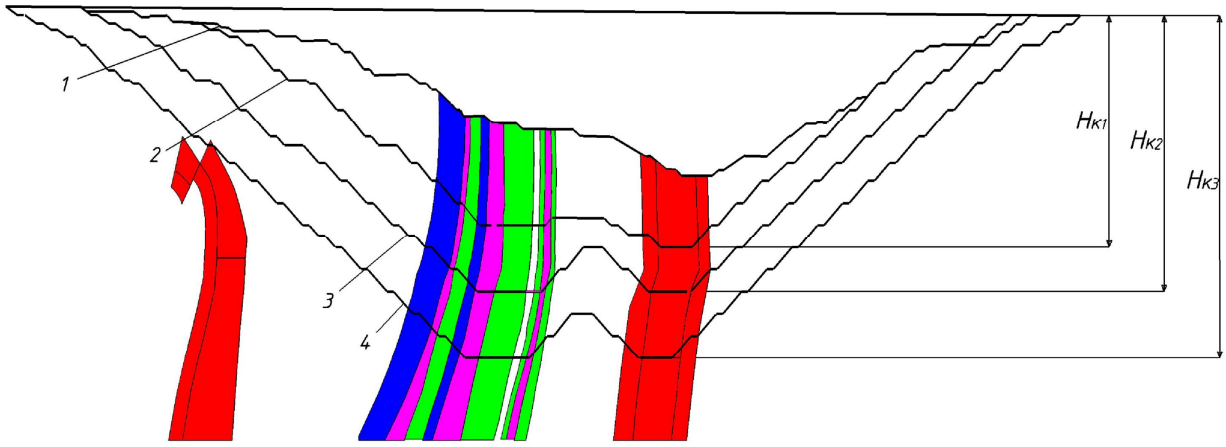


Рисунок 5.21 – Поперечний геологічний розріз родовища на VII(*а*), VIII(*б*), IX(*в*) ділянках: *1* – сучасний стан гірничих робіт у кар'єрі; *2* – проєктний контур за I варіантом; *3* – проєктний контур за II варіантом; *4* – проєктний контур за III варіантом

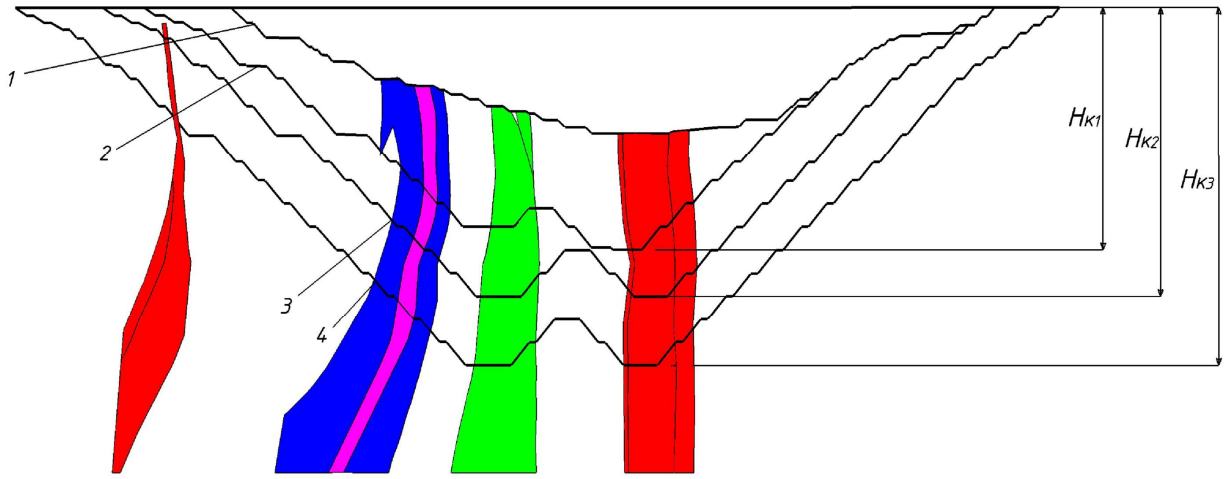


Рисунок 5.22 – Поперечні геологічні розрізи родовища на X ділянці:
1 – сучасний стан гірничих робіт у кар'єрі; *2* – проєктний контур за I варіантом;
3 – проєктний контур за II варіантом; *4* – проєктний контур за III варіантом

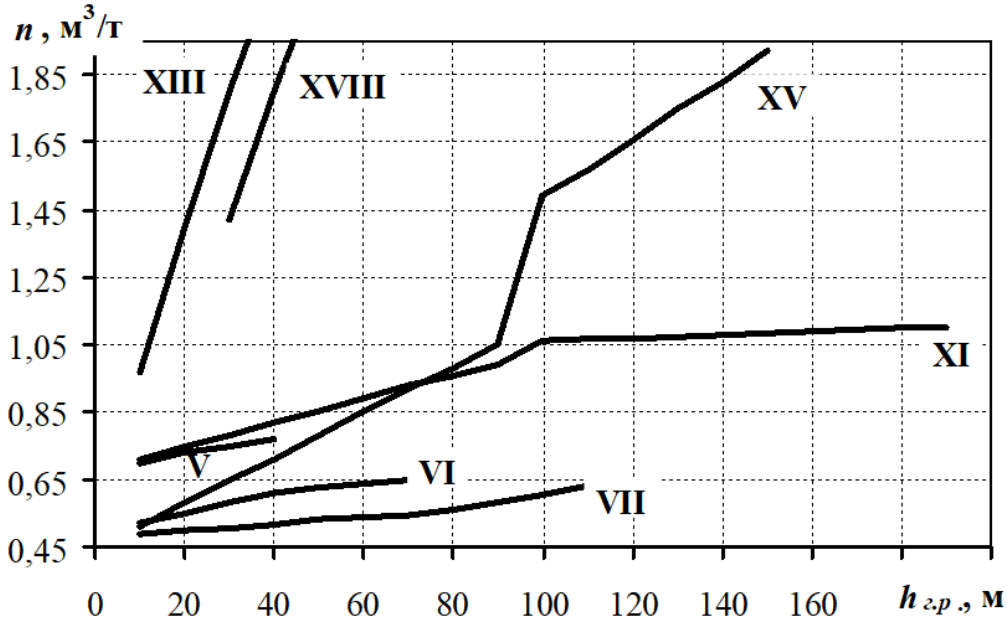


Рисунок 5.23 – Графіки залежності зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву від зміни глибини гірничих робіт на ділянках:V, VI, VII, XI, XIII, XV, XVIII

Таблиця 5.6 – Вихідні дані та результати розрахунків експлуатаційних характеристик ділянок

№ з/п	Показники	Варіанти кінцевої глибини кар'єру ($H_к$)	Номер ділянки															
			I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	XIII	XIV	XV	XVI
1	Кути укосів кінцевих контурів (β), град	I варіант	30-31	30-31	36-38	35	34-39	35-42	33-40	31-41	35-41	33-42	36-41	31-39	33-42	34-45	33-42	33-39
		II варіант	-		36-38	35	34-39	35-42	33-40	31-41	35-41	33-42	36-41	31-39	33-42	34-45	33-42	33-39
		III варіант	-	-	-	-	34-39	35-42	33-40	31-41	35-41	33-42	36-41	31-39	33-42	34-45	33-42	33-39
2	Кути укосів робочих бортів (α), град	I варіант	23-26	23-26	19-26	10-17	10-16	16-24	16	17	16	20	15	19	20	23	21	21
		II варіант	-	-	19-26	10-17	10-16	16-24	16	17	16	20	15	19	20	23	21	21
		III варіант	-	-	-	-	10-16	16-24	16	17	16	20	15	19	20	23	21	21
3	Середній коефіцієнт розкриву ($n_{ср}$), м^3/м^3	I варіант	0,8	0,51	0,33	0,38	0,48	0,25	0,19	0,25	0,49	0,5	0,51	0,83	0,45	0,24	0,72	0,88
		II варіант	-	-	0,28	0,32	0,47	0,52	0,26	0,48	0,69	0,61	0,61	1,0	0,96	0,54	0,84	0,87
		III варіант	-	-	-	--	0,49	0,47	0,3	0,45	0,83	0,78	0,7	1,1	1,21	0,76	1,05	1,06
4	Найбільший поточний коефіцієнт розкриву (n_m), м^3/т	I варіант	0,8	0,51	0,77	0,55	0,7	0,52	0,49	1,12	0,88	0,81	0,93	0,98	0,97	0,48	1,05	1,0
		II варіант	-	-	0,83	0,59	0,75	0,61	0,5	1,52	1,2	1,08	1,06	1,45	2,16	0,83	1,49	1,13
		III варіант	-	-	-	-	0,77	0,65	0,53	1,61	1,5	1,43	1,1	1,67	2,3	1,17	1,92	1,52
5	Глибина гірничих робіт з найбільшим поточним коефіцієнтом розкриву ($H_г$), м	I варіант	-210	-310	-320	-320	-310	-290	-270	-270	-230	-160	-210	-150	-126	-114	-90	-78
		II варіант	-	-	-330	-330	-330	-320	-290	-280	-240	-210	-240	-174	-150	-126	-102	-114
		III варіант	-	-	-	-	-340	-350	-310	-300	-250	-280	-330	-210	-162	-138	-150	-162
6	Контурний коефіцієнт розкриву ($n_к$), м^3/т	I варіант	0,8	0,51	0,57	0,59	0,7	0,62	0,35	1,0	1,06	1,28	0,96	1,1	2,16	0,87	1,56	1,18
		II варіант	-	-	0,7	0,67	0,77	1,01	0,85	0,73	1,21	1,17	0,96	1,44	1,48	1,01	1,66	1,48
		III варіант	-	-	-	-	0,8	0,65	0,89	0,83	1,28	1,35	1,14	1,68	1,93	1,41	2,01	1,87

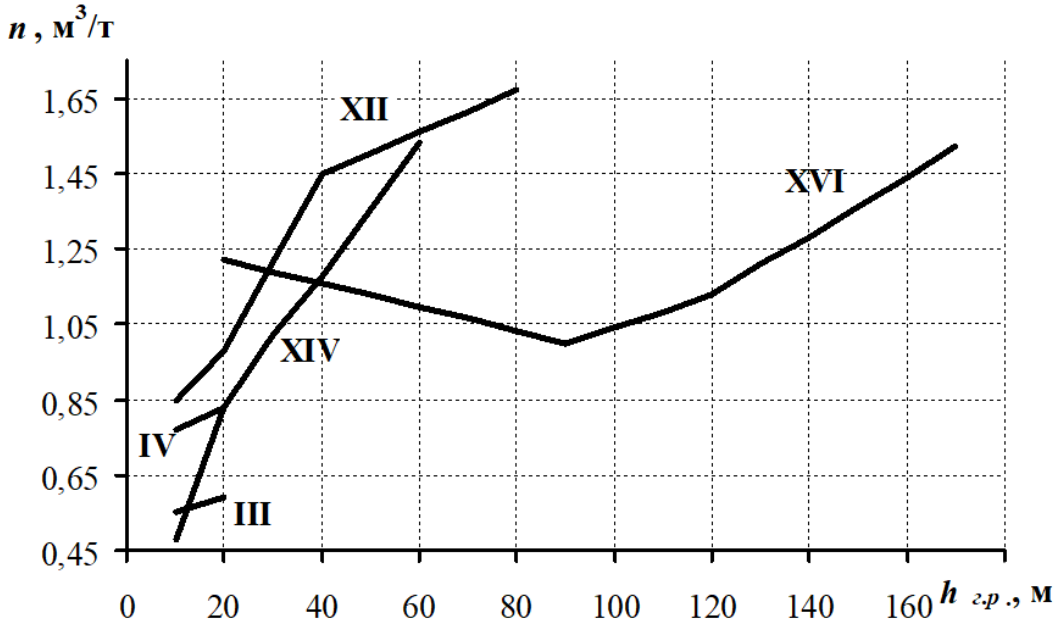


Рисунок 5.24 – Графіки залежності зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву від зміни глибини гірничих робіт на ділянках: III, IV, XII, XIV, XVI

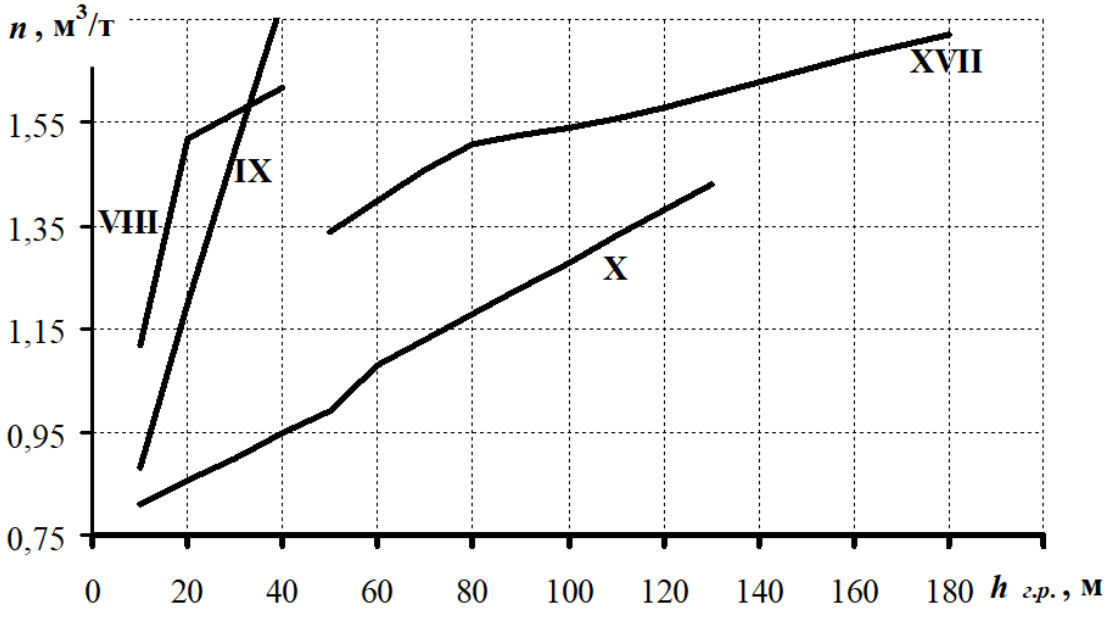


Рисунок 5.25 – Графіки залежності зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву від зміни глибини гірничих робіт на ділянках: VIII, IX, X, XVII

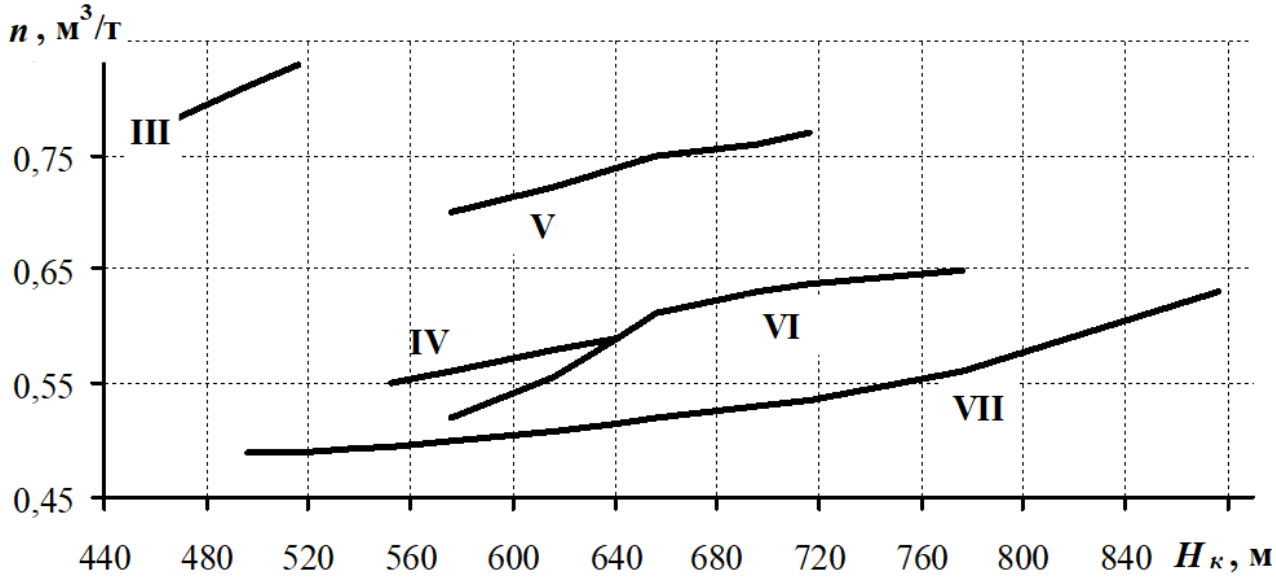


Рисунок 5.26 – Графіки залежності зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву від збільшення кінцевої глибини кар'єру на ділянках: III, IV,V, VI, VII

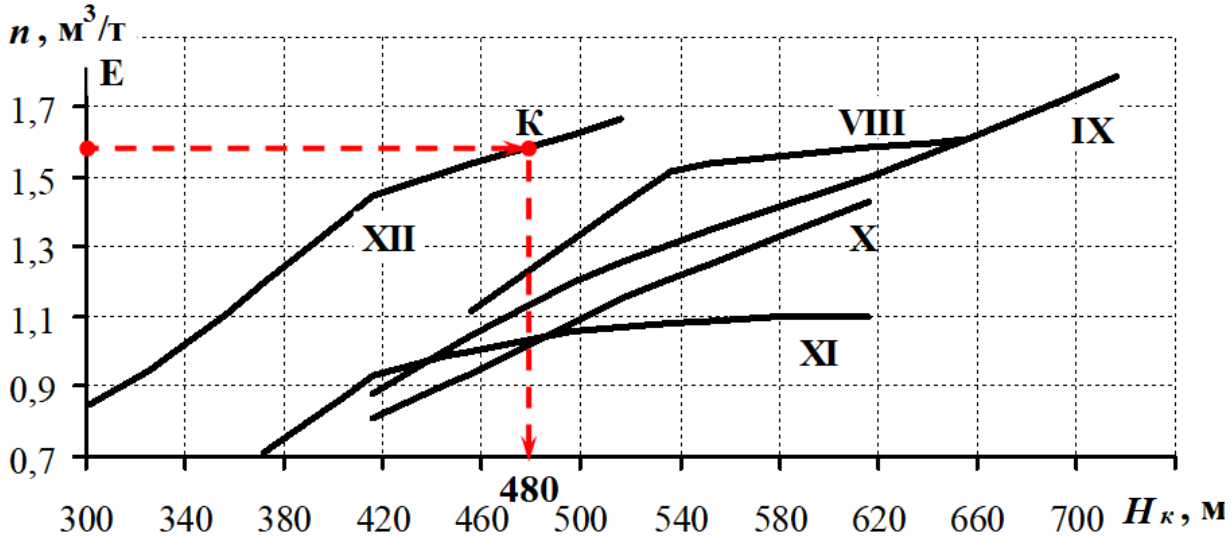


Рисунок 5.27 – Графіки залежності зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву від збільшення кінцевої глибини кар'єру на ділянках: VIII, IX, X, XI, XII

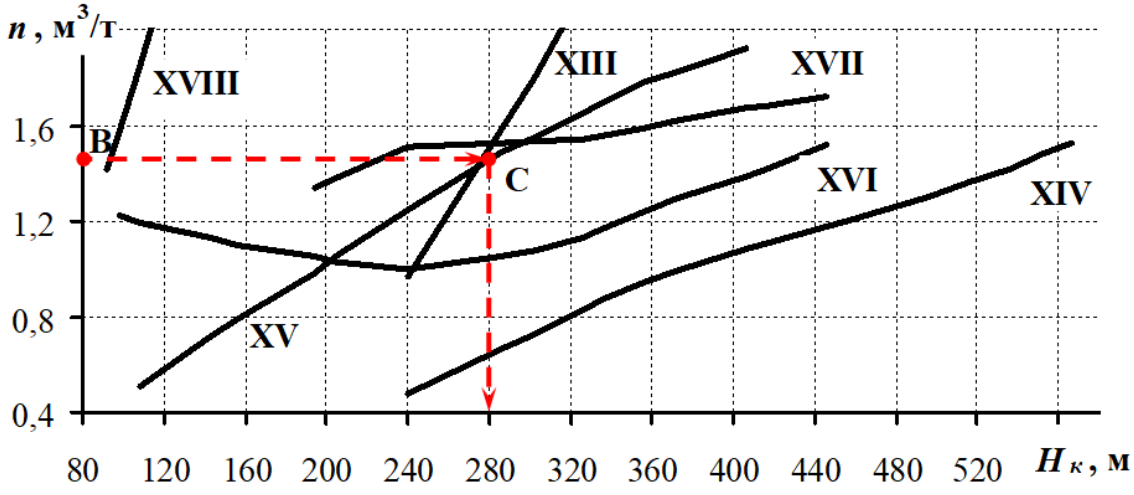


Рисунок 5.28 – Графіки залежності зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву від збільшення кінцевої глибини кар'єру на ділянках: XIII, XIV, XV, XVI, XVII, XVIII

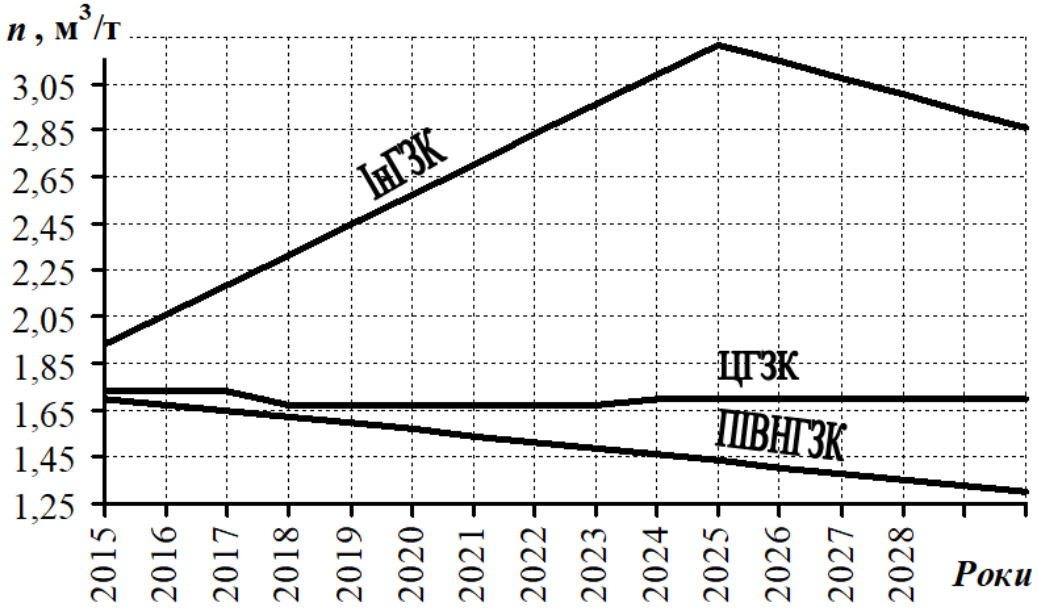


Рисунок 5.29 – Зміна в часі поточних коефіцієнтів розкриву (граничних для ПГЗК) за кар'єрами-конкурентами

Визначимо перспективні границі кар'єру Полтавського ГЗК, які забезпечать економічні показники видобутку руди й виробництва концентрату на рівні, не нижчому від аналогічних економічних показників ПівнГЗК (нижня крива на рис. 5.29). Для цього на графіку зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву залежно від зміни глибини гірничих робіт відобразимо криву вибраного граничного коефіцієнта розкриву (рис. 5.30-5.32). Потім визначимо точки перетину кривих, що відображають зміну найбільших поточних коефіцієнтів розкриву на різних ділянках родовища, з лінією граничного коефіцієнта розкриву.

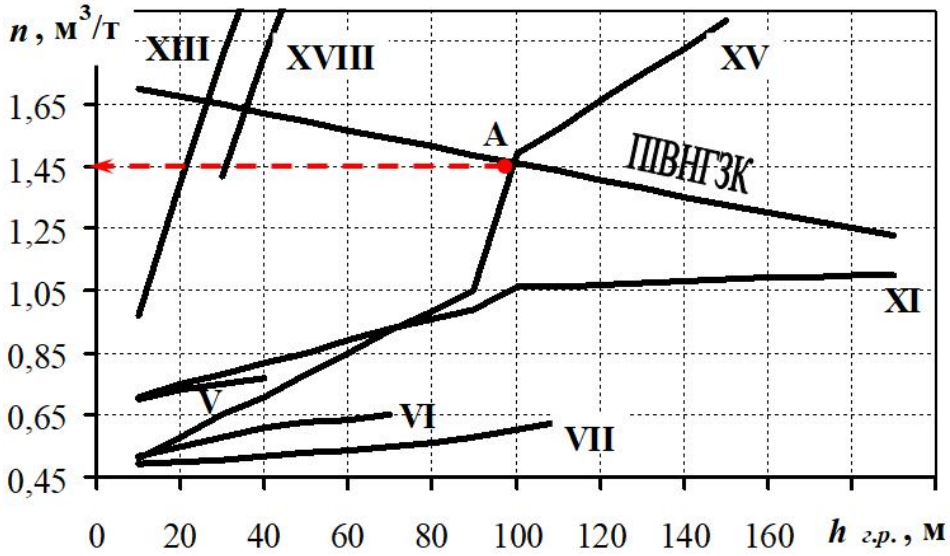


Рисунок 5.30 – Графічне визначення граничних коефіцієнтів розкриву для ділянок кар'єру: V, VI, VII, XI, XIII, XV, XVIII

Від точок перетину проведемо горизонтальні лінії до осі ординат і визначимо граничний коефіцієнт розкриву для різних ділянок родовища. Після цього за графіком зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву залежно від зміни кінцевої глибини кар'єру (рисунки 5.26 - 5.28), знаючи граничні коефіцієнти розкриву на різних ділянках родовища, проводимо горизонтальні лінії до перетину з кривими, які відображають динаміку поточних коефіцієнтів розкриву на різних ділянках родовища, а далі від точок перетину по вертикалі опускаємо лінії на вісь абсцис і визначаємо перспективну глибину кар'єру за кожною ділянкою родовища.

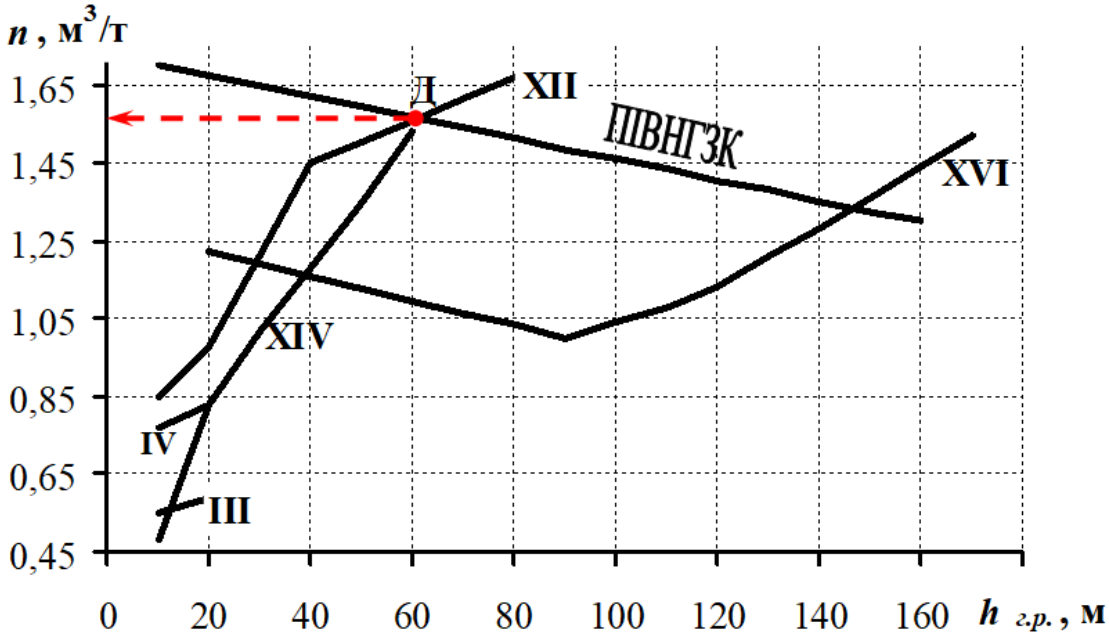


Рисунок 5.31 – Графічне визначення граничних коефіцієнтів розкриву для ділянок кар'єру: III, IV, XIV, XII, XVI

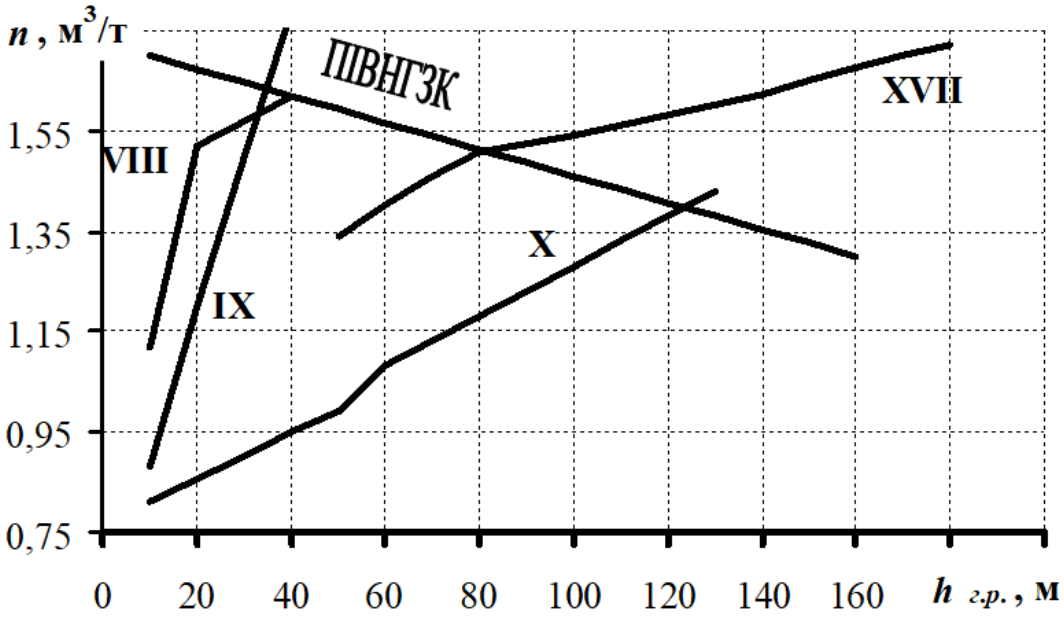


Рисунок 5.32 – Графічне визначення граничних коефіцієнтів розкриву для ділянок кар'єру: VIII, IX, X, XVII

Як приклад розглянемо визначення глибини кар'єру на ділянках XII і XV.

Ділянка XV. На рис. 5.30 відзначимо точку перетину (точка *A*) лінії, що відображає зміну найбільших поточних коефіцієнтів розкриву на XV ділянці з лінією, що відображає граничний коефіцієнт розкриву. З точки *A* проводимо

горизонтальну лінію до осі ординат і визначаємо граничний коефіцієнт для цієї ділянки ($n_{гр}$ = 1.46 м^3/т). Після цього на рис. 5.28 на осі ординат відкладаємо величину 1.46 м^3/т (точка *B*). З точки *B* проводимо горизонтальну лінію до перетину з кривою, яка відображає динаміку поточних коефіцієнтів розкриву на XV ділянці (точка *C*). Далі з точки *C* проводимо вертикальну лінію на вісь абсцис і визначаємо перспективну глибину кар'єру для XV ділянки ($H_к$ = 280 м).

Ділянка XII. На рис. 5.31 відзначимо точку перетину (точка *Д*) лінії, що відображає зміну найбільших поточних коефіцієнтів розкриву на XII ділянці з лінією, яка відображає граничний коефіцієнт розкриву. З точки *C* проводимо горизонтальну лінію до осі ординат і визначаємо граничний коефіцієнт розкриву для цієї ділянки ($n_{гр}$ = 1.57 м^3/т). Після цього на рис. 5.27 на осі ординат відкладаємо величину 1.57 (точка *E*). З точки *E* проводимо горизонтальну лінію до перетину з кривою, яка відображає динаміку поточних коефіцієнтів розкриву на XII ділянці (точка *K*). Далі з точки *K* проводимо вертикальну лінію на вісь абсцис і визначаємо перспективну глибину кар'єру для XII ділянки ($H_к$ = 480 м).

Після визначення перспективної глибини кар'єру за кожною ділянкою родовища відбудовуємо раціональні контури кар'єру, які забезпечать економічні показники видобутку руди й виробництва концентрату на рівні, не нижчому від аналогічних економічних показників ПівнГЗК (рис. 5.33).

Кінцева перспективна глибина кар'єру Полтавського ГЗК на ділянці з найбільшою горизонтальною потужністю рудного покладу становитиме близько 880 м. Перспективну глибину кар'єра на інших ділянках родовища представлено в табл. 5.7.

У зв'язку з тим, що крива, яка відображає величину коефіцієнтів розкриву кар'єрів Північного ГЗК, на рис. 5.29 знаходиться нижче за інші криві, границі кар'єру Полтавського ГЗК, визначені для цих умов, будуть раціональними й у порівнянні з економічними показниками інших ГЗК, які розглядалися.

За досягнутих показників виробництва залізовмісної продукції на Полтавському ГЗК планова норма прибутку становитиме:

$$\psi = \frac{Ц_к^{П}}{С_к^{П}} - 1 = \frac{680}{470} - 1 = 0{,}447 \text{, частк. од.}$$

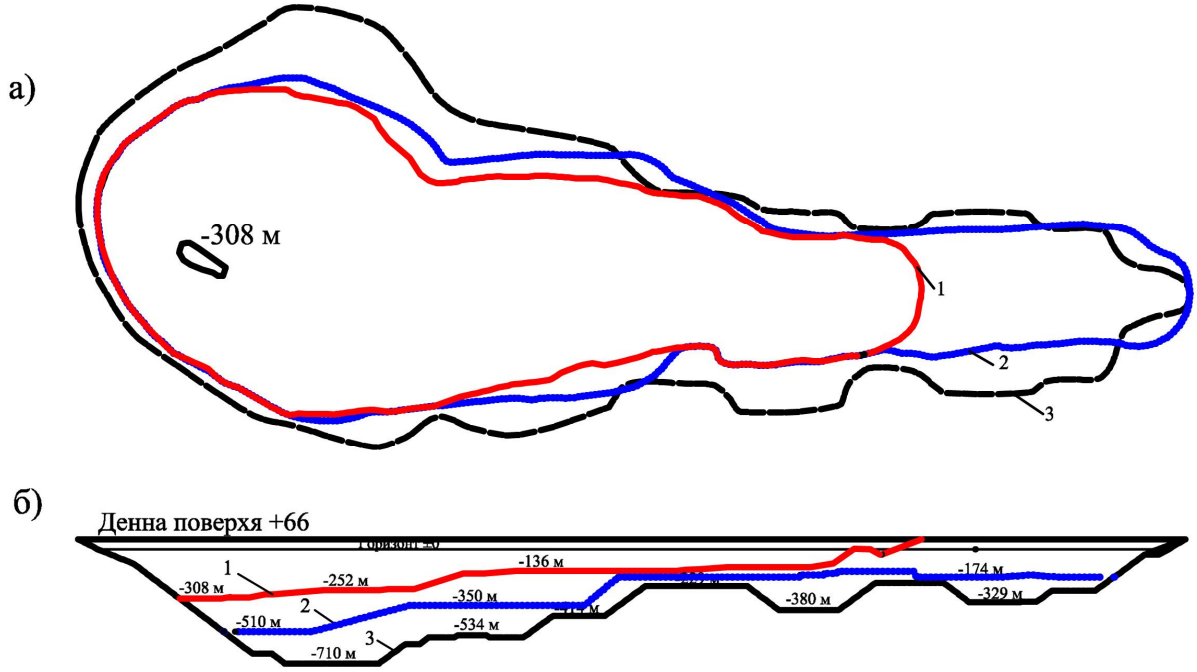


Рисунок 5.33 – Перспективні контури кар'єру Полтавського ГЗК: а) – план; б) – поздовжній профіль; *1* – стан гірничих робіт на 01.01.2014 р.; *2* – проєктний контур кар'єру; *3* – перспективний проєктний контур кар'єру (рекомендований варіант)

Таблиця 5.7 – Перспективна глибина кар'єру Полтавського ГЗК

	Ділянка кар'єру							
	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X
Кінцева глибина кар'єру на ділянках, м	516	641	716	776	876	656	665	600

Продовження таблиці 5.7

	Ділянка кар'єру							
	XI	XII	XIII	XIV	XV	XVI	XVII	XVIII
Кінцева глибина кар'єру на ділянках, м	616	480	295	566	275	395	325	100

Ураховуючи сформовану ціну такої ж залізовмісної товарної продукції на світовому ринку й техніко-економічні показники її виробництва на Полтавському ГЗК, граничний коефіцієнт розкриву за формулою (5.41) складатиме:

$$n_{гр} = \frac{\frac{Ц_к^М \cdot \gamma_к^П \cdot \beta^М}{\beta^П \cdot (1+\psi)} - (a_д^П + a_п^П)}{b^П} = \frac{\frac{1147{,}1 \cdot 0{,}35 \cdot 0{,}635}{0{,}635 \cdot (1+0{,}447)} - (23{,}5+135)}{60} = 1{,}99 \text{ , м}^3/\text{т}.$$

Наочно це представлено на рис. 5.34 (лінія *А-Б-С*).

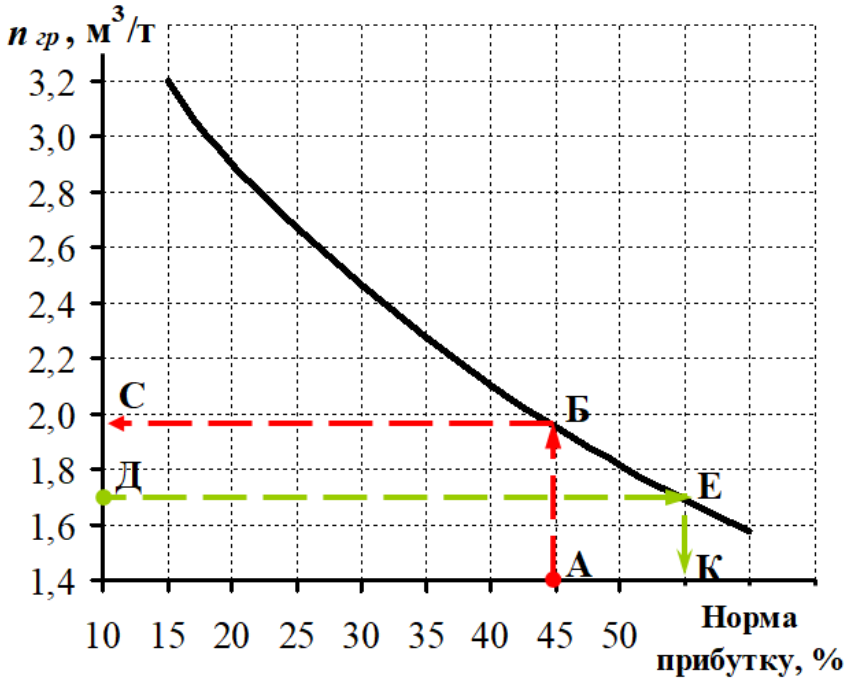


Рисунок 5.34 – Залежність граничного коефіцієнта розкриву від норми прибутку для умов Полтавського ГЗК

Розробляючи родовище в установлених перспективних контурах кар'єру при визначеному граничному коефіцієнті розкриву 1,7 м^3/т, конкурентоспроможність залізовмісної товарної продукції кар'єру Полтавського ГЗК буде забезпечуватися як на внутрішньому, так і на світовому ринках збуту. Як видно з розрахунків і рис. 5.34 (лінія *Д-Е-К*), цей коефіцієнт розкриву буде забезпечувати конкурентоспроможність товарної продукції й на світовому ринку. При цьому планована норма прибутку може становити 55%.

Якщо орієнтуватися на відпрацювання кар'єру з граничним коефіцієнтом розкриву 1.99 м^3/т, то глибина кар'єру може бути збільшеною, водночас конкурентоспроможність товарної продукції буде забезпечена тільки на світовому ринку.

5.6.2 Визначення перспективних границь Першотравневого кар'єру ПівнГЗК

Для визначення раціональної глибини Першотравневого кар'єру необхідно намітити кілька варіантів контурів кар'єру по поверхні й визначити максимальні поточні коефіцієнти розкриву [288].

При побудові контурів кар'єру й стану гірничих робіт при їх поглибленні прийнято, що кути укосів бортів кар'єру до моменту їх погашення приймаємо відповідно до значень, описаних у праці [289], а кути робочих бортів кар'єру – відповідно до значень, фактично досягнутих у Першотравневому кар'єрі.

Прийняте значення необхідних вихідних даних і результати розрахунків параметрів кар'єру представлено в табл. 5.8.

Таблиця 5.8 – Експлуатаційна характеристика Першотравневого кар'єру

№ з/п	Показники	Варіанти кінцевої глибини кар'єру ($H_к$)		
		I варіант	II варіант	III варіант
1	Кути укосів робочих бортів (α), град.	16-20	16-20	16-20
2	Найбільший поточний коефіцієнт розкриву (n_m), м^3/т	0,78	0,87	0,97
4	Глибина гірничих робіт з найбільшим поточним коефіцієнтом розкриву ($H_г$), м	-355	-400	-445

Для дослідження було прийнято три варіанти кінцевої глибини кар'єру ($H_к$):

«I варіант – нижня відмітка дна кар'єру «гор. -565м», $H_к$ = 670 м;

II варіант – положення дна кар'єру через 50 м, тобто нижня відмітка дна кар'єру «гор. -615м», $H_к$ = 720 м;

III варіант – положення дна кар'єру через 120 м, тобто нижня відмітка дна кар'єру в замковій частині родовища «гор. -665м», $H_к$ = 770 м» [290].

За кожним із розглянутих варіантів [290] для визначення максимальних поточних коефіцієнтів розкриву відбудуємо стан гірничих робіт у момент їхнього виходу за рівнем денної поверхні на проєктні (кінцеві) контури кар'єру (рисунки 5.35-5.37). Усі стани гірничих робіт для розрахунку коефіцієнтів розкриву, а також перспективні контури представлено в додатках Б і В. При побудові календарних планів гірничих робіт було використано рекомендації «МІ-ЦЕНТР»

[289]. Посування бортів кар'єру за кожним із розглянутих варіантів здійснюємо в північному, південному й західному напрямах. Посування борту в східному напрямі є недоцільним у зв'язку з наявністю на ньому фабрики. Далі за кожним варіантом проводимо розрахунки обсягів виймання руди й розкривних порід і визначаємо максимальні поточні коефіцієнти розкриву.

«За результатами розрахунків відбудовуємо графіки зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву залежно від збільшення кінцевої глибини кар'єру $n_{m\max}=f(H_к)$ (рис. 5.38). Вихідним для розрахунків прийнято положення гірничих робіт на 01.01.2014 р.» [290].

Аналіз варіантів кінцевої глибини кар'єру показав, що розвиток його контурів по поверхні обмежується наявністю (за винятком відвалів на північному й південно-західному бортах кар'єру) транспортних комунікацій, будівель і споруд. Максимальна перспективна глибина кар'єру, за якої немає обмежень розвитку контурів по поверхні, становить 770 м (суцільна лінія на рис. 5.38), водночас граничний коефіцієнт розкриву становить 0,97 м^3/т (рис. 5.38. лінія *А-Б-С*). При збільшенні перспективної глибини Першотравневого кар'єру необхідно буде здійснити не тільки перенесення (ліквідацію) зазначених вище відвалів, а й перенесення (або знесення) транспортних комунікацій, будівель і споруд (пунктирна лінія на рис. 5.38).

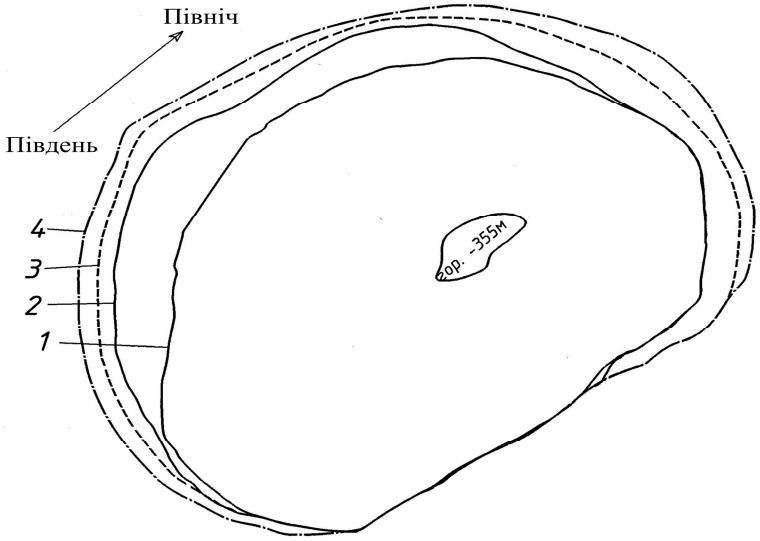


Рисунок 5.35 – Варіанти контурів Першотравневого кар'єру по поверхні:
1 – сучасний стан гірничих робіт; *2* – контур кар'єру за першим варіантом;
3 – за другим варіантом; *4* – за третім варіантом

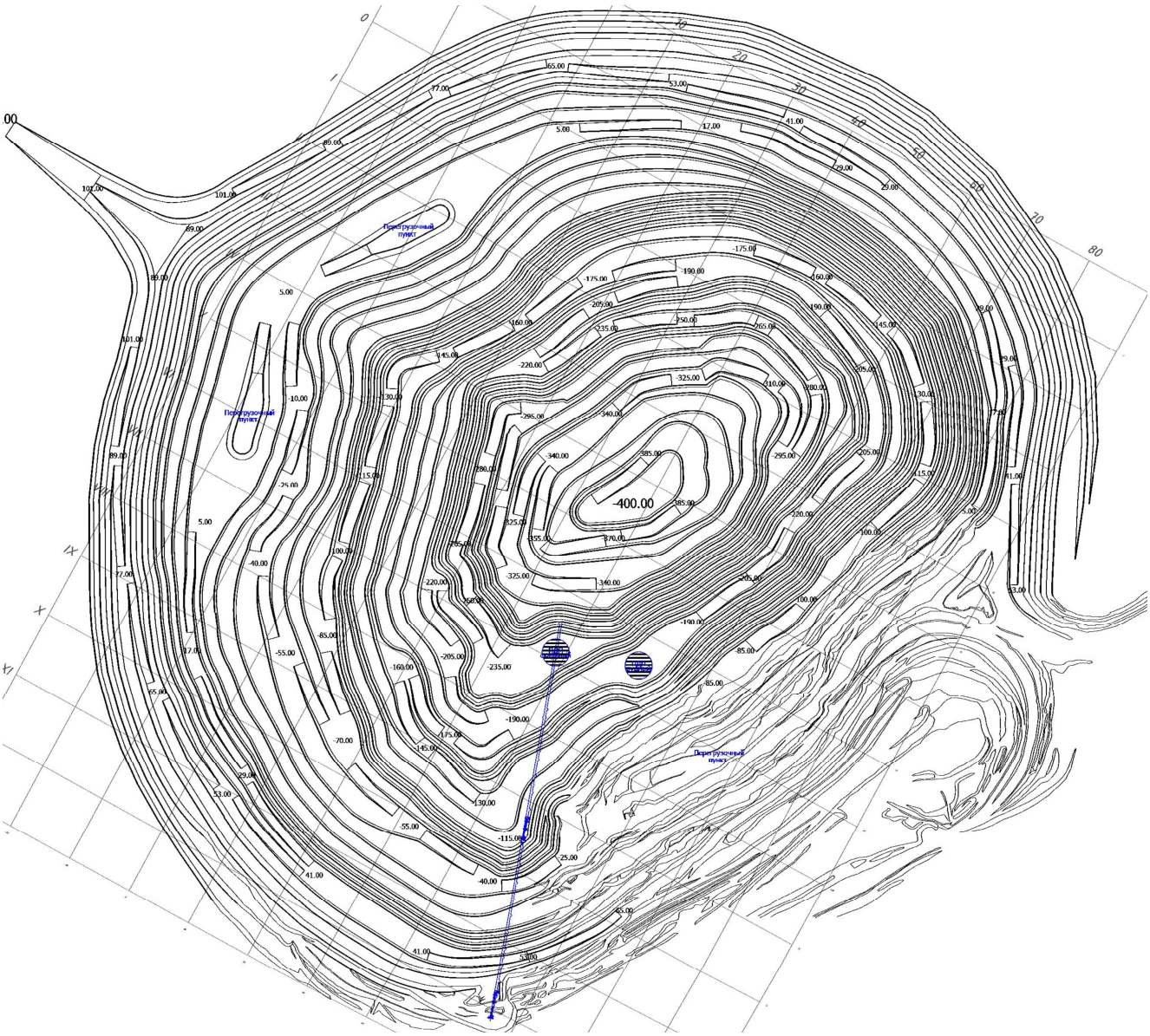


Рисунок 5.36 – Стан гірничих робіт у момент їх виходу за рівнем денної поверхні на проєктні (кінцеві) контури кар’єру з кінцевою глибиною 720 м (глибина гірничих робіт 505м)

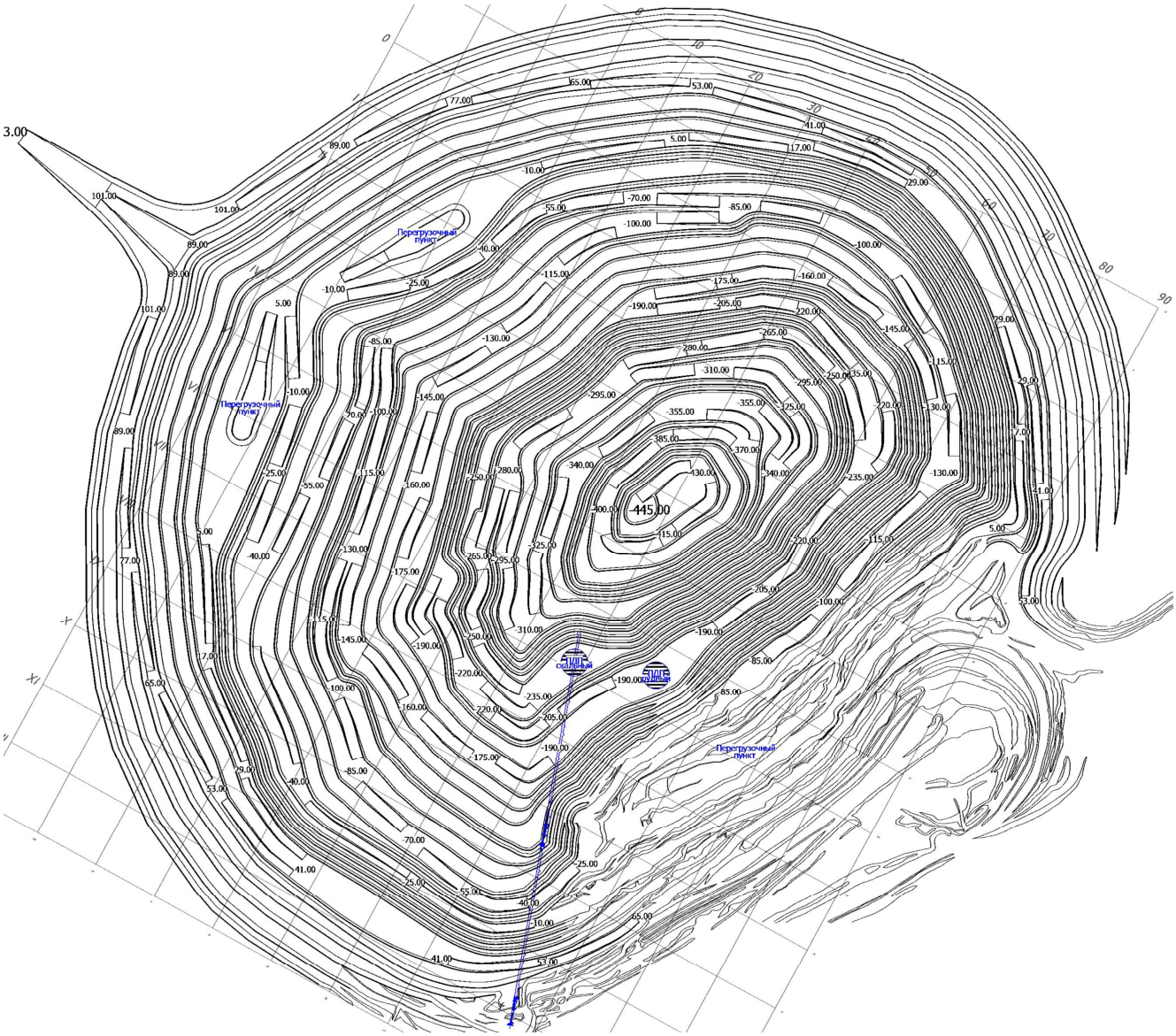


Рисунок 5.37 – Стан гірничих робіт у момент їх виходу за рівнем денної поверхні на проєктні (кінцеві) контури кар’єру з кінцевою глибиною 770 м (глибина гірничих робіт 550м)

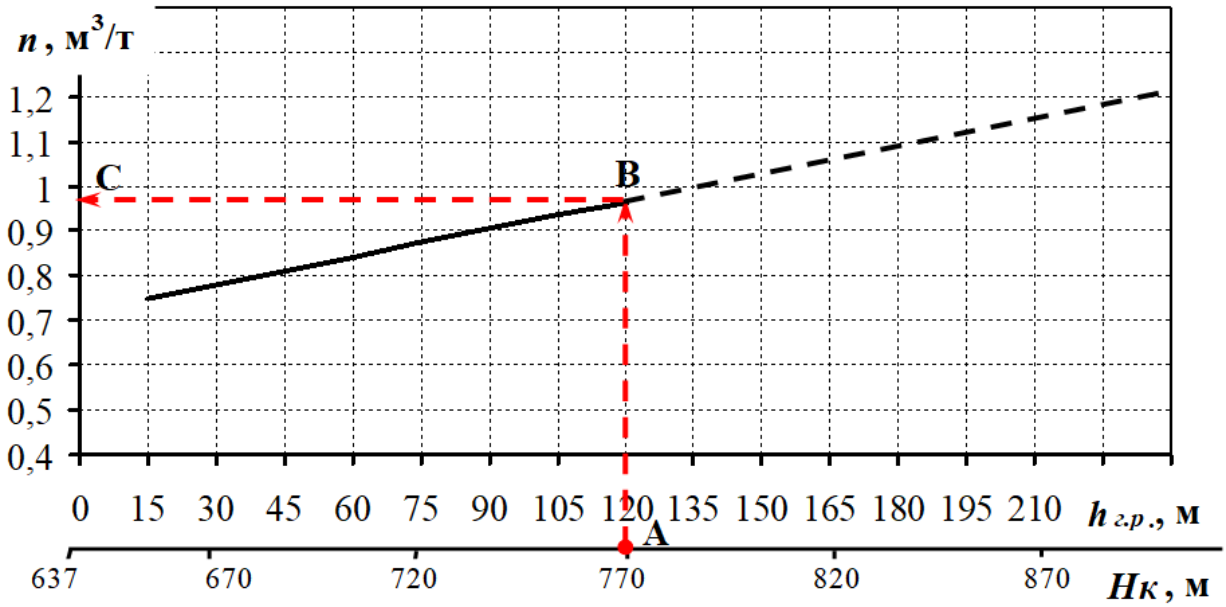


Рисунок 5.38 – Графіки зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву залежно від збільшення кінцевої глибини кар'єру

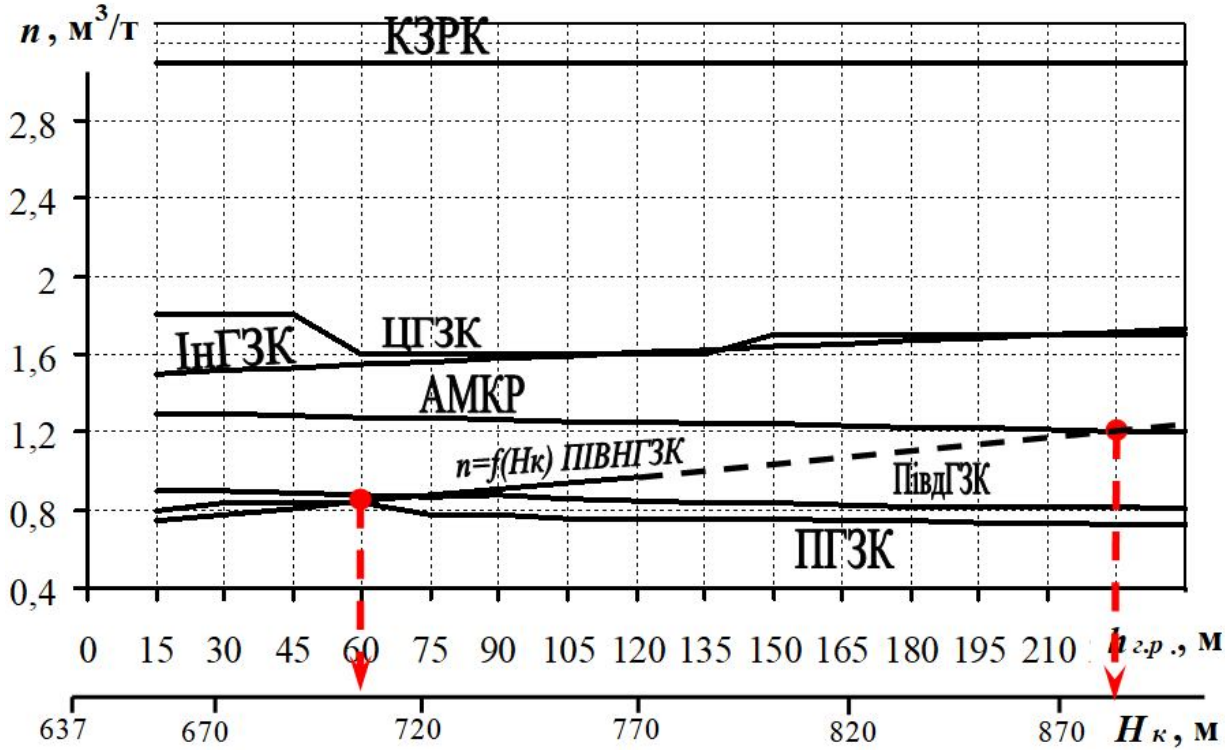


Рисунок 5.39 – Графічне визначення глибини Першотравневого кар'єру порівняно з підприємствами-конкурентами

«Граничний коефіцієнт розкриву для Першотравневого кар'єру визначали з урахуванням можливої зміни в часі обсягів розкривних порід і руди на базових підприємствах-конкурентах. Для цього простежили динаміку (рис. 5.39) з часом поточних коефіцієнтів розкриву за ГЗК і гірничодобувними підприємствами України (ПГЗК, ЦГЗК, АМКР, ПГЗК, ІнГЗК і КЗРК).

Визначимо перспективні границі Першотравневого кар'єру, які забезпечать економічні показники видобутку руди й виробництва концентрату на рівні, не нижчому від аналогічних економічних показників порівняно з кожним із вищеперерахованих ГЗК.

Для цього на графіку зміни найбільших поточних коефіцієнтів розкриву залежно від зміни кінцевої глибини кар'єру відобразимо криву вибраного граничного коефіцієнта розкриву (рис. 5.40 - 5.41). Потім визначимо точку перетину кривої, яка відображає зміну найбільших поточних коефіцієнтів, з лініями граничних коефіцієнтів розкриву. Від точок перетину проводимо вертикальні лінії до осі абсцис і визначаємо перспективну глибину кар'єру порівняно з кожним із вищеперерахованих ГЗК» [290].

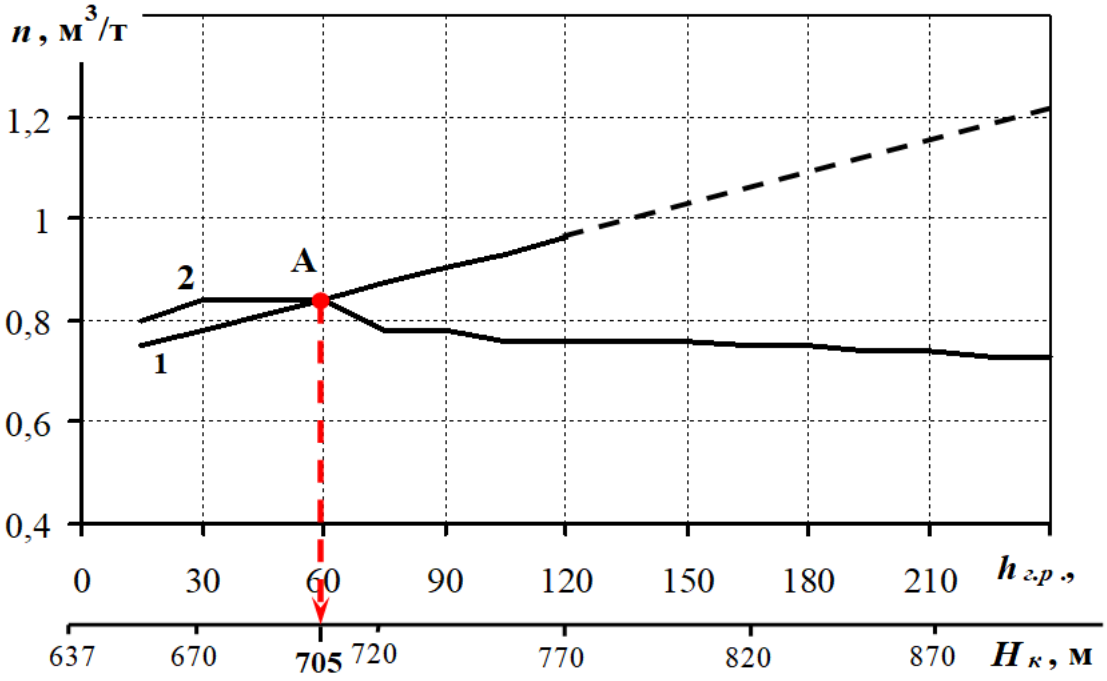


Рисунок 5.40 – Графічне визначення глибини Першотравневого кар'єру відносно кар'єру ПГЗК: *1* – зміна поточних коефіцієнтів розкриву Першотравневого кар'єру; *2* – зміна поточних коефіцієнтів розкриву на ПГЗК

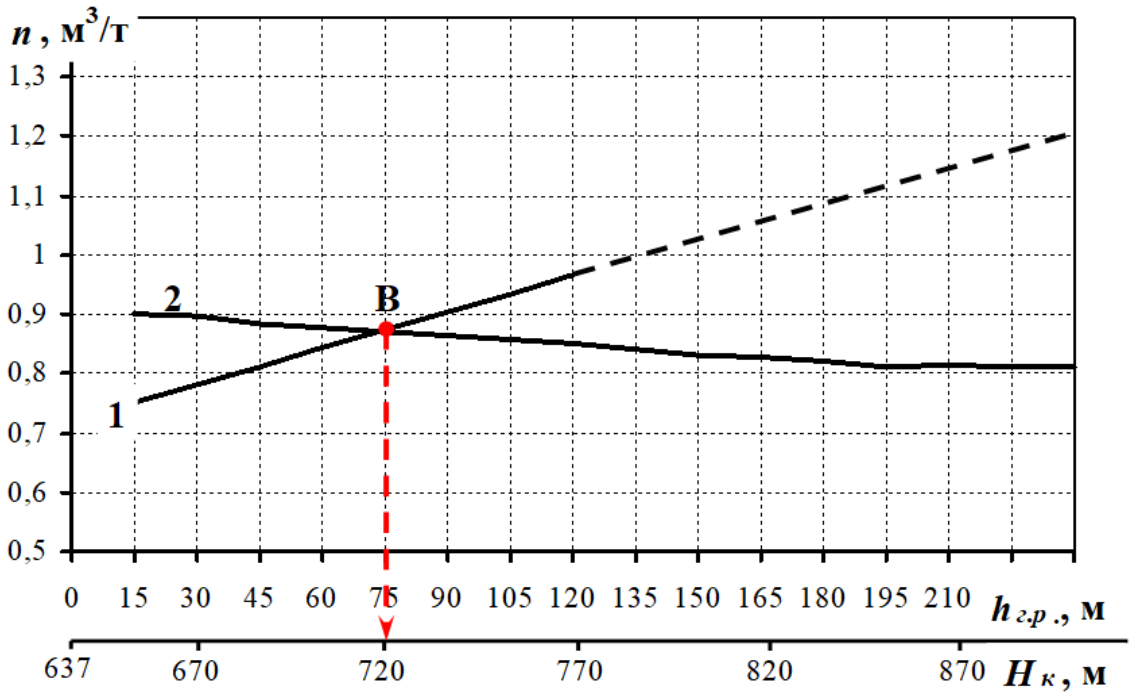


Рисунок 5.41 – Графічне визначення глибини Першотравневого кар'єру відносно кар'єру ПівдГЗК: *1* – зміна поточних коефіцієнтів розкриву Першотравневого кар'єру; *2* – зміна поточних коефіцієнтів розкриву на ПівдГЗК

Перспективні границі Першотравневого кар'єру, які забезпечать економічні показники видобутку руди й виробництва концентрату на рівні, не нижчому від аналогічних економічних показників порівняно з ГЗК і гірничодобувними підприємствами України (ПГЗК, ЦГЗК, АМКР, ПГЗК і ІнГЗК, КЗРК), представлено в табл. 5.9.

Таблиця 5.9 – Перспективна глибина Першотравневого кар'єру та її збільшення, визначена за рівністю економічних показників гірничодобувних підприємств-конкурентів

Показники	Підприємства-конкуренти					
	ПГЗК	ПівдГЗК	АМКР	ЦГЗК	ІнГЗК	КЗРК
Глибина кар'єру ($H_к$), м	705	720	890	>890	>890	>890
Приріст глибини кар'єру ($\Delta H_к$), м	35	50	220	>220	>220	>220

За досягнутих показників виробництва залізорудної продукції на Північному ГЗК планова норма прибутку становитиме:

$$\psi = \frac{Ц_к^C}{C_к^C} - 1 = \frac{947}{450} - 1 = 1{,}11, \text{ частк. од.}$$

Ураховуючи сформовану ціну такої ж залізорудної товарної продукції на світовому ринку й техніко-економічні показники її виробництва на Північному ГЗК, граничний коефіцієнт розкриву становитиме:

$$n_{гр} = \frac{\frac{Ц_к^M \cdot \gamma_к^C \cdot \beta^M}{\beta^C \cdot (1+\psi)} - (a_д^C + a_п^C)}{b^C} = \frac{\frac{1228{,}0 \cdot 0{,}45 \cdot 0{,}6564}{0{,}6564 \cdot (1+1{,}11)} - (32{,}1 + 148{,}2)}{45} = 1{,}83, \text{ м}^3/\text{т}.$$

Показово це представлено на рис. 5.42 (лінія *А-Б-С*).

З рис. 5.42, видно, що при розробці родовища з граничним коефіцієнтом розкриву 3,1 м^3/т (визначеному на основі порівняння з економічними показниками роботи гірничодобувного підприємства КЗРК) норма прибутку може становити 72% (лінія *Л-М-Н*).

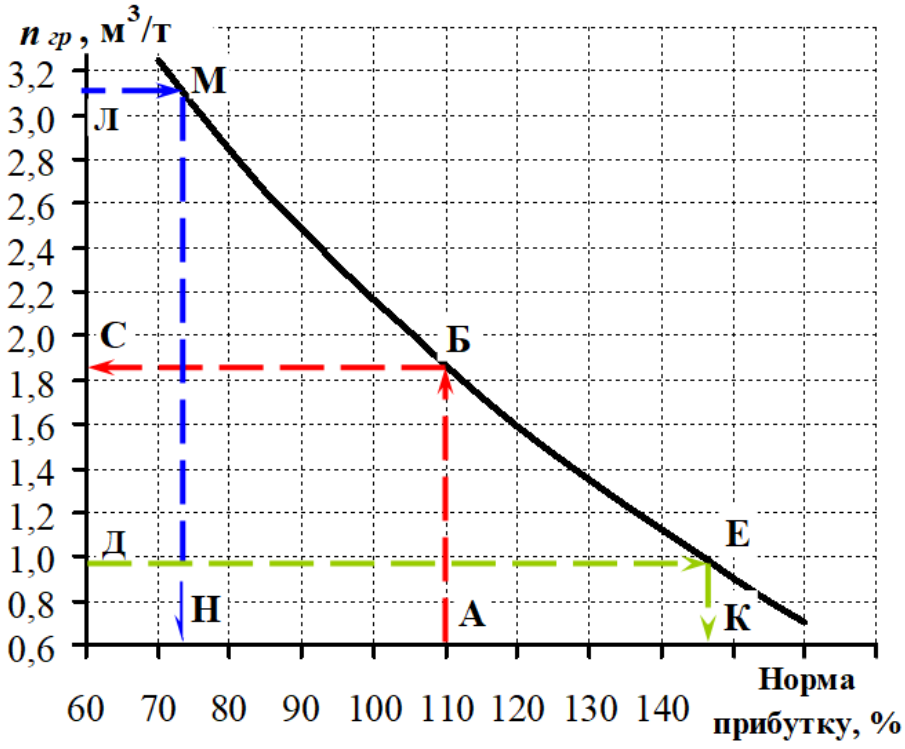


Рисунок 5.42 – Залежність граничного коефіцієнта розкриву від норми прибутку для умов Першотравневого кар'єру

Розробляючи родовище в установлених за III варіантом перспективних контурах кар'єру при граничному коефіцієнті розкриву 0,97 м^3/т (випадок, коли

немає обмежень щодо розвитку контурів по поверхні), конкурентоспроможність залізовмісної товарної продукції Першотравневого кар'єру буде забезпечуватися як на внутрішньому, так і на світовому ринках збуту. При цьому планована норма прибутку може досягати 147% (рис. 5.42 лінія *Д-Е-К*).

Якщо орієнтуватися на відпрацювання кар'єру з граничним коефіцієнтом розкриву 1,83 м^3/т, то глибина кар'єру може бути збільшена, водночас конкурентоспроможність товарної продукції буде забезпечена на світовому ринку, а на внутрішньому – тільки з окремими підприємствами-конкурентами (ІнГЗК, КЗРК). Крім цього, необхідно буде виконати перенесення транспортних комунікацій, будівель і споруд на південному, північному та західному бортах кар'єру.

У табл. 5.10 наведено граничні коефіцієнти розкриву й можливу норму прибутку при встановленні границь Першотравневого кар'єру на основі порівняння з показниками роботи гірничодобувних підприємств України для забезпечення конкурентоспроможності залізорудної продукції Північного ГЗК на внутрішньому ринку збуту.

Таблиця 5.10 – Граничні коефіцієнти розкриву й можлива норма прибутку за варіантами порівняння

Варіанти порівняння	Граничний коефіцієнт розкриву, м^3/т	Норма прибутку, %
Північний ГЗК-ПГЗК	0,8	150
Північний ГЗК-ПівдГЗК	0,9	139
Північний ГЗК-«АМКР»	1,2	137
Північний ГЗК-ЦГЗК	1,6	119
Північний ГЗК-зовнішній ринок	1,83	111
Північний ГЗК-ІнГЗК	2,1	104
Північний ГЗК-КЗРК	3,1	72

У результаті проведених досліджень установлено перспективні границі відпрацювання Першотравневого кар'єру, які забезпечать економічні показники видобутку руди й виробництва концентрату, не гірше від економічних показників чинних гірничодобувних підприємств (Південний ГЗК, Центральний ГЗК, ІнГЗК, АМКР). Однак, при прийнятті рішення щодо перспективної глибини кар'єру за

економічними показниками базових підприємств-конкурентів ГЗК слід урахувати те, що при подальшому розвитку контурів кар'єру по поверхні необхідно буде виконати перенесення транспортних комунікацій, будівель і споруд.

Висновки до розділу 5

1. При визначенні границь кар'єрів за розрахунковими принципами, які застосовуються нині, граничний коефіцієнт розкриву розраховується за техніко-економічними показниками, досягнутими на базових гірничих підприємствах на момент проєктування, і його величина є сталою, водночас не враховується те, що економічні показники й коефіцієнти розкриву базових підприємств (кар'єрів-конкурентів) з часом динамічно змінюються.

2. Запропоновано новий метод визначення граничного коефіцієнта розкриву з урахуванням мінливих у часі техніко-економічних показників базових підприємств.

3. Розроблено методику визначення граничного коефіцієнта розкриву, яка дозволяє при сформованій на світовому ринку ціні залізорудної продукції визначити границі кар'єру, що забезпечують конкурентоспроможність ГЗК.

4. Обґрунтовано новий розрахунковий принцип визначення перспективних границь кар'єру, що проєктується. Установлено, що кінцева глибина кар'єру має бути такою, щоб у процесі його експлуатації сума початкового й максимального поточного коефіцієнтів розкриву не перевищувала мінливого в часі економічно доцільного коефіцієнта розкриву, який залежить від техніко-економічних показників роботи базових підприємств.

5. Установлено, що при визначенні границь кар'єру необхідно враховувати його плановану продуктивність за рудою й відповідний їй режим гірничих робіт, який визначається параметрами системи розробки, що забезпечують у кар'єрі норматив готових до виймання запасів.

6. Визначено значення граничних коефіцієнтів розкриву для Першотравневого кар'єру Північного ГЗК і Полтавського кар'єру, що забезпечують конкурентоспроможність товарної залізорудної продукції на внутрішньому та світовому ринках залежно від ціни, що склалася на залізовмісну товарну продукцію.

РОЗДІЛ 6
ОБҐРУНТУВАННЯ КОНЦЕПЦІЇ РОЗВИТКУ ГІРНИЧИХ РОБІТ КАР'ЄРІВ У МІНЛИВИХ УМОВАХ ЗОВНІШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

6.1 Аналіз технічних і економічних показників виробництва концентрату на кар'єрах Кривбасу

Товарною продукцією гірничо-збагачувальних комбінатів є концентрат, котуни, агломерат. Основною ж товарною продукцією, що виробляється всіма ГЗК Кривбасу, є концентрат.

У контексті цього розділу варто зробити додатково особливий акцент на тому, що переважна частина запасів Криворізького басейну, яка відпрацьовується відкритим способом, представлена залізистими кварцитами. А так як залізною рудою є природне мінеральне утворення, що містить залізо в таких кількостях і сполуках, за яких промисловий витяг із них металу, економічно доцільним, то для задоволення споживчих потреб чорної металургії більшість руд відкритого видобутку вимушено проходить механічну перебробку (збагачення) з метою підвищення техніко-економічних властивостей [291].

Загалом, ЗРС вітчизняних ГЗК не відрізняється високою якістю, так як у ній міститься недостатня кількість заліза для виплавки чавуну (табл. 6.1) – у середньому 34% (в австралійській і бразильській 60%). Саме тому вся видобута в криворізьких кар'єрах руда потребує збагачення – переробки в концентрат з метою збільшення вмісту заліза та зниження шкідливих домішок. Застосування такого додаткового технологічного процесу (складного й надзвичайно витратного) дозволяє досягти таких результатів:

• підвищується вміст у матеріалі цільового корисного компонента – заліза;

• значно поліпшуються умови, за яких відбувається відновлення заліза;

• знижується утворення шлаку, що позитивно впливає на робочі характеристики печі;

• значно знижуються витрати енергетичних ресурсів, зокрема – коксу.

А досліджуючи технологію відкритої розробки руд системно – що покладено в основу цієї дисертації, – ми маємо розглядати всю послідовність

обов'язкових виробничих операцій переробки ЗРС у єдиному контексті з урахуванням вимог щодо якості отриманого з останньої концентрату, яка визначається не лише вмістом цінних компонентів, шкідливих домішок, гранулометричним складом та станом продукту, але має ще й жорстко відповідати специфічним вимогам кожного зі споживачів у ланцюгу послідовних етапів його переробки, наприклад, важливе для грохочення зниження лещадності гірничої маси за рахунок використання анізотропних властивостей породи та створення спрямованої дії вибуху; попереднє знеміцнення підриванням породи в зовнішньо цілих шматках, яке має виключно важливе значення на етапі проходження продукту через дробарки; ступінь і легкість розкриття мінеральних зерен на етапі його розмелювання тощо.

Загалом, ефективність процесу збагачення оцінюється за величиною його основних показників. На збагачувальних фабриках постійно контролюють вміст заліза у вихідній руді (α), у концентраті (β) й у відходах збагачення – хвостах (табл. 6.1). Чим вищий вміст заліза в концентраті й чим нижчий він у хвостах, тим ефективнішим є збагачення. Крім цього, важливе значення відіграють показники виходу концентрату (γ) та вилучення корисного компонента (ε).

Таблиця 6.1 – Показники вилучення заліза і його втрат при збагаченні на гірничо-збагачувальних комбінатах Кривбасу

Комбінати	Вміст заліза в сирій руді, %		Витяг заліза у концентрат, %		Вміст заліза у хвостах, %	
	Заг.	Магн.	Заг.	Магн.	Заг.	Магн.
Північний ГЗК	36,45	27,29	69,04	88,12	12,2	2
ЦГЗК	34,77	24,93	70,7	94,38	15,9	1,66
АрселорМіттал Кривий Ріг	34,12	25,17	72,2	91,17	11,99	1,95
Південний ГЗК	34,2	26,8	83,5	96,25	12,1	2,1
ІнГЗК	33,84	24,91	75,64	95,27	14	2

Загалом, ефективність збагачення необхідно оцінювати за всіма показниками збагачення одночасно, адже високий вміст заліза в концентраті може

супроводжуватися низьким виходом концентрату й низьким вилученням заліза у концентрат, і навпаки, високий вихід концентрату нерідко пов'язаний зі зниженим вмістом заліза в ньому і т. д. У таблиці 6.2 показано основні технологічні показники збагачення мінеральної сировини на гірничо-збагачувальних комбінатах Кривбасу.

З табл. 6.2 видно, що Центральний і Північний ГЗК мають найбільші значення показника вмісту заліза в концентраті. Водночас руди Центрального ГЗК мають найменше значення виходу концентрату. Найбільше значення виходу концентрату мають руди Південного ГЗК. Найбільше значення витягу заліза в концентрат спостерігається також на Південному ГЗК.

Таблиця 6.2 – Технологічні показники збагачення залізистих кварцитів

Комбінати	Обсяг переробки сировини фабриками, т	Показники збагачення			
		Вихід концентрату, %	Вміст заліза в концентраті, %.	Витяг заліза в концентрат, %	Вологість концентрату, %
Північний ГЗК	30025000	39,5	66,83	69,04	10,2
ЦГЗК	15170000	36,03	68,2	70,7	9,9
АрселорМіттал Кривий Ріг	24160000	38,65	66,92	72,2	10,5
Південний ГЗК	24529000	42,32	67,7	83,5	9,85
ІнГЗК	34109000	40,57	67,1	75,64	9,74

Своєю чергою, вміст заліза в товарній продукції впливає на собівартість металургійної переробки [292]. При збільшенні вмісту заліза в концентраті зростають витрати на збагачення й знижуються на металургійну переробку. У зв'язку з тим, що вартість металургійної переробки перевищує номінальну вартість збагачення, доцільніше використовувати концентрат з високим вмістом заліза, незважаючи на його більш високу вартість. Тому економічним показником ефективності збагачення є собівартість товарної продукції (табл. 6.3).

Також техніко-економічні показники підприємств гірничодобувної галузі багато в чому залежать від однорідності якості вихідних продуктів – руд чорних металів, а стабільна висока якість кінцевих продуктів збагачення – від якісної сировини, що надходить на збагачення [293].

Таблиця 6.3 – Собівартість виробництва концентрату на гірничо-збагачувальних комбінатах Кривбасу

Комбінати	Обсяг виробництва концентрату, т	Вміст Fe, %	Ціна 1% заліза в концентраті, грн/т·%	Собівартість	
				Повна, тис. грн	На одиницю продукції, грн/т
ІнГЗК	15263000	67,1	18,48	8615964	846,7
Південний ГЗК	11209000	67,7	18,95	5394892	721,9
ЦГЗК	6389000	68,2	17,88	4076182	927
Північний ГЗК	11420000	66,83	17,07	6636190	741,8
АрселорМіттал Кривий Ріг	9720000	66,92	18,05	4434120	762,8

У зв’язку з тим, що основними типами залізних руд Кривбасу є бідні залізисті кварцити із вмістом заліза 30-45%, на комбінатах здійснюють усереднення й шихтування сировини, що надходить на переробку. Особливо це стосується комбінатів, до складу яких входить кілька кар’єрів (ЦГЗК, ПівнГЗК, АрселорМіттал Кривий Ріг), які розробляють різні родовища, руди яких відрізняються технологічними показниками збагачення.

6.1.1 Центральний гірничо-збагачувальний комбінат

Сировинною базою ЦГЗК є родовища: Велика Глеюватка (кар’єр №1), Петровське (кар’єр №3), Артемівське (кар’єр №4), шахта ім. Колачевського. Характеристики рудної шихти наведено в табл. 6.4.

Таблиця 6.4 – Якісно-кількісні показники неокиснених залізистих кварцитів Центрального ГЗК

Показники	Кар’єри			Шахта	Разом
	№1	№3	№4		
Річний обсяг видобутку, тис. т	6200	6000	1450	1520	15170
Масова частка у складі шихти, %	40,9	39,55	9,55	10	100
Масова частка $Fe_{заг}$, %	33,5	31,47	35,82	37,02	33,27
Масова частка $Fe_{магн}$, %	20,74	23,06	26,93	24,76	22,65

Родовище Велика Глеюватка. Для виробництва залізорудного концентрату й котунів на родовищі промислову цінність представляють неокиснені залізисті

кварцити I, II і IV залізистих горизонтів. За мінеральним складом серед неокиснених кварцитів родовища виділяють магнетитові, силікат-магнетитові, карбонат-силікат-магнетитові, гематит-магнетитові різновиди. Залізорудна сировина родовища характеризується технологічним показниками, представленими в табл. 6.5 [294].

Таблиця 6.5 – Технологічні показники збагачення неокиснених залізистих кварцитів родовища Велика Глеюватка

Стратиграфічний індекс горизонту	Кількість стратиграфічних горизонтів у загальних запасах кар'єру, %	Вміст заліза у вихідній руді, %		Показники збагачення, %			Вміст заліза у хвостах, %	
		заг.	магн.	Вміст заліза в концентраті	Вихід концентрату	Витяг заліза в концентрат	заг.	магн.
sx^{1f}	12,5	30,12	15,47	68,8	20,5	62	17,1	0,9
sx^{2f}	61,8	34,95	26,62	68,1	30,6	80,31	13,2	1,05
sx^{4f}	25,7	32,94	20,67	67,9	26,55	73	15,9	1,5
		33,24	21,64					

Петровське родовище. За речовинним складом залізисті кварцити Петровського родовища належать до магнетитових (близько 70% від затверджених запасів) і гематит-магнетитових (близько 30%) типів залізистих кварцитів. Технологічні показники збагачення залізорудної сировини родовища представлено в табл. 6.6 [295].

Артемівське родовище. Залізорудна товща Артемівського родовища представлена переважно магнетитовими й силікат-магнетитовими, а у верхній частині – гематит-мартитовими різновидами кварцитів [296].

Магнетитові кварцити утворюють основну частину рудної товщі та складають 80% від загальних запасів родовища.

Силікат-магнетитові кварцити трапляються в периферійних частинах рудної товщі в кількості не більше 14%. Інша частина балансових запасів (6%) представлена некондиційними за вмістом заліза породами. Залізорудна сировина

родовища характеризується технологічним показниками, представленими в табл. 6.7.

Таблиця 6.6 – Технологічні показники збагачення неокиснених залізистих кварцитів Петровського родовища

Залізисті кварцити	Вміст заліза у вихідній руді, %		Показники збагачення, %			Вміст заліза у хвостах, %	
	заг.	магн.	Вміст заліза в концентраті	Вихід концентрату	Витяг заліза в концентрат	заг.	магн.
Магнетитові	30,6	24,1	69,4	31,3	71,2	7,2	0,94
Гематит-магнетитові	35,4	16,3	69,7	31,4	61,9	11,3	0,89
	32,27	22,16					

Таблиця 6.7 – Технологічні показники збагачення неокиснених залізистих кварцитів Артемівського родовища

Залізисті кварцити	Вміст заліза у вихідній руді, %		Показники збагачення, %			Вміст заліза у хвостах, %	
	заг.	магн.	Вміст заліза в концентраті	Вихід концентрату	Витяг заліза в концентрат	заг.	магн.
Магнетитові	36,0	29,3	71,0	42,9	84,6	9,7	1,1
Силікат-магнетитові	33,2	20,0	69,8	30,0	63,1	17,5	1,3
	35,7	28,6					

6.1.2 Північний гірничо-збагачувальний комбінат

Сировинною базою Північного ГЗК є Першотравневе (Першотравневий кар'єр) і Ганнівське (Ганнівський кар'єр) родовища залізистих кварцитів.

Першотравневе родовище. Основна маса залізистих кварцитів Першотравневого родовища віднесена до магнетитових різностей. Залізисті

кварцити характеризуються доволі широким діапазоном якості. Якість руди змінюється як за окремими пробами, так і за всією висотою видобувних уступів.

Вміст заліза магнетитового за видобувними горизонтами на всю висоту уступу змінюється від 16% до 40,73% при середніх значеннях 27,43%.

Середнє значення заліза в концентраті становить 65,48%. За збагачуваністю магнетитові кварцити належать переважно до легко- й середньозбагачуваних (76,04%). Однак, серед цього різновиду трапляються ділянки дуже важкозбагачуваних (6,33%) і упорних (2,05%) кварцитів. Вихід концентрату становить 42,0 - 43,0%. Масова частка заліза у відходах збагачення $Fe_{заг}$ – 12,5%; $Fe_{магн}$ – 2,05%.

Ганнівське родовище. Корисними копалинами є неокиснені залізисті кварцити лежачої пачки стратиграфічного горизонту PR_1sx^{1f}, які використовуються для виробництва залізорудного концентрату.

У границях кар'єрного поля якість руди (лежача пачка) змінюється в широких межах. Вміст заліза загального в надрах змінюється від 33,93 до 40,93%, а вміст заліза магнітного – від 25,01 до 30,5%.

Велика частина залізистих кварцитів лежачої пачки (76%) належить до легкозбагачуваних руд (вміст заліза в концентраті > 66%). Частка середньозбагачуваних руд становить 21% (вміст заліза в концентраті – 62-66%) і важкозбагачуваних 3% (вміст заліза в концентраті – 54-62%). Вихід концентрату становить 38,0-40%.

Масова частка заліза у відходах збагачення ($Fe_{заг}$ – 12,01%; $Fe_{магн}$ – 1,99%) значно нижча від бортового вмісту $Fe_{магн.}$ у кондиційних рудах Криворізького басейну (10-16%). За наявними схемами збагачення й металургійної переробки відходи збагачення не можуть розглядатися як корисна копалина.

Для нормальної роботи збагачувальної фабрики передбачається забезпечувати подавання руди з мінімальним відхиленням якісного складу. Усереднення якості руди проводиться в бункерах дробильно-збагачувальної фабрики.

Характеристики рудної шихти Північного ГЗК наведено в табл. 6.8.

Таблиця 6.8 – Якісно-кількісні показники неокиснених залізистих кварцитів Північного ГЗК

Показники	Кар'єри		Разом
	Першотравневий	Ганнівський	
Річний обсяг видобутку, тис. т	20980	9040	30020
Масова частка у складі шихти, %	69,9	30,1	100
Масова частка $Fe_{заг}$, %	36,2	36,5	36,45
Масова частка $Fe_{магн}$, %	27,54	27,08	27,29

6.1.3 АрселорМіттал Кривий Ріг

Сировинною базою комбінату є Новокриворізьке (кар'єр №2-біс) і Валявкінське родовища (кар'єр №3) залізистих кварцитів. Характеристики рудної шихти комбінату «АрселорМіттал Кривий Ріг» наведено в табл. 6.9.

Таблиця 6.9 – Якісно-кількісні показники неокиснених залізистих кварцитів комбінату «АрселорМіттал Кривий Ріг»

Показники	Кар'єри		Разом
	№2-біс	№3	
Річний обсяг видобутку, тис. т	9220	14940	24160
Масова частка у складі шихти, %	38,2	61,2	100
Масова частка $Fe_{заг}$, %	30,8	37,4	34,18
Масова частка $Fe_{магн}$, %	21,7	28,9	25,4

Новокриворізьке родовище. Корисна копалина представлена неокисненими (магнетитовими) кварцитами I і II залізистих горизонтів, які використовуються для виробництва залізорудного концентрату й агломерату.

У границях кар'єрного поля №2-біс якість видобутої руди змінюється в широких межах. Вміст заліза загального коливається від 22,5 до 41,10%, а вміст заліза магнітного – від 10,05 до 33,14%. Середній вміст заліза загального в руді, що видобувається, становить 30,5%, а заліза магнітного – 21,53% (табл. 6.10). Середній вміст заліза у концентраті становить 65,12%. Вихід концентрату становить 36%. Частка заліза у відходах збагачення: $Fe_{заг}$ – 14,11%; $Fe_{магн}$ – 2,03%.

Таблиця 6.10 – Середній вміст заліза першого та другого залізистих горизонтів

Горизонти	$Fe_{магн.}$, %	$Fe_{заг.}$, %
Перший залізистий горизонт	20,4	30,8
Другий залізистий горизонт	22,3	30,9

Валявкінське родовище. Основною корисною копалиною є магнетитові (неокиснені) кварцити стратиграфічного горизонту PR_1sx^{4f}. Залізисті кварцити використовуються для виробництва залізорудного концентрату й агломерату. Бортовий вміст $Fe_{магн}$ = 16%. Вміст заліза, пов'язаного з магнетитом, у рудах коливається від 10 до 38%, заліза загального – від 20 до 41%. Середнє значення відповідно 28,9 і 37,4%. У табл. 6.11 представлено технологічні показники збагачення залізорудної сировини Валявкінського родовища.

Таблиця 6.11 – Технологічні показники збагачення неокиснених залізистих кварцитів Валявкинського родовища

Залізисті кварцити	Показники збагачення, %			Вміст заліза у хвостах, %	
	Вміст заліза в концентраті	Вихід концентрату	Витяг заліза в концентрат	заг.	магн.
Магнетитові	66,7	49,6	86,9	10,0	1,05
Гематит-магнетитові	66,3	43,3	77,8	14,4	2,1
Силікатно-магнетитові	65,8	39,0	78,8	11,7	0,99
Магнетитно-силікатні	65,7	27,1	68,0	11,7	1,5

6.2 Концепція розвитку гірничих робіт кар'єрів за мінливої потреби в залізорудній продукції

Основними показниками відкритих гірничих робіт, які належать до стратегічних проєктних рішень [297], є режим гірничих робіт, що характеризується коефіцієнтами розкриву; продуктивність кар'єру за рудою й перспективні контури кар'єру. Вони визначають тип і кількість гірничого устаткування, обсяг гірничо-капітальних робіт, обсяг будівництва промислових будівель і споруд, кількість робітників, тобто визначають обсяг інвестицій, експлуатаційних витрат і доходів від реалізації товарної продукції. Слід

зазначити, що намічені в початкових проєктах обсяги виймання пустих порід і видобутку корисних копалин змінювалися як у бік збільшення, так і зменшення, тобто потреба в товарній продукції ГЗК неодноразово змінювалася за минулі роки й буде змінюватися в майбутньому. Це пояснюється тим, що термін служби гірничодобувних підприємств у середньому становить 40 і більше років. Протягом такого часу економічна ситуація постійно змінюється, відбуваються суттєві зміни в техніці, технології, умовах розробки, пов'язаних з поглибленням гірничих робіт [298, 299].

Проєктування розробки залізорудних родовищ на сучасному етапі розвитку відкритих гірничих робіт виходить із прийняття як норми, що гірничодобувні підприємства працюють з постійною виробничою потужністю [300]. Це говорить про те, що загалом наявні підходи до розвитку гірничих робіт базуються на наступному процесі. Спочатку чітко визначається кінцевий стан гірничих робіт, який необхідно отримати на кінець планового періоду. Далі встановлюється перелік заходів, потрібних для отримання цього результату. На завершення розробляється детальний план дій із розбивкою за роками та кварталами, виконання якого гарантує досягнення поставленої мети. Здебільшого таке розуміння концепції розвитку гірничих робіт існувало в системах із централізованою плановою економікою. При такому розумінні підхід до розвитку гірничих робіт – це довгостроковий план досягнення конкретної довгострокової мети, тобто довгостроковий план видобутку корисних копалин, у якому зафіксовано обсяги видобутку руди в кожному конкретному часовому проміжку й обсяги видобутку руди в кінцевий період. Такий підхід ґрунтується на тому, що всі зміни зовнішнього середовища є передбачуваними, у той час як реально на ринках мінеральної сировини спостерігається суттєве коливання цін на їхню продукцію і затребуваних її обсягів. Передбачити ці коливання в довгостроковій перспективі практично неможливо, тому що вони, окрім ресурсної забезпеченості та технологічного потенціалу, значною мірою залежать від стану світової економіки, політичної ситуації в країнах і регіонах як виробників ЗРС, так і її споживачів, конкурентної боротьби і т.д [301-303]. Тому при роботі кар'єрів з постійною виробничою потужністю виникають додаткові витрати, пов'язані зі

зберіганням нереалізованої надлишкової на певний період готової продукції на складі (у період падіння попиту). Разом із тим, підприємства втрачають можливість нарощувати прибуток у період зростання попиту внаслідок неможливості оперативної інтенсифікації виробництва для покриття потреби ринку [304-306]. У зв'язку з цим, змінилися цілі вітчизняних гірничих підприємств. Першорядного значення набули питання забезпечення конкурентоспроможності, яка напряму залежить від прийнятої концепції розвитку гірничих робіт.

Тому концепція розвитку гірничих робіт будь-якого комбінату й загалом Кривбасу неминуче буде змінюватися.

Загалом така технологічна концепція в умовах динамічного зовнішнього середовища має насамперед нести можливість отримання переваг від запроваджених змін або, іншими словами, концепція, визначаючи напрям у бік кінцевого стану, повинна залишати свободу вибору з урахуванням ситуації, що змінюється. У зв'язку з цим, концепцію розвитку гірничих робіт найкраще розглядати як комбінацію із запланованих дій і швидких рішень щодо адаптації до нових умов ринку.

Тому в умовах ринкового середовища виникає необхідність в адаптації гірничих виробництв до мінливих умов ринку [307-309]. Приклади такої адаптації наочно показують, що чинні підходи до розвитку гірничих робіт (методи планування розвитку гірничих робіт і проєктування кар'єрів) не передбачають зміни інтенсивності відпрацювання родовищ протягом тривалих періодів. Наразі відсутній механізм з обґрунтованого вибору виробничої потужності кар'єру й режиму гірничих робіт з урахуванням їхнього взаємозв'язку при динамічній зміні потреби в залізорудній сировині. Так, збільшення потреби в руді здебільшого зумовлює зростання обсягів її видобутку, при цьому коефіцієнти розкриву не змінюються; зниження попиту веде до зменшення обсягів видобутку корисних копалин з відповідним недовантаженням збереженого незмінного технологічного комплексу (простої обладнання, невикористання будівель і споруд, вимушене тимчасове скорочення штату працівників, зниження коефіцієнта використання устаткування в часі тощо).

Разом із цим, для зниження собівартості товарної продукції зменшуються коефіцієнти розкриву. Наслідком чого є наростання на підприємствах відставання за розкривом, поява позапланових тимчасово неробочих бортів за рахунок порушення закону пропорційного ведення робіт і розвитку кар'єрного простору, а також формування тимчасово неробочих бортів у видобувній зоні, що є неприпустимим.

Періодично виникає необхідність у перегляді попередніх проєктів унаслідок надмірного відхилення фактичного стану гірничих робіт від проєктних рішень [310, 311]. Тому концепція розвитку гірничих робіт має враховувати можливість і механізми коригування інтенсивності відпрацювання родовищ при динамічній зміні потреби в товарній продукції як на рівні окремого кар'єру або групи кар'єрів одного комбінату, так і на рівні групи комбінатів, що входять до складу однієї компанії.

У зв'язку з вищевикладеним, було розроблено концепцію розвитку гірничих робіт кар'єрів в умовах динамічно мінливої потреби в залізорудній продукції, яка враховує необхідність інтенсифікації виробництва для покриття потреб ринку в період зростання попиту, а також дозволяє мінімізувати додаткові витрати, пов'язані з перевиробництвом товарної продукції та її зберіганням на складі в період падіння попиту. Згідно з розробленою концепцією, розвиток гірничих робіт має забезпечити задану інтенсивність відпрацювання родовища, яка визначається максимальною ефективністю освоєння сировинної бази комбінату в умовах динамічно мінливої потреби в залізорудній продукції.

В основу концепції розвитку гірничих робіт покладено таку ідею: інтенсивність відпрацювання кожного родовища має коригуватися за рахунок зміни розвитку гірничих робіт відповідно до поточних зовнішніх умов, а також виходячи з максимальної ефективності освоєння сировинної бази в разі спільної роботи групи кар'єрів у системі комбінату. Водночас стратегічною метою розвитку гірничих робіт у кар'єрі є як виконання планового обсягу видобутку корисних копалин у поточному році, так і забезпечення умов для гнучкої зміни продуктивності кар'єру за рудою в подальші роки. Реалізація цієї ідеї

здійснювалася за рахунок зміни інтенсивності відпрацювання і кутів нахилу робочих бортів кар'єру на ділянках концентрації гірничих робіт.

Реалізація концепції розвитку гірничих робіт у динамічних умовах – складний процес, який відрізняється від реалізації довгострокового плану їх розвитку. Істотна відмінність такого підходу від процесу виконання довгострокового плану полягає в тому, що виконання плану – це тільки точна реалізація вже прийнятих рішень, заданих у дуже чітких і строгих межах. У той час як реалізація розробленої концепції з самого першого етапу її здійснення не просто початок виконання прийнятих рішень, а й коригування інтенсивності відпрацювання родовищ корисних копалин у разі спільної роботи групи кар'єрів у системі комбінату, що забезпечує ефективну й конкурентоспроможну роботу підприємства в умовах динамічно мінливої потреби в залізорудній продукції.

Для управління реалізацією цієї технологічної концепції розробляються відповідні її завданням виробничі програми. Програма реалізації повинна включати перелік конкретних дій та етапів, які сприяють реалізації кінцевої мети.

Організаційно процес реалізації концепції розвитку гірничих робіт у кар'єрі можна представити у вигляді моделі, що складається з чотирьох етапів (рис. 6.1).

І етап. Зіставлення зовнішнього середовища підприємства та досягнутого рівня обсягів виробництва товарної продукції.

На цьому етапі проводиться порівняння досягнутого рівня обсягів виробництва товарної продукції з можливими обсягами її реалізації на внутрішньому й зовнішньому ринках на оцінюваний період.

Визначаються:

- необхідні зміни в обсягах виробництва товарної продукції підприємства;

- параметри основних елементів системи розробки кар'єрів (середньозважена ширина робочих майданчиків і довжина активного фронту гірничих робіт);

- запаси руди й обсяги пустих порід, готові до виймання;

- наявність відставання розкривних робіт;

- наявність виймально-навантажувального обладнання й досягнута ним продуктивність;

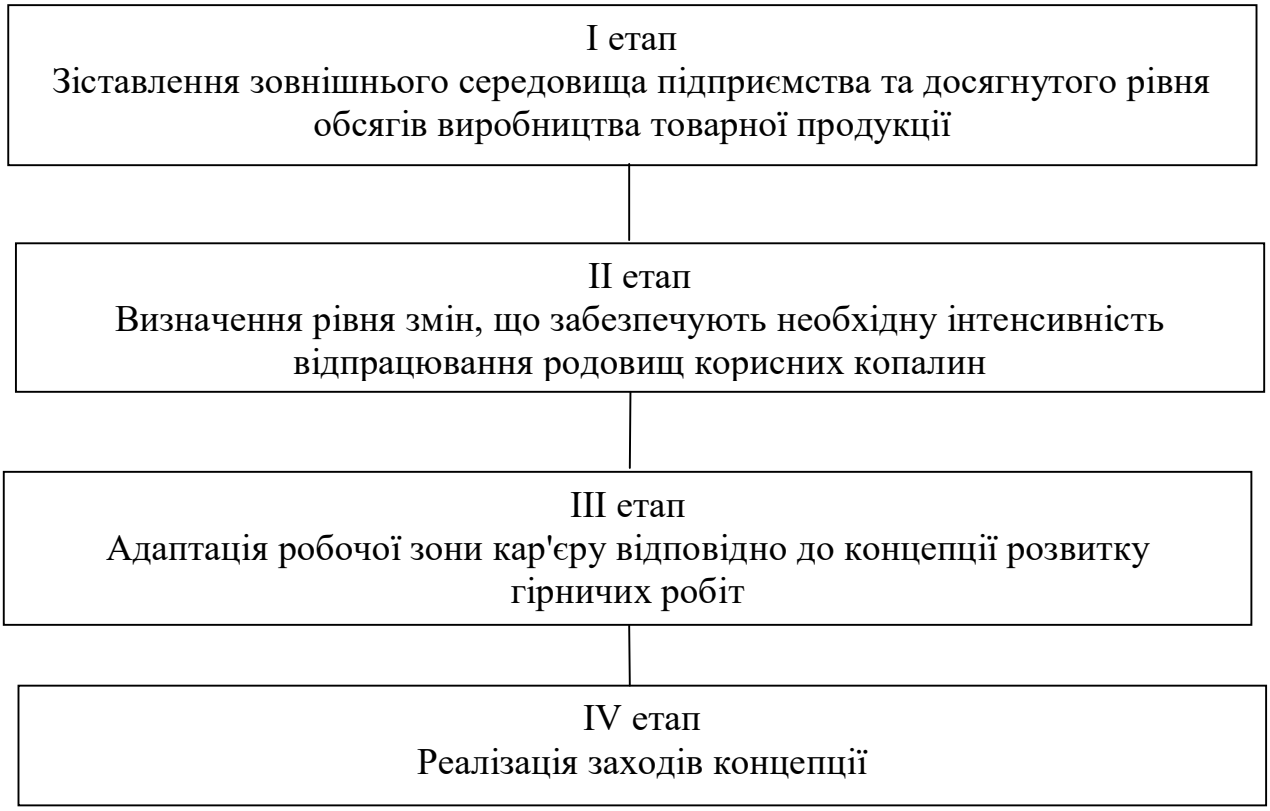


Рисунок 6.1 – Модель поетапної реалізації концепції розвитку гірничих робіт

- продуктивність кар’єру залежно від попиту на залізорудну товарну продукцію.

У разі, якщо до складу ГЗК входить декілька кар’єрів, визначається оптимальна продуктивність кожного кар’єру.

II етап. Визначення рівня змін, що забезпечують необхідну інтенсивність відпрацювання родовищ корисних копалин.

На цьому етапі:

- відповідно до прийнятої продуктивності для кожного кар’єру визначаються оптимальні параметри ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт (методику представлено в підрозділі 3.2);

- визначаються обсяги випередження або відставання розкривних робіт при зміні кута укосу робочого борту кар’єру;

- визначаються річні обсяги виймання розкривних порід, обсяги ліквідації відставання з розкриву, а також можлива продуктивність за рудою в перехідні періоди роботи кар’єру;

- відповідно до прийнятої продуктивності приймаються рішення щодо необхідності й термінів початку розконсервації тимчасово неробочих бортів або ліквідації целіків під дробильно-перевантажувальними пунктами ЦПТ у разі їх перенесення.

III етап. Адаптація робочої зони кар'єру відповідно до концепції розвитку гірничих робіт.

Цей етап передбачає приведення робочої зони кар'єру відповідно до концепції. Проводиться розконсервація тимчасово неробочих бортів кар'єру, ліквідація відставання розкривних робіт, робочі борти кар'єру формуються з кутами нахилу, які відповідають оптимальним параметрам ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт. Визначаються протяжність і кількість ділянок концентрації гірничих робіт у робочій зоні кар'єру для заданої інтенсивності відпрацювання родовища.

IV етап. Реалізація заходів концепції.

На цьому етапі здійснюється планування розвитку гірничих робіт відповідно до розробленої методики її реалізації в кар'єрі при динамічній зміні попиту на залізорудну продукцію (методику представлено в підрозділі 6.3).

6.3 Методика планування розвитку гірничих робіт у кар'єрі за динамічної зміни потреби в залізорудній продукції

Зі збільшенням глибини кар'єрів збільшується їхня робоча зона, що призводить до зростання витрат на створення й підтримку фронту гірничих робіт. Для зниження витрат на проведення гірничих робіт необхідно прагнути того, щоб розміри робочої зони кар'єру в будь-який період його роботи були мінімальними, але при цьому забезпечували виконання виробничої програми за рудою. Цього можна досягти за рахунок концентрації гірничих робіт на окремих ділянках кар'єру. Крім того, сучасні економічні умови показали, що ефективне функціонування гірничодобувних підприємств багато в чому залежить від своєчасної зміни продуктивності кар'єру відповідно до динамічної зміни потреби в залізорудній продукції [312, 313]. А так як виробнича потужність кар'єру є

основним показником, який визначає масштаб виробництва, його інтенсивність і економічну ефективність, для забезпечення реагування гірничодобувного підприємства на зміну потреби в залізорудній продукції необхідно управляти розвитком робочої зони кар'єру шляхом зміни інтенсивності та порядку відпрацювання його окремих ділянок [314].

Дослідженнями було встановлено, що для забезпечення виконання заданої продуктивності за рудою необхідно враховувати взаємозв'язок ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт, які забезпечують у кар'єрі нормативний запас руди, готовий до виймання. Водночас для різних значень продуктивності кар'єру за рудою існують оптимальні значення ширини робочого майданчика й довжини фронту гірничих робіт з урахуванням їхнього взаємозв'язку, які забезпечують максимальний ступінь концентрації гірничих робіт при мінімально можливих коефіцієнтах розкриву.

Виходячи з цього, за умов динамічно мінливого попиту на залізорудну продукцію, гнучку зміну продуктивності кар'єру за рудою відповідно до потреби в ній необхідно здійснювати за рахунок зміни кута укосу робочого борту кар'єру. За таких умов найбільшого економічного ефекту від розробки родовища можна досягти за рахунок зміни довжини активної частини робочої зони, у якій концентруються гірничі роботи [315].

Своєю чергою, прийнятий порядок відпрацювання кар'єрного поля й усього родовища істотно впливає на виробничу потужність гірничого підприємства за сирою рудою й готовою продукцією [118]. Тому вибір раціонального порядку відпрацювання запасів родовища є одним із головних і складних завдань проєктування кар'єрів. Це завдання ще більше ускладнюється при динамічній зміні потреби в залізорудній продукції.

Сучасні методи планування розвитку гірничих робіт виходять із того, що умови роботи підприємства залишатимуться незмінними. Як наслідок, у проєктах не враховується імовірне коригування продуктивності за рудою у довгостроковій перспективі. Тому своєчасне регулювання головних параметрів кар'єрів відповідно до динамічної зміни попиту на залізорудну продукцію може здійснюватися шляхом управління розвитком гірничих робіт.

Під управлінням розвитком гірничих робіт розуміється сукупність послідовних операцій з оцінювання стану гірничих робіт, зміни конфігурації, параметрів і конструкції активної частини робочої зони кар'єру, визначення напряму розвитку гірничих робіт і контролю заданих технологічних параметрів з метою витримування необхідного обсягу видобутку та створення умов для безпечної та економічної роботи кар'єру.

У зв'язку з цим, було розроблено методику планування розвитку гірничих робіт у кар'єрі при динамічній зміні потреби в залізорудній сировині. В основу методики планування розвитку гірничих робіт покладено ідею концентрування гірничих робіт на окремих ділянках кар'єрного поля (в активній частині робочої зони), протяжність яких визначається оптимальними значеннями ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт, що забезпечують нормативний обсяг готових до виймання запасів для заданої продуктивності кар'єру за рудою [316]. Регулювати інтенсивність відпрацювання родовища пропонується за рахунок зміни кута нахилу робочого борту кар'єру на ділянках концентрації гірничих робіт, а також протяжності та кількості цих ділянок. Завдяки зміні порядку відпрацювання ділянок концентрації гірничих робіт можна забезпечити роботу кар'єру з мінімальним поточним коефіцієнтом розкриву [317, 318].

Застосування цієї методики розглянемо на прикладі умовного кар'єру, що розробляє крутоспадне родовище. Розкриття родовища здійснено тупиковими тимчасовими з'їздами по центру рудного покладу (рис. 6.2).

Послідовність виконання робіт така:

1. Для заданої продуктивності кар'єру за рудою за номограмою визначаються оптимальні значення ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт, а також протяжність і кількість ділянок концентрації гірничих робіт у робочій зоні кар'єру. Кар'єрне поле розбивається на однакові ділянки концентрації гірничих робіт, обмежені вертикальними площинами (рис. 6.2).

Припустимо, задана продуктивність кар'єру за рудою становить 7,5 млн м^3, тоді згідно з номограмою оптимальна ширина робочого майданчика становитиме 50 м (лінія *AB* на рис. 6.3), а довжина активного фронту гірничих робіт – 4200 м

(лінія *ВСД*). Положення точки *С* на рис. 6.3 визначає розмір активної частини робочої зони кар'єру, а також кількість ділянок концентрації гірничих робіт, які забезпечують задану продуктивність кар'єру за рудою.

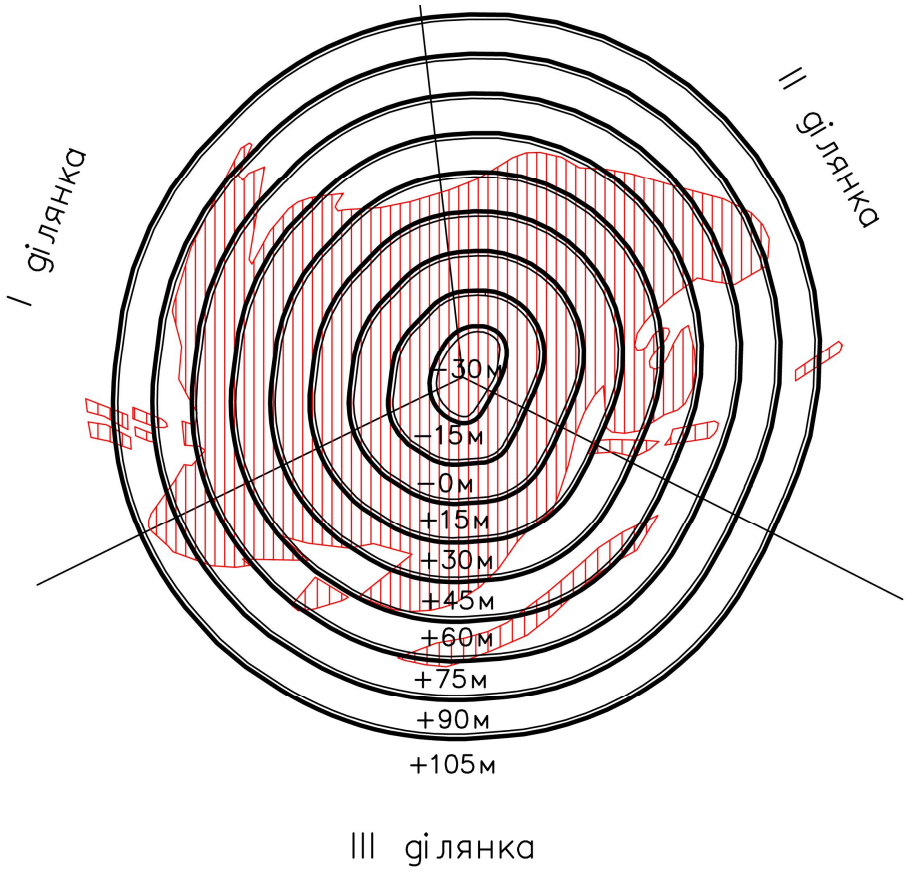


Рисунок 6.2 – Зведений план гірничих робіт на момент закінчення підготовки гор. -30м

У разі, якщо активна площа робочої зони становить 50% і менше, то продуктивність за рудою кожної ділянки має відповідати заданій продуктивності кар'єру. А разі, якщо активна площа робочої зони становить понад 50%, продуктивність за рудою кожної ділянки буде становити певний відсоток від заданої продуктивності кар'єру залежно від кількості ділянок, що залучаються до роботи. Водночас кількість таких ділянок визначається за формулою (отримане значення округлити в більший бік):

$$n_p = \frac{D_a}{100 - D_a}, \text{ шт}, \qquad (6.1)$$

де D_a – активна площа робочої зони, %.

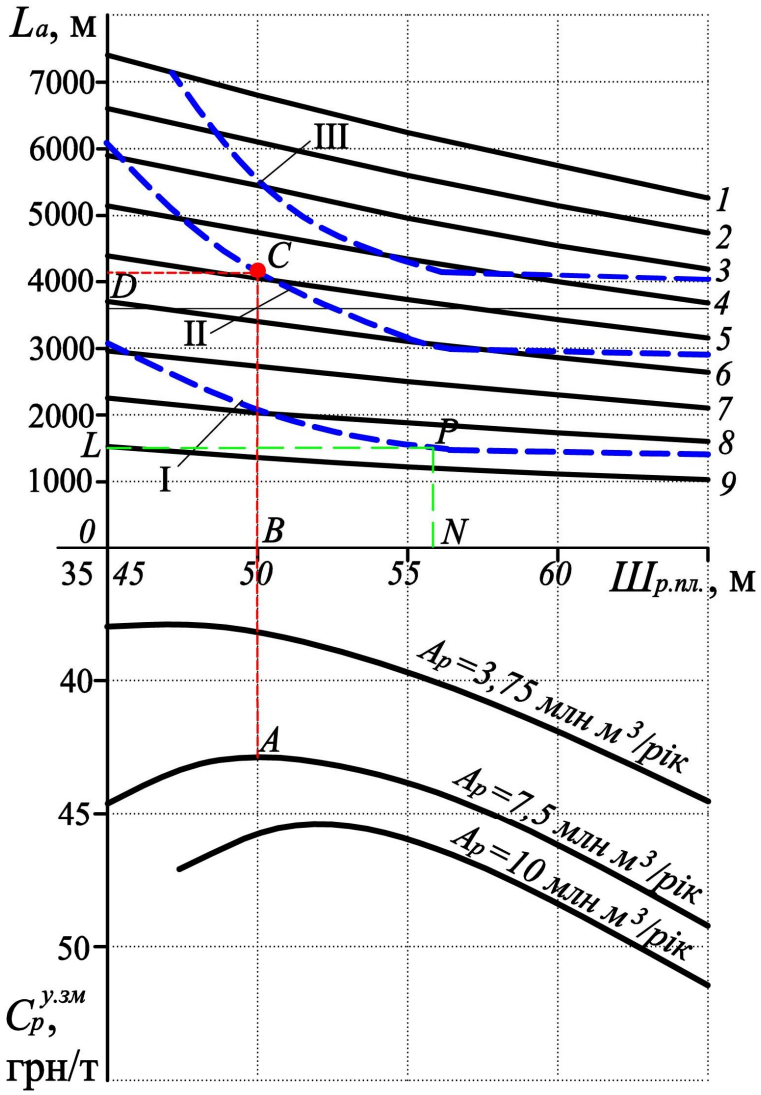


Рисунок 6.3 – Залежність питомих умовно-змінних витрат на видобуток руди й довжини фронту гірничих робіт від ширини робочого майданчика при різних значеннях продуктивності кар'єру за рудою

Загальна кількість ділянок концентрації гірничих робіт визначається за формулою (отримане значення округлити в більший бік):

$$N_к = \frac{100}{100 - D_a}, \text{ шт.} \tag{6.2}$$

Звідси продуктивність ділянки за рудою визначиться за формулою:

$$A_p^{діл} = \frac{A_p}{n_p}, \text{ т/рік,} \tag{6.3}$$

де A_p – продуктивність кар'єру за рудою, т/рік.

З графіка видно, що в кар'єрі можна виділити три рівні ділянки концентрації гірничих робіт, кожна з яких має забезпечити 50% заданої продуктивності кар'єру за рудою. Водночас, до роботи повинно бути залучено 2 ділянки (62% робочої зони кар'єру). Так при заданій продуктивності 7,5 млн $м^3$ кожна ділянка має забезпечити продуктивність 3,75 млн $м^3$.

2. За кожною ділянкою, у міру поглиблення гірничих робіт, згідно з прийнятим напрямком поглиблення дна кар'єру, визначаються максимально можлива продуктивність і коефіцієнти розкриву. Відбудовується графік зміни поточних коефіцієнтів розкриву й величини горизонтального посування фронту гірничих робіт на різних ділянках робочої зони при поглибленні кар'єру (рис. 6.4).

При розробці складноструктурних родовищ неправильної форми рудні тіла нерідко порушені скидами, зсувами, бувають вигнуті, перем'яті. Тому можливо, що на якомусь етапі поглиблення продуктивність за рудою загалом у кар'єрі буде дорівнювати максимально можливій при відповідній ширині робочого майданчика, проте на одному або декількох ділянках робочої зони продуктивність виявиться вищою або нижчою від заданої. Це пов'язано з тим, що виділені в робочій зоні ділянки концентрації гірничих робіт при поглибленні кар'єру не змінюють свого просторового положення на відміну від рудного тіла, яке з глибиною може змінити свою форму, напрям падіння і т.д. Тому на деяких ділянках довжина активного фронту гірничих робіт за рудою може збільшитися, а на інших – зменшитися. Загалом, у кар'єрі довжина рудного фронту гірничих робіт буде залишатися на проєктному рівні.

У цьому разі на таких ділянках робочої зони необхідно провести коригування ширини робочого майданчика шляхом зміни кута нахилу робочого борту кар'єру і, відповідно, графіка зміни поточних коефіцієнтів розкриву на відповідному кроці поглиблення. Коригування здійснюється за допомогою номограми залежності питомих умовно-змінних витрат на видобуток руди й довжини фронту гірничих робіт від ширини робочого майданчика при різних значеннях продуктивності кар'єру за рудою (рис. 6.3).

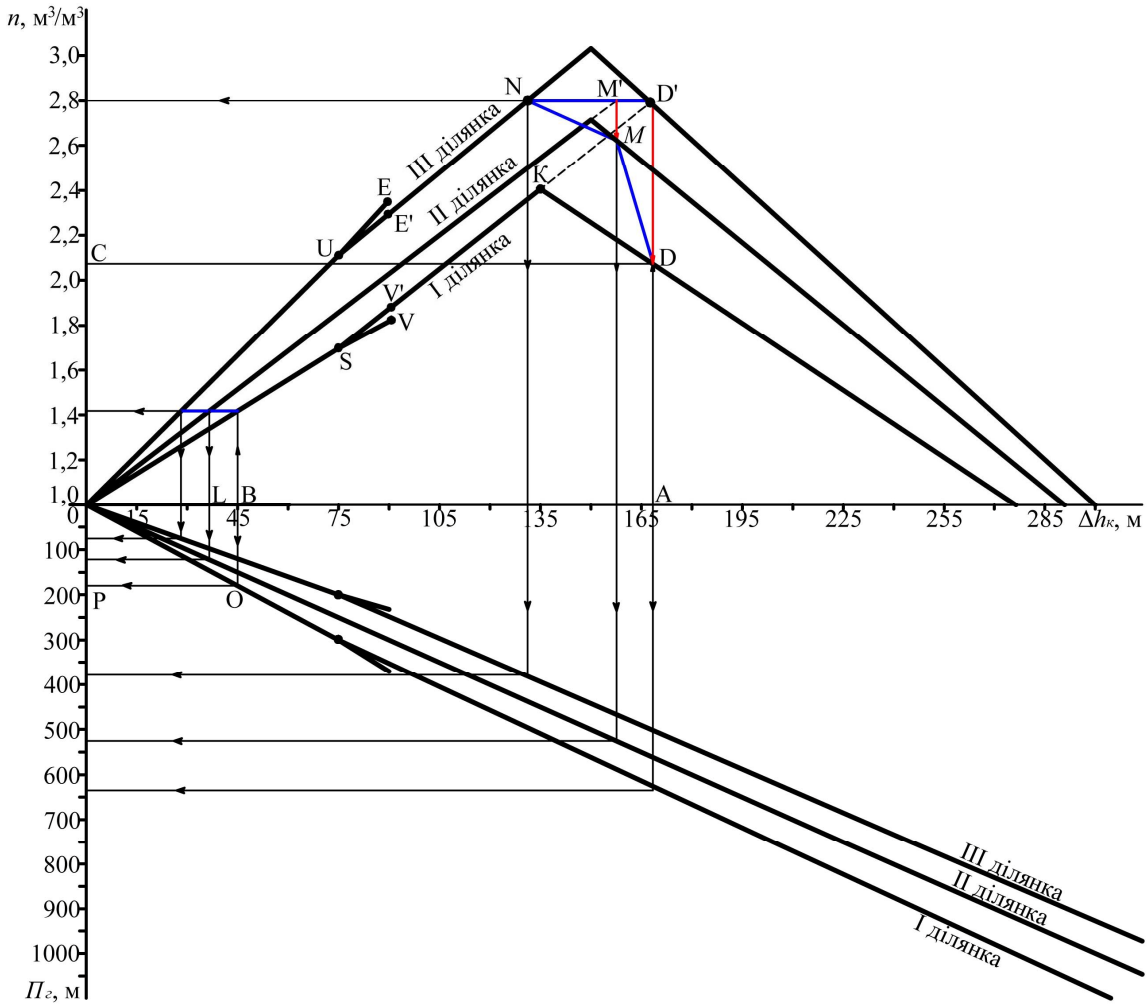


Рисунок 6.4 – Графік зміни поточних коефіцієнтів розкриву й величини горизонтального посування фронту гірничих робіт на різних ділянках робочої зони при поглибленні кар'єру

Припустимо, що при поглибленні на гор. -120 м ширина робочих майданчиків становить 50 м, продуктивність ділянок за рудою становить 3,75 млн м^3, а довжина активного фронту гірничих робіт на першій ділянці – 1500 м, на другій – 2200 м, а на третій – 3100 м. У цьому разі для першої ділянки на осі ординат «активний фронт гірничих робіт» визначаємо значення 1500 м (т. *L*) і проводимо перпендикуляр до перетину з ізолінією необхідної продуктивності за рудою (лінія *LP*). Далі від точки перетину опускаємо перпендикуляр на вісь абсцис (лінія *PN*) і визначаємо ширину робочого майданчика, яка й визначає необхідний кут нахилу робочого борту кар'єру для заданих умов. Для першої ділянки ширина робочого майданчика збільшиться на 6 м і становитиме 56 м. У

зв’язку з цим, збільшиться коефіцієнт розкриву. Тому необхідно скоригувати положення кривої, яка відображає зміну поточного коефіцієнта розкриву на першій ділянці.

При збільшенні або зменшенні ширини робочого майданчика значення коефіцієнта розкриву можна визначити за розробленою методикою визначення обсягів розкривних робіт, необхідних для стабільної й економічної роботи кар’єру (підрозділ 4.4). Тому на рис. 6.4 вносимо відповідні корективи. Так, відрізок *SV* між гор. -105 м і гор. -120 м змінить своє положення й буде розташовуватися під більшим кутом (*SV’*).

Таким же чином проводимо розрахунки для третьої ділянки. На третій ділянці ширина робочого майданчика зменшиться на 5 м і становитиме 45 м. У зв’язку з цим, зменшиться і коефіцієнт розкриву (відрізок *UE’* на рис. 6.4).

3. Визначається раціональний порядок відпрацювання кар’єрного поля.

Як видно з рис. 6.4, поглиблення гірничих робіт на різних ділянках родовища супроводжується різними коефіцієнтами розкриву. Очевидно, що для роботи всього кар’єру з мінімальним поточним коефіцієнтом розкриву необхідно починати поглиблювати гірничі роботи на ділянці з мінімальним коефіцієнтом розкриву доти, поки коефіцієнт розкриву не зрівняється з найближчим за значенням коефіцієнтом розкриву будь-якої іншої ділянки.

Основною умовою моменту залучення до розробки будь-якої ділянки кар’єру є рівність поточного коефіцієнта розкриву цієї ділянки (n_j) і поточного коефіцієнта розкриву загалом у кар’єрі ($n_к$):

$$n_к = n_I. \tag{6.4}$$

Тому можна стверджувати, що робота кар’єру з мінімальним поточним коефіцієнтом розкриву буде забезпечена лише при рівності поточних коефіцієнтів розкриву на всіх ділянках родовища. При цьому інтенсивність відпрацювання ділянок буде різною.

Згідно з рис. 6.4, найменший поточний коефіцієнт розкриву та його найповільніше зростання в міру поглиблення кар’єру спостерігається на I ділянці, тому гірничі роботи найкраще починати з цієї ділянки.

З рис. 6.4 видно, що, коли відмітка дна кар'єру на першій ділянці досягне (т. *B*) позначки -75м (поглиблення гірничих робіт від сучасного стану становитиме 45 м), горизонтальне посування фронту гірничих робіт на цій ділянці становитиме 180 м (лінія *BOP*). Водночас на другій ділянці гірничі роботи необхідно знизити на 40 м (т. *L*), що буде відповідати горизонтальному посуванню фронту гірничих робіт – 125 м. Поглиблення гірничих робіт на ділянці III становитиме 25 м, що відповідає горизонтальному посуванню фронту гірничих робіт – 80 м. На рис. 6.5 представлено зведений план гірничих робіт на момент розкриття й підготовки гор. -75м.

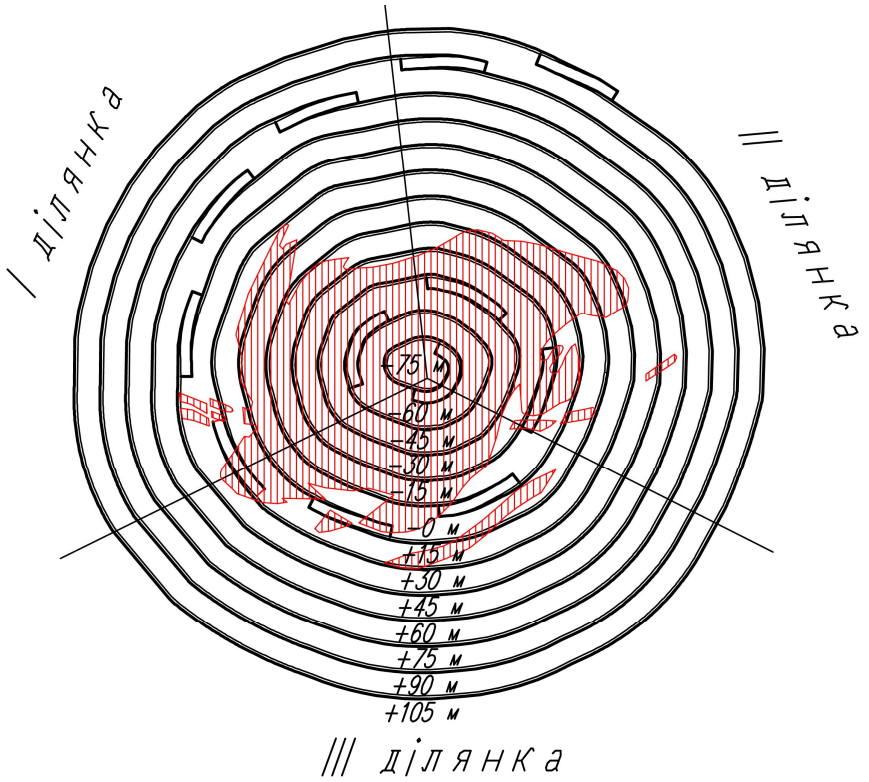


Рисунок 6.5 – Зведений план гірничих робіт при досягненні позначки дна кар'єру гор. -75м

Ділянки концентрації гірничих робіт відрізняються максимальним значенням поточного коефіцієнта розкриву (рис. 6.4), якого досягають при різній глибині кар'єру. Це пояснюється різним моментом виходу гірничих робіт за рівнем денної поверхні на проєктні контури на різних ділянках, який залежить від кута нахилу покладу, прийнятого напряму поглиблення дна кар'єру, а також кутів нахилу робочих бортів кар'єру. Тому рівності поточних коефіцієнтів на різних ділянках кар'єру можна досягти тільки до моменту, коли на одній з ділянок

кар'єру (ділянка I) коефіцієнт розкриву не досягне свого максимального значення (т. *K*). Після цього моменту коефіцієнт розкриву на цій ділянці почне зменшуватися, а на інших ділянках він, як і раніше, буде збільшуватися (ділянки II та III).

Для збереження динаміки формування робочої зони кар'єру, заданої за рівністю поточних коефіцієнтів розкриву на різних ділянках кар'єру, необхідно виконати низку додаткових побудов. З т. *K* продовжуємо лінію, що відображає збільшення коефіцієнта розкриву на першій ділянці. Аналогічним чином здійснюються додаткові побудови при досягненні максимального коефіцієнта розкриву на другій ділянці. Коли гірничі роботи досягнуть позначки дна кар'єру -200 м, коефіцієнт розкриву на першій ділянці становитиме 2,1 м^3/м^3 (лінія *ADC*). Далі з т. *D* продовжуємо лінію до перетину з допоміжною прямою (т. *D'*). З т. *D'* паралельно осі абсцис проводимо лінію до перетину з лініями поточних коефіцієнтів розкриву другої (т. *M'*) і третьої ділянок (т. *N*), які й визначають розвиток гірничих робіт у кар'єрі (лінія *DMN*) за рівністю поточних коефіцієнтів розкриву на різних ділянках кар'єру (лінія *D'M'N*).

4. Складається перспективний план розвитку гірничих робіт. Для цього визначається тривалість відпрацювання ділянок кар'єру та складається лінійний календарний план розвитку гірничих робіт. Згідно з цим планом, складається зведена таблиця зростальних обсягів виймання розкривних порід і руди в міру поглиблення кар'єру й будуються графіки $V=f(P)$. Усереднюються графіки $V=f(P)$ і визначаються експлуатаційні коефіцієнти розкриву за періодами роботи кар'єру.

Для визначення положення гірничих робіт під кінець будь-якого розрахункового року можна скористатися номограмою визначення тривалості відпрацювання ділянок кар'єру при різній інтенсивності їхнього відпрацювання (рис. 6.6). З номограми видно, що при зниженні гірничих робіт на першій ділянці до позначки гор. -75 м поточний коефіцієнт розкриву на ділянках робочої зони становитиме 1,41 м^3/м^3. Кожна ділянка концентрації гірничих робіт, виходячи із заданої продуктивності кар'єру за рудою 7,5 млн м^3 і кількості ділянок, повинна забезпечити продуктивність на рівні 3,75 млн м^3. Водночас час роботи на першій ділянці з продуктивністю 3,75 млн м^3/рік становитиме 2,8 року (лінія *АВСД*), на другій – 2,1 року, а на третій – 1,2 року.

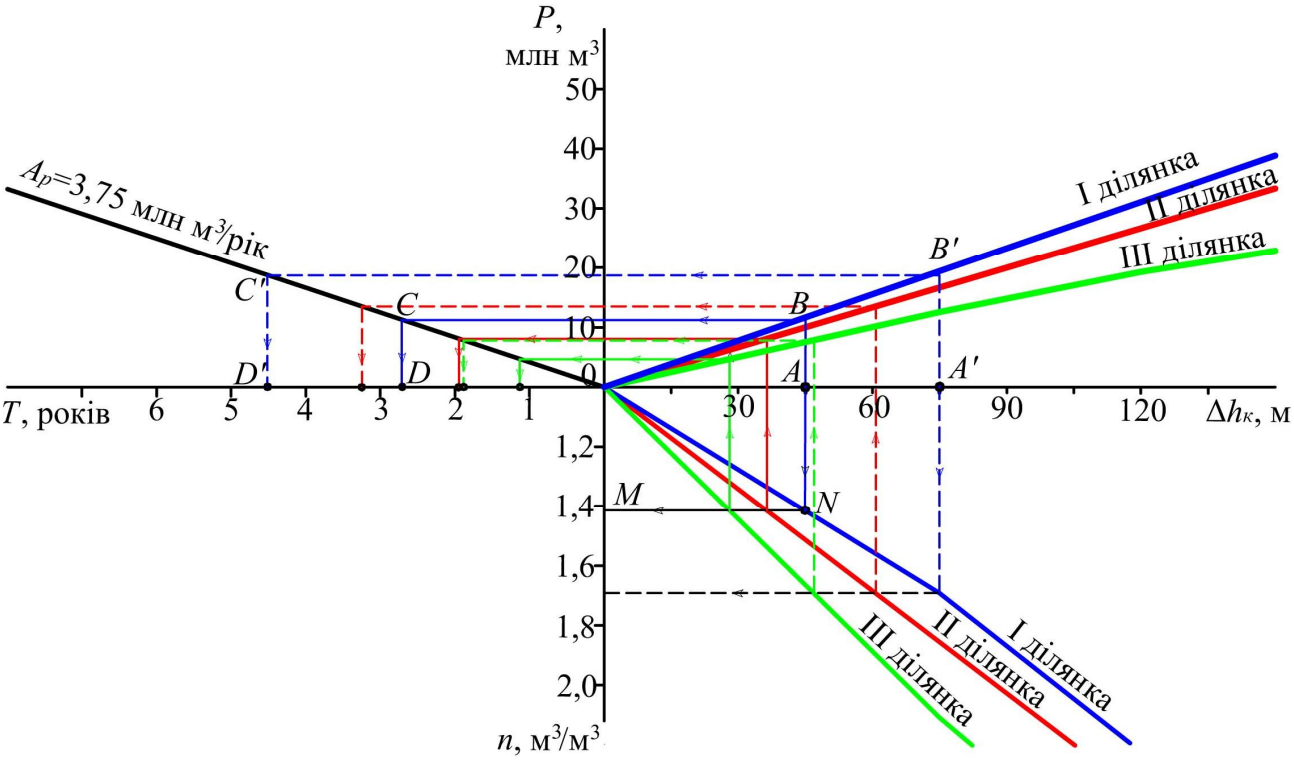


Рисунок 6.6 – Номограма визначення тривалості відпрацювання ділянок кар'єру при різній інтенсивності їхнього відпрацювання

Виходячи з того, що для виконання річної програми за рудою роботи необхідно вести на двох ділянках одночасно, спочатку роботи будуть вестися на першій і другій ділянках протягом 2,1 року, а потім 0,7 року на першій і третій ділянках. При подальшому поглибленні тривалість відпрацювання ділянок концентрації гірничих робіт буде визначатись як різниця між тривалістю робіт на наступному й попередньому етапах планування.

Подібним чином можна визначити й накреслити стан гірничих робіт у кар'єрі на будь-який розрахунковий рік із послідовністю відпрацювання різних ділянок родовища, що забезпечує роботу всього кар'єру з мінімальними поточними коефіцієнті розкриву на весь або тривалий період часу.

На рис. 6.7 представлено раціональний порядок відпрацювання кар'єрного поля.

Згідно з календарним планом розвитку гірничих робіт, складається зведена таблиця зростальних обсягів виймання розкривних порід і руди в міру поглиблення кар'єру. Відповідно до даних таблиці, будуємо графіки $V=f(P)$ (рис.

6.8). Усереднюються графіки $V=f(P)$ і визначаються експлуатаційні коефіцієнти розкриву за періодами роботи кар'єру.

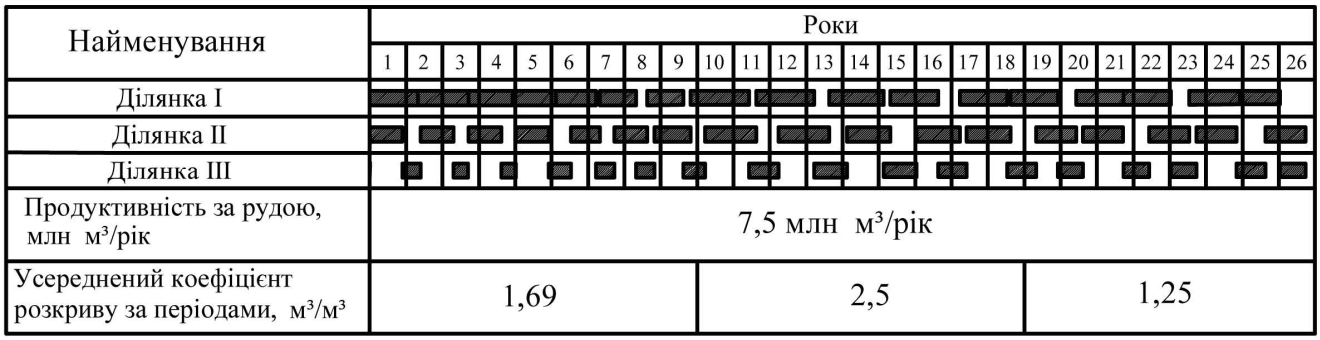


Рисунок 6.7 – Лінійний календарний план розвитку гірничих робіт

На рис. 6.8 і 6.9 показано порівняння режиму гірничих робіт для варіанта поглиблення кар'єру:

– з рівномірним розвитком робочої зони кар'єру (крива *1*), коли поглиблення кар'єру здійснюється на всіх ділянках одночасно;

– з нерівномірним розвитком кар'єрного простору (крива *2*), коли розвиток гірничих робіт здійснюється за розробленою методикою.

Як видно з рис. 6.8 і 6.9, крива, яка відображає планування розвитку гірничих робіт за розробленою методикою, забезпечує кращий режим гірничих робіт, ніж при їхньому рівномірному розвитку.

У разі зміни продуктивності кар'єру за рудою як у бік збільшення, так і в бік зменшення, послідовність виконання розрахунків необхідно повторити, починаючи з пункту 1 цієї методики.

Розроблено методику планування розвитку гірничих робіт у кар'єрі в умовах динамічно мінливого попиту на залізорудну продукцію, яка відрізняється від відомих можливістю регулювати інтенсивність відпрацювання родовища, а також ураховує взаємозв'язок ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт, що забезпечують у кар'єрі нормативний запас руди, готовий до виймання [319].

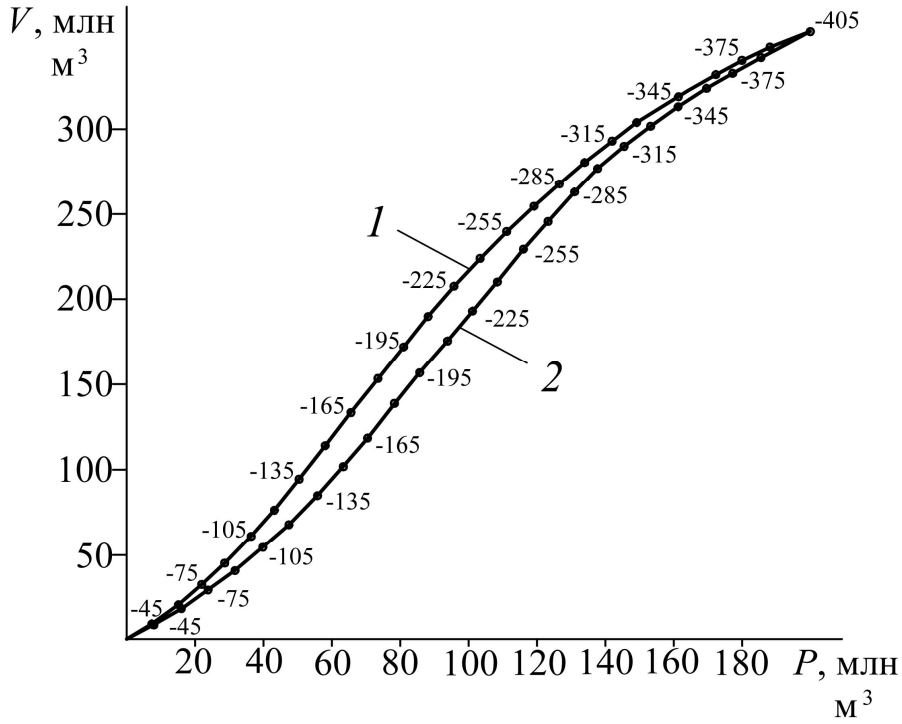


Рисунок 6.8 – Зміна зростальних обсягів розкривних порід залежно від зростальних обсягів руди

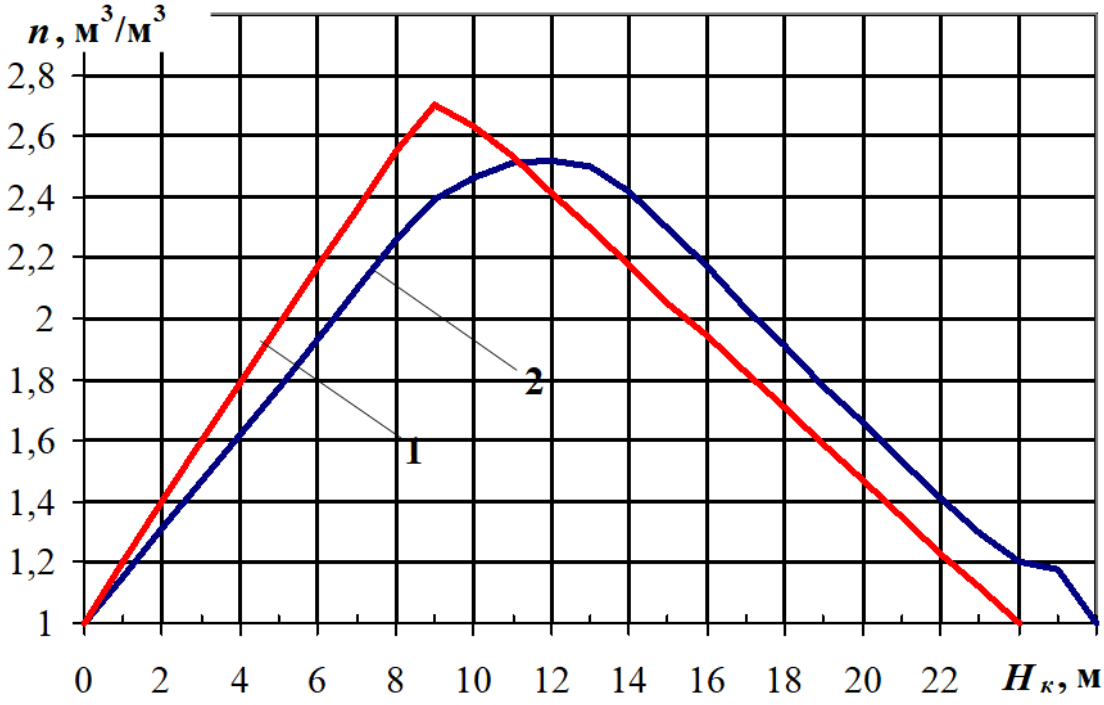


Рисунок 6.9 – Зміна поточних коефіцієнтів розкриву при зниженні гірничих робіт

Розроблена методика планування розвитку гірничих робіт у кар’єрі забезпечує:

− роботу кар’єру з мінімальними поточними коефіцієнтами розкриву при максимальному ступені концентрації гірничих робіт;

− роботу із заданою продуктивністю за рудою.

6.4 Економіко-математична модель оптимізації обсягів виробництва залізорудної товарної продукції гірничо-збагачувальних комбінатів

Основними виробниками залізорудної товарної продукції в Україні є гірничо-збагачувальні комбінати: Південний, Північний, Центральний, Інгулецький, АрселорМіттал Кривий Ріг, Полтавський. Вони здійснюють видобуток бідних залізних руд та їхню переробку до товарної продукції. Для кожного комбінату проєктами визначено план виробництва різних видів товарної продукції, а отже, і розвиток гірничих робіт на тривалий період часу: до 20 років і більше. Для реалізації цього плану побудовано кар’єри й фабрики з розвиненою інфраструктурою, що забезпечує рішення виробничих завдань і соціальних питань.

Робота в умовах динамічних змін зовнішнього середовища за ринкових відносин ставить гірничі підприємства в залежність від світової кон’юнктури ринків мінеральної сировини, яка характеризується в останнє десятиліття зростальною динамічною мінливістю. Періодично відбуваються спади та підйоми економіки, трапляються економічні кризи, що справляє великий вплив на роботу гірничо-збагачувального комбінату загалом і окремо взятого кар’єру зокрема. Отже, продуктивність гірничого підприємства повинна коригуватися відповідно до поточних зовнішніх умов протягом усього терміну його експлуатації [320, 321].

На сьогодні можна виділити два варіанти завдання групового проєктування продуктивності підприємства:

I. Оптимізується продуктивність як декількох гірничо-збагачувальних комбінатів, що входять до складу компанії, так і продуктивність декількох кар'єрів, що входять до складу кожного ГЗК.

II. Оптимізується продуктивність декількох кар'єрів, що входять до складу ГЗК.

У будь-якому разі регулювання обсягів виробництва товарної продукції гірничо-збагачувальних комбінатів при зміні потреби відбувається за рахунок зміни продуктивності кар'єрів, що входять до складу одного комбінату. Тому оптимізація виробничих потужностей гірничо-збагачувальних комбінатів, що входять до складу однієї компанії може бути досягнута тільки за умови оптимізації продуктивності за рудою кар'єрів, що входять до складу кожного окремого комбінату. Збільшення виробничих потужностей гірничо-збагачувальних комбінатів вище за максимально можливі призведе до введення в дію нових збагачувальних фабрик або реконструкцію чинних з більш досконалою технологією переробки руди.

Ефективність розробки родовищ групою кар'єрів у системі ГЗК визначається режимом гірничих робіт і продуктивністю кожного з кар'єрів з урахуванням їхнього взаємозв'язку, тобто допускається регулювання продуктивності окремого кар'єру при забезпеченні групою кар'єрів залізорудної товарної продукції планової кількості та якості. Якщо до складу ГЗК входять декілька кар'єрів, то продуктивність кожного з них слід визначати, виходячи з найбільшої ефективності роботи ГЗК.

Про ефективність роботи ГЗК з різними варіантами продуктивності й режиму гірничих робіт у кожному кар'єрі можна судити за економіко-математичною моделлю роботи групи кар'єрів у системі ГЗК.

Основною метою гірничо-збагачувальних комбінатів є отримання прибутку, тому обсяг товарної продукції, що визначається попитом, необхідно розподілити між ГЗК і відповідно між кар'єрами, що входять до складу цих ГЗК, так, щоб забезпечити максимальну ефективність освоєння сировинної бази компанії. За

критерій ефективності роботи групи кар'єрів у системі ГЗК прийнято максимум чистої сучасної вартості грошових потоків (*NPV*).

Розрахунок показника чистої сучасної вартості грошових потоків проводиться за допомогою такої формули:

$$NPV = \sum_{t=1}^{T} \frac{CF_t}{(1+E)^t} - \sum_{t=1}^{T} \frac{K_t}{(1+E)^t} \text{ , грн,} \qquad (6.5)$$

де CF_t – чистий грошовий потік (сумарний прибуток від реалізації залізорудної товарної продукції) у *t*-й рік, грн;

K_t – капітальні інвестиції в *t*-му році на збільшення продуктивності комбінату, грн;

E – прийнята ставка дисконту, частки од;

T – оцінюваний період часу, років.

Чистий грошовий потік – це різниця між позитивним (надходженням грошових коштів) і негативним грошовими потоками. Чистий грошовий потік визначається таким чином:

$$CF_t = \sum_{k=1}^{K} \sum_{i=1}^{I} (CIF_{tki} - COF_{tki}) \times (1 - N) + A_{ti}, \qquad (6.6)$$

де CIF_{tki} – грошові надходження (виручка) від реалізації *k*-го виду товарної продукції на *i*-му ГЗК у *t*-й рік, грн;

COF_{tki} – грошові витрати (експлуатаційні витрати) на виробництво *k*-го виду товарної продукції *i*-му ГЗК у *t*-й рік, грн;

N – ставка податку на прибуток, виражена десятковим дробом;

A_{ti} – сума амортизаційних відрахувань на *i*-му ГЗК у *t*-й рік, грн;

K – кількість видів товарної продукції, од;

I – кількість гірничо-збагачувальних комбінатів, що входять до складу компанії, од.

Прибуток підприємства, який відображається у звітності, має бути показником результативності його діяльності. На практиці ж він пов'язаний з фінансами, які реально отримує виробник залізорудної продуції, тільки частково. Чистий прибуток у повному обсязі відображує кількість грошей, отриманих

реально. Деякі статті у звітності є виключно умовними. Наприклад, амортизація не є грошовими витратами (тобто гроші не залишають фірму, і вона може використовувати їх у власних цілях). Такі статті не приносять реального доходу. Однак, ураховуються при визначенні собівартості товарної продукції. Тому при оптимізації продуктивності гірничо-збагачувальних комбінатів з різних видів товарної продукції формула (6.6) набуває вигляду:

$$CF_t = \sum_{k=1}^{K} \sum_{i=1}^{I} (CIF_{tki} - COF_{tki}) \times (1 - N). \quad (6.7)$$

Грошові надходження, або виручка, включає кошти, отримані в результаті реалізації товарів, готової продукції, робіт, послуг. Грошові надходження визначаються як:

$$CIF_{tki} = A_{tki} \cdot u_{tki}, \quad (6.8)$$

де A_{tki} – обсяг виробництва k-го виду товарної продукції на i-му ГЗК у t-й рік, т/рік;

$$A_{tki} = \sum_{j=1}^{J} (A_{p\,tkij} \cdot \gamma_{к\,tkij}), \quad (6.9)$$

де $A_{p\,tkij}$ – річні обсяги виймання руди для виробництва k-го виду товарної продукції на j-му кар'єрі i-го ГЗК у t-й рік, т/рік;

$\gamma_{к\,tkij}$ – вихід k-го виду товарної продукції з руди, що видобувається на j-му кар'єрі i-го ГЗК у t-й рік, частки од.

Водночас вихід k-го виду товарної продукції з руди, що видобувається на j-му кар'єрі, визначається залежно від вмісту корисного компонента в кінцевому продукті:

$$\gamma_{к\,tkij} = f(\beta_{tki}), \quad (6.10)$$

де β_{tki} – вміст корисного компонента у k-му виді товарної продукції на i-му ГЗК у t-й рік, частки од;

u_{tki} – ціна реалізації k-го виду товарної продукції на i-му ГЗК у t-й рік, грн/т.

Ціна товарної продукції визначається залежно від вмісту в ній корисного компонента:

$$u_{kit} = f(\beta_{tki}). \quad (6.11)$$

Грошові витрати включають усі витрати, понесені підприємством на виробництво й реалізацію товарної продукції. Витрати можна представити у вигляді формули:

$$COF_{tki} = COF_{tki}^{Ak} + \sum_{j=1}^{J} COF_{tkij}^{Ap}, \quad (6.12)$$

де COF_{tkij}^{Ap} – виробничі витрати на видобуток руди для виробництва *k*-ого виду товарної продукції на *j*-му кар'єрі *i*-го ГЗК у *t*-й рік, грн;

COF_{tki}^{Ak} – виробничі витрати на виробництво й реалізацію *k*-ого виду товарної продукції *i*-го ГЗК у *t*-й рік, грн.

Аналіз впливу продуктивності кар'єру за рудою на собівартість видобутку руди показав, що при оптимізації продуктивності комбінатів необхідно здійснювати розрахунки на підставі умовно-постійних і умовно-змінних витрат.

Тоді виробничі витрати на видобуток руди становитимуть:

$$COF_{tkij}^{Ap} = BK_{tkij}^{у.зм.} + BK_{tkij}^{у.пост.}, \quad (6.13)$$

де $BK_{kijt}^{у.зм.}$ – умовно-змінні витрати на видобуток руди для виробництва *k*-го виду товарної продукції на *j*-му кар'єрі *i*-го ГЗК у *t*-й рік, грн;

$BK_{kijt}^{у.пост.}$ – умовно-постійні витрати на видобуток руди для виробництва *k*-го виду товарної продукції на *j*-му кар'єрі *i*-го ГЗК у *t*-й рік, грн.

До умовно-змінних витрат відносять: витрати на заробітну плату виробничих працівників ($BK^{з.п}$, $BФ^{з.п}$), на утримання й експлуатацію машин і устаткування, за винятком амортизації, на пальне й енергію на технологічні цілі, на податки, базою оподаткування яких є обсяг виробництва й реалізації продукції.

До умовно-постійних витрат відносять витрати на утримання керівного складу та адміністративного персоналу, зокрема фонд оплати праці з нарахуваннями, витрати на відрядження та утримання службового транспорту. Також до цієї групи входять амортизація основних засобів ($BK^{аморт.}$, $BФ^{аморт.}$), обслуговування комп'ютерних мереж і систем зв'язку, а також загальні витрати на опалення та освітлення робочих приміщень:

$$ВК_{tkij}^{у.зм.} = f(A_{\text{р } tkij}, \text{n}_{\text{е } tkij}). \quad (6.14)$$

Тоді:

$$ВК_{tkij}^{у.зм.} = c_{p\ tkij}^{у.зм.} \cdot A_{p\ tkij}\ , \quad (6.15)$$

де $c_{p\ tkij}^{у.зм}$ – питомі умовно-змінні витрати на видобуток руди для виробництва *k*-го виду товарної продукції на *j*-му кар'єрі *i*-го ГЗК у *t*-й рік, грн/т;

$$c_{p\ tkij}^{у.зм.} = a_{o\ tkij}^{у.зм.} + n_{tij} \cdot b_{tij}^{у.зм}\ , \quad (6.16)$$

$a_{o\ tkij}^{у.зм.}$ – питомі умовно-змінні витрати на видобуток руди без витрат на розкрив для виробництва *k*-го виду товарної продукції на *j*-му кар'єрі *i*-го ГЗК у *t*-й рік, грн/т;

n_{tij} – експлуатаційний коефіцієнт розкриву, що забезпечує нормальну роботу кар'єру з продуктивністю $A_{p\ tkij}$ на *j*-му кар'єрі *i*-го ГЗК у *t*-й рік, м^3/т;

$b_{tij}^{у.зм}$ – питомі умовно-змінні витрати на виймання розкривних порід на *j*-му кар'єрі *i*-го ГЗК у *t*-й рік, грн/м^3.

Питомі умовно-змінні витрати та значення експлуатаційних коефіцієнтів розкриву залежать від обсягів видобутку корисних копалини ($A_{p\ tkij}$), а також від оптимальних параметрів концентрації гірничих робіт, що забезпечують нормативний запас руди, готовий до виймання, – ширини робочого майданчика ($B_{нij}$) й довжини активного фронту гірничих робіт ($L_{p.a\ ij}$). Тоді:

$$a_{o\ tkij}^{у.зм.} = f(A_{\text{р tkij}}, L_{p.a}, B_н); \quad (6.17)$$

$$n_{tij} = f(A_{\text{р tkij}}, L_{p.a}, B_н); \quad (6.18)$$

$$b_{tij}^{у.зм} = f(A_{\text{р tkij}}, L_{p.a.}, B_н). \quad (6.19)$$

Виробничі витрати на виробництво й реалізацію товарної продукції визначаються за формулою:

$$СОФ_{tki}^{Ak} = ВФ_{tki}^{у.зм.} + ВФ_{tki}^{у.пост.}, \quad (6.20)$$

де $ВФ_{kijt}^{у.зм.}$ – умовно-змінні витрати на виробництво й реалізацію *k*-го виду товарної продукції *i*-го ГЗК у *t*-й рік, грн;

$ВФ_{kijt}^{у.пост.}$ – умовно-постійні витрати на виробництво й реалізацію *k*-го виду товарної продукції *i*-го ГЗК у *t*-й рік, грн;

$$ВФ_{tki}^{у.зм.} = c_{П\,tki}^{у.зм.} \cdot A_{tki} \ , \tag{6.21}$$

де $c_{П\,tki}^{у.зм.}$ – питомі умовно-змінні витрати на виробництво й реалізацію *k*-го виду товарної продукції *i*-го ГЗК у *t*-й рік, грн/т.

Використовуючи вищеперераховані поняття, критерій ефективності роботи групи гірничо-збагачувальних комбінатів, а також продуктивності кар'єрів, що входять до складу цих ГЗК, зводиться до такого:

$$\sum_{t=1}^{T}\sum_{k=1}^{K}\sum_{i=1}^{I}\Bigg(\Bigg(\frac{\sum_{j=1}^{J}\left(A_{p\,tkij}\cdot\gamma_{к\,tkij}\frac{\beta_{(tkij)}}{\beta_{пл\,(ki)}}u_{tki}\right)-c_{П\,tki}^{у.зм.}\cdot\sum_{j=1}^{J}\left(A_{p\,tkij}\cdot\gamma_{к\,tkij}\right)-ВФ_{tki}^{у.пост.}}{(1+E)^t}-$$

$$-\frac{\sum_{j=1}^{J}\left(\left(a_{o\,tkij}^{у.зм.}+n_{tij}\cdot b_{tij}^{у.зм}\right)\cdot A_{p\,tkij}+ВК_{tkij}^{у.пост.}\right)}{(1+E)^t}\Bigg)\times(1-N)-$$

$$-\sum_{t=1}^{T}\frac{\sum_{j=1}^{J}\left(\left(\Delta V_{відст(tij)}^{рік}+\Delta Q_{гм(tij)}\right)k_{зб}+КФ_{ti}\right)}{(1+E)^t}\Bigg)\to\max\ , \tag{6.22}$$

де $\Delta V_{відст\,(tij)}^{рік}$ – приріст річних обсягів ліквідації відставання за розкривом на *j*-му кар'єрі *i*-го ГЗК у *t*-й рік, м^3;

$\Delta Q_{гм(tij)}$ – приріст виробничої потужності кар'єру за гірничою масою при збільшенні продуктивності за рудою на *j*-му кар'єрі *i*-го ГЗК у *t*-й рік, м^3;

$k_{зб}$ – питомі капітальні витрати на збільшення продуктивності кар'єру за гірничою масою, грн/м^3;

$КФ_{ti}$ – капітальні інвестиції у *t*-му році на збільшення продуктивності збагачувальної фабрики *i*-го ГЗК, грн.

При визначенні продуктивності кожного кар'єру ГЗК максимізація показника чистої поточної вартості грошових потоків може бути основною метою. Однак вона не може виступати як самоціль без урахування технологічних

особливостей, виробничих можливостей і необхідних вимог до продукції ГЗК загалом [322].

При побудові економіко-математичної моделі як одиниця планування виступає продуктивність за рудою кожного кар'єру в складі ГЗК.

На незалежну змінну $A_{p\,tkij}$ накладаються такі обмеження, що випливають із сукупності умов експлуатації кожного розглянутого родовища й потреби в різних видах товарної продукції на ринку.

Гірничодобувні підприємства, що входять до складу однієї компанії, перш за все, повинні забезпечити постачання споживачам установлений відповідно до потреби обсяг товарної продукції *k*-го виду в кожен *t*-й рік розрахункового періоду ($A_{tk}^{П}$):

$$\sum_{i=1}^{I} A_{tki} = A_{tk}^{П} \ . \tag{6.23}$$

Продуктивність *i*-го ГЗК у *t*-му році з виробництва товарної продукції *k*-го виду (A_{tki}) не повинна перевищувати найбільш можливу продуктивність цього ГЗК ($A_{tki}^{max.в}$):

$$A_{tki} \le A_{tki}^{max.в} . \tag{6.24}$$

Водночас група кар'єрів, що входять до складу *i*-го ГЗК, повинна забезпечити заданий обсяг виробництва *k*-го виду товарної продукції в кожен *t*-й рік розрахункового періоду ($A_{к\,tki}^{з}$):

$$\sum_{j=1}^{J} (A_{p\,tkij} \cdot \gamma_{к\,tkij}) = A_{к\,tki}^{з} . \tag{6.25}$$

Відповідно до прийнятої системи розробки, схеми розкриття, техніки й технології гірничих робіт, а також наявних природних і гірничотехнічних умов, продуктивність *j*-го кар'єру за рудою ($A_{p\,ij}$) не може бути більшою від максимально можливої за гірничими можливостями ($A_{ij}^{maxв}$):

$$A_{p\,ij} \le A_{p\,ij}^{maxв} . \tag{6.26}$$

У разі, якщо група кар'єрів поставляє корисну копалину на одну збагачувальну фабрику *i*-го ГЗК і при цьому обов'язковим є усереднення внаслідок значних коливань вмісту будь-якого компонента (мінералогічного

складу, сукупності певних фізичних властивостей) у рудах, що видобуваються, необхідне, дотримання такої умови:

$$a_1 \sum_{j=1}^{J} A_{p\,tkij} + a_2 \sum_{j=1}^{J} A_{p\,tkij} + ... + a_J \sum_{j=1}^{J} A_{p\,tkij} = \sum_{j=1}^{J} A_{p\,tkij}\,; \tag{6.27}$$

$$a_1 + a_2 + ... + a_J = 1, \tag{6.28}$$

де $a_1, a_2, ..., a_J$ – частка *j*-го кар'єру у видобутку корисних копалин *i*-го ГЗК, частки од.

Розмір амортизаційних відрахувань ($ВК_{tkij}^{аморт.}$, $ВФ_{tki}^{аморт.}$) і відрахувань на заробітну плату виробничих робітників ($ВК_{tkij}^{з.п}$, $ВФ_{tki}^{з.п}$) має бути не меншим від досягнутих на момент оптимізації продуктивності на комбінатах, що розглядаються ($ВК_{факт}$, $ВФ_{факт}$):

$$ВК_{факт}^{аморт.} \le \sum_{i=1}^{I} \sum_{j=1}^{J} ВК_{tkij}^{аморт.}\,; \tag{6.29}$$

$$ВФ_{факт}^{аморт.} \le \sum_{i=1}^{I} \sum_{j=1}^{J} ВФ_{tki}^{аморт.}\,; \tag{6.30}$$

$$ВК_{факт}^{з.п} \le \sum_{i=1}^{I} \sum_{j=1}^{J} ВК_{tkij}^{з.п}\,; \tag{6.31}$$

$$ВФ_{факт}^{з.п} \le \sum_{i=1}^{I} \sum_{j=1}^{J} ВФ_{tki}^{з.п}\,. \tag{6.32}$$

Останньою умовою є вимога позитивності результату пошуку обсягів:

$$A_{p\,ij} \ge 0\,. \tag{6.33}$$

Отже, цільова функція враховує витрати гірничо-збагачувальних комбінатів на переробку руди до товарної продукції, вплив обсягів видобутку руди й виймання розкриву, а також відстані транспортування гірничої маси на питомі умовно-змінні витрати на видобуток руди, капітальні витрати на збільшення виробничої потужності ГЗК (кар'єру), збитки в разі простою обладнання при зниженні продуктивності ГЗК.

У разі, якщо оптимізується тільки продуктивність групи кар'єрів, що входять до складу одного ГЗК, цільова функція набуває вигляду:

$$\sum_{t=1}^{T}\sum_{k=1}^{K}\Bigg(\frac{\sum_{j=1}^{J}\Big(A_{p\,tkij}\cdot\gamma_{к\,tkj}\frac{\beta_{(tkj)}}{\beta_{пл(tk)}}u_{tk}\Big)-c_{П\,tk}^{у.зм.}\cdot\sum_{j=1}^{J}\big(A_{p\,tkj}\cdot\gamma_{к\,tkj}\big)-ЗФ_{tk}^{у.пост.}}{(1+E)^{t}}-$$

$$-\frac{\sum_{j=1}^{J}\Big(\big(a_{o\,tkj}^{у.зм.}+n_{tj}\cdot b_{(tj)}^{у.зм}\big)\cdot A_{p\,tkj}+ВК_{tkj}^{у.пост.}\Big)}{(1+E)^{t}}\Bigg)\times(1-N)-$$

$$-\sum_{t=1}^{T}\frac{\sum_{j=1}^{J}\Big(\big(\Delta V_{відст(tj)}^{рік}+\Delta Q_{гм(tj)}\big)k_{зб}+K\Phi_{t}\Big)}{(1+E)^{t}}\rightarrow\max. \qquad (6.34)$$

Обмеженнями в цій моделі є вирази (6.26) – (6.33).

Загалом, побудовані моделі є предметом рішення динамічного програмування й дають правильний результат при відповідній вірогідності вихідної інформації для розрахункового періоду.

6.5 Методика перерозподілення продуктивності групи кар'єрів, що входять до складу гірничо-збагачувального комбінату при зміні потреби в залізорудній продукції

Найбільший економічний ефект освоєння сировинної бази ГЗК можна отримати лише в разі, коли продуктивність установлюється не для кожного кар'єру окремо, а сукупно для їхньої групи, що входить до системи ГЗК [323, 324].

З метою регулювання інтенсивності відпрацювання родовищ ГЗК при зміні потреби в товарній продукції необхідно першочергово визначити максимальну продуктивність за гірничими можливостями кожного кар'єру, а також за економічними можливостями, тобто за наявністю інвестицій для збільшення потужності.

Роботу методики розглянемо на прикладі групи кар'єрів Північного ГЗК, Першотравневий і Ганнівський кар'єри якого видобувають залізисті кварцити для їхньої переробки в залізорудний концентрат. З огляду на гірничі й економічні можливості комбінату, а також потреби в залізорудному концентраті на

зовнішньому й внутрішньому ринках, проєктні інститути у 2008 році спільно з ГЗК розробили програму видобутку руди на найближчі 30 років:

- для Першотравневого кар'єру – 23-30 млн т/рік;
- для Ганнівського кар'єру – 10-15 млн т/рік.

Обсяги розкривних робіт, що забезпечують досягнення цієї продуктивності, становлять:

- для Першотравневого кар'єру – 17,71-21.6 млн м^3/рік (n = 0,76-0,78 м^3/т);
- для Ганнівського кар'єру – 15,8-16,5 млн м^3/рік (n = 1,55-1,57 м^3/т).

Зміна в потребі залізорудного концентрату може змінитися. Тому від досягнутого рівня видобутку руди на Ганнівському й Першотравневому кар'єрах досліджували зміну показника (6.34) у разі вимушеної зміни обсягів виробництва концентрату в той або інший боки. З цією метою для кожного варіанта продуктивності кар'єру за рудою в границях області можливих варіантів необхідно визначити параметри системи розробки (ширина робочого майданчика й довжина активного фронту гірничих робіт, що забезпечують нормативний запас руди, готовий до виймання), від яких залежать коефіцієнти розкриву. Разом із цим, спочатку було необхідно розглянути питання можливості досягнення заданого рівня продуктивності за рудою з урахуванням поточного стану гірничих робіт у кар'єрах (станом на 01.01.2014 р.), а також зміну режиму гірничих робіт залежно від динамічної зміни продуктивності за рудою. Результати розрахунків представлено в табл. 6.12. Крім цього, результати розрахунків представлено графічно на рис. 6.10.

Точки B і $Г$ на цьому рисунку характеризують технологічні й економічні показники роботи кар'єрів з продуктивністю за рудою, встановленою програмою розвитку ГЗК на 01.01.2014 р.:

- для Першотравневого кар'єру – $A_П$ = 23 млн м^3/рік, n_n = 0,72 м^3/т, $\gamma_П$ = 0,42;
- для Ганнівського кар'єру – $A_Г$ = 10 млн м^3 / рік, $n_Г$ = 1,83 м^3/т, $\gamma_Г$ = 0,39.

Аналіз рис. 6.10 показує, що зі збільшенням продуктивності як Першотравневого, так і Ганнівського кар'єрів, незважаючи на збільшення коефіцієнтів розкриву, зростає прибуток від виробництва концентрату. Нахил кривих свідчить: чим більший кут нахилу, тим більший прибуток отримає комбінат від однакового збільшення продуктивності кар'єру.

Нахил ліній *1* і *2* змінюється залежно від значення продуктивності. Це означає, що однаковий приріст продуктивності за рудою Ганнівського й Першотравневого кар'єрів забезпечить неоднаковий приріст чистого грошового потоку комбінату. Водночас на приріст чистого грошового потоку ГЗК буде впливати рівень продуктивності на оцінюваний момент часу.

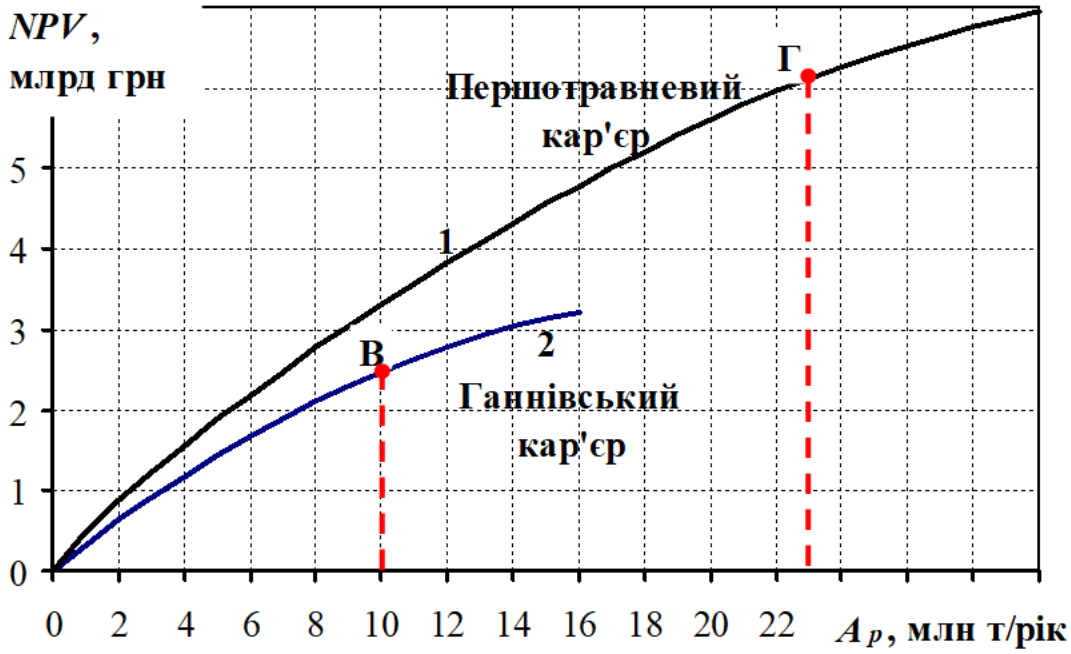


Рисунок 6.10 – Збільшення чистої поточної вартості грошових потоків (*NPV*) залежно від зміни потреби в руді кар'єрів Північного ГЗК

Таблиця 6.12 – Вихідні дані та результати розрахунків доходів Північного ГЗК

Показники	Першотравневий кар'єр					Ганнівський кар'єр				
	A_{p1}	A_{p2}	$A_{p.стр}$	A_{p4}	A_{p5}	A_{p1}	A_{p2}	$A_{p.стр}$	A_{p4}	A_{p5}
1. Обсяг видобутку руди, млн т/рік (A_p)	21	22	23	24	25	8	9	10	11	12
2. Вихід концентрату, частки од. (γ)	0,42	0,42	0,42	0,42	0,42	0,38	0,38	0,38	0,38	0,38
3. Обсяг виробництва концентрату, млн т/рік ($A_к$)	8,8	9,2	9,7	10,1	10,5	3	3,4	3,8	4,2	4,6
4. Коефіцієнт розкриву, $м^3/т$	0,65	0,69	0,72	0,75	0,81	1,65	1,71	1,83	1,95	2,06
5. Річна чиста поточна вартість грошових потоків, млрд грн (*NPV*)	4,41	4,57	4,74	4,91	5,02	1,1	1,21	1,28	1,34	1,4

Для наочності графічно представимо залежність приросту чистої сучасної вартості грошових потоків (*NPV*) від приросту продуктивності (ΔA_p) Ганнівського (*2*) і Першотравневого (*1*) кар'єрів (рис. 6.11).

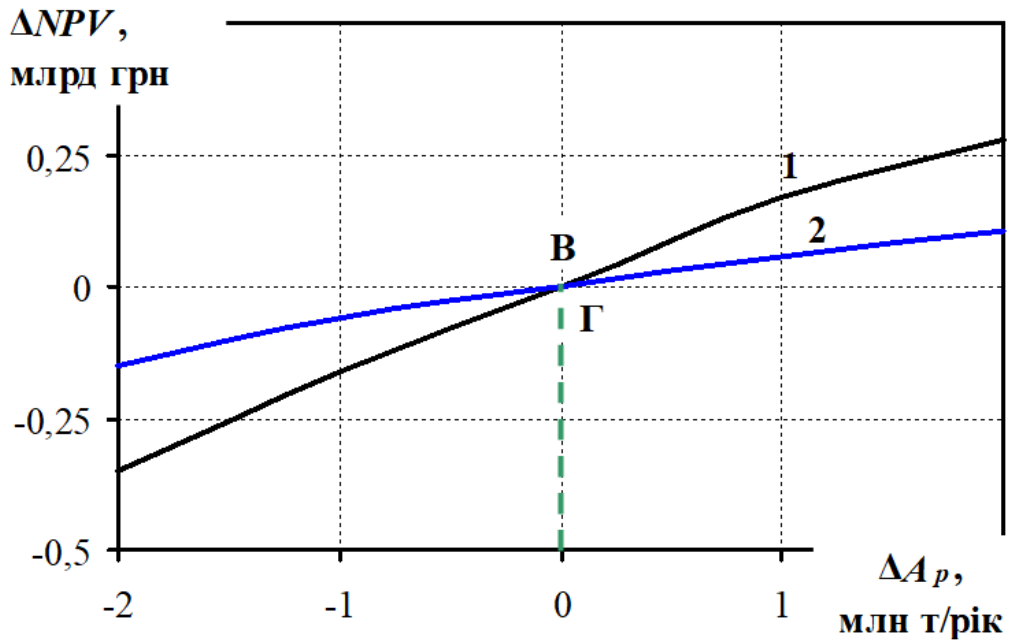


Рисунок 6.11 – Зміна річної чистої поточної вартості грошових потоків ΔNPV залежно від зміни продуктивності (ΔA_p) кар'єрів за рудою:
1 – Першотравневого; *2* – Ганнівського

З рис. 6.11 видно, що при цьому варіанті поєднання варіантів роботи Першотравневого та Ганнівського кар'єрів збільшення продуктивності Першотравневого кар'єру забезпечить більшу економічну ефективність освоєння сировинної бази комбінату порівняно з аналогічним збільшенням продуктивності на Ганнівському кар'єрі.

Приріст продуктивності Першотравневого кар'єру на 1 млн т/рік приведе до збільшення приросту чистого грошового потоку на 200% порівняно з приростом цього показника в Ганнівському кар'єрі. Одночасно втрати чистого доходу при зменшенні продуктивності кар'єру за рудою на 1 млн т/рік в Першотравневому кар'єрі також будуть більшими. У разі розгляду питання про зменшення проєктної продуктивності комбінату за сирою рудою (менше 33 млн т/рік) першочергово необхідно знижувати продуктивність Ганнівського кар'єру. А в разі нарощування проєктної продуктивності комбінату за сирою рудою (понад 33 млн т/рік) необхідно збільшувати продуктивність Першотравневого кар'єру до

розмірів максимально можливої за гірничими можливостями, а потім, якщо цього буде недостатньо, збільшувати продуктивність Ганнівського кар'єру.

У разі перерозподілення продуктивності кар'єрів за рудою без зміни загального плану виробництва товарної продукції необхідно враховувати те, що зміна чистої поточної вартості грошових потоків відбувається непропорційно зміні продуктивності за рудою: чистий дохід змінюється меншою мірою при збільшенні продуктивності кар'єру за рудою, ніж при її зменшенні.

При збільшенні продуктивності за рудою Першотравневого кар'єру на 1 млн т/рік приріст чистого грошового потоку становитиме 155 млн грн. Водночас зниження продуктивності за рудою Ганнівського кар'єру на 1 млн т/рік призведе до зниження чистого грошового потоку на цьому кар'єрі на 56 млн грн. Різниця між приростом і втратами чистого грошового потоку за рахунок перерозподілення обсягів видобутку руди на 1 млн т/рік загалом за комбінатом становитиме – 177%; на 2 млн т/рік – 63%; на 3 млн т/рік – 19%.

З вищесказаного випливає, що проєктну продуктивність комбінату за сирою рудою в розмірі 33 млн т/рік найкраще виконати за рахунок збільшення продуктивності Першотравневого кар'єру на 1 млн т/рік і зниження продуктивності за рудою на ту ж величину на Ганнівському кар'єрі. Тоді обсяги видобутку руди за кар'єрами розподіляться таким чином: Першотравневий кар'єр – 24 млн т/рік, Ганнівський кар'єр – 9 млн т/рік. У цьому разі тільки перерозподілення продуктивності кар'єрів за рудою без зміни загального підходу до виробництва товарної продукції збільшить чистий річний дохід комбінату.

Порівняння показників оптимізованої продуктивності групи кар'єрів Північного ГЗК з проєктною показало, що за рахунок перерозподілення річних обсягів видобутку руди в оптимальному режимі можна збільшити ефективність роботи комбінату.

Аналогічним чином може проводитися перерозподілення продуктивності групи гірничо-збагачувальних комбінатів, що входять до складу гірничодобувної компанії.

Регулювання обсягів виробництва товарної продукції гірничо-збагачувальних комбінатів при зміні потреби проводиться в послідовності, передбаченій блок-схемою оптимізації продуктивності спільної роботи групи

гірничо-збагачувальних комбінатів у системі гірничодобувної компанії, яка враховує роботу групи кар'єрів у системі кожного ГЗК (рис. 6.12).

Блок-схема представлена сімнадцятьма блоками.

У першому блоці передбачається підготовка й уведення початкової інформації. У другому – проводиться формування варіантів за річною виробничою потужністю кожного кар'єру групи ГЗК для різних значень продуктивності.

Кожен сформований за виробничою потужністю варіант перевіряється подальшими шістьма блоками на відповідність усім необхідним вимогам, що висуваються до роботи гірничо-збагачувальних комбінатів.

Розрахунок побудовано таким чином, що при невиконанні хоча б однієї з умов подальший розгляд цього варіанта припиняється.

Якщо варіант відповідає всім вимогам (блоки 3-8), він передається в 9 блок для розрахунку показника чистої поточної вартості грошових потоків. У цьому ж блоці для різних значень продуктивності гірничо-збагачувальних комбінатів передбачається вибір такого варіанта виробничої потужності групи кар'єрів, який забезпечує максимальне значення показника чистої поточної вартості грошових потоків.

У 10-му блоці проводиться формування варіантів за річною виробничою потужністю кожного гірничо-збагачувального комбінату для різних значень продуктивності гірничодобувної компанії.

Кожен сформований за виробничою потужністю варіант перевіряється подальшими чотирма блоками на задоволення всіх необхідних вимог, що висуваються до роботи гірничодобувної компанії.

У блоці 15 здійснюється розрахунок показника чистої поточної вартості грошових потоків. У цьому ж блоці для різних значень продуктивності гірничодобувної компанії передбачається вибір такого варіанта продуктивності гірничо-збагачувальних комбінатів у системі гірничодобувної компанії збагачувальних комбінатів і відповідно виробничої потужності групи кар'єрів, що входять до цих комбінатів, який забезпечує максимальне значення показника чистої поточної вартості грошових потоків. Вибраний таким чином варіант продуктивності спільної роботи групи гірничо-збагачувальних комбінатів

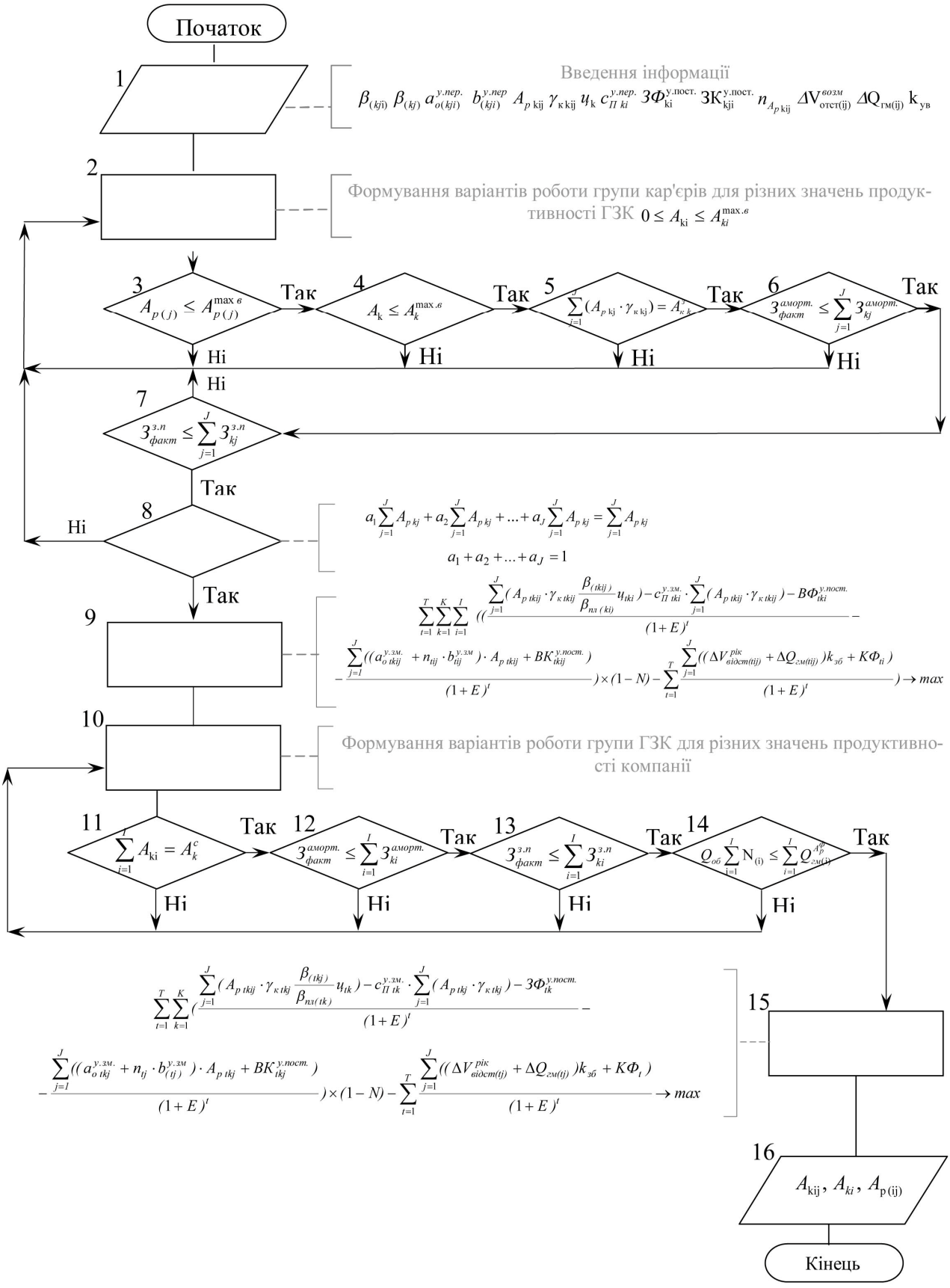


Рисунок 6.12 – Блок-схема оптимізації продуктивності спільної роботи групи гірничо-збагачувальних комбінатів у системі гірничодобувної компанії

у системі гірничодобувної компанії, який ураховує роботу групи кар'єрів у системі кожного ГЗК, є оптимальним і приймається до реалізації.

Аналогічно розраховується продуктивність групи кар'єрів у системі комбінату за роками експлуатації на певний період.

6.6 Економічна ефективність раціонального розподілення за кар'єрами обсягів видобутку руди, що видобувається в Кривбасі відкритим способом

Можливість і ефективність оптимізації обсягів виробництва залізорудної товарної продукції гірничо-збагачувальних комбінатів за розробленою методикою розглянуто на прикладі роботи групи комбінатів у складі гірничодобувної компанії МЕТІНВЕСТ на 2026 рік.

Виробничу базу компанії МЕТІНВЕСТ складають гірничо-збагачувальні комбінати: Інгулецький – який розробляє родовище корисних копалин одним кар'єром, Центральний і Північний – що розробляють родовища групою кар'єрів.

Згідно зі стратегічними планами компанії МЕТІНВЕСТ, на 2026 рік виробничу потужність кар'єрів ПівнГЗК за видобутком руди встановлено на рівні 28,0 млн т/рік, а кар'єру №4 (Артемівського) ЦГЗК – 3,0 млн т/рік.

З метою регулювання інтенсивності відпрацювання кожного з родовищ комбінату першочергово для кожного кар'єру групи комбінатів було виконано аналіз стану гірничих робіт, визначено параметри системи розробки кар'єру (середньозважена ширина робочих майданчиків і довжина активного фронту гірничих робіт, що забезпечують норматив готових до виймання запасів), наявність відставання розкривних робіт, а також максимальну продуктивність за гірничими можливостями кожного кар'єру.

Для досягнутого рівня видобутку руди на кожному кар'єрі було визначено зміну показника (6.34) у разі зміни продуктивності в той або інший бік з огляду на сучасний стан гірничих робіт у кар'єрах, а також зміну режиму гірничих робіт залежно від продуктивності за рудою. Результати розрахунків представлено графічно на рисунках 6.13 – 6.16.

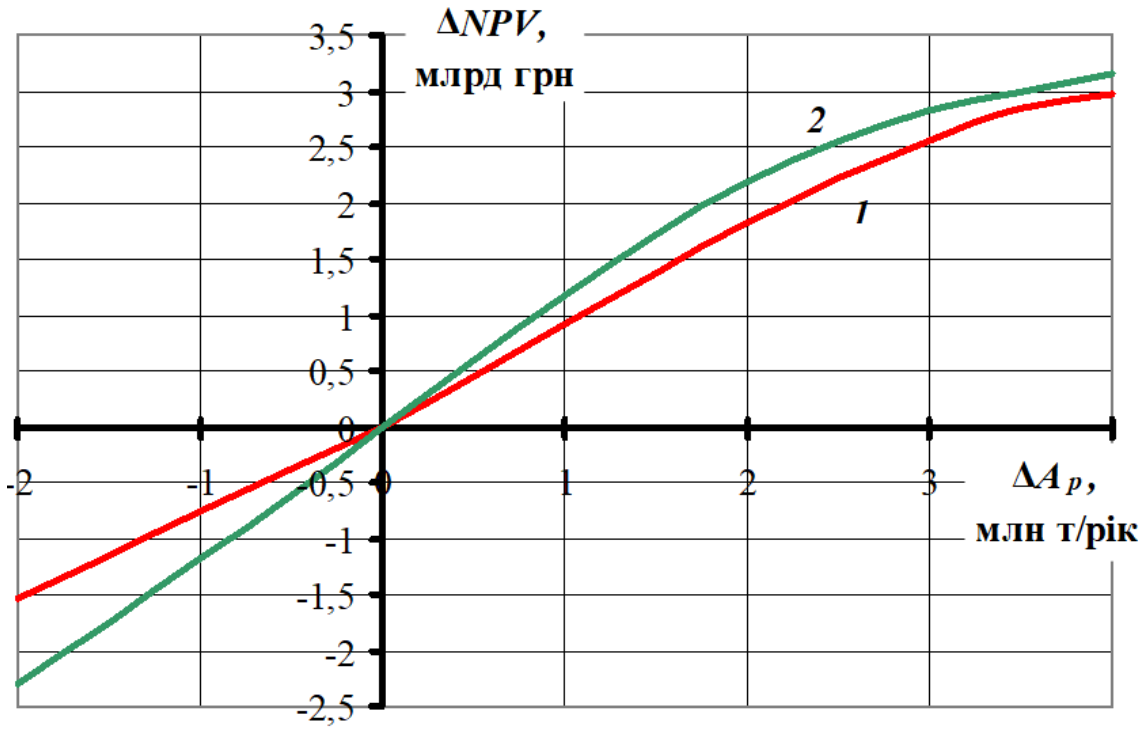


Рисунок 6.13 – Зміна чистої поточної вартості грошових потоків залежно від зміни продуктивності Ганнівського (*1*) і Першотравневого (*2*) кар'єрів Північного ГЗК на 01.01.2026 р.

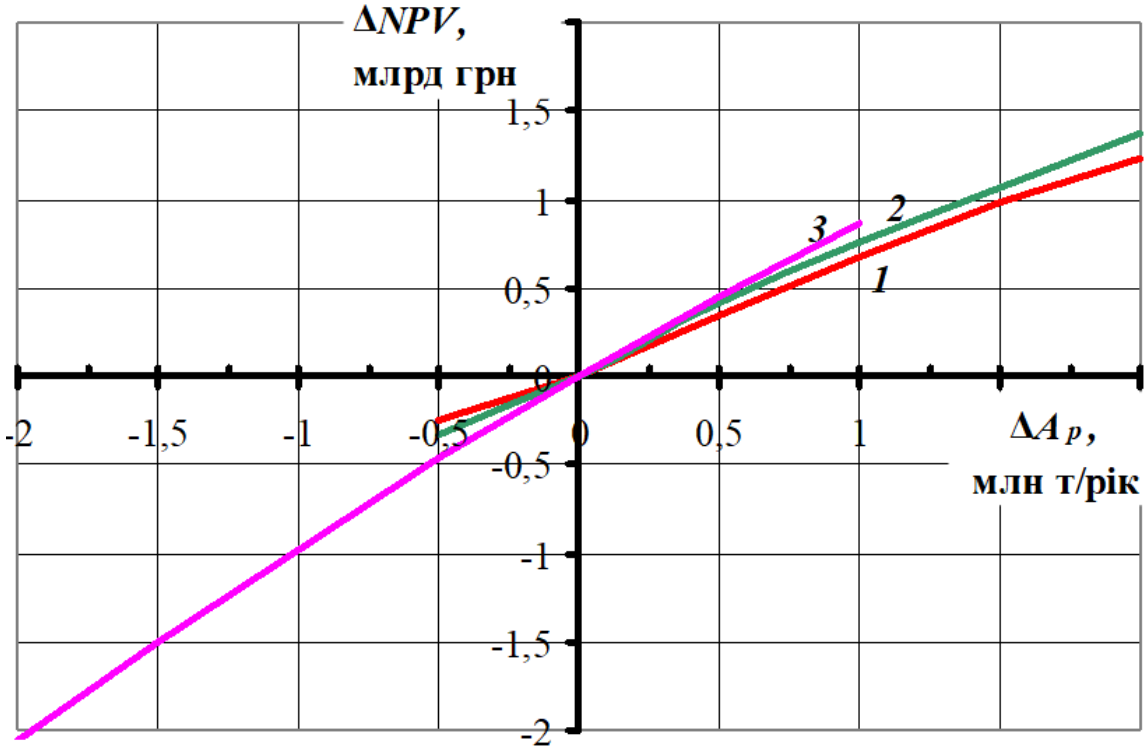


Рисунок 6.14 – Зміна чистої поточної вартості грошових потоків залежно від зміни продуктивності кар'єрів №1 (*1*), №3 (*2*) і №4 (*3*) ЦГЗК на 01.01.2026 р.

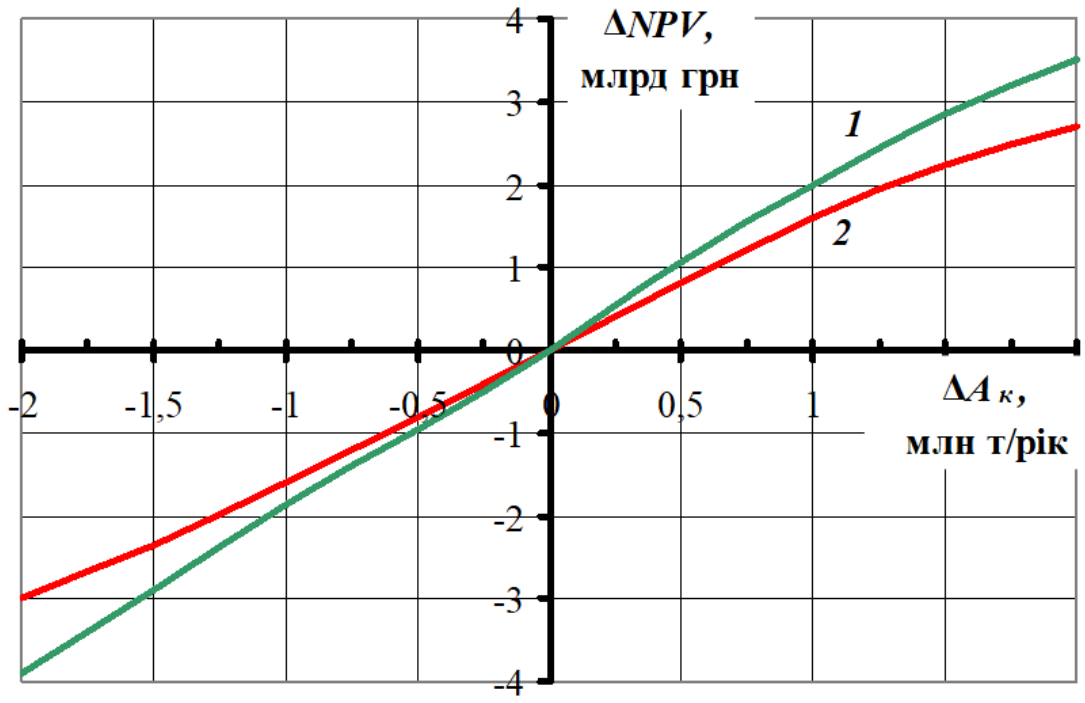


Рисунок 6.15 – Зміна чистої поточної вартості грошових потоків залежно від обсягів виробництва залізорудного концентрату ПівнГЗК (*1*) і ЦГЗК (*2*) на 01.01.2026 р.

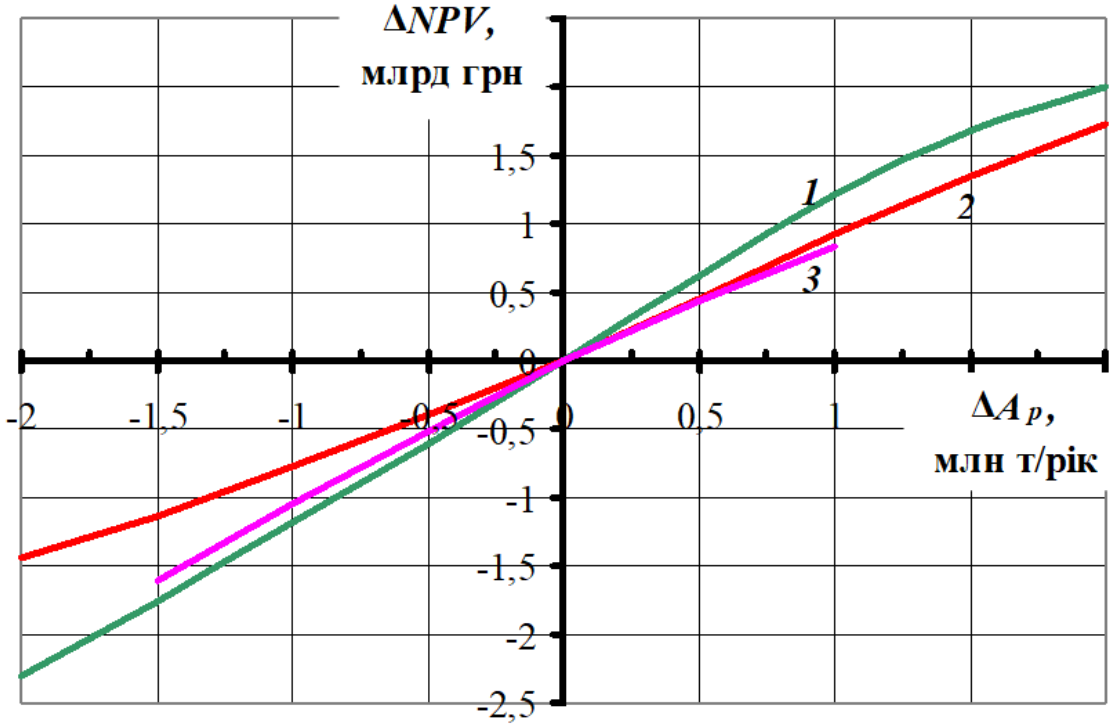


Рисунок 6.16 – Зміна чистої поточної вартості грошових потоків залежно від зміни продуктивності Ганнівського (*1*) і Першотравневого (*2*) кар'єрів Північного ГЗК та кар'єру №4 (*3*) ЦГЗК на 01.01.2026 р.

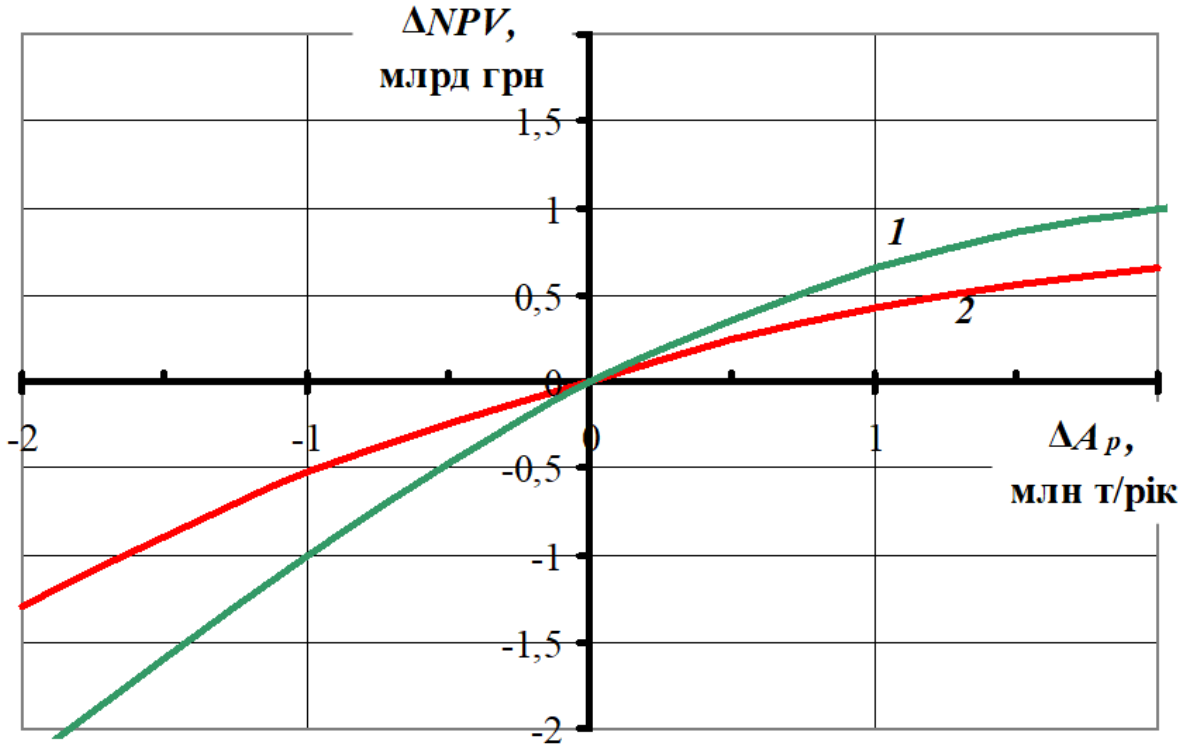


Рисунок 6.17 – Зміна чистої поточної вартості грошових потоків залежно від зміни продуктивності Ганнівського (*1*) і Першотравневого (*2*) кар'єрів Північного ГЗК на 01.01.2026 р. після перерозподілення обсягів виймання руди

З рисунків 6.15 і 6.16 видно, що при цьому варіанті поєднання обсягів виробництва залізорудного концентрату ПівнГЗК і ЦГЗК збільшення обсягів видобутку руди в Першотравневому кар'єрі ПівнГЗК на 0,2 млн т забезпечить вищу економічну ефективність освоєння сировинної бази компанії порівняно з аналогічним збільшенням обсягів видобутку в кар'єрі №4 ЦГЗК. Водночас для досягнення планового обсягу виробництва залізорудної продукції компанії необхідно зберегти продуктивність кар'єру №4 ЦГЗК на досягнутому рівні.

Аналіз рис. 6.13 показав, що досягнення річного обсягу видобутку руди 28,2 млн т/рік на ПівнГЗК доцільно забезпечити за рахунок збільшення продуктивності Першотравневого кар'єру на 2,7 млн т/рік і Ганнівського кар'єру – на 3,38 млн т/рік. Одночасно необхідно здійснити внутрішнє перерозподілення навантаження між цими кар'єрами порівняно з плановим варіантом: продуктивність Ганнівського кар'єру слід зменшити на 1,2 млн т/рік, а продуктивність Першотравневого кар'єру – відповідно збільшити на 1,2 млн т/рік.

Результати оптимізації обсягів виробництва залізорудної товарної продукції групи гірничо-збагачувальних комбінатів компанії МЕТІНВЕСТ за розробленою методикою на 2026 рік представлено на рис. 6.18. З рисунка видно, що річні обсяги перерозподілення обсягів видобутку руди становлять 1,4 млн т, що відповідає 0,58 млн т концентрату. Різниця між приростом і втратами чистої поточної вартості грошового потоку за рахунок перерозподілення обсягів виробництва товарної продукції становитиме 29%. Економічний ефект від оптимізації обсягів виробництва товарної продукції компанії МЕТІНВЕСТ становить 189 млн грн

Дослідження показали, що перерозподілення обсягів виробництва товарної продукції між гірничо-збагачувальними комбінатами, а також обсягів видобутку руди між кар'єрами одного комбінату в оптимальному режимі (за розробленою методикою) дозволяють збільшити ефективність роботи компанії загалом.

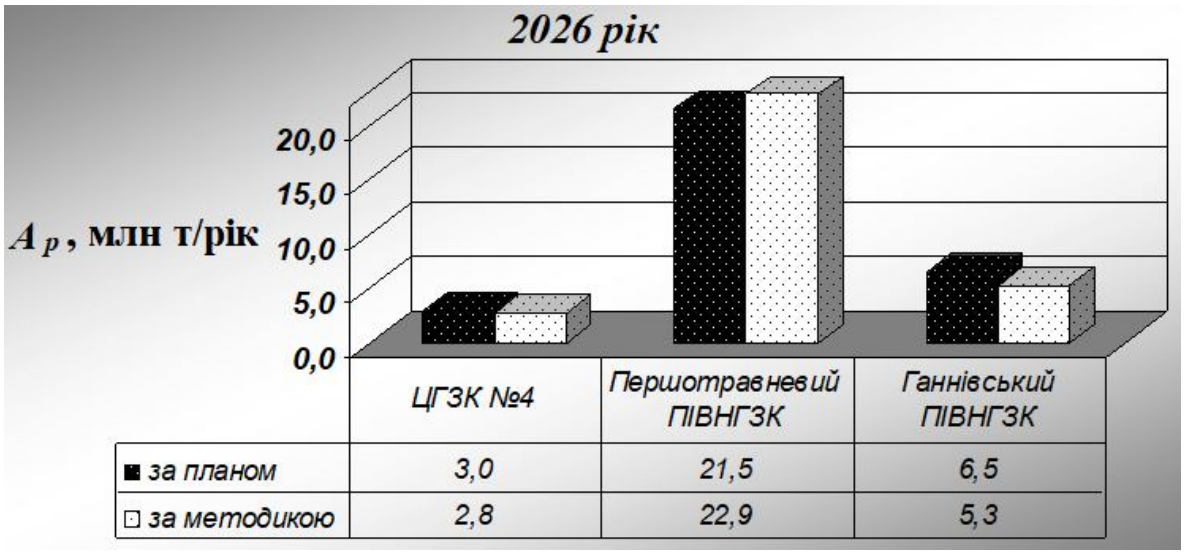


Рисунок 6.18 – Планові та розрахункові обсяги видобутку руди кар'єрами компанії МЕТІНВЕСТ у 2026 р.

Висновки до розділу 6

У результаті досліджень, розглянутих у цьому розділі, автор установив, розробив і довів теоретичним обгрунтуванням та математичними розрахунками таке:

1. Розроблено концепцію розвитку гірничих робіт, яка розглядає процес формування робочої зони кар'єру як комбінацію із запланованих дій і своєчасних проєктних рішень, адекватних динаміці змін умов зовнішнього середовища (кон'юнктури ринку та обсягів потреби в залізорудній продукції) для інтенсифікації виробництва в період динамічного зростання попиту, а також мінімізації додаткових витрат, пов'язаних із перевиробництвом товарної продукції та її зберіганням на складі в період падіння попиту.

2. Інтенсивність відпрацювання родовища обумовлюється продуктивністю кар'єру за рудою, яка визначається мінливими зовнішніми умовами, а також максимальною ефективністю освоєння сировинної бази в разі спільної роботи групи кар'єрів у системі комбінату.

3. Планування розвитку гірничих робіт за динамічних умов необхідно здійснювати шляхом їхньої концентрації на окремих ділянках кар'єрного поля (активної частини робочої зони), протяжність яких визначається оптимальними значеннями параметрів системи розробки, що забезпечують нормативний обсяг готових до виймання запасів для заданої продуктивності кар'єру за рудою.

4. Установлено, що інтенсивність відпрацювання родовища повинна регулюватися залежно від заданої продуктивності за рудою шляхом зміни кута нахилу робочого борту кар'єру на ділянках концентрації гірничих робіт, а також протяжності та кількості цих ділянок. Водночас за рахунок зміни порядку відпрацювання ділянок концентрації гірничих робіт можна оперативно забезпечити роботу кар'єру з мінімальним поточним коефіцієнтом розкриву.

5. Обґрунтовано, що ефективність розробки родовищ групою кар'єрів у системі ГЗК визначається режимом гірничих робіт і продуктивністю кожного з кар'єрів з урахуванням їхнього взаємозв'язку, тобто допускається регулювання продуктивності окремого кар'єру при забезпеченні групою кар'єрів залізорудної товарної продукції планової кількості та якості.

6. Розроблено економіко-математичну модель оптимізації обсягів виробництва залізорудної товарної продукції гірничо-збагачувальних комбінатів, яка враховує взаємозв'язок режиму гірничих робіт і продуктивності за рудою,

виходячи із забезпечення нормативу готових до виймання запасів, а також відставання розкривних робіт кожного з кар'єрів, що входять до складу окремого ГЗК.

7. Розроблено методику перерозподілення продуктивності групи кар'єрів, що входять до складу гірничо-збагачувального комбінату, при динамічній зміні потреби в залізорудній продукції, що враховує взаємозв'язок режиму гірничих робіт і продуктивність за рудою, виходячи з умови забезпечення в кар'єрі нормативного обсягу готових до виймання запасів, який визначається взаємозв'язком ширини робочого майданчика та довжини активного фронту гірничих робіт.

8. Визначено оптимальні обсяги виробництва залізорудної товарної продукції групи гірничо-збагачувальних комбінатів компанії МЕТІНВЕСТ за розробленою методикою на 2026 рік. Різниця між приростом і втратами чистого грошового потоку за рахунок перерозподілення обсягів виробництва товарної продукції становить 29%. Економічний ефект від оптимізації обсягів виробництва товарної продукції компанії МЕТІНВЕСТ становить 189 млн грн.

ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, у якій поставлено й розв’язано важливу науково-прикладну проблему – розроблення й обґрунтування науково-методичних засад динамічного проєктування режиму та планування розвитку гірничих робіт у залізорудних кар’єрах в умовах непередбачено мінливої потреби в залізорудній сировині. Запропонований підхід передбачає оперативну зміну інтенсивності відпрацювання родовищ залежно від динаміки потреби в залізорудній сировині на основі комплексного урахування гірничо-геологічних, технологічних й економічних факторів та їхнього взаємозв’язку, які впливають на порядок формування й розмір активної частини робочої зони кар’єру. Розв’язання цієї проблеми має велике наукове та прикладне значення, оскільки дозволяє суттєво підвищити ефективність освоєння сировинної бази ГЗК як при розробці родовища одним кар’єром, так і групою останніх.

Основні наукові та практичні результати полягають у тому, що:

1. Аналіз сучасного стану гірничих робіт залізорудних кар’єрів, проєктних рішень, теорії та практики визначення головних параметрів кар’єру, а також методів планування розвитку гірничих робіт свідчить про те, що недостатній рівень науково-методичної бази в галузі планування розвитку гірничих робіт, а також проєктування головних параметрів кар’єрів і параметрів системи розробки в умовах динамічно мінливої потреби в залізорудній сировині не дозволяє здійснювати адекватне коригування інтенсивності відпрацювання родовищ корисних копалин унаслідок чинних досі принципів використання в проєктах заданої продуктивності за рудою при латентній (властивій плановому господарюванню) зміні потреби в товарній продукції протягом тривалих періодів роботи.

2. Установлено взаємозв’язок між параметрами системи розробки – шириною робочого майданчика та довжиною активного фронту гірничих робіт, – який визначається умовами забезпечення нормативного обсягу готових до виймання запасів і просторовими обмеженнями кар’єру, установленими гірничо-геометричним аналізом кар’єрного поля. Доведено, що встановлений

взаємозв’язок визначає максимально можливу продуктивність кар’єру за рудою, впливає на режим гірничих робіт і підвищує точність визначення параметрів системи розробки на 28–62 %.

Ігнорування встановленого взаємозв’язку між довжиною активного фронту та шириною робочого майданчика спричиняє порушення узгодженості швидкостей переміщення рудних і нерудних уступів і призводить до накопичення відставання розкривних робіт. Так, при відхиленні фактичної довжини фронту гірничих робіт від планового значення в межах 10–50 % кут укосу робочого борту кар’єру поза рудною зоною збільшується на 10–80 % залежно від висоти розкривної зони.

3. Запропоновано метод визначення максимально можливої продуктивності кар’єру за гірничими можливостями, який ураховує не лише максимальну інтенсивність видобутку, але й умови формування нормативних запасів, які визначаються встановленим взаємозв’язком ширини робочого майданчика та довжини активного фронту гірничих робіт. Застосування цього методу забезпечує підвищення точності визначення максимально можливої продуктивності на 30–36 %.

4. Установлено взаємозв’язок продуктивності кар’єру за рудою й параметрів системи розробки, виходячи із забезпечення нормативу готових до виймання запасів, який визначає інтенсивність відпрацювання родовища при зміні цієї продуктивності. Зміна продуктивності кар’єру за рудою відбувається внаслідок зміни параметрів системи розробки, що призводить до зміни інтенсивності відпрацювання родовища. Установлено, що зі зростанням продуктивності кар’єру за рудою від мінімальної до максимальної кут укосу робочого борту зменшується на 30-36 %, тоді як інтенсивність відпрацювання родовища зростає на 80–90 %. Розроблено метод оптимізації параметрів системи розробки та активної частини робочої зони кар’єру, який дозволяє враховувати комплексний взаємозв’язок режиму гірничих робіт, продуктивності за рудою й параметрів робочої зони кар’єру, виходячи із забезпечення в кар’єрі нормативу готових до виймання запасів.

5. Установлено, що річні обсяги ліквідації відставання за розкривом необхідно визначати, виходячи з граничних обсягів ліквідації відставання й кількості гірничого устаткування, передбаченого для забезпечення виробничої потужності за гірничою масою, а також із урахуванням взаємозв'язку режиму гірничих робіт, продуктивності за рудою і параметрів системи розробки за умови забезпечення нормативу готових до виймання запасів, що обумовлює зміну поточних коефіцієнтів розкриву: зі збільшенням продуктивності кар'єру за рудою поточні коефіцієнт розкриву збільшується як за рахунок зменшення кута укосу робочого борту кар'єру, так і за рахунок короткострокового збільшення швидкості горизонтального посування кожного вищерозташованого горизонту відносно нижчерозташованого внаслідок розширення робочих майданчиків.

6. Уперше доведено, що граничний коефіцієнт розкриву для кар'єру, що проєктується, необхідно визначати за техніко-економічними показниками базових підприємств, що динамічно змінюються в часі. Зі збільшенням продуктивності за рудою проєктованого кар'єру, яка обумовлює зміну режиму гірничих робіт, зростають як значення найбільших поточних, так і значення граничних коефіцієнтів розкриву, незалежно від зміни режиму гірничих робіт на кар'єрах-конкурентах. Запропоновано новий розрахунковий принцип визначення границь кар'єрів, який ураховує вплив режиму гірничих робіт і продуктивності за рудою з урахуванням їхнього взаємозв'язку, виходячи з умови забезпечення в кар'єрі нормативу готових до виймання запасів, а також динаміку техніко-економічних і технологічних показників діяльності кар'єрів-конкурентів. На відміну від наявних підходів, які базуються на статичних значеннях граничного коефіцієнта розкриву, запропонований принцип дозволяє підвищити точність визначення границь кар'єру на 14–45 %.

7. Розроблено методику перерозподілення продуктивності групи кар'єрів, що входять до складу гірничо-збагачувального комбінату, при зміні потреби в залізорудній продукції, яка враховує взаємозв'язок режиму гірничих робіт і продуктивності за рудою кожного з кар'єрів, виходячи з умови забезпечення в кар'єрі нормативного обсягу готових до виймання запасів, який визначається

взаємозв’язком ширини робочого майданчика й довжини активного фронту гірничих робіт. Водночас допускається регулювання продуктивності окремого кар’єру при забезпеченні групою кар’єрів залізорудної товарної продукції планової кількості та якості.

8. Обґрунтовано науково-методологічний підхід до планування розвитку гірничих робіт при динамічній зміні потреби в залізорудній сировині, яка дозволяє регулювати інтенсивність відпрацювання родовища залежно від заданої продуктивності кар’єру за рудою шляхом зміни кута нахилу робочого борту кар’єру на ділянках концентрації гірничих робіт, а також протяжності й кількості цих ділянок, значення яких визначаються оптимальним співвідношенням ширини робочого майданчика та довжини активного фронту гірничих робіт, що забезпечує нормативний обсяг готових до виймання запасів. Водночас завдяки зміні порядку відпрацювання ділянок концентрації гірничих робіт можна забезпечити роботу кар’єру з мінімальним поточним коефіцієнтом розкриву.

9. На прикладі групи гірничо-збагачувальних комбінатів компанії МЕТІНВЕСТ визначено оптимальні обсяги виробництва залізорудної товарної продукції комбінатів на 2026 рік за розробленою методикою. Різниця між приростом і втратами чистого грошового потоку за рахунок перерозподілення обсягів виробництва товарної продукції становитиме 29%. Економічний ефект від оптимізації обсягів виробництва товарної продукції компанії МЕТІНВЕСТ становить 189 млн грн.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Lokhman N. V., Beridze T. M., Baranik Z. P., Bugra A. V. Forecasting the value of iron ore raw materials on the basis of statistical time series analysis. *Trade and market of Ukraine*. 2024. № 1(55). P. 79–89. DOI: https://doi.org/10.33274/2079-4762-2024-55-1-79-89.

2. Гоберман М. И. Нахождение предельной глубины открытых горных работ. *Инженерный работник*. 1927. № 4. С. 15-21.

3. Стешенко А. И. Определение предельной глубины карьеров. *Инженерный работник*. 1930. № 12. С. 4-8.

4. Ржевский В. В. Проектирование контуров карьеров. Металлургиздат, 1956. 230 с.

5. Арсентьев А. И. Определение конечной глубины карьеров. *Криворожский горнорудный институт : Сборник научных трудов*. К., 1961. Вып. 10. С. 97–115.

6. Арсентьев А. И. Определение производительности и глубины карьеров. *Криворожский горнорудный институт : Сборник научных трудов*. К., 1956. Вып. 5. С. 3–23.

7. Askari-Nasab H., Awuah-Offei K., Eivazy H. Large-scale open pit production scheduling using heuristics. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. 2010. Vol. 24, No. 3. P. 261–274.

8. Близнюков В. Г., Агданцев С. И., Лукьянцев В. М. Влияние комплексного использования минерального сырья на экономически эффективные границы карьера. *Совершенствование совместной (открыто-подземной) разработки рудных месторождений :* тезисы докл. Кривой Рог, 1984. С. 181–183.

9. Близнюков В. Г. Определение параметров карьера при переменном качестве руды и комплексном освоении железорудных месторождений : дис. на соискание степени д-ра техн. наук. Кривой Рог, 1986. 360 с.

10. Холодняков Г. А. Определение основных параметров открытой разработки комплексных месторождений. 1988. 160 с.

11. Холодняков Г. А. Проектирование карьеров, разрабатывающих комплексные месторождения. 1987. 82 с.

12. Арсентьев А. И., Полищук А. К. Определение границ карьера при селективной выемке нескольких сортов (железных) руд. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*. 1964. № 4. С. 38–42.

13. Marcotte D., Caron J. Ultimate open pit optimization with economic uncertainties and minimum mining width. *Computers & Geosciences*. 2013. Vol. 51. P. 10–16.

14. Ржевский В. В. Открытые горные работы : учебник для вузов. В 2-х ч. Ч. 2 : Технология и комплексная механизация. Изд. 2-е, перераб. и доп. Недра, 1985. 549 с.

15. Ржевский В. В., Аксенов В. П., Попов С. И. Научные основы проектирования карьеров. Недра, 1971. 598 с.

16. Арсентьев А. И., Полищук А. К. Развитие методов определения границ карьеров. Наука, 1967. 93 с.

17. Хохряков В. С. Проектирование карьеров. Изд. 2-е, перераб. и доп. Недра, 1980. 336 с.

18. Hustrulid W. A., Kuchta M., Martin R. K. Open Pit Mine Planning and Design. 3rd ed. Boca Raton : CRC Press, 2013. 1308 p.

19. Darling P. SME Mining Engineering Handbook. 3rd ed. Englewood : Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), 2011. 1840 p.

20. Сидоренко В. Д., Федоренко П. Й. Геодезія і маркшейдерія : підручник : у 2 т. Т. 2. Маркшейдерська справа. Кривий Ріг : Мінерал, 2008. 415 с.

21. Qudrat-Ullah H., Panthallor P. N. Operational sustainability in the mining industry. Singapore : Springer, 2021. 267 p.

22. Osanloo M., Gholamnejad J., Karimi B. Long-term open pit mine production planning: a review of models and algorithms. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. 2008. Vol. 22, No. 1. P. 3–35.

23. Bilin A., Toropov D. A. Substantiation of correction of open-pit boundaries when constructing open-pit walls having benches with vertical slopes. *15th*

International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM 2015. Albena, Bulgaria, 2015. P. 633–640.

24. Kuznetsova T. S., Gavrishev S. E., Nekerova T. V. Evaluation of stable and safe pit wall slope design for underground mining of near-side reserves. *Eurasian Mining*. 2018. No. 2. P. 11–14.

25. Shustov O. O., Pavlychenko A. V., Bielov O. P., Adamchuk A. A., Borysovska O. O. Calculation of the overburden ratio by the method of financial and mathematical averaged costs. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2021. No. 5. P. 30–36.

26. Moldabayev S., Adamchuk A., Assylkhanova G., Bakytzhanov N., Khairullayev A., Yeluzakh M. Determining the limiting contour of the quarry based on minimizing the volume of the near-contour ore zone. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2025. No. 2. P. 51–59.

27. Sdvyzhkova O., Moldabayev S., Bascetin A., Babets D., Kuldeyev E., Sultanbekova Z., Amankulov M., Issakov B. Probabilistic assessment of slope stability at ore mining with steep layers in deep open pits. *Mining of Mineral Deposits*. 2022. Vol. 16, Iss. 4. P. 11–18.

28. Sdvyzhkova O., Moldabayev S., Babets D., Bascetin A., Asylkhanova G., Nurmanova A., Prykhodko V. Numerical modelling of the pit wall stability while optimizing its boundaries to ensure the ore mining completeness. *Mining of Mineral Deposits*. 2024. Vol. 18, Iss. 2. P. 1–9.

29. Mai N. L., Erten O., Topal E. Joint optimization of open-pit and underground mine planning. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2019. Vol. 119, No. 4. P. 389–398.

30. Newman A. M., Rubio E., Caro R., Weintraub A., Eurek K. A review of operations research in mine planning. *Interfaces*. 2010. Vol. 40, No. 3. P. 222–245.

31. Sakantsev G. G., Sakantsev M. G., Cheskidov V. I., Norri V. K. Improvement of deep-level mining systems based on optimization of accessing and open pit mine parameters. *Journal of Mining Science*. 2014. Vol. 50, No. 4. P. 714–718.

32. Dimitrakopoulos R., Farrelly C. T., Godoy M. Moving forward from traditional optimization: grade uncertainty and risk effects in open-pit design. *Mining Technology*. 2002. Vol. 111, Iss. 1. P. 82–88.

33. Goodfellow R. C., Dimitrakopoulos R. Global optimization of open pit mining complexes with uncertainty. *Applied Soft Computing*. 2016. Vol. 40. P. 292–304.

34. Марков Е. Е. Обоснование параметров карьеров. Ин-т экон. и междунар. пробл. освоения океана, 1988. 59 с.

35. Dowd P. A., Onur A. H. Optimizing open pit design and sequencing. *Proceedings of the 23rd Symposium on the Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry (APCOM)*. 1992. P. 561–569.

36. Wright A. Moving cone II – a simple algorithm for optimum pit limits design. Proceedings of the 28th International Symposium on Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry (APCOM). Golden : Colorado School of Mines, 1999. P. 367–374.

37. Runge I. C. Mining Economics and Strategy. Littleton : Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), 1998. 275 p.

38. Kennedy B. A. *Surface Mining*. 2nd ed. Society for Mining Metallurgy & Exploration, 1990. 1206 p. ISBN 978-0873351027.

39. Lowrie R. L. SME Mining Reference Handbook. Littleton : Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), 2002. 448 p.

40. Гуменик И. Л., Панченко В. В., Хихлов Д. В. Установление области возможного применения метода подвижного конуса для определения контуров карьера. *Зб. наук. пр. НГА України*. 2001. № 12. Т. 2. С. 177–183.

41. Панченко В. В. Вдосконалений метод рухомого конуса для визначення проектних контурів кар'єру за принципом порівняння коефіцієнтів розкриву. *Науковий вісник НГУ*. 2002. № 5. С. 198–203.

42. Petrov D. V., Mikhelev V. M., Petrova E. V. Method for optimizing the shell of open pit mines based on parallel computing. *Journal of Physics: Conference Series*. IOP Publishing, 2021. Vol. 1715. P. 012070.

43. Васильев П. В., Михелев В. М., Петров Д. В. Применение параллельного алгоритма плавающего конуса для решения задачи поиска предельных границ карьеров. *Наукові відомості*. 2016. № 2 (223). Вип. 37. С. 101–107.

44. Pana M. T. The simulation approach to open-pit design. *Proceedings of the 5th Symposium on Computer Applications in the Mineral Industry (APCOM)*. Tucson : University of Arizona, 1965. P. ZZ1–ZZ24.

45. Valuev A. M. Models and methods of multiobjective optimization in problems of quarry design and planning. *WSEAS Transactions on Mathematics*. 2014. Vol. 13. P. 557–566.

46. Akbari A. D., Osanloo M., Shirazi M. A. Determination of ultimate pit limits in open mines using real option approach. *IUST International Journal of Engineering Science*. 2008. Vol. 19, No. 5–1. P. 23–28.

47. Lillico T. M. Economics and Open Pit Design – Beware of Break-Even Ratios. *International Journal of Rock Mechanics, Mining Science & Geomechanics Abs.* 1974. Vol. 11, No. 8. P. 1–7.

48. David M., Dowd P. A., Korobov S. Forcasting departure from planning in open pit design and grade control. *Proceedings of the 12th Symposium on the Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industries (APCOM)*. Golden, Colorado. USA, 8–12 April 1974. Vol. 2. P. 131–142.

49. Zhao Y. A., Kim Y. C. A New Ultimate Pit Limit Design Algorithm. *Proceedings of the 23rd International Symposium on the Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry (APCOM)*. 1992. P. 423–434.

50. Dimitrakopoulos R., Abdel Sabour S. Evaluating mine Plans Under Uncertainty : Can the Real Options Make a Difference. *Resources Policy*. 2007. Vol. 32. No. 3. P. 116–125. https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2007.06.003

51. Del Castillo F., Dimitrakopoulos R. Joint effect of commodity price and geological uncertainty over the life of mine and ultimate pit limit. *Mining Technology*. 2014. Vol. 123(4). P. 207–219. https://doi.org/10.1179/1743286314Y.0000000069.

52. Souza R. A., Cabral I. E. Incorporation of geological uncertainty in pit optimization with geostatistics simulation. *REM - International Engineering Journal*. 2017. Vol. 70, No. 3. P. 325–329. https://doi.org/10.1590/0370-44672016700134.

53. Morales N., Seguel C., Caceres A., Helves E., Alarcon M. Incorporation of geometallurgical attributes and geological uncertainty into long-term open-pit mine planning. *Minerals*. 2019. Vol. 9(2). P. 108. https://doi.org/10.3390/min9020108

54. Navarra A., Grammatikopoulos T., Waters K. Incorporation of geometallurgical modelling into long-term production planning. *Minerals Engineering*. 2018. Vol. 120. P. 118–126. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.02.010.

55. Hartman H. L., Mutmansky J. M. Introductory Mining Engineering. 2nd ed. Hoboken : John Wiley & Sons, 2002. 584 p.

56. Whittle J. Beyond Optimize Pit Design. *Proceedings of the First Canadian Conference on Computer Applications in the Mineral Industry*. Rotterdam : A. A. Balkema, 1988. P. 459–471.

57. Зурков П. Э. Определение допустимого коэффициента вскрыши. *Горный журнал*. 1948. № 12. С. 15–18.

58. Зурков П. Э. Определение эксплуатационного коэффициента вскрыши. *Горный журнал*. 1946. № 7–8. С. 10–13.

59. Dwarkin L. M. Optimum strip ratio for pitching seam. *Canadian Mining and Metallurgical Journal*. 1949. № 447. P. 37–39.

60. Leuscher H. J. Neue Wege der Abraumverrechnung im Braunkohlen-bergbau. *Braunkohle*, Wärme und Energie. 1954. Oktober, November. P. 17–18.

61. Soderberg A. T. Elements of Long Range Open Pit Planning. *Mining Congress Journal*. 1956. Vol. 15, No. 4. P. 21–24.

62. Rzhevsky V. V. Opencast mining: technology and integrated mechanization. Mir, 1987. 495 p.

63. Rzhevsky V. V. Opencast mining: unit operations. London : Collet’s, 1971. 509 p.

64. Дранников С. А. Планирование режима горных работ в карьерах. *Техника и технология открытых горных работ*. Углетехиздат, 1959. С. 224–238.

65. Арсентьев А. И. Способ моделирования развития горных работ на карьере ЮГОК. *Горный журнал*. 1957. № 12. С. 22–26.

66. Арсентьев А. И. Определение возможной скорости понижения горных работ на карьерах. *Горный журнал*. 1960. № 1. С. 28–32.

67. Арсентьев А. И., Ещенко А. А., Бондарь А. П., Бондарь В. Я. Установление возможной производительности и наилучшего развития горных работ карьера Ингулецкого ГОКа. *Труды НИСа КГРИ*. Кривой Рог, 1961. С. 45–52.

68. Ещенко А. А. Аналитический расчет развития горных работ при разработке крутопадающих рудных тел правильной формы. *Сб. науч. тр. КГРИ*. Кривой Рог, 1963. Вып. XV. С. 22–40.

69. Пак С. В., Табакман И. Б. Аналитический метод определения объемов горной массы для исследования режима работы карьера. *Изв. АН Узб. ССР*. Ташкент, 1962. № 3. С. 31–38.

70. Новожилов М. Г., Хохряков В. С., Пчелкин Г. Д., Эскин В. С. Технология открытой разработки полезных ископаемых. Ч. 2. Недра, 1971. 552 с.

71. Trubetskoy K. N., Peshkov A. A., Matsko N. A. Evaluation of open-pit mining projects with different waste schedules. *Transactions of the Society for Mining, Metallurgy, and Exploration*. 1995. Vol. 298. P. 1801–1806.

72. Бевз Н. Д. Изыскание оптимального направления развития горных работ в карьере при отработке мощных крутопадающих залежей : дис. … канд. техн. наук. Кривой Рог, 1966. 158 с.

73. Близнюков В. Г. Исследование влияния производственной мощности карьера на экономическую эффективность разработки крутопадающих залежей : дис. … канд. техн. наук. Кривой Рог, 1967. 168 с.

74. Хохряков В. С. К вопросу экономической оценки открытой разработки месторождения по очередям. *Горный журнал. Изв. вузов*. 1962. № 7. С. 21–26.

75. Хохряков В. С. Учет разновременности затрат при технико-экономическом сравнении вариантов открытой разработки. *Горный журнал*. 1962. № 7. С. 76–79.

76. Ткачев А. Ф., Церенщиков П. Т. Экономическая оценка усреднения календарного плана отработки карьера. *Изв. вузов. Горный журнал*. 1965. № 8. С. 28–34.

77. Богачев А. Ф. Применение линейного программирования для экономического обоснования оптимального режима вскрышных работ. *Изв. вузов. Горный журнал*. 1965. № 2. С. 21–29.

78. Пахомов Е. М. Календарное распределение объемов горных работ при проектировании карьеров как задача математического программирования. *Изв. вузов. Горный журнал*. 1965. № 2. С. 29–34.

79. Секисов Г. В. Рациональное использование недр при открытой разработке рудных месторождений. Фрунзе : Илим, 1976. 204 с.

80. Товстановський Д. П., Бевз Н. Д., Близнюков В. Г., Корсун А. П. Критерий эффективности открытой разработки руд. *Горный журнал*. 1970. № 9. С. 20–22.

81. Бевз Н. Д., Близнюков В. Г., Полищук А. К., Корсун А. П. Определение оптимального развития горных работ в карьере с учетом качественной характеристики руд. *Проблемы работы карьеров Севера*. 1968. С. 109–115.

82. Полищук А. К., Близнюков В. Г., Бевз Н. Д. Выбор направления развития горных работ в карьерах, входящих в состав горно-обогатительных комбинатов. *Совершенствование техники и технологии открытой разработки месторождений*. Вып. 3. Киев, 1972. С. 214–219.

83. Sinclair A. J., Blackwell G. H. *Applied Mineral Inventory Estimation*. Cambridge : Cambridge University Press, 2002. 381 p.

84. Elkington T., Durham R. Integrated open pit optimization and mine production scheduling. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2011. Vol. 111, No. 10. P. 611–618.

85. Пыжик Н. Н., Луценко С. А. Обоснование критерия оценки и выбора режима горных работ железорудных карьеров. *Разработка рудных месторождений*. 2005. Вып. 88. С. 7–10.

86. Бызов В. Ф. Усреднительные системы на горно-обогатительных предприятиях. Недра, 1988. 213 с.

87. Ковальчук Т. М. Визначення режиму гірничих робіт в кар'єрі при зміненні бортового вмісту заліза в руді : автореф. дис. … канд. техн. наук. Кривий Ріг, 2003. 20 с.

88. Хильченко Н. В., Мякущенко А. Д., Варава А. Д., Еременко Л. А. Технология поэтапной отработки месторождений. *Разработка рудных месторождений*. Кривой Рог, 1991. № 51. С. 18–21.

89. Дриженко А. Ю., Симоненко В. М., Николаенко С. Н., Чернокур И. Г. Обоснование параметров системы вскрытия глубоких карьеров при поэтапной отработке крутыми выемочными слоями. *Разработка рудных месторождений*. Кривой Рог, 1993. № 54. С. 31–43.

90. Гуменик И. Л., Пчелкин Г. Д., Панченко В. В., Горпинич А. В. О концепции проектирования открытых горных работ на современном этапе. *Проблемы комплексного освоения недр*. Днепропетровск, 1998. № 2. С. 105–111.

91. Дриженко А. Ю. Відкриті гірничі роботи. Дніпропетровськ: НГУ, 2014. 590 с.

92. Dryzhenko A., Moldabayev S., Shustov A., Adamchuk A., Sarybayev N. Open pit mining technology of steeply dipping mineral occurences by steeply inclined sublayers. *International Multidisciplinary Scientific GeoConference: SGEM: Surveying Geology & Mining Ecology Management*. 2017. Vol. 17(1.3). P. 599–605. https://doi.org/10.5593/sgem2017/13/S03.076.

93. Moldabayev S. K., Adamchuk A. A., Toktarov A. A., Aben Ye., Shustov O. O. Approbation of the technology of efficient application of the excavator-automobile complexes in the deep open mines. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2020. №4. P. 30–38. https://doi.org/10.33271/nvngu/2020-4/030/.

94. Anisimov O. The development of deep pits steep slope layers. *Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining*. London : CRC Press, 2015. P. 243–246.

95. Kornilkov S. V. Mineral resources strategy and scientific-based management. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2022. Vol. 991, Iss. 1. P. 012021.

96. Kosolapov A. I., Ptashnik Y. P., Ptashnik A. I. Influence of the parameters of the openings on the efficiency of open-pit mining. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2020. Vol. 539, Iss. 1. P. 012156.

97. Kuznetsov D. V., Kosolapov A. I. Research of the influence of the excavating and automotive equipment complexes parameters on the speed of faces advance. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2021. Vol. 626, Iss. 1. P. 012020.

98. Kuznetsov D., Kosolapov A. Dynamic of performance of open-pit dump trucks in ore mining in severe climatic environment. *Transportation Research Procedia*. 2022. Vol. 63. P. 1042–1048.

99. Nancel-Penard P., Kumral M., Morcel P. Optimizing pushback design considering minimum mining width for open pit strategic planning. *European Journal of Operational Research*. 2019. Vol. 279, Iss. 2. P. 605–614.

100. Близнюков В. Г., Матыс В. Б. Влияние объемов вскрышных работ на ширину рабочих площадок в карьере. *Разработка рудных месторождений*. Кривой Рог, 1991. № 51. С. 21–26.

101. Близнюков В. Г., Навитний Ю. М., Дейнега И. И., Близнюков Вл.Г. О проектировании ширины рабочей площадки. *Разработка рудных месторождений*. Киев : Техника, 1973. Вып. 15. С. 31–34.

102. Линев В. П. Ширина рабочих площадок уступов и возможная скорость углубления горных работ. *Горный журнал*. 1978. № 6. С. 31–33.

103. Молчанов С. Л., Снежко В. Ф. Исследование взаимосвязи интенсивности горных работ и ширины рабочей площадки. *Разработка рудных месторождений*. Киев : Техника, 1974. Вып. 17. С. 55–59.

104. Guo W., Liu G., Li J., Chai S., Guo S. Research on the method of determining the block size for an open-pit mine integrating mining parameters and shovel-truck's operation efficiency. *Scientific Reports*. 2024. Vol. 14. P. 10119.

105. Camus J. P. Management of Mineral Resources: Creating Value in the Mining Business. Littleton : Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), 2002. 107 p.

106. Дриженко А. Ю., Богданов В. М. Поддержание производительности мощных железорудных карьеров при понижении горных работ. *Горный журнал*. 1991. № 9. С. 28–32.

107. Мацак Г. Г. Эффективность горных работ и развитие производственной мощности глубоких карьеров комбината Ураласбест. *Горный журнал*. 1991. № 11. С. 13–16.

108. Близнюков В. Г., Ковальчук В. А. Концентрация горных работ в карьере. *Разработка рудных месторождений*. Кривой Рог, 1990. Вып. 49. С. 31–34.

109. Близнюков В. Г., Ковальчук В. А. Влияние концентрации горных работ на технико-экономические показатели разработки. *Известия вузов. Горный журнал*. 1992. № 8. С. 76–79.

110. Близнюков В. Г., Ковальчук В. А., Кущенко Г. Н. Концентрация горных работ в карьере. *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 1995. № 3. С. 40–42.

111. Близнюков В. Г., Ковальчук В. А., Баранов И. В. О целесообразности концентрации горных работ в глубоких карьерах. *Научно-технические аспекты стабилизации горнодобывающего производства*. Кривой Рог, 1995. С. 76–84.

112. Близнюков В. Г., Ковальчук В. А. Методика определения направления и параметров концентрации горных работ в карьере. *Разработка рудных месторождений*. Киев : Техника, 1992. Вып. 53. С. 59–62.

113. Близнюков В. Г., Ковальчук В. А. Оптимизация направления и параметров концентрации горных работ в карьере. *Проблемы горнодобывающей промышленности металлургического комплекса Украины*. Кривой Рог : НИГРИ, 1994. С. 85–89.

114. Ковальчук В. А. Критерий и методика оптимизации параметров концентрации вскрышных работ в карьере. *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 1999. № 6. С. 68–70.

115. Ковальчук В. А. Обоснование показателя концентрации горных работ в железорудных карьерах. *Разработка рудных месторождений*. Кривой Рог, 1998. Вып. 66. С. 3–5.

116. Ковальчук В. А. Оптимізація параметрів концентрації гірничих робіт у залізорудних кар'єрах : дис. … д-ра техн. наук. Кривий Ріг, 2000. 323 с.

117. Burmistrov K. V., Osintsev N. A., Shakirova A. I. Selection of a method for managing the intensity of mining operations in the working zone of an open-pit mine. *Scientific Reports*. 2022. Vol. 12, No. 1. P. 15432. DOI: 10.1038/s41598-022-19541-w.

118. Gavrishev S. E., Burmistrov K. V., Kolonyuk A. A. Intensity of forming the working zone of deep open-pit mines. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2017. Vol. 87. P. 022007. DOI: 10.1088/1755-1315/87/2/022007.

119. Gershon M. Optimal mine production scheduling: evaluation of large scale mathematical programming approaches. *International Journal of Mining Engineering*. 1983. Vol. 1, Iss. 4. P. 315–329.

120. Wright E. A. *Open pit mine design models: an introduction with FORTRAN 77 programs*. Clausthal-Zellerfeld : Trans Tech Publications, 1990. 187 p.

121. Dagdelen K. Open pit optimization – strategies for improving economics of mining projects through mine planning. *Proceedings of the 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey*. Ankara, 2001. P. 125–138.

122. Ramazan S. The new fundamental tree algorithm for production scheduling of open pit mines. *European Journal of Operational Research*. 2007. Vol. 177, Iss. 2. P. 1153–1166.

123. Fathollahzadeh K., Asad M. W. A. Review of solution methodologies for open pit mine production scheduling problem. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. 2021. Vol. 35, Iss. 4. P. 215–246.

124. Lerchs H., Grossmann I. F. Optimum Design of Open-Pit Mines. *Transactions, Canadian Institute of Mining and Metallurgy*. 1965. Vol. 68. P. 17–24.

125. Denby B., Schofield D., Bradford S. Neural network applications in mining engineering. *Department of Mineral Resources Engineering Magazine*. 1991. P. 13–23.

126. Denby B., Schofield D. The use of genetic algorithms in underground mine scheduling. *Proc. 25th APCOM Symposium of the Society of Mining Engineers*. New York, 1995. P. 389–394.

127. Singhal R. K. (ed.) *Computer Applications in the Mineral Industry*. Rotterdam : A. A. Balkema, 1988. 721 p.

128. Завсегдашний В. А., Пыжик Н. Н., Жуков С. А. Прогнозирование технико-экономических процессов открытой разработки месторождений полезных ископаемых. *Разработка рудных месторождений*. Кривой Рог, 1993. Вып. 54. С. 82–84.

129. Завсегдашний В. А., Часнык Н. И. Экономико-математическая модель горнодобывающего предприятия. *Разработка рудных месторождений*. Кривой Рог, 1994. Вып. 55. С. 26–34.

130. Mathieson G. A. Open pit sequencing and scheduling. *Proceedings of the 1st International SME-AIME Fall Meeting (Honolulu, Hawaii, 4–9 September 1982)*. New York : SME-AIME, 1982. P. 1–14.

131. Бызов В. Ф., Завсегдашний В. А., Вилкул Ю. Г. Итерационно-градиентный метод определения направления углубки карьера. *Разработка рудных месторождений*. Кривой Рог, 1990. Вып. 49. С. 20–24.

132. Коробко В. М. Технологічні аспекти дискретного гірничо-геометричного моделювання розвитку гірничих робіт на кар'єрах. *Збірник наукових праць Національної гірничої академії України*. Дніпропетровськ, 2002. № 13, т. 1. С. 107–113.

133. Бизов В. Ф., Коробко В. М. Критерії та методи оптимізації планування гірничих робіт на кар'єрах по сортам руд. *Відомості АГН України*. Кривий Ріг : Мінерал, 1998. № 1. С. 12–17.

134. Коробко В. М. Методи і моделі оптимізації для місячного планування гірничих робіт по сортам руд. *Відомості АГН України*. Кривий Ріг : Мінерал, 1999. № 1. С. 9–13.

135. Коробко В. М. Технологічні параметри дискретної оптимізації розвитку гірничих робіт на кар'єрах. *Науковий вісник Національної гірничої академії України*. 2002. № 3. С. 33–36.

136. Коробко В. М. Технологічні основи оптимізації розвитку гірничих робіт на рудних кар'єрах : дис. … д-ра техн. наук. Кривий Ріг, 2002. 330 с.

137. Кузнецов И. А. Основные расчеты при разработке рудных месторождений. Часть вторая. Открытые работы. Гос. науч.-техн. горно-геол. изд-во, 1932. 43 с.

138. Кузнецов И. А. Определение годовой производительности и основные определения размеров систем рудных месторождений. МГИ, 1936. 58 с.

139. Звягинцев Е. П. Определение производственной мощности открытых рудников. *Горный журнал*. 1948. № 4. С. 15–19.

140. Зурков П. Э. Определение производительности карьера. *Сборник трудов горно-металлургического института*. 1958. Вып. 15. С. 27-34.

141. Зурков П. Э. Разработка железных руд сложного состава открытым способом. *Техника и технология открытых горных работ*. 1959. С. 69–88.

142. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров. Недра, 1961. 242 с.

143. Новожилов М. Г., Дриженко А. Ю., Маевский А. М. Высокопроизводительные глубокие карьеры. Недра, 1984. 188 с.

144. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров. 2-е изд., доп. и перераб. Недра, 1970. 319 с.

145. Арсентьев А. И. Установление наиболее рационального порядка развития горных работ в период строительства и освоения проектной производительности карьера НКГОК. *Труды НИСа КГРИ*. Кривий Ріг, 1959.

146. Арсентьев А. И., Ещенко А. А. Развитие производственной мощности Ново-Криворожского горно-обогатительного комбината. *Сборник научных трудов КГРИ*. 1962. Вып. XII. С. 142–152.

147. Dowd P. A., Onur A. H. Open-pit optimization–Part 2: Production scheduling. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Industry*. 1993. Vol. 102. P. A105–A112.

148. O'Hara T. A. Quick guides to the evaluation of orebodies. *CIM Bulletin*. 1980. Vol. 73, No. 814. P. 87–99.

149. Васильев Е. И. Некоторые вопросы обоснования производительности и размеров карьера при разработке свиты крутопадающих пластов. Недра, 1958. 188 с.

150. Peters W. C. *Exploration and Mining Geology*. New York : John Wiley & Sons, 1978. 696 p.

151. Близнюков В. Г. Определение главных параметров карьера с учетом качества руды. Недра, 1978. 151 с.

152. Agoshkov M., Borisov S., Boyarsky V. Mining of ores and non-metallic minerals. 1st ed. Mir Publishers, 1983. 374 p.

153. Loginov E. V., Ligotsky D. N., Argimbaev K. R. Averaging the operating stripping ratio for sinking mining systems based on mathematical simulation. *E3S Web of Conferences*. 2020. Vol. 192. P. 01018.

154. Медведева О. А. Управление производственной мощностью глубоких железорудных карьеров на основе формирования их рабочей зоны : дис. … канд. техн. наук. Дніпропетровськ, 2009. 175 с.

155. Ракишев Б. Р. Проектирование карьеров. Алматы, 2013. 298 с.

156. Шевяков Л. Д. Сборник статей по горному искусству. Вип. 2. Харків–Київ : Вугілля і руда, 1933. 191 с.

157. Agoshkov M., Borisov S., Boyarsky V. Mining of ores and non-metallic minerals. Mir Publishers, 1988. 374 p.

158. Camm T. W. Simplified cost models for prefeasibility mineral evaluations. Information Circular 9298. Washington : United States Bureau of Mines, 1991. 35 p.

159. O'Hara T. A., Suboleski S. C. Costs and Cost Estimation. *SME Mining Engineering Handbook*. 2nd ed. Littleton : SME, 1992. Vol. 1. P. 405–424.

160. Mular A. L., Poulin R. CAPCOSTS: A Handbook for Estimating Mining and Mineral Processing Equipment Costs and Capital Expenditures. Montreal : Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum (CIM), 1998. 319 p.

161. Gorodetsky P. I. Fundamentals of Mining Enterprise Design. London : Mining Publications Ltd, 1960. 214 p.

162. Halls J. L. A Method for Estimating Optimum Mining Rates for Open Pit Mines. New York : SME-AIME, 1970. 45 p.

163. Taylor H. K. General Background Theory of Cut-off Grades. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy*. 1972. Vol. 81. P. 160–179.

164. Gentry D. W., O'Neil T. J. Mine Investment Analysis. New York : Society of Mining Engineers, 1984. 502 p.

165. Wellmer F. W. Economic Evaluations in Exploration. Berlin : Springer-Verlag, 1989. 163 p.

166. Юматов Б. П. Определение экономической эффективности капиталовложений и глубины карьера при комбинированной разработке месторождений. *Горный журнал*. 1961. № 2. С. 21–29.

167. Open pit mine planning and design / ed. by J. T. Crawford, W. A. Hustrulid. New York : Society of Mining Engineers of AIME, 1979. 367 p.

168. Хохряков В. С. Исследование этапов развития и экономичности открытых горных работ в глубоких карьерах : автореф. дис. д-ра техн. наук. Свердловск, 1966. 47 с.

169. Винницкий К. Е. Применение математических методов при проектировании карьеров. *Центральный научно-исследовательский институт экономики и научно-технической информации угольной промышленности*. 1986. 113 с.

170. Williams C. E. Computerized year-by-year open pit mine scheduling. *SME Transactions*. 1974. Vol. 256. P. 309–317.

171. Симкин Б. А. Планирование открытых горных работ на основе методики гипсометрического моделирования. *Научные основы создания высокопроизводительных комплексно-механизированных и автоматизированных карьеров*. 1979. С. 88–95.

172. Мельников Н. В., Реентович Е. И., Симкин Б. А. Теория и практика открытых разработок. Изд. 2-е, перераб. и доп. Недра, 1979. 636 с.

173. Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry / ed. by R. V. Ramani. New York : Society of Mining Engineers of AIME, 1977. 1050 p.

174. Завсегдашній В. О. Система економіко-статистичного аналізу прогнозування показників гірничодобувних підприємств. *Відомості Академії гірничих наук України*. Кривий Ріг : Мінерал, 1997. Вип. 2. С. 6–7.

175. Fomin S. I., Govorov A. S. Strategy of formation of operating space in open pit mines based on cut-off grade control. *MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2024. No. 11. P. 165–179.

176. Близнюков В. Г., Півень В. О., Плотніков О. В. Гірничо-геологічні фактори рентабельності гірничовидобувних підприємств. *Проблемы научного обеспечения горнопромышленного комплекса Украины на пороге XXI века : Збірник наукових праць ДНДГРІ*. Кривий Ріг, 2001. С. 116–119.

177. Бизов В. Ф., Коробко В. М. Обґрунтування технологічних параметрів і показників для оптимізації розвитку гірничих робіт на кар'єрах. *Проблемы комплексного освоения недр : Збірник наукових праць*. Дніпропетровськ : НГАУ, 2002. Т. 2, №14. С. 104–109.

178. Ракишев Б. Р., Есенберлин К. И. Определение производительности группы карьеров при многих критериях. *Горный журнал*. 1989. № 8. С. 18–20.

179. Кононыхин М. А. Разработка методов управления интенсивностью эксплуатации месторождений открытым способом в условиях изменения потребности в добываемом сырье : автореф. дис. … канд. техн. наук. 2002. 16 с.

180. Ramani R. V., Wang Y. J. Mathematical programming applications in the mining industry. *SME Fall Meeting*. Honolulu, 1982. 21 p.

181. Винницкий К. Е., Реентович Э. И. Математическое моделирование параметров системы открытой разработки месторождения. Наука, 1965. 87 с.

182. Кисляк В. М. Математические методы в некоторых задачах оптимального планирования. *Научные труды математич. института*. 1969. С. 45–51.

183. Полищук А. К., Полищук Г. К., Михайлов А. М. Разработка месторождений группой карьеров в системе комбината. Недра, 1975. 200 с.

184. Полищук А. К., Полищук Г. К., Михайлов А. М. Оптимизация развития открытых горных работ. Недра, 1976. 159 с.

185. Одокиенко Ю. К. Оптимизация планирования горных работ горно-обогатительного комбината. *Разработка рудных месторождений*. Киев : Техника, 1976. Вып. 21. С. 42–47.

186. Медведев М. Л., Шитов Д. И. Установление производительности карьера по горной массе на основе стабилизации извлекаемых объемов руды и вскрыши. *Научные труды. Горный институт*. СГИ, 1975. Вып. 8. С. 92–98.

187. Fomin S. I., Ovsyannikov M. P. Substantiation of the optimal performance parameters for a quarry during the stage-wise development of steeply dipping ore deposits. *Journal of Mining Institute*. 2022. Vol. 257. P. 725–733.

188. Fomin S. I., Ivanov V. V., Semenov A. S., Ovsyannikov M. P. Incremental open-pit mining of steeply dipping ore deposits. *ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences*. 2020. Vol. 15, No. 11. P. 1306–1311.

189. Дейнега И. И. Определение главных параметров группы карьеров в системе ГОК. *Разработка рудных месторождений*. Киев : Техника, 1979. Вып. 27. С. 30–34.

190. Луценко С. О., Жуков С. О., Григор'єв Ю. І., Федоренко С. О. Системні невідповідності за традиційного проектування залізорудних кар'єрів. *Гірничий вісник : наук.-техн. зб.* Кривий Ріг, 2023. Вип. 111. С. 11–17.

191. Lamghari A., Dimitrakopoulos R. Network-flow based algorithms for scheduling production in multi-processor open-pit mines accounting for metal uncertainty. *European Journal of Operational Research*. 2016. Vol. 250. No 1. P. 273–290. https://doi.org/10.1016/j.ejor.2015.08.051.

192. Панченко В. В., Романенко А. В. Анализ состояния и приоритетные направления повышения эффективности открытой разработки железорудных месторождений Украины. *Матеріали міжнародної конференції „Форум гірників – 2016"*. Дніпропетровськ : Національний гірничий університет, 2016. С. 33–43.

193. Rahmanpour M., Osanloo M. Determination of value at risk for long-term production planning in open pit mines in the presence of price uncertainty. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2016. Vol. 116(3). P. 229–236. https://doi.org/10.17159/2411-9717/2016/v116n3a3.

194. Fomin S. I., Bazarova E. I. Determination of provided reserves sizes for opencast mining. *The European Proceedings of Social & Behavioural Sciences EpSBS*. 2017. Vol. 26. P. 60–66.

195. Lane K. F. The Economic Definition of Ore: Cut-off Grades in Theory and Practice. London : Mining Journal Books, 1988. 149 p.

196. Gilani S. O., Sattarvand J., Hajihassani M., Abdullah S. S. Open-pit mine production optimization: a review of models and algorithms. *Journal of Mining and Environment*. 2020. Vol. 11, No. 4. P. 939–970.

197. Луценко С. А. Разработка метода определения максимальной, по горным возможностям, производительности карьера по руде. *Геотехническая механика*. Дніпропетровськ, 2016. № 130. С. 169–175.

198. Близнюков В. Г., Навитний Ю. М., Близнюкова О. Ю. Область возможного регулирования режима горных работ при геометрическом анализе карьерного поля. *Горный журнал*. 2015. № 5. С. 50–51.

199. Maciel C. F. C., Carvalho J. C. C., Silva E. M. L. N., Silva J. M. The impact of equipment productivity and pushback width on the mine planning process. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2020. Vol. 120, No. 10. P. 575–582.

200. Луценко С. А. Исследование взаимосвязи параметров системы разработки. *Вісник ЖДТУ*. Житомир, 2018. № 1 (81). С. 269–273.

201. Bise C. J. Mining Engineering Analysis. 2nd ed. Littleton : Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), 2003. 348 p.

202. Луценко С. А., Жуков С. А. Исследование влияния параметров системы разработки на отставание вскрышных работ в карьере. *Гірничий вісник*. Кривий Ріг, 2018. Вип. 104. С. 76–81.

203. McCarthy P. L. Setting plant capacity. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*. 2010. Vol. 119, No. 4. P. 184–190.

204. Луценко С. О., Григор'єв Ю. І., Жуков С. О. Удосконалення методів визначення продуктивності кар'єру за гірничими можливостями. *Міжнародна науково-технічна конференція «Розвиток промисловості та суспільства»*. Кривий Ріг, 2024. С. 69.

205. Луценко С. О., Жуков С. О. Дослідження впливу продуктивності кар'єру за рудою і параметрів системи розробки на інтенсивність відпрацювання

родовища. *Збірник наукових праць НГУ*. Дніпропетровськ : Національний гірничий університет, 2019. № 58. С. 68–75.

206. Ramazan S., Dagdelen K. A new push-back design algorithm in open pit mining. *Proceedings of the 17th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES)*. Rotterdam : A. A. Balkema, 1996. P. 118–123.

207. Луценко С. А. Исследование режима горных работ, обеспечивающего достижение максимально возможной производительности карьера по руде. *Вісник НТУУ "КПІ"*. Київ, 2017. Вип. 34. С. 34–40.

208. Луценко С. О., Жуков С. О. Регулювання режиму гірничих робіт для забезпечення заданої продуктивності кар'єру за рудою. *Новітні технології в освіті, науці та виробництві : І міжнар. наук.-техн. інтернет-конф.,* 18 квіт. 2019 р. : тези докл. Покровськ, 2019. С. 196–200.

209. Луценко С. О., Жуков С. О. Дослідження режиму гірничих робіт, що забезпечують досягнення заданої продуктивності кар'єру за рудою. *Сучасні технології розробки рудних родовищ. Еколого-економічні наслідки діяльності підприємств ГМК : VI міжнар. наук.-техн. конф.,* 22 листоп. 2019 р. : тези докл. Кривий Ріг, 2019. С. 120–122.

210. Близнюков В. Г. Определение максимальной производительности карьера при установленном режиме горных работ. *Разработка рудных месторождений*. Киев : Техника, 1975. Вып. 19. С. 11–18.

211. Луценко С. А., Баранов И. В., Близнюкова О. Ю. Определение производительности карьера по руде при заданном развитии горных работ. *Гірничий вісник КНУ: зб. наук. праць*. Кривий Ріг, 2012. Вип. 95 (1). С. 12–16.

212. Луценко С. О. Визначення продуктивності кар'єру за рудою для різних варіантів розвитку гірничих робіт. *Збірник наукових праць НГУ*. Дніпропетровськ : Національний гірничий університет, 2017. № 52. С. 87–92.

213. Hryhoriev Y., Lutsenko S., Kuttybayev A., Ermekkali A., Shamrai V. Study of the impact of the open pit productivity on the economic indicators of mining development. *IOP Conference Series : Earth and Environmental Science*. 2023. Vol. 1254(1). 012050. 21 p. DOI: https://doi.org/10.1088/1755-1315/1254/1/012050.

214. Жуков С. О., Луценко С. О. Дослідження впливу продуктивності кар'єру на економічні показники розробки. *Вісник Криворізького національного університету : зб. наук. праць*. Кривий Ріг, 2018. Вип. 47. С. 139–142.

215. Selyukov A., Blištan P., Jacko S., Bauer V. Proportionality and Cyclicity of the Quarry Working Area Development. *E3S Web of Conferences*. 2018. Vol. 41(2). 01031. https://doi.org/10.1051/e3sconf/20184101031

216. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Київ : Міністерство промислової політики України, 2007. 279 с.

217. Луценко С. О. Дослідження взаємозв'язку ширини робочої площадки і довжини фронту гірничих робіт. *Вісник Національного університету водного господарства та природокористування : зб. наук. праць*. Рівне, 2016. Вип. 2(74). С. 140–147.

218. Ковальчук В. А. Визначення напрямку і параметрів концентрації гірничих робіт у кар'єрі : дис. … канд. техн. наук. Кривий Ріг, 1991. 155 с.

219. Луценко С. А. Определение параметров системы разработки при изменении производительности карьера по руде. *Збірник наукових праць Державного підприємства «Науково-дослідний гірничорудний інститут»*. Кривий Ріг : ДП «НДГРІ», 2016. № 56. С. 68–74.

220. Луценко С. А. Определение ширины рабочей площадки и длины фронта горных работ при изменении производительности карьера по руде. *Збірник наукових праць НГУ*. Дніпропетровськ : Національний гірничий університет, 2017. № 50. С. 63–69.

221. Луценко С. А. Исследование взаимосвязи параметров системы разработки при концентрации горных работ. *Вісник Національного університету водного господарства та природокористування : зб. наук. праць*. Рівне, 2017. Вип. 4 (80). С. 194–203.

222. Луценко С. А. Определение параметров системы разработки при концентрации горных работ. *Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі : II міжнар. наук.-техн. інт.-конф.,* 14 грудня 2017 р. : тези доп. Кривий Ріг, 2017. С. 83.

223. Луценко С. А. Исследование взаимосвязи ширины рабочей площадки и длины фронта при концентрации горных работ. *Гірничий вісник*. Кривий Ріг, 2017. Вип. 102. С. 3–7.

224. Lutsenko S., Hryhoriev Y., Kuttybayev A., Imashev A., Kuttybayeva A. Determination of mining system parameters at a concentration of mining operations. *News of the Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan. Series of geology and technical sciences*. 2023. Vol. 1, No. 457. P. 130–141. https://doi.org/10.32014/2023.2518-170X.264

225. Луценко С. А. Определение ширины рабочей площадки и длины фронта горных работ при концентрации горных работ. *Розвиток промисловості та суспільства : міжнар. наук.-техн. конф.,* 22–24 травня 2019 р. : тези доп. Кривий Ріг, 2019. С. 26.

226. Луценко С. О. Методика визначення режиму гірничих робіт при розробці глибоких кар'єрів. *Вісник Національного університету водного господарства та природокористування : зб. наук. праць*. 2011. Вип. 1 (53). С. 185–192.

227. Бевз Н. Д. Изыскание оптимального направления развития горных работ в карьере при отработке мощных крутопадающих залежей (на примере Первомайского карьера СевГока) : дис. ... канд. техн. наук. Кривой Рог, 1966. 158 с.

228. Луценко С. А. Методика определения рационального варианта режима горных работ при переменной интенсивности отработки участков железорудного карьера. *Разработка рудных месторождений :* сб. науч. тр. Кривой Рог, 2011. Вып. 94. С. 31–33.

229. Луценко С. О. Планування режиму гірничих робіт при розробці глибоких кар'єрів. *Вісник Криворізького технічного університету : зб. наук. праць*. Кривий Ріг, 2011. Вип. 27. С. 26–30.

230. Gholamnejad J., Moosavi E. A new algorithm for optimum pushback design in open pit mines. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2012. Vol. 112, No. 4. P. 265–269.

231. Луценко С. А., Близнюков В. Г., Баранов И. В., Близнюкова О. Ю. Комплексная оценка режима горных работ и производительности карьера. *Качество минерального сырья : міжнар. наук.-техн. конф.,* 22–25 трав. 2014 р. : зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2014. С. 54–66.

232. Halatchev V. On the dynamics of mining operations in open pit mines. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. 2010. Vol. 24, No. 4. P. 320–336.

233. Луценко С. О., Григор'єв Ю. І., Жуков С. О., Кравцов О. В., Кравцова О. О. Детермінативи концептуального перегляду засад планування гірничих робіт з урахуванням динаміки ринку та дисбалансу обсягів видобутку руд і розкриву. *Збірник наукових праць національного гірничого університету*. 81. Дніпро, 2025. С. 37–49.

234. Луценко С. А., Близнюков В. Г., Навитний Ю. М., Савицький А. В. Технологический критерий комплексной оценки режима горных работ и производительности карьера по руде. *Вісник Криворізького технічного університету : зб. наук. праць*. Кривий Ріг, 2013. Вип. 35. С. 268–271.

235. Луценко С. А. Обоснование критерия оценки вариантов режима горных работ при переменном качестве рудного сырья. *Разработка рудных месторождений :* сб. науч. тр. Кривой Рог, 2010. Вып. 93. С. 49–52.

236. Близнюков В. Г., Луценко С. А. Improvement of technical criteria for comparative evaluation of mining operation options of iron ore open pits. *Науковий вісник НГУ.* Д. : ДВНЗ «НГУ», 2017. № 1. Р. 44–49.

237. Арсентьев А. И., Богачев И. Т., Оводенко Б. К., Сиротюк Г. Н. Управление запасами горной массы в карьерах. Недра, 1972. 144 с.

238. Ковальчук В. А. Исследование взаимосвязи отставания вскрышных работ и производительности карьера. *Разработка рудных месторождений*. Кривой Рог, 1999. Вып. 67. С. 3–7.

239. Луценко С. А., Близнюков В. Г., Савицький А. В. О необходимости реконструкции железорудных карьеров Кривбасса. *Комбинированные технологии разработки месторождений глубокими карьерами и шахтами : зб. наук. праць*. Кривий Ріг, 2012. С. 17–19.

240. Kosolapov A. I., Cherepanov E. V. On the technological capabilities of managing overburden operations at ore quarries. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2013. No. 7. P. 40–46.

241. Близнюков В. Г., Зайцев И. Н. Методика определения размера отставания вскрышных работ в карьере. *Разработка рудных месторождений*. Кривой Рог, 1984. № 41. С. 21–25.

242. Близнюков В. Г., Оводенко С. Ю. Один из путей сохранения нормальной ширины рабочей площадки при уменьшении объемов вскрышных работ в карьере. *Разработка рудных месторождений*. Киев : Техника, 1988. № 45. С. 11–14.

243. Близнюков В. Г., Савицький А. В., Близнюкова О. Ю. Планирование режима вскрышных работ с учетом производительности карьера по полезному ископаемому. *Горный журнал*. 2013. № 5. С. 4–8.

244. Луценко С. А., Вилкул Ю. Г., Близнюкова О. Ю. О проблеме отставания вскрышных работ в железорудных карьерах. *Металлургическая и горнорудная промышленность*. Днепропетровск, 2013. № 3. С. 92–96.

245. Луценко С. А. Методика определения объемов вскрышных работ при увеличении производительности карьера по руде. *Вісник ЖДТУ*. Житомир, 2017. № 1 (79). С. 191–197.

246. Луценко С. А., Жуков С. А. Определение объемов вскрышных работ при увеличении производительности карьера по руде. *Збірник наукових праць НГУ*. Дніпропетровськ : Національний гірничий університет, 2018. № 55. С. 29–39.

247. Луценко С. А. Методика определения объемов вскрышных работ при изменении производительности карьера по руде. *Розвиток промисловості та суспільства : міжнар. наук.-техн. конф.,* 24–26 травня 2017 р. : тези доп. Кривий Ріг, 2017. С. 5.

248. Луценко С. А., Титов Д. А., Заярський Р. С., Жуков С. А. Обоснование режима горных работ, обеспечивающего производительность карьера по рудной продукции при изменении потребности в ней. *Перспективи розвитку гірничої*

справи та раціонального використання природних ресурсів : VI всеукраїнська наук.-практ. конф., 17–18 квітня 2019 р. : тези доп. Житомир, 2019. С. 87–92.

249. Луценко С. А. Определение объемов вскрышных работ при изменении производительности карьера по руде. *Вісник Криворізького національного університету : зб. наук. праць*. Кривий Ріг, 2016. Вип. 43. С. 16–21.

250. Луценко С. О., Григор'єв Ю. І., Монастирський Ю. А., Плотніков О. В., Богомаз О. П. Адаптація плану розкривних робіт до динаміки видобутку руди. *Наукові праці ДонНТУ : Серія Гірничо-геологічна*. 2024. № 1–2 (31–32). С. 48–54.

251. Луценко С. О., Жуков С. О., Григор'єв Ю. И. Методика определения объемов вскрышных работ обеспечивающих в карьере нормальные условия для добычи полезного ископаемого. *Гірничий вісник*. Кривий Ріг, 2020. Вип. 107. С. 22–26.

252. Луценко С. О., Жуков С. О. Визначення річних обсягів ліквідації відставання за розкривом. *Сучасні технології розробки рудних родовищ. Еколого-економічні наслідки діяльності підприємств ГМК : V міжнар. наук.-техн. конф.,* 23–24 листопада 2018 р. : тези доповідей. Кривий Ріг, 2018. С. 125–126.

253. Луценко С. О. Ліквідація відставання за розкривом при зміні продуктивності кар'єру за рудою. *Збірник наукових праць НГУ*. Дніпро : Національний гірничий університет, 2018. № 54. С. 60–68.

254. Луценко С. А. Определение объемов ликвидации вскрышного отставания при изменении производительности карьера по руде. *Вісник Криворізького національного університету : зб. наук. праць*. Кривий Ріг, 2020. Вип. 18, № 1. С. 78–82.

255. Луценко С. А., Близнюков В. Г. Определение годовых объемов ликвидации отставания по вскрыше при изменении производительности карьера по руде. *Труды Сатпаевских чтений*. Алматы : КазНТУ имени Сатпаева, 2019. Т. 1. С. 671–676.

256. Marjoribanks R. Geological Methods in Mineral Exploration and Mining. 2nd ed. Berlin : Springer, 2010. 238 p.

257. Rendu J.-M. An Introduction to Cut-off Grade Estimation. 2nd ed. Englewood : Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), 2014. 138 p.

258. Близнюков В. Г. Определение главных параметров карьера с учетом качества руды. Недра, 1978. 151 с.

259. Арсентьев А. И., Полищук А. К. Развитие методов определения границ карьеров. Наука, 1967. 95 с.

260. Wills B. A., Finch J. A. Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery. 8th ed. Oxford : Butterworth-Heinemann, 2015. 512 p.

261. Caccetta L., Hill S. P. An application of branch and cut to open pit mine scheduling. *Journal of Global Optimization*. 2003. Vol. 27, Iss. 2. P. 349–365.

262. Близнюков В. Г., Баранов И. В. Расчетные принципы и методы определения перспективных границ действующих железорудных карьеров. *Криворізький технічний університет. Вісник КТУ*. Кривий Ріг : КТУ, 2007. Вип. 18. С. 7–11.

263. Близнюков В. Г. Определение параметров карьера при переменном качестве руды и комплексном освоении железорудных месторождений : дис. ... д-ра техн. наук : 05.15.03. Кривой Рог, 1986. 360 с.

264. Пивень В. А. Повышение эффективности производства железорудного концентрата на основе оптимизации карьерных грузопотоков руды : дис. ... канд. техн. наук : 05.15.03. Кривой Рог, 2004. 147 с.

265. Близнюков В., Ященко Б., Костянський А. Отчет о научно-исследовательской работе «Определение перспективных границ и производительности карьера Ингулецкого горно-обогатительного комбината». Министерство промышленной политики Украины : ГП «НИГРИ». Кривой Рог, 2007. 65 с.

266. Dimitrakopoulos R. Strategic mine planning under uncertainty: Stochastic optimization for strategic mine planning: A decade of developments. *Journal of Mining Science*. 2011. Vol. 47, No 2. P. 138–150. https://doi.org/10.1134/S1062739147020018

267. Григор'єв Ю. І., Луценко С. О., Бровко Д. В., Баранов І. В., Жуков С. О. Адаптація кінцевих контурів кар'єрів №2-біс та №3 ПАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг" в умовах динаміки гірничо-геологічних факторів. *Гірничий вісник : наук.-техн. зб.* Кривий Ріг, 2024. Вип. 112. С. 77–83.

268. Lutsenko S. A., Shvets E. N., Martyniuk M. V. Enhancement of methods of determining the boundaries of opencast mines. *International scientific and technical internet conference "Innovative development of resource-saving technologies of mineral mining and processing",* 14 грудня 2018 р. : тези доп. Румунія, 2018. С. 106.

269. Selyukov A., Rybár R. Calculation of Boundary Stripping Ratio Errors at the Stage of Quarries Designing. *E3S Web of Conferences*. 2019. Vol. 105(4). P. 01043. https://doi.org/10.1051/e3sconf/201910501043.

270. Shustov O. O., Pavlychenko A. V., Bielov O. P., Adamchuk A. A., Borysovska O. O. Calculation of the overburden ratio by the method of financial and mathematical averaged costs. *Науковий вісник Національного гірничого університету*. 2020. № 5. С. 30–36.

271. Kalyuzhin V., Karavaytsyev F., Shchukina V. Determination of the limits of municipal formations in the inhomogeneous geoinformation space. *E3S Web of Conferences*. 2019. Vol. 110. P. 02117. https://doi.org/10.1051/e3sconf/201911002117.

272. Moldabayev S., Rysbaiuly B., Sultanbekova Zh., Sarybayev N. Methodological approach to creation of the 3D model of an oval-shaped open pit mine. *E3S Web of Conferences*. 2019. Vol. 123, P. 01049. https://doi.org/10.1051/e3sconf/201912301049.

273. Луценко С. А. Определение границ карьеров, отрабатывающих мощные крутопадающие залежи. *Изв. Вузов. Горн. журнал*. 2016. № 4. С. 10–18.

274. Луценко С. А., Близнюков В. Г., Баранов И. В. Определение перспективных контуров железорудных карьеров обеспечивающих конкурентоспособность товарной продукции горно-обогатительных комбинатов. *Матеріали міжнародної конференції „Форум гірників – 2016"*. Дніпропетровськ : Національний гірничий університет, 2016. С. 64–72.

275. Луценко С. А., Близнюков В. Г., Баранов И. В. Определение перспективных контуров карьеров с учетом изменения условий разработки железорудных месторождений. *Розвиток промисловості та суспільства : міжнар. наук.-техн. конф.,* 25–27 травня 2016 р. : тези доп. Кривий Ріг, 2016. С. 40.

276. Lutsenko S., Hryhoriev Y., Peregudov V., Kuttybayev A., Shampykova A. Improving the methods for determining the promising boundaries of iron ore open pits. *E3S Web of Conferences*. 2021. Vol. 280. 01005. https://doi.org/10.1051/e3sconf/202128001005.

277. Луценко С. А., Близнюков В. Г., Баранов И. В. Совершенствование методов определения границ карьеров. *Сталий розвиток промисловості та суспільства : міжнар. наук.-техн. конф.,* 22–25 трав. 2015 р. : тези доп. Кривий Ріг, 2015. С. 6.

278. Kim Y., Ghosh A., Topal E., Chang P. Performance of different models in iron ore price prediction during the time of commodity price spike. *Resources Policy*. 2022. Vol. 80. P. 103237. https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2022.103237.

279. Близнюков В. Г., Баранов И. В., Савицький А. В. Исключение субъективных факторов при определении конечных контуров железорудных карьеров в составе ГОКов. *Вісник Криворізького національного університету*. Кривий Ріг : ГВУЗ КНУ, 2012. Вип. 94. С. 3–6.

280. Луценко С. А. Определение граничного коэффициента вскрыши, обеспечивающего конкурентоспособность железорудного концентрата на мировом рынке. *Изв. Вузов. Горн. журнал*. 2017. № 1. С. 18–24.

281. Луценко С. А. Определение граничного коэффициента вскрыши, обеспечивающего конкурентоспособность железорудного концентрата Украины на мировом рынке. *Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі : міжнар. наук.-техн. інт.-конф.,* 14 грудня 2016 р. : тези доп. Кривий Ріг, 2016. С. 15.

282. Луценко С. О., Жуков С. О. Удосконалення методів визначення граничного коефіцієнту розкриву. *Гірничий вісник*. Кривий Ріг, 2019. Вип. 106. С. 19–24.

283. Lutsenko S., Joukov S., Hryhoriev Y., Martyniuk M., Peregudov V. Justification of the method of determination of the border overburden ratio. *E3S Web of Conferences*. 2020. Vol. 166. 02005. https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016602005.

284. Луценко С. О., Блізнюков В. Г., Баранов І. В. Розвиток методології визначення границь кар'єрів. *Геотехническая механика*. Дніпро, 2018. № 142. С. 59–67.

285. Луценко С. А., Близнюков В. Г., Баранов И. В. Определение перспективних контуров карьеров с учетом изменения условий разработки железорудных месторождений. *Качество минерального сырья : сб. научн. тр*. Кривой Рог, 2017. С. 134–143.

286. Луценко С. А., Близнюков В. Г., Баранов И. В. Адаптивное определение перспективных контуров карьера Полтавского ГОКа. *Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів : ІІІ всеукр. наук.-практ. конф. студ., асп. та молодих вчених,* 27–28 квітня 2016 р. : тези доп. Житомир, 2016. С. 23–25.

287. Определение перспективных границ карьера, обеспечивающих конкурентоспособность железорудной продукции Полтавского ГОКа : звіт про НДР (заключний). ГВУЗ «Криворізький національний університет». № ДР 011U003099. Кривий Ріг, 2014. 115 с.

288. Определение перспективных границ и производительности Первомайского карьера ПАТ «СевГОК» : звіт про НДР (заключний. Т. І). Академія гірничих наук України. № ДР 0115U002577. Кривий Ріг, 2014. 93 с.

289. Определение рациональной стратегии развития транспортной схемы Первомайского карьера ПАТ «СЕВГОК» : звіт про НДР (заключ.) / ООО «МИ-ЦЕНТР». Кривий Ріг, 2013. 180 с.

290. Луценко С. О., Блізнюков В. Г., Баранов І. В. Визначення перспективних контурів кар’єрів, що розробляють крутоспадні залізорудні родовища. *Вісник Криворізького національного університету : зб. наук. праць*, вип. 49. Кривий Ріг, 2019. С. 25–30.

291. Мацеєв В. Г. Економіка збагачення руд чорних металів : навч. посіб. для вузів. Недра, 1986. 224 с.

292. Рудько Г. І., Плотніков О. В., Курило М. М., Радованов С. В. Економічна геологія родовищ залізистих кварцитів. К. : Академпрес, 2010. 272 с.

293. Бедрань Н. Г., Скоробогатова Л. М. Переробка і якість корисних копалин. Донецьк : Вища школа. Головне видавництво, 1984. 189 с.

294. Розкриття та розробка глибоких горизонтів Глеєватського кар'єру (IV черга поглиблення) : проєкт (коригування) : 11052-9200-ПЗ : Т. 1 / ДП «ДПІ «Кривбаспроект». Кривий Ріг, 2011.

295. Розробка і розкриття глибоких горизонтів кар'єру № 3 (III черга поглиблення) : проєкт (коригування) : 100001-9200-ПЗ : Т. 1 / ДП «ДПІ «Кривбаспроект». Кривий Ріг, 2011.

296. Проєкт подальшої експлуатації кар'єру № 4 на період до 2014 року : проєкт (коригування) : 04.0169.08.11-ПЗ : Т. 1 / ТОВ «МІ-ЦЕНТР». Кривий Ріг, 2011.

297. Watuthanthrige N. D. A., Ben-Awuah E., Gbadam E. Strategic mine planning of a hard rock open pit mining complex. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. 2020. Vol. 34, No. 6. P. 403–425.

298. Hryhoriev Y., Lutsenko S., Hryhoriev I., Rybalkina I. Systematization of adaptation tools for mining enterprises to changes in the economic environment. *Geo-Technical Mechanics*. 2024. № 169. P. 171–179.

299. Луценко С. А. Выбор рационального порядка отработки запасов месторождения при изменении спроса на железорудную продукцию. *Розвиток промисловості та суспільства : міжнар. наук.-техн. конф.,* 23–25 травня 2018 р. : тези доп. Кривий Ріг, 2018. С. 6.

300. Dimitrakopoulos R. Advances in applied strategic mine planning. Springer Nature. 2018. 813p. https://doi.org/10.1007/978-3-319-69320-0

301. Lutsenko S. A., Shvets E. N., Hryhoriev Y. I. Open pits productivity control along with iron ore products demand variation. *Innovative development of resource-saving technologies of mineral mining and processing : 2nd Intern. sci. and tech. internet conf.*, 15 листопада 2019 р. : тези доп. Румунія, 2019. С. 83–85.

302. Jung D., Choi Y. Systematic review of machine learning applications in mining: exploration, exploitation, and reclamation. *Minerals*. 2021. Vol. 11(2). P. 148. https://doi.org/10.3390/min11020148.

303. Lamghari A., Dimitrakopoulos R. Hyper-heuristic approaches for strategic mine planning under uncertainty. *Computers & Operations Research*. 2020. Vol. 115. P. 104590. https://doi.org/10.1016/j.cor.2018.11.010

304. Kosolapov A. I., Ptashnik A. I. The study on the potential possibilities of the intensification of the productive capacity during staging development of the steeply dipping deposits in the modern conditions. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2011. No. 6. P. 46–51.

305. Kosolapov A. I., Ptashnik A. I. Management of a mode of mountain works at open-cast mining of deposits by stages. *Journal of Siberian Federal University. Engineering and Technologies*. 2013. Vol. 6, No. 4. P. 387–393.

306. Joukov S., Lutsenko S., Hryhoriev Y., Shvets E., Onika S., Babiy E. Optimization of the parameters of cyclical-streaming technology in the conditions of the development of Kryvbas iron ore deposits. *Sustaninable extraction and processing of raw materials journal*. Vol. 2. Sofia, 2021. P. 52–57.

307. Луценко С. А. Обоснование развития горных работ в карьере при изменении спроса на железорудную продукцию. *Наука – образованию, производству, экономике :* 16-я междунар. науч.-техн. конф., 19 апр. 2018 г. : тез. докл. Минск : БНТУ, 2018. С. 429.

308. Cao H., Ma G., Liu P., Qin X., Wu C., Lu J. Multi-factor analysis on the stability of high slopes in open-pit mines. *Applied Sciences*. 2023. Vol. 13(10). P. 5940. https://doi.org/10.3390/app13105940.

309. Dimitrakopoulos R., Farrelly C. T., Godoy M. Moving forward from traditional optimization: grade uncertainty and risk effects in open-pit design. *Mining Technology*. 2002. Vol. 111(1). P. 82–88. https://doi.org/10.1179/mnt.2002.111.1.82.

310. Dehghani H., Ataee-Pour M., Moghaddam P. P. Price uncertainty impacts on mine production planning. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2014. Vol. 114, No. 4. P. 325–332.

311. Романенко А. В., Биленко А. Е., Терещенко В. В., Пшеничный В. Г. Обзор и анализ проектных решений по технологии открытых горных работ на глееватском карьере ПАО «ЦГОК». *Гірничий вісник КНУ : зб. наук. праць*. Кривий Ріг, 2012. Вип. 95 (1). С. 25–31.

312. Lutsenko S. A. Open pits productivity control along with iron ore products demand variation. *Quality – Access to Success*. 2017. Vol. 18(S1). P. 226–230.

313. Xu X., Gu X., Wang Q., Zhao Y., Kong W., Zhu Z., Wang F. Enumeration optimization of open pit production scheduling based on mobile capacity search domain. *Scientific Reports*. 2023. Vol. 13(1). P. 91. https://doi.org/10.1038/s41598-022-27336-y

314. Azarian V., Lutsenko S., Zhukov S., Skachkov A., Zaiarskyi R., Titov D. Applied scientific and systemic problems of the related ore-dressing plants interaction in the event of decommissioning the massif that separates their quarries. *Mining of Mineral Deposits*. 2020. Vol. 14, No. 1. P. 1–10. https://doi.org/10.33271/mining14.01.001

315. Луценко С. А. Планирование развития горных работ в карьере при изменении спроса на железорудную продукцию. *Science of the XXI century problems and prospects of researches*. Poland, 2017. Vol. 1. P. 24–29.

316. Луценко С. О., Жуков С. О., Тітов Д. А. Динамічні чинники формування стратегії розвитку гірничих робіт в умовах неповної визначеності сировинного ринку. *Виклики забезпечення мінеральною сировиною України в умовах повоєнної відбудови : міжнар. конф.*, 29 трав. 2023 р. Дніпро.

317. Lutsenko S., Joukov S., Hryhoriev Y. Dominant Determinants of Adaptation of the Mining Complex in the Conditions of a Dynamic Environment. *Inżynieria Mineralna : Journal of the Polish Mineral Engineering Society*. 2023. No. 1(51). P. 15–22. http://doi.org/10.29227/IM-2023-01-02

318. Lutsenko S., Zhukov S., Hryhoriev Y., Titov D. Dynamic factors of formation of mining development strategy in the conditions of incomplete certainty of the raw material market. *IOP Conference Series : Earth and Environmental Science*. 2024. Vol. 1319. 012006. https://doi.org/10.1088/1755-1315/1319/1/012006

319. Луценко С. О., Григор’єв Ю. І. Розвиток гірничих робіт в кар'єрі при зміні потреби на залізорудну продукції. *Розвиток промисловості та суспільства : міжнар. наук.-техн. Інтернет конф.*, 17–20 листопада 2020 р. : тези доп. Кривий Ріг, 2020. С. 4.

320. Близнюков В. Г., Луценко С. А. Стратегия развития горных работ карьеров при изменении потребности в железорудном концентрате. *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2016. № 5. С. 81–86.

321. Григор'єв Ю. І., Луценко С. О., Григор'єв І. Є. Інструменти адаптації гірничодобувних підприємств до динамічного середовища господарювання. *Геотехнічні проблеми розробки родовищ: матеріали XXII Міжнар. конф. молодих вчених,* 24 жовт. 2024 р. Дніпро: Інститут геотехнічної механіки ім. М. С. Полякова НАН України, 2024. С. 48.

322. Wang L., Wen L. Model construction and degree distribution of industrial cluster complex network. *Advanced Materials Research*. 2013. Vol. 765–767. P. 1498–1501. https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/AMR.765-767.1498.

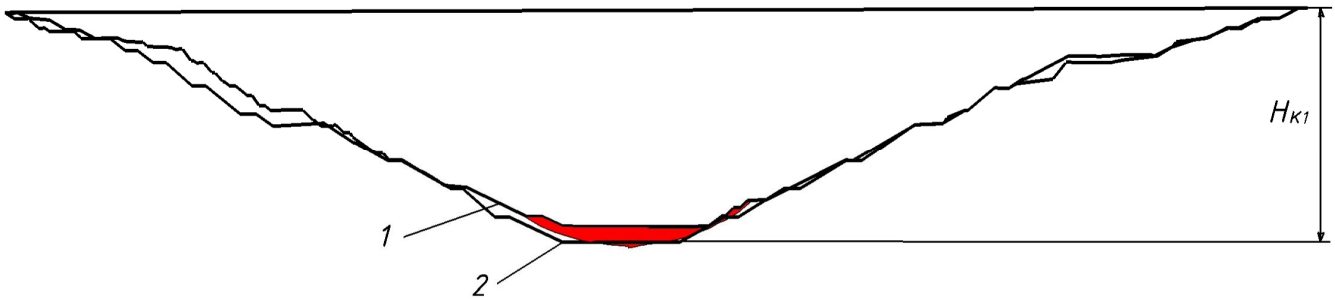
323. Луценко С. А., Жуков С. А. Перераспределение производительности группы карьеров, входящих в состав горно-обогатительного комбината. *Гірничий вісник*. Кривий Ріг, 2018. Вип. 103. С. 132–137.

324. Lutsenko S., Joukov S., Peregudov V., Hryhoriev I. Rearrangement methodology of the open pits group performance as a part of the mining and processing plant. *Форум гірників – 2020 : матеріали міжнар. конф.*, 4–5 листопада 2020 р. Дніпро : Національний гірничий університет, 2020. С. 38–45.

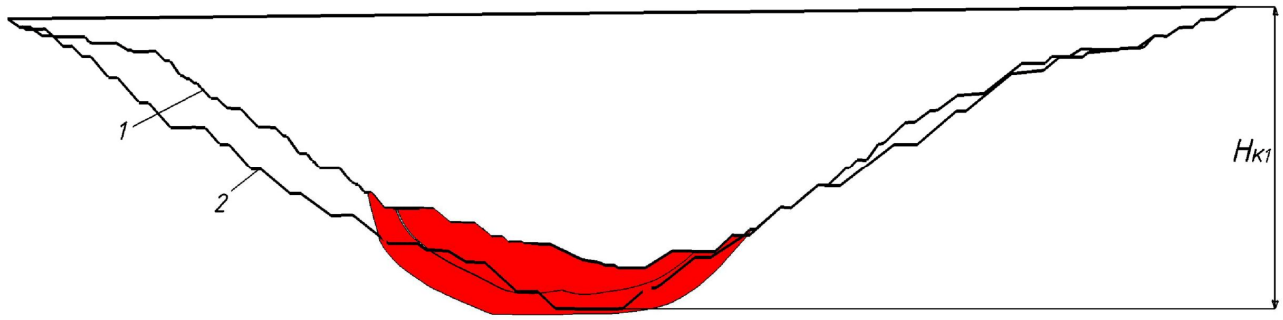
ДОДАТОК А

ПОПЕРЕЧНІ ГЕОЛОГІЧНІ РОЗРІЗИ ГОРІШНЬОПЛАВНІНСЬКОГО ТА ЛАВРИКІВСЬКОГО РОДОВИЩ

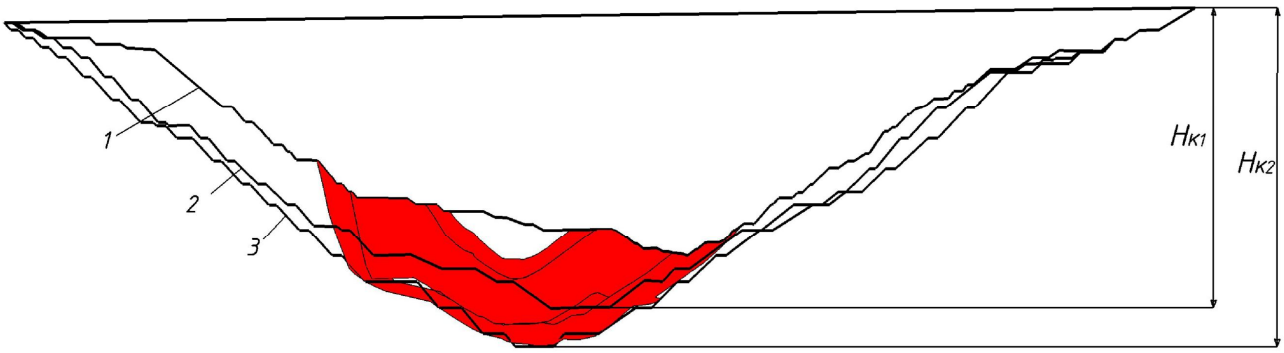
І ділянка



ІІ ділянка



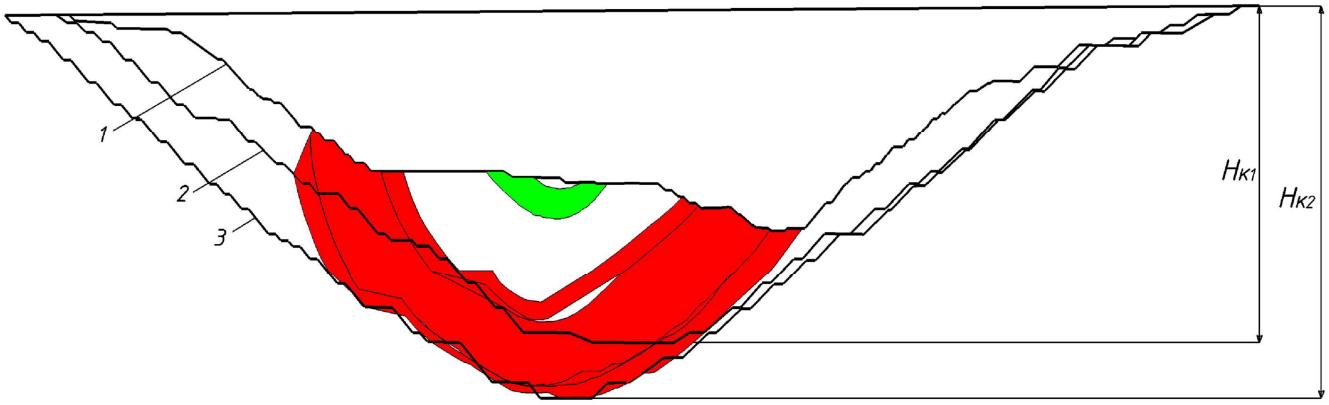
ІІІ ділянка



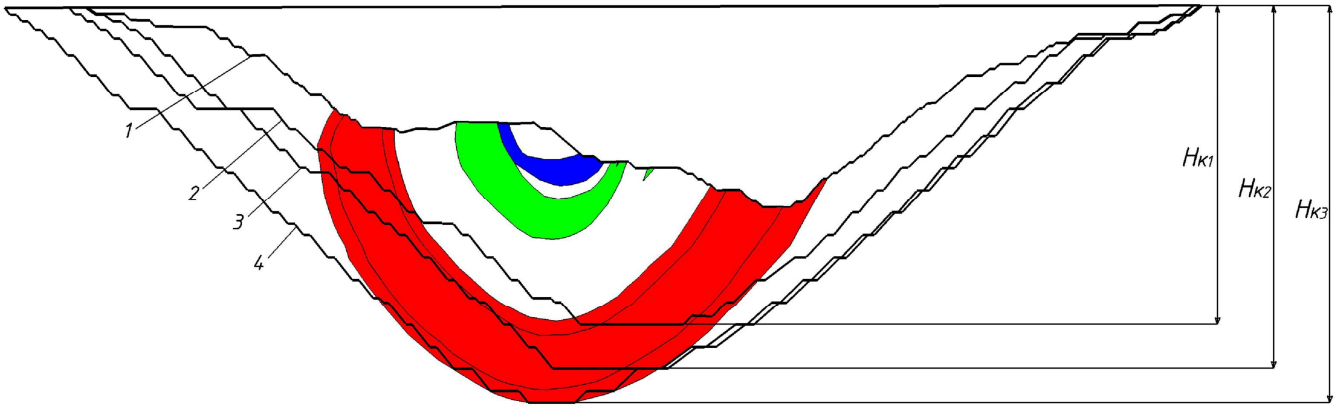
1 – сучасний стан гірничих робіт у кар'єрі; 2 – проєктний контур за І варіантом;

3 – проєктний контур за ІІ варіантом

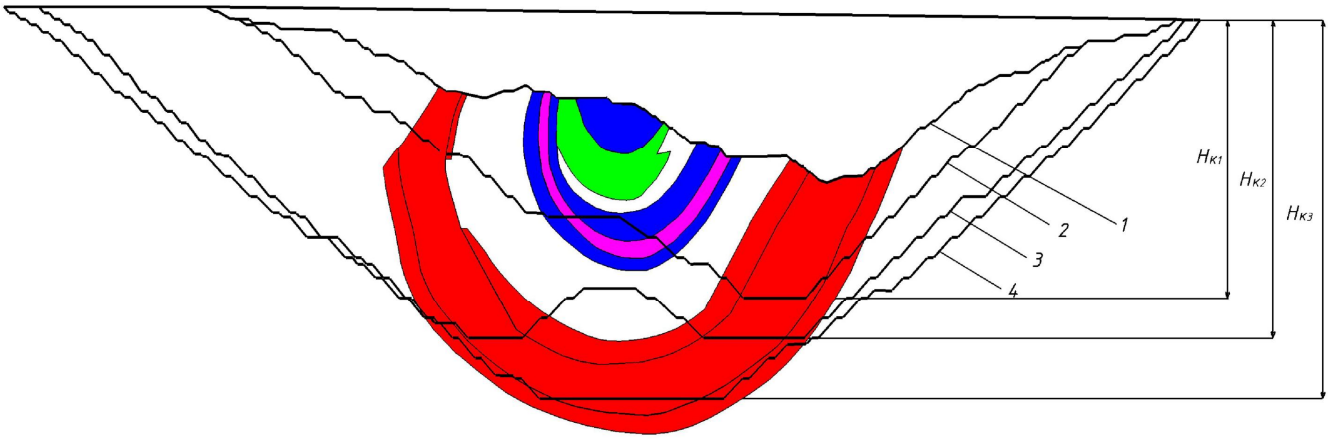
IV ділянка



V ділянка



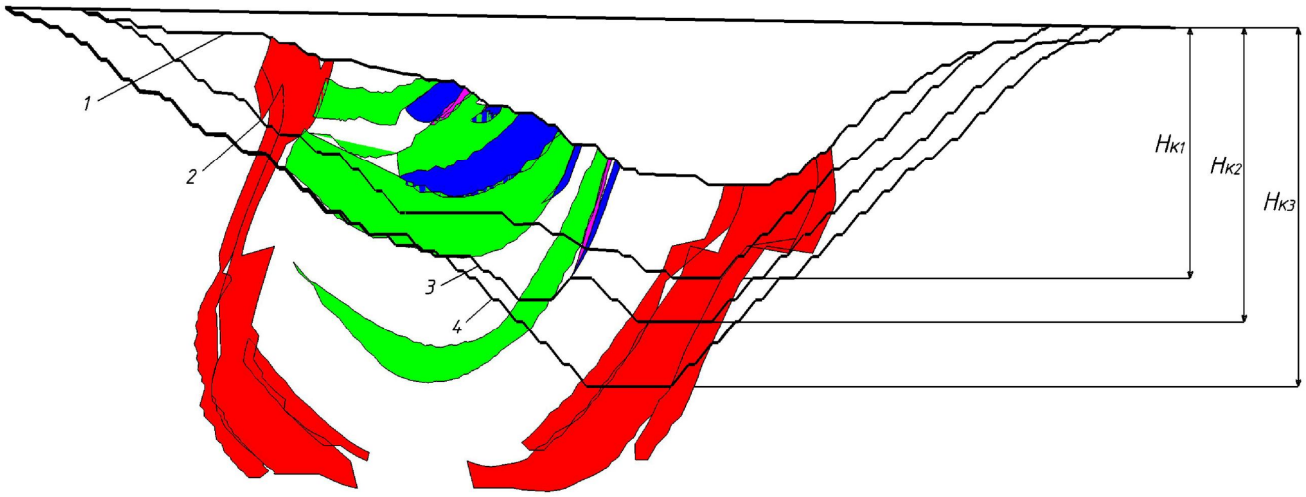
VI ділянка



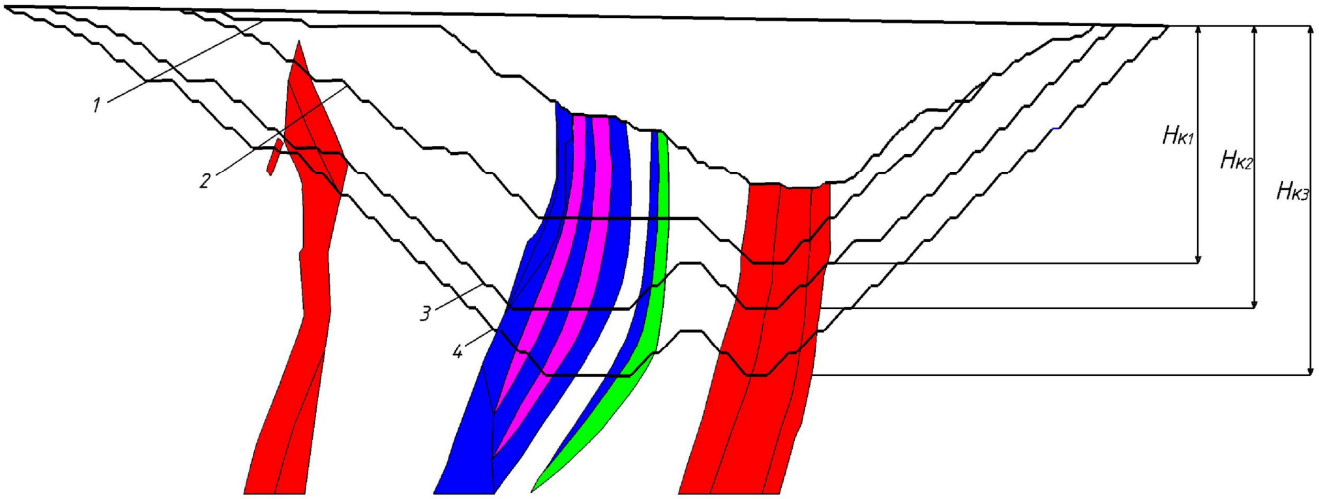
1 – сучасний стан гірничих робіт у кар’єрі; 2 – проєктний контур за I варіантом;

3 – проєктний контур за II варіантом; 4 – проєктний контур за III варіантом

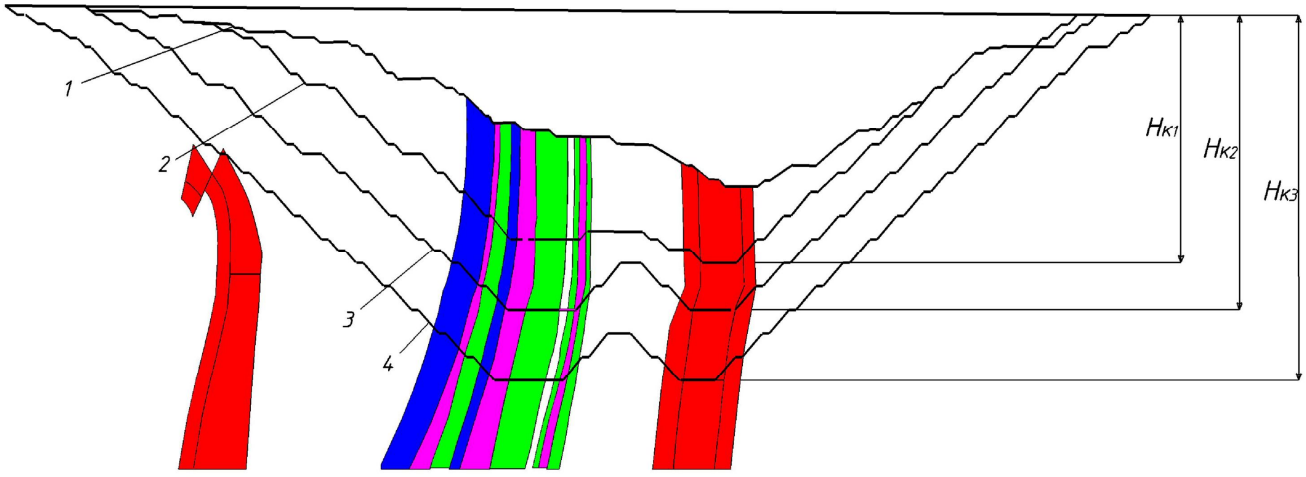
VII ділянка



VIII ділянка



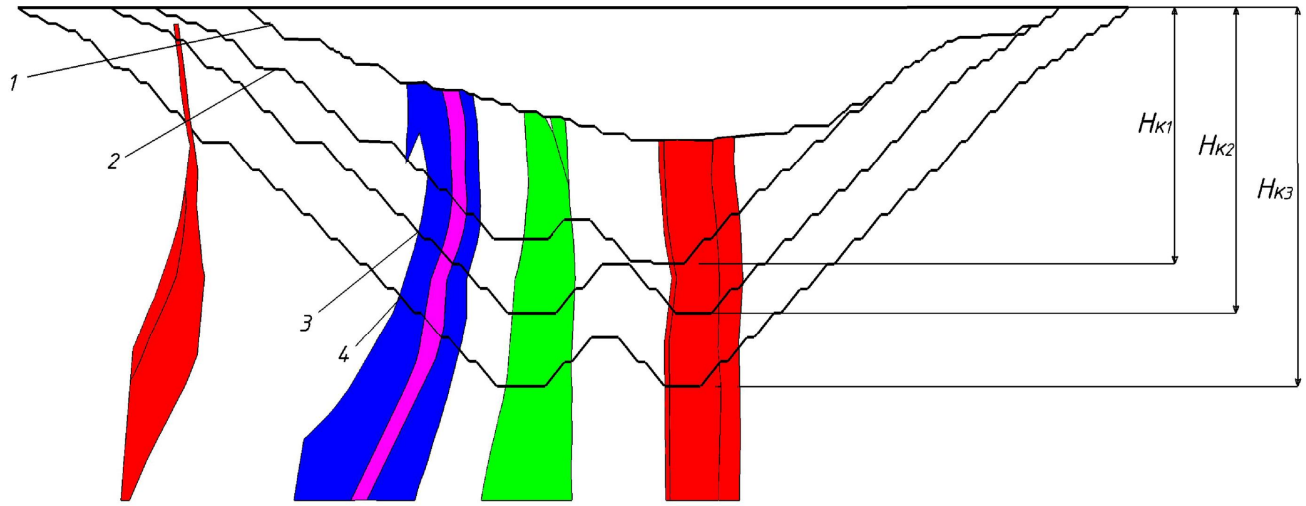
IX ділянка



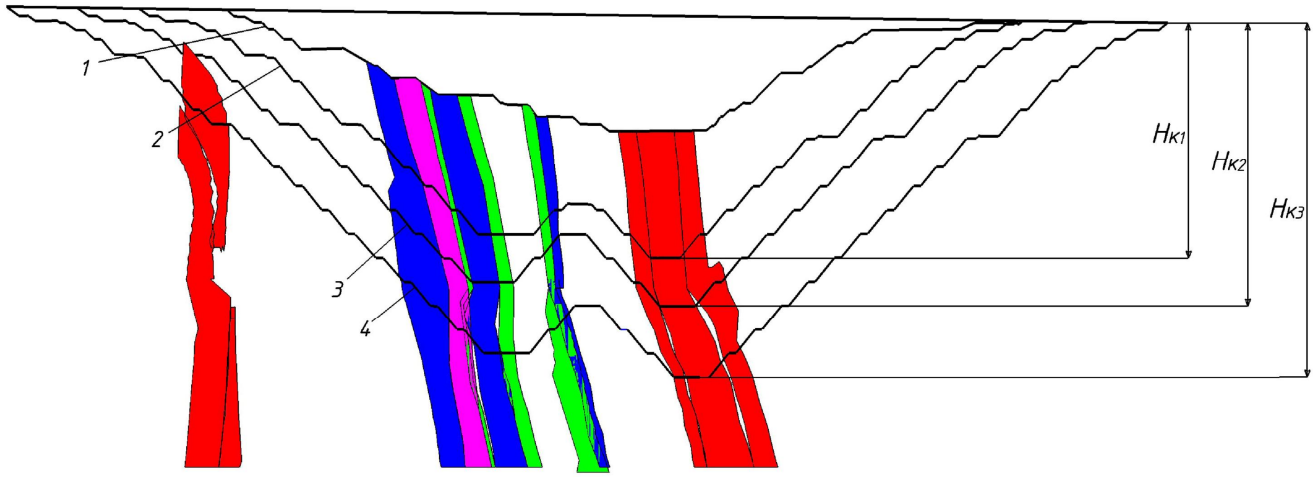
1 – сучасний стан гірничих робіт у кар’єрі; 2 – проєктний контур за I варіантом;

3 – проєктний контур за II варіантом; 4 – проєктний контур за III варіантом

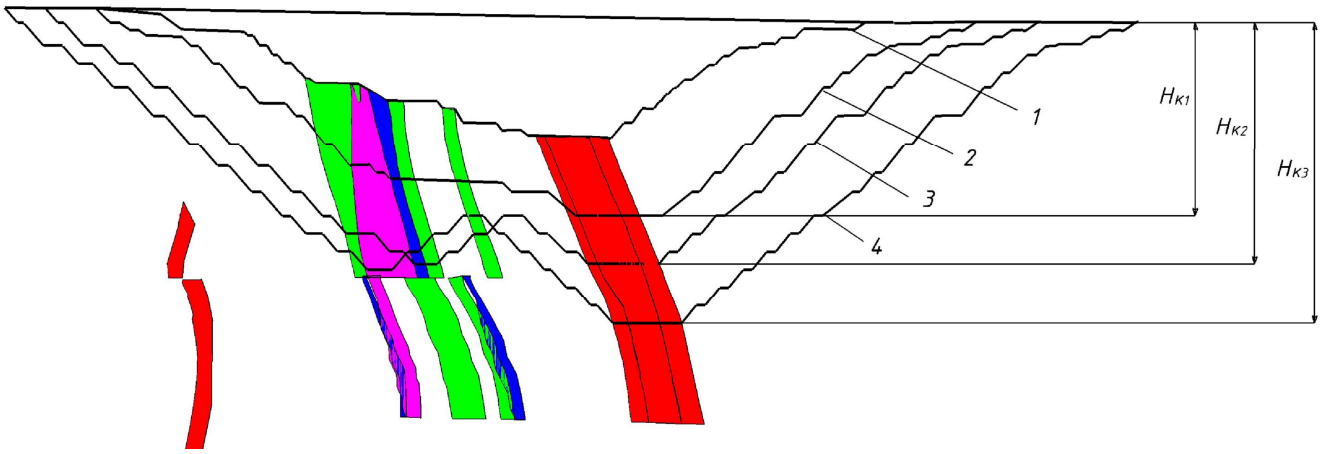
X ділянка



XI ділянка



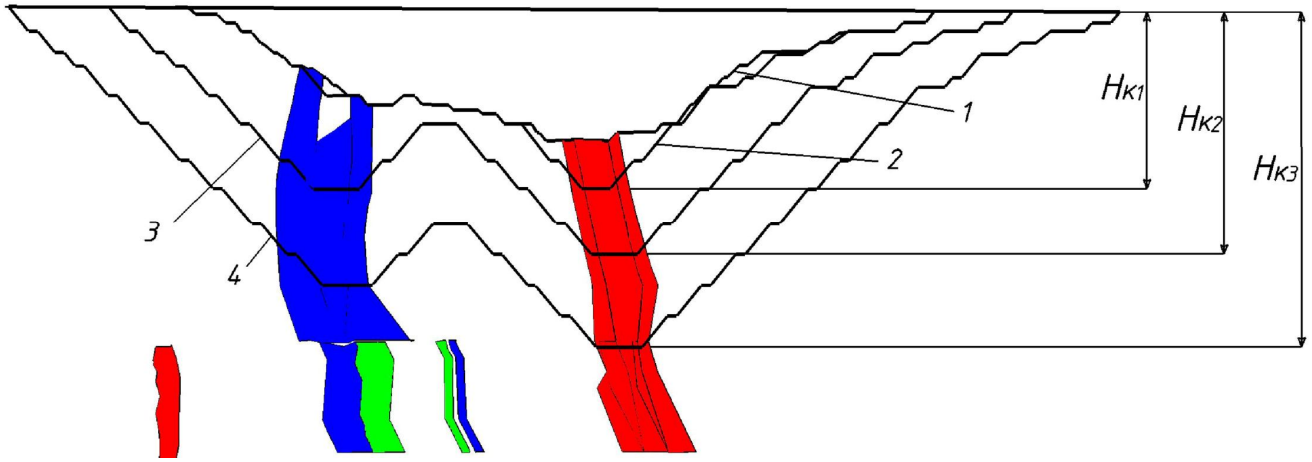
XII ділянка



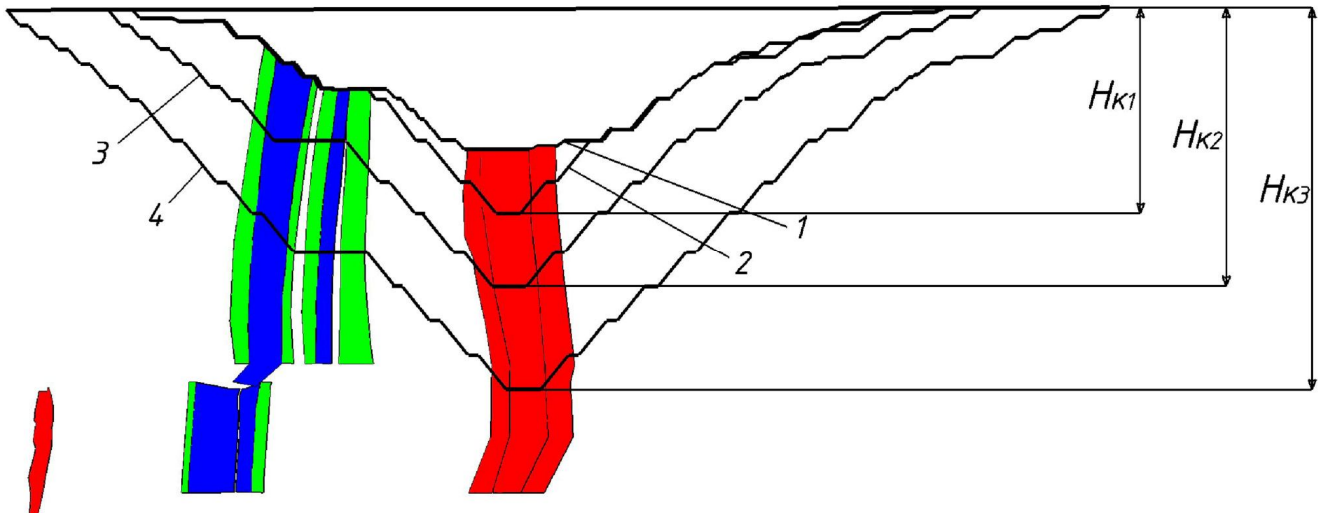
1 – сучасний стан гірничих робіт у кар'єрі; 2 – проєктний контур за I варіантом;

3 – проєктний контур за II варіантом; 4 – проєктний контур за III варіантом

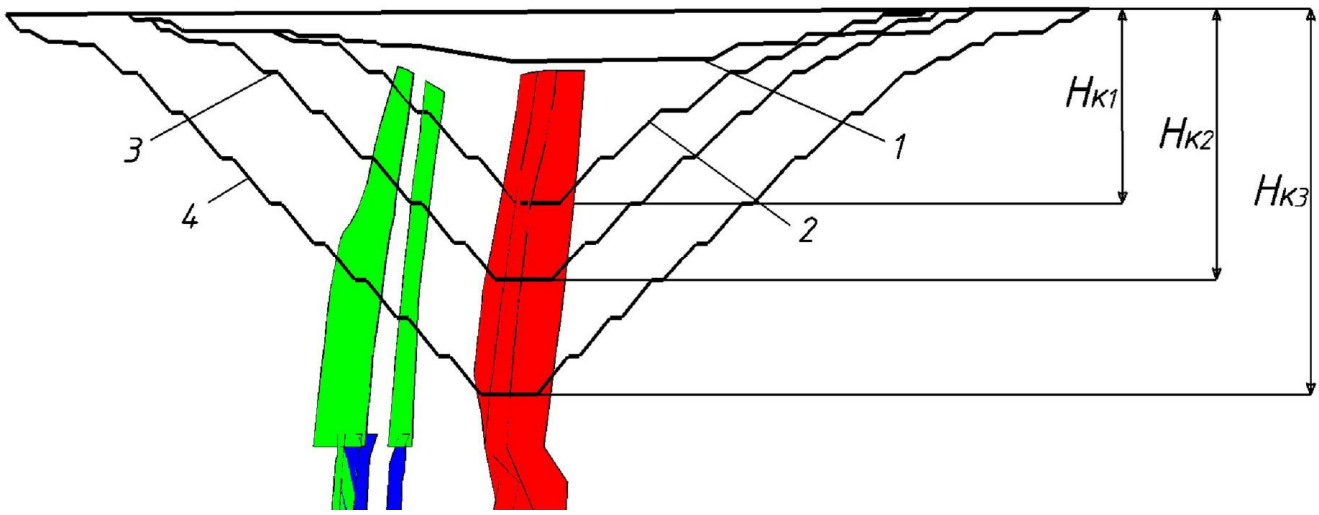
XIII ділянка



XIV ділянка



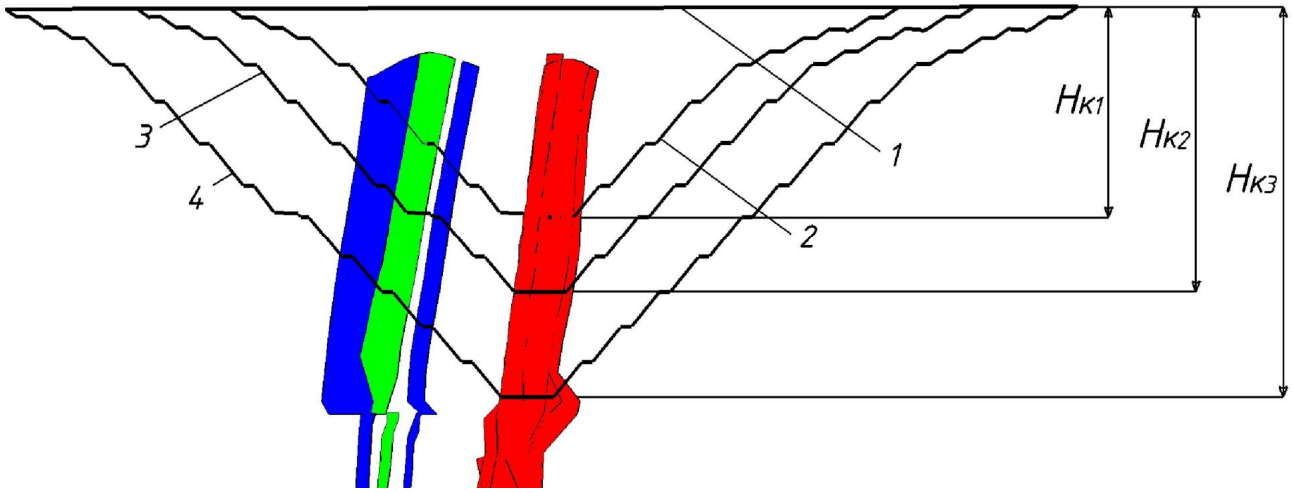
XV ділянка



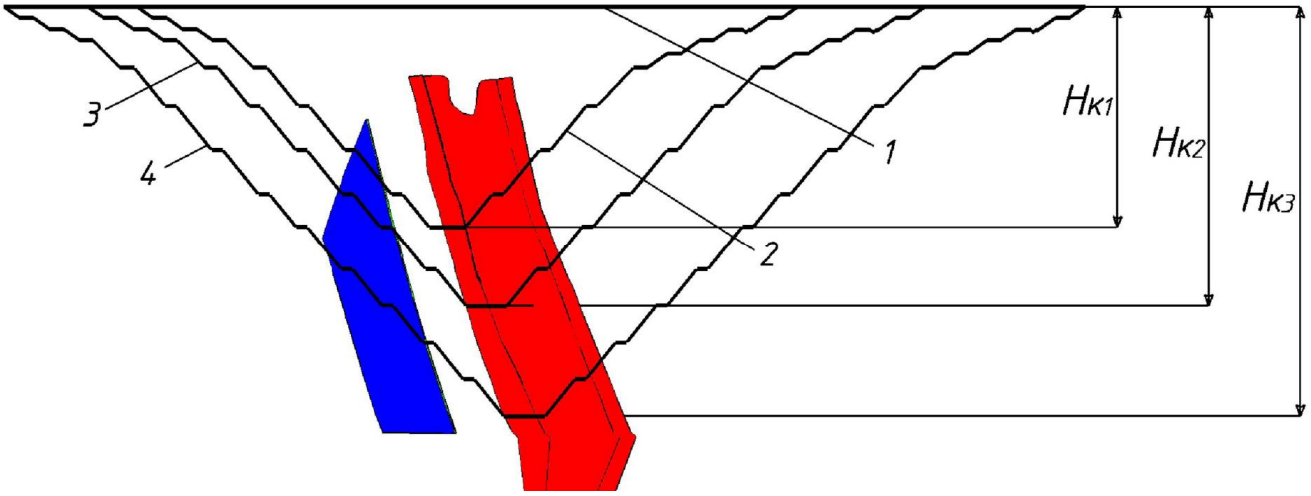
1 – сучасний стан гірничих робіт у кар’єрі; 2 – проєктний контур за І варіантом;

3 – проєктний контур за ІІ варіантом; 4 – проєктний контур за ІІІ варіантом

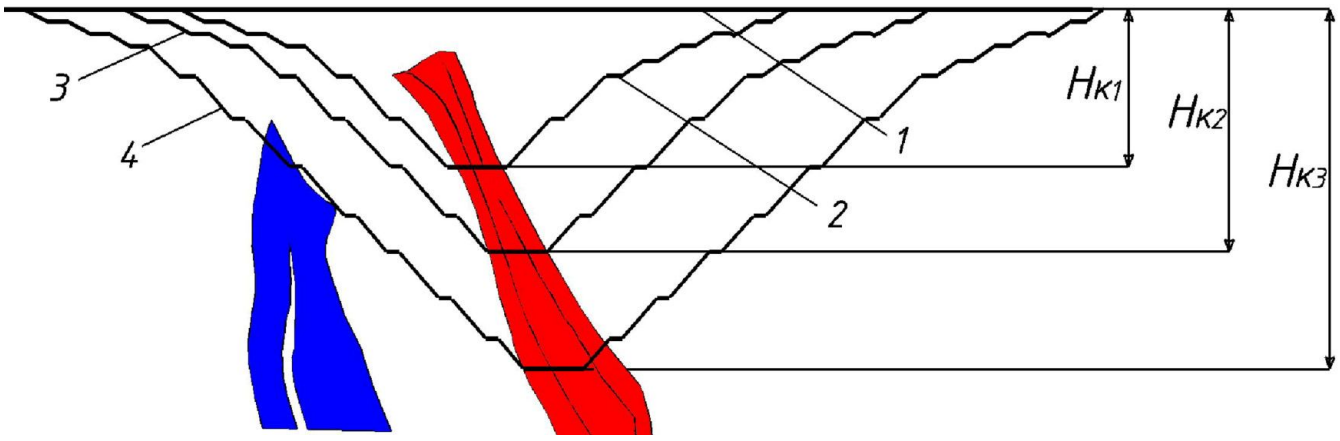
XVI ділянка



XVII ділянка



XVIII ділянка



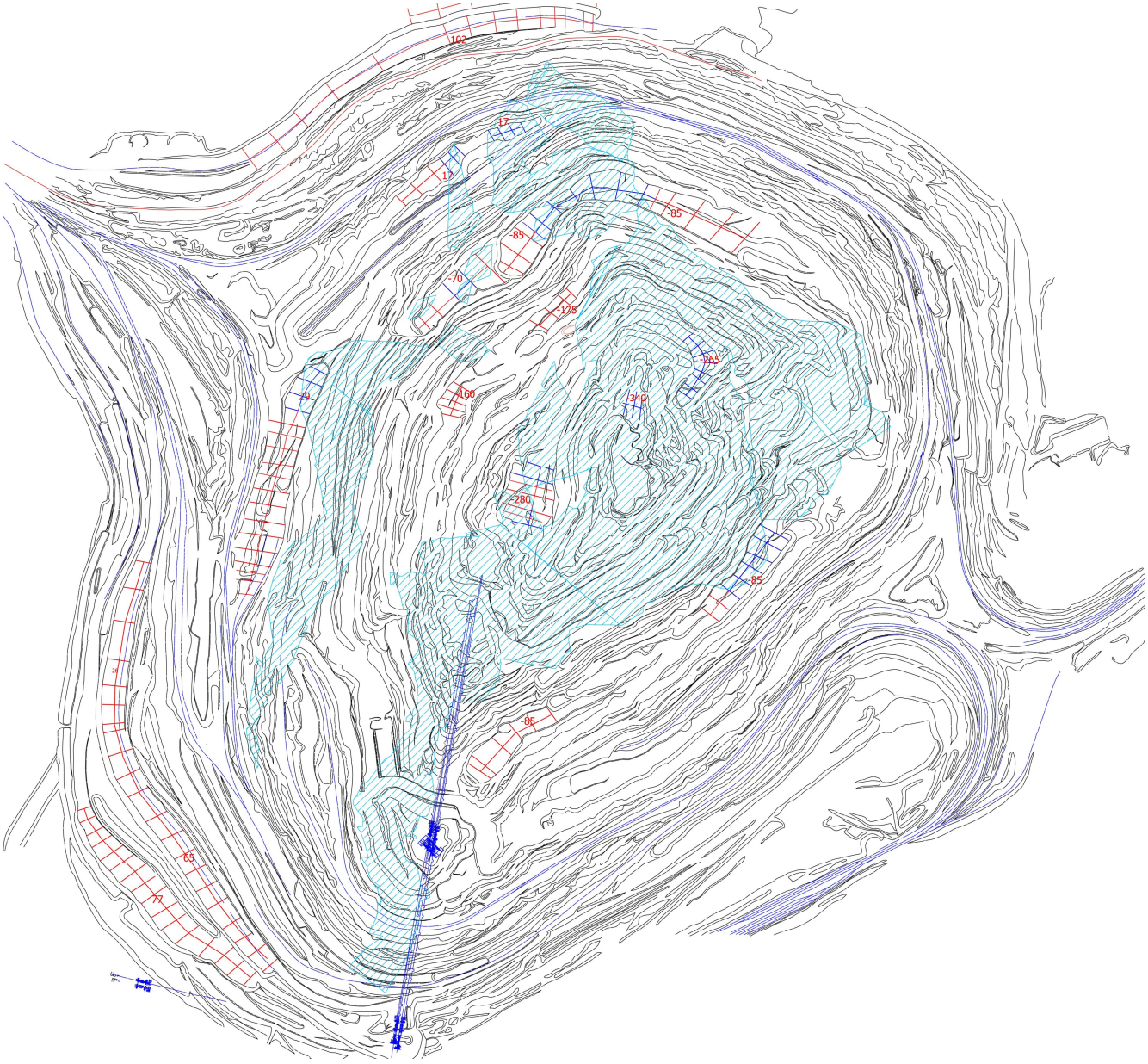
1 – сучасний стан гірничих робіт у кар’єрі; 2 – проєктний контур за І варіантом;

3 – проєктний контур за ІІ варіантом; 4 – проєктний контур за ІІІ варіантом

ДОДАТОК Б

СТАН ГІРНИЧИХ РОБІТ У ПЕРШОТРАВНЕВОМУ КАР'ЄРІ ПІВНГЗК У МОМЕНТ ЇХНЬОГО ВИХОДУ ЗА РІВНЕМ ДЕННОЇ ПОВЕРХНІ НА ПРОЄКТНІ (КІНЦЕВІ) КОНТУРИ КАР'ЄРУ

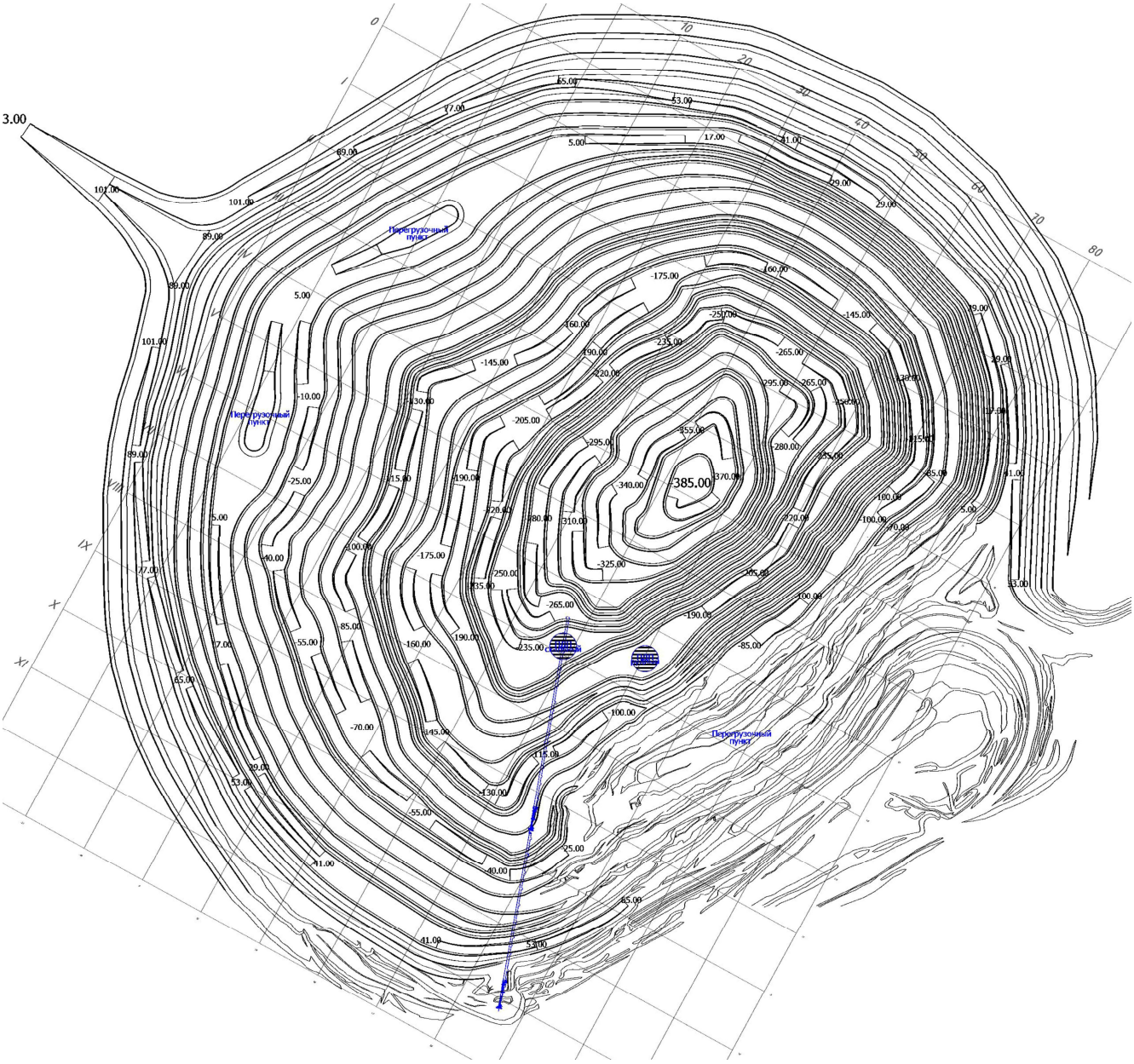
Зведений план гірничих робіт станом на 06.05.2014 р.



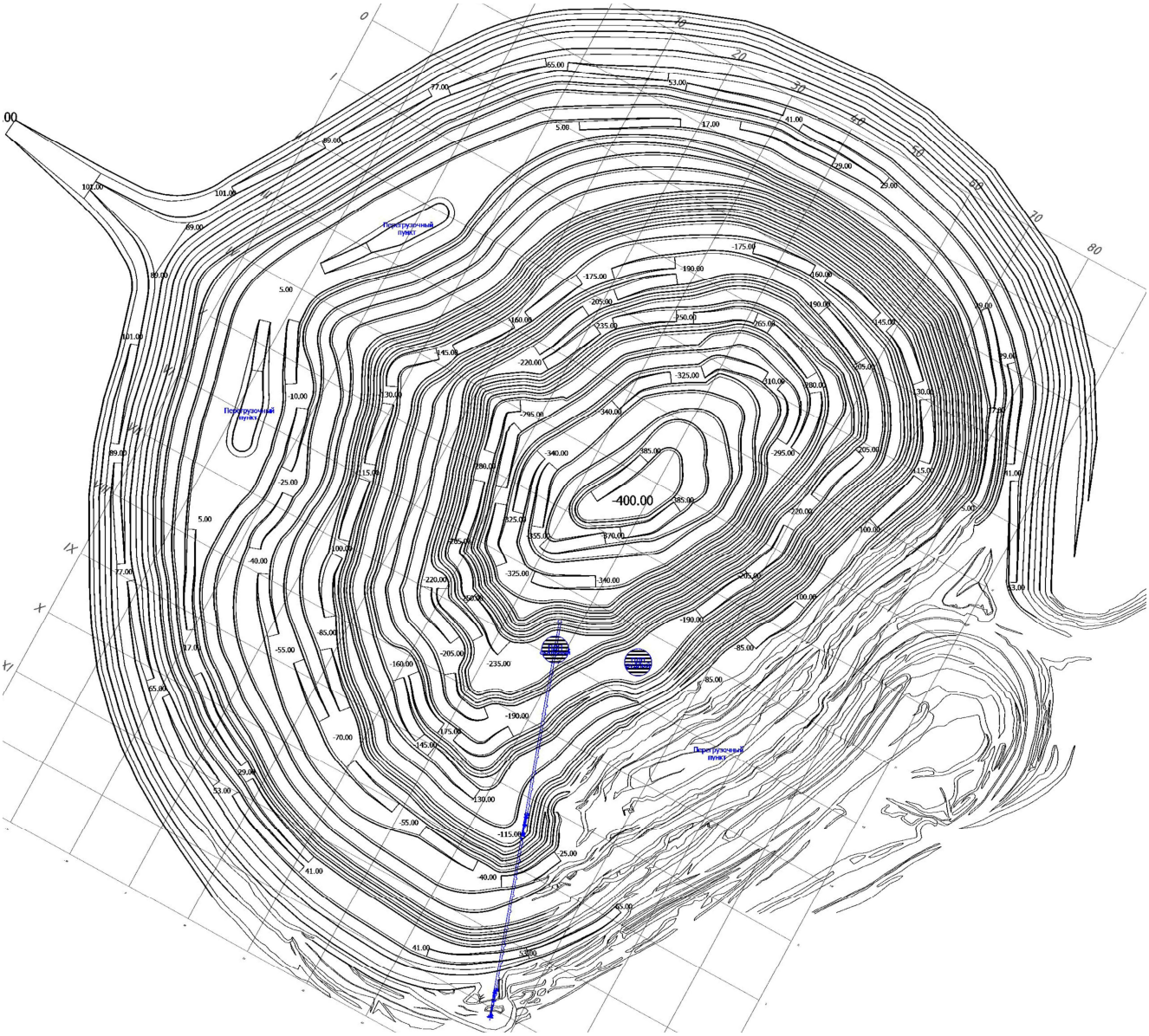
- ділянки з активним фронтом робіт за рудою

- ділянки з активним фронтом робіт за розкривом

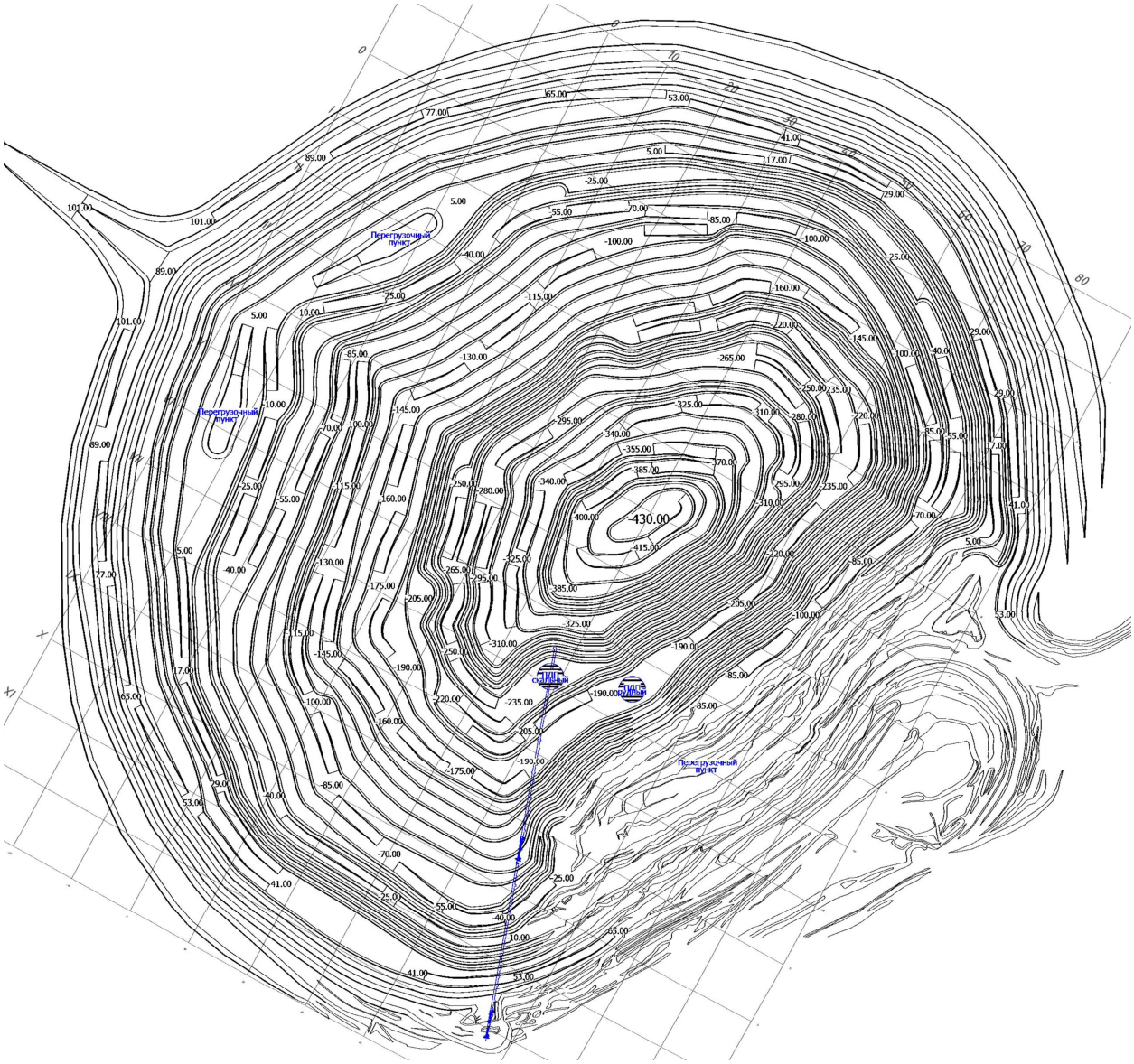
Кінцева глибина 720 м (глибина гірничих робіт 490м)



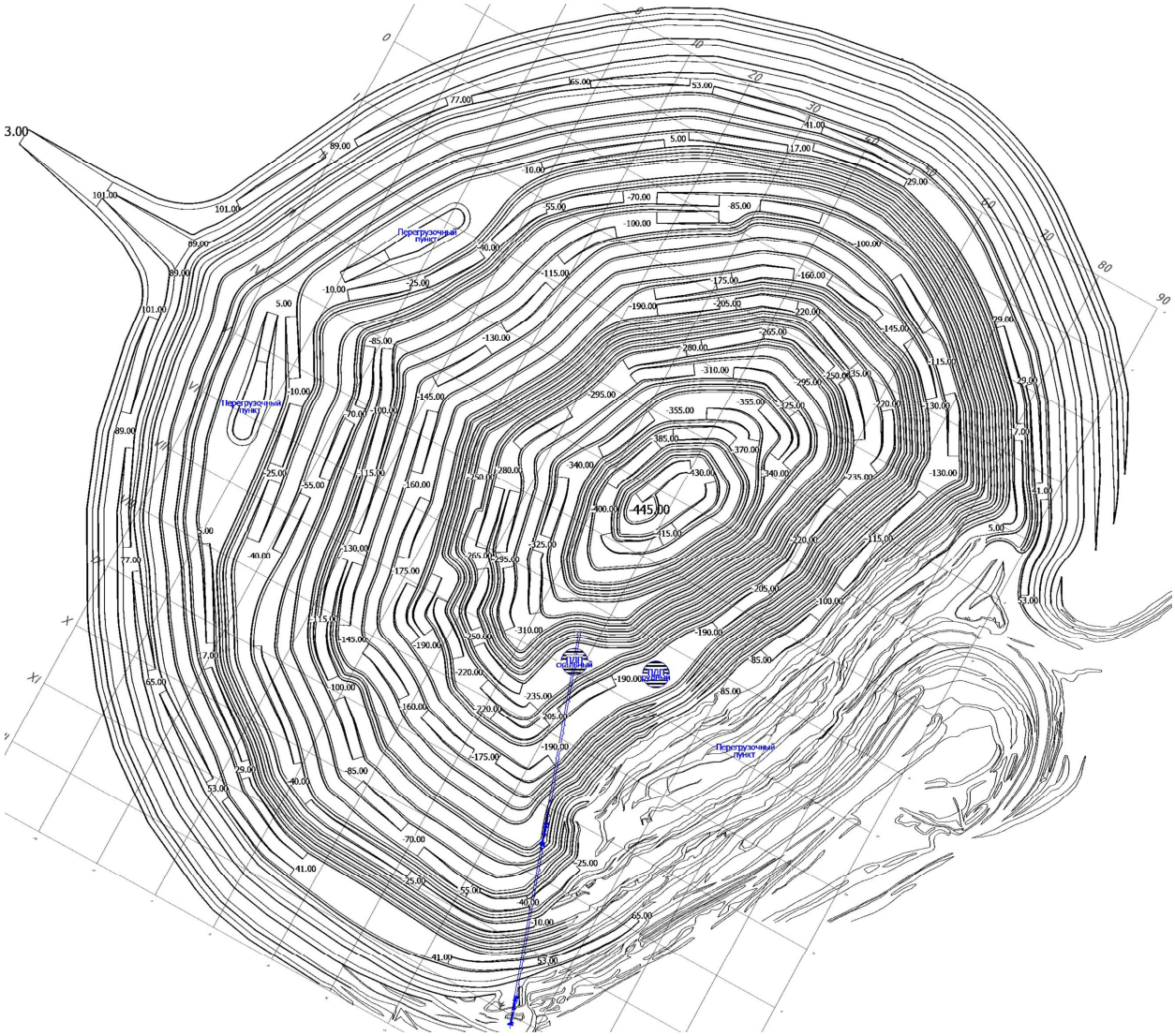
Кінцева глибина 720 м (глибина гірничих робіт 505м)



Кінцева глибина 770 м (глибина гірничих робіт 535м)



Кінцева глибина 770 м (глибина гірничих робіт 550м)



ДОДАТОК В

АКТИ, ДОВІДКИ ЩОДО ВПРОВАДЖЕННЯ РЕЗУЛЬТАТІВ ДИСЕРТАЦІЇ

Затверджую:
Голова правління
ПрАТ «Полтавський ГЗК»
В.В. Лотоус
«__» _____ 2018 р.

ПОЛТАВСЬКИЙ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНИЙ КОМБІНАТ Ідент. код 00191282

ДОВІДКА

Нами, представниками ПрАТ «Полтавський ГЗК», складено довідку, яка підтверджує використання методики визначення границь кар'єрів з застосуванням методу визначення мінливого в часі граничного коефіцієнту розкриву та розрахункового принципу визначення границь кар'єрів, що розроблені Луценком С.О., службою перспективного планування гірничих робіт технічного відділу цеха рудоуправління.

Методика визначення границь кар'єрів з застосуванням методу визначення мінливого в часі граничного коефіцієнту розкриву та розрахункового принципу визначення границь кар'єрів була розроблена Луценком С.О. в рамках науково-дослідної роботи «Визначення перспективних границь кар'єру, що забезпечують конкурентоспроможність залізорудної продукції Полтавського ГЗК», яку виконував ДВНЗ «Криворізький національний університет» у 2014 р. за договором з ПрАТ «Полтавський ГЗК» (№ ДР 0114U003099). Використання даної методики дозволяє здійснювати проектування відпрацювання кар'єру ПрАТ «Полтавський ГЗК» та визначати його границі з урахуванням економічної ефективності виробництва та собівартості товарної продукції (концентрату) і її реалізації.

Довідка видана без фінансових забов'язань ПрАТ «Полтавський ГЗК» перед автором.

Представники ПрАТ «Полтавський ГЗК»:
Заступник начальника технічного відділу Д.В. Вінівітін

ГРОМАДСЬКА ОРГАНІЗАЦІЯ
Академія гірничих наук України
Ідентифікаційний код №14279266
324002 Дніпропетровська область
м Кривий Ріг вул Пушкіна 37

ДОВІДКА

про використання наукових результатів дисертаційної роботи
Луценка Сергія Олександровича
у наукових дослідженнях Академії гірничих наук України

Академія гірничих наук України (АГН України) у 2014-2015рр. за договором з ПАТ «ПІВНГЗК» виконала науково-дослідницьку роботу «Определение перспективных границ и производительности Первомайского карьера ПАО «СевГОК» (№ДР 0115U002577). У цій роботі розділ 2 «Визначення граничного коефіцієнта розкриву, що забезпечує конкурентоспроможність товарної продукції на ринках залізорудної сировини» і на його основі розділ 4 «Визначення перспективних границь Першотравневого кар'єру» виконано за розрахунковим принципом визначення перспективних границь кар'єру, що проектується, який запропоновано Луценко С.О. Варіант, що пропонується, дозволяє збільшити перспективну глибину Першотравневого кар'єру до 770 м (гор. -665м). При цьому термін експлуатації родовища може бути збільшений до 43 років.

У розділі 8 «Визначення раціональної продуктивності Першотравневого і Ганнівського кар'єрів» використана методика перерозподілу продуктивності групи кар'єрів, що входять до складу гірничо-збагачувального комбінату, при зміні потреби в залізорудної продукції. За даною методикою перерозподіл продуктивності за рудою між Першотравневим і Ганнівським кар'єрами складає 1 млн. т/рік у бік Першотравневого кар'єру буде збільшено прибуток ПІВНГЗК.

Віце-президент АГН України М.І. Іщенко

Вчений секретар Г.І. Єременко

МІНЕКОНОМРОЗВИТКУ
ДЕРЖАВНЕ ПІДПРИЄМСТВО «ДЕРЖАВНИЙ ІНСТИТУТ ПО ПРОЕКТУВАННЮ ПІДПРИЄМСТВ ГІРНИЧОРУДНОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ «КРИВБАСПРОЕКТ»
(ДП «ДПІ «КРИВБАСПРОЕКТ»)

пр. Поштовий, 40, м. Кривий Ріг, 50000, ЄДРПОУ 04689369
телефон +38 (0564) 92-35-87, факс +38 (0564) 92-40-41,
Web:www.new.krivbassproect.com.ua E-mail: krivbassproect@krivbassproect.com.ua

ДСТУ ISO 9001:2009
Сертифікат:
UA 2.040.09414-15

Затверджую:
Директор
ДП «ДПІ«Кривбаспроект»
_____ В.В. Перегудов
«___» _____ 2018 р.

ДОВІДКА
про використання результатів дисертаційної роботи
Луценка Сергія Олександровича

Довідка видана про те, що ДП «ДПІ«Кривбаспроект», при складанні календарного плану гірничих робіт Ганнівського кар'єру ВАТ «ПІВНГЗК» до 2025 року, використано критерій оцінки і вибору оптимального варіанту розвитку гірничих робіт, що забезпечує роботу кар'єру з мінімальними коефіцієнтами розкриву і максимальною продуктивністю за рудою, розроблений Луценком С.О.

Зменшення коефіцієнту розкриву (Δn) в календарному плані склало 0,11 м^3/т, в порівнянні з календарним планом інституту ВАТ «Укргіпроруда», що рівнозначно щорічному зниженню витрат на розкривні роботи до 2025 на суму від 6534000 грн. до 70686000 грн. Розрахунок економічного ефекту додається.

В.о. головного інженера В.П. Протасов

Начальник гірничого відділу М.Д. Міронов

РОЗРАХУНОК
очікуваного економічного ефекту від використання результатів дисертаційної роботи Луценка Сергія Олександровича

Кафедрою відкритих гірничих робіт Криворізького національного університету при виконанні науково-дослідної роботи № 2-868-11 «Визначення продуктивності Ганнівського кар'єра ВАТ «Північний ГЗК» застосовано критерій оцінки і вибору оптимального варіанту розвитку гірничих робіт, що забезпечує роботу кар'єру з мінімальними коефіцієнтами розкриву і максимальною продуктивністю за рудою, який розроблено Луценком С.О. (Визначення продуктивності Ганнівського кар'єру ВАТ «Північний ГЗК»: Звіт про НДР (заключний, том І) // Державний вищий навчальний заклад «Криворізький національний університет» №ГР 011U005572.-Кривий Ріг. 2011.- 118 с.).

Генеральним проектувальником ВАТ «Укргіпроруда» в проекті було складено календарний план гірничих робіт Ганнівського кар'єру ВАТ «ПІВНГЗК» до 2025 р. Показники представлені в табл. 1 (базовий варіант).

При складанні календарного плану гірничих робіт Ганнівського кар'єру ДП «ДПІ«Кривбаспроект» використав вищевказаний критерій оцінки і вибору оптимального варіанту розвитку гірничих робіт. Показники календарного плану представлені в табл. 2.

Зменшення коефіцієнтів розкриву за роками в прийнятому календарному плані гірничих робіт (Δn) у порівнянні з базовим варіантом представлено в табл. 3.

У табл. 3 наведено щорічне зменшення обсягів розкривних робіт до 2025 р. (рекомендований план гірничих робіт ДП «ДПІ«Кривбаспроект») і затвердженої продуктивності Ганнівського кар'єру за рудою.

Економічний ефект, отриманий за рахунок щорічного зниження витрат на розкривні роботи розраховується за формулою:

$$E_i = \Delta V_i \cdot b_{розкр.}, \text{ млн. грн/рік} \qquad (1)$$

Таблиця 1.

Показники календарного плану гірничих робіт Ганнівського кар'єру (ВАТ «Укргіпроруда», базовий варіант)

№ з/п	Показники	Роки															Всього
		2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	
1	Обсяг розкривних порід, млн. $м^3$	15,8	15,7	15,5	15,5	16,5	16,5	16,2	16,2	16,2	15,0	15,0	15,0	14,4	14,4	14,0	231,9
2	Обсяг руди, млн. т	10,0	10,0	10,0	10,0	11,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	171,0
3	Коефіцієнт розкриву, $м^3/т$	1,58	1,57	1,55	1,55	1,50	1,38	1,35	1,35	1,35	1,25	1,25	1,25	1,20	1,20	1,17	1,36

Таблиця 2.

Показники затвердженого календарного плану гірничих робіт Ганнівського кар'єру (ДП «ДПІ«Кривбаспроект»)

№ з/п	Показники	Роки															Всього
		2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	
1	Обсяг розкривних порід, млн. $м^3$	14,1	15,1	16,0	16,5	15,7	15,4	15,7	16,4	16,5	16,5	16,5	16,5	16,5	16,5	16,5	240,4
2	Обсяг руди, млн. т	9,4	9,8	10,3	10,8	11,2	11,6	12,0	13,0	14,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	192,1
3	Коефіцієнт розкриву, $м^3/т$	1,50	1,54	1,55	1,53	1,40	1,33	1,31	1,26	1,18	1,10	1,10	1,10	1,10	1,10	1,10	1,25

Таблиця 3

Показники календарного плану гірничих робіт за варіантами відпрацювання Ганнівського кар'єру

№ з/п	Показники	Роки														
		2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025
1	Коефіцієнт розкриву за ВАТ «Укргіпроруда», $м^3/т$	1,58	1,57	1,55	1,55	1,50	1,38	1,35	1,35	1,35	1,25	1,25	1,25	1,20	1,20	1,17
2	Коефіцієнт розкриву за ДП «ДПІ «Кривбаспроект», $м^3/т$	1,50	1,54	1,55	1,53	1,40	1,33	1,31	1,26	1,18	1,10	1,10	1,10	1,10	1,10	1,10
3	Зменшення коефіцієнту розкриву (Δn), $м^3/т$	0,08	0,03	0,00	0,02	0,10	0,05	0,04	0,09	0,17	0,15	0,15	0,15	0,10	0,10	0,07
4	Продуктивність кар'єру за рудою, млн. т/рік	9,4	9,8	10,3	10,8	11,2	11,6	12,0	13,0	14,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0
5	Зменшення обсягу розкривних робіт, млн. $м^3$\рік ($\Delta V_i = \Delta n_i \cdot A_{p.i}$)*	0,75	0,29	0,00	0,22	1,12	0,58	0,48	1,17	2,38	2,25	2,25	2,25	1,50	1,50	1,05

* ΔV_i – зниження обсягів виймання розкривних порід в i-му році, млн. $м^3$; Δn_i – зменшення коефіцієнту розкриву в i-му році, $м^3/т$; $A_{p.i}$ – обсяг видобутку руди в i-му році, млн. т.

де E_i – економічний ефект, отриманий за рахунок зниження витрат на розкривні роботи в i-му році, млн. грн.;

ΔV_i – зниження обсягів виймання розкривних порід в i-му році, млн. м^3;

$b_{розкр.}$ – собівартість виймання 1 м^3 розкривних порід, грн/м^3 (за досягнутими показниками Ганнівського кар'єру в 2010 році становить 29,7 грн/м^3).

Величина економічного ефекту за роками приведена в таблиці 4.

Таблиця 4

Економічний ефект від зниження щорічних витрат на розкривні роботи

Роки	Економічний ефект, грн
2011	22275000
2012	8613000
2013	-
2014	6534000
2015	33264000
2016	17226000
2017	14256000
2018	34749000
2019	70686000
2020	66825000
2021	66825000
2022	66825000
2023	44550000
2024	44550000
2025	31185000

Розрахунок економічного ефекту виконаний у цінах 01.01.2011 р.

В.о. головного інженера В.П. Протасов

Начальник гірничого відділу М.Д. Міронов

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової роботи
ДВНЗ «Криворізький національний університет»
доктор технічних наук, професор
_____В.С.Моркун
«__» _____ 2018р.

ДОВІДКА
про використання наукових результатів дисертаційної роботи
Луценка Сергія Олександровича
у наукових дослідженнях ДВНЗ «Криворізький національний університет»

Криворізький національний університет у 2014 р. виконав науково-дослідницьку роботу «Определение перспективных границ карьера, обеспечивающих конкурентоспособность железорудной продукции Полтавского ГОК» (№ ДР 0114U003099). У цій роботі визначення перспективних границь кар'єру Полтавського ГЗК виконано за розрахунковим принципом визначення перспективних границь кар'єру, що проектується, запропонованим Луценко С.О., який враховує граничний коефіцієнт розкриву, що змінюється в часі, а також вплив на нього технологічних показників кар'єрів-конкурентів. Варіант, що пропонується, дозволяє збільшити перспективну глибину кар'єру Полтавського ГЗК на ділянці з найбільшою горизонтальною потужністю рудного покладу до 880 м. При цьому термін експлуатації родовища може бути збільшений до 74 років проти 28 за проектом. Промисловий потенціал ПАТ «Полтавський ГЗК» буде значно збільшений: приріст прибутку буде збільшено більш ніж на 59 млрд. грн.

Начальник НДЧ Бровко Д.В.

Зав. кафедри ВГР Жуков С.О.

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової роботи
ДВНЗ «Криворізький національний університет»
доктор технічних наук, професор
_____В.С.Моркун
«__» _____ 2018р.

АКТ
про впровадження в навчальний процес
результатів дисертаційної роботи
Луценка Сергія Олександровича

«24» 04 2018р. м. Кривий Ріг

Укладено комісією:
Завідувач науково-методичним відділом Отверченко Г.Х.
Декан гірничого факультету, професор Швагер Н.Ю.
Завідувач кафедри відкритих гірничих робіт, професор Жуков С.О.

Починаючи з 1 вересня 2015р. на кафедрі відкритих гірничих робіт в методичних вказівках та при виконанні лабораторних і курсових робіт для студентів напряму підготовки 6.050301 «Гірництво» професійне спрямування «Відкриті гірничі роботи» та спеціальності 7.05030101 та 8.05030101 «Охорона праці в гірничому виробництві» використовуються такі результати дисертаційної роботи:

1. Метод визначення максимально можливої продуктивності за гірничотехнічними умовами.
2. Методику визначення відставання і випередження розкривних робіт від необхідних при зміні продуктивності кар'єру за рудою;
3. Критерій оцінки і вибору оптимального варіанту розвитку гірничих робіт, який враховує порядок й інтенсивність формування робочого простору кар'єру.
4. Метод визначення граничного коефіцієнта розкриву, який враховує його зміну в часі, а також вплив технологічних показників кар'єрів-конкурентів.

Використання наукових розробок дозволило:

1. У лекціях з дисципліни «Проектування кар'єрів», «Проектування гірничих робіт» використати метод визначення максимально можливої продуктивності кар'єру за рудою за гірничотехнічними умовами.
2. У лабораторних роботах дисципліни «Проектування кар'єрів», «Проектування гірничих робіт» визначати відставання і випередження розкривних робіт від необхідних при зміні продуктивності кар'єру за рудою.
3. У курсових роботах, проектах для порівнянні варіантів поглиблення дна кар'єру використати критерій оцінки і вибору оптимального варіанту розвитку гірничих робіт. Крім цього при визначенні перспективних контурів кар'єрів використати метод визначення граничного коефіцієнта розкриву, який враховує його зміну в часі, а також вплив технологічних показників кар'єрів-конкурентів.

Впровадження результатів дисертаційної роботи Луценка Сергія Олександровича «Визначення стратегії розвитку гірничих робіт кар'єрів в умовах мінливої потреби в залізорудній сировині» дозволило підвищити науковий рівень лекційного матеріалу та покращити рівень курсових проектів з дисципліни «Проектування кар'єрів», підготувати такі наукові дипломні та магістерські роботи:

1. Обмок Ігор Ігорович

Тема «Визначення відставання розкривних робіт у Першотравневому кар'єрі ПрАт «ПІВНГЗК» й розробка рекомендацій з приведення гірничих робіт у стан, який відповідає нормам».

2. Єгупов Дмитро Васильович

Тема «Визначення відставання розкривних робіт у кар'єрі №3 ПрАт ЦГЗК і розробка рекомендацій з приведення гірничих робіт у стан, який відповідає нормам»

3. Григорович Олександр Олександрович

Тема «Визначення об'ємів відставання розкривних робіт у кар'єрі ПрАт ІнГЗК й розробка рекомендацій з приведення гірничих робіт у стан, який відповідає нормам»

4. Охрименко Ігор Володимирович

Тема «Визначення продуктивності групи кар'єрів при змінній потребі в корисній копалині».

5. Шпак Дмитро Олександрович

Тема «Управління продуктивністю групи кар`єрів при зміні потреби в залізорудній сировині».

Завідувач науково-методичним відділом Отверченко Г.Х.

Декан гірничого факультету,
доктор технічних наук, професор Швагер Н.Ю.

Завідувач кафедри відкритих гірничих робіт,
доктор технічних наук, професор Жуков С.О.

Затверджую:
Заступник директора
Державного підприємства
«Державний проектний
інститут «Кривбаспроект»
_____ А.Г. Басюк
17 травня 2024 р.

ДОВІДКА

про використання результатів докторської дисертаційної роботи
Луценка Сергія Олександровича
«Визначення стратегії розвитку гірничих робіт кар'єрів в умовах мінливої потреби в залізорудній сировині»

Ця довідка видана доценту кафедри відкритих гірничих Криворізького національного університету Луценко Сергію Олександровичу про те, що розроблений ним критерій оцінки і вибору оптимального варіанту розвитку гірничих робіт, що забезпечує роботу кар'єру з мінімальними коефіцієнтами розкриву і максимальною продуктивністю за рудою впроваджено при коригуванні календарних планів гірничих робіт кар'єру ПРАТ «ІНГУЛЕЦЬКИЙ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНИЙ КОМБІНАТ».

Використання критерію, розробленого Луценко С.О., дозволяє визначити раціональний режим гірничих робіт, що забезпечує роботу кар'єру з мінімальними коефіцієнтами розкриву і заданою продуктивністю за рудою, не за економічними показниками, які змінюються в часі і важко прогнозовані, а за технологічними показниками, які стабільні і залежать тільки від геологічної будови гірничих порід.

Заступник головного інженера,
д-р техн. наук О.В. Романенко

Радник ДП «ДПІ «Кривбаспроект»,
д-р техн. наук, професор В.В. Перегудов

ЗАТВЕРДЖУЮ
Перший проректор
Криворізького національного університету
кандидат технічних наук, доцент
_____ Владислав ЧУБАРОВ
«07» 05 2025р.

АКТ
про впровадження в навчальний процес
результатів дисертаційної роботи
Луценко Сергія Олександровича

«06» 05 2025р. м. Кривий Ріг

Укладено комісією:
Завідувач навчально-методичним відділом Світлана ІВАШУРА
Декан гірничо-металургійного факультету, доцент Іван КУШНЕРЬОВ
Завідувач кафедри відкритих гірничих робіт, професор Сергій ЖУКОВ

Починаючи з 1 вересня 2023 р. на кафедрі відкритих гірничих робіт при підготовці навчально-методичного забезпечення для студентів спеціальності G16 «Гірництво та нафтогазові технології» першого (бакалаврського) рівня вищої освіти за ОПП «Гірництво», а також другого (магістерського) рівня вищої освіти за ОПП «Відкриті гірничі роботи» використовуються такі результати дисертаційної роботи:

1. Метод визначення максимально можливої продуктивності по руді за гірничотехнічними умовами;
2. Методика визначення продуктивності кар'єру за рудою для різних варіантів розвитку гірничих робіт.
3. Методику перерозподілу продуктивності групи кар'єрів, що входять до складу ГЗК, при зміні потреби в залізорудній продукції;
4. Метод визначення і регулювання оптимальних параметрів системи розробки для різних значень продуктивності кар'єру.

Використання наукових розробок дозволило:

1. У лекціях з дисципліни «Проєктування, будівництво та реконструкція кар'єрів», метод визначення максимально можливої продуктивності по руді за гірничотехнічними умовами та методика визначення продуктивності кар'єру за рудою для різних варіантів розвитку гірничих робіт;
2. У лекціях з дисципліни «Проєктування технологічних процесів і схем відкритої розробки родовищ корисних копалин» використати методику перерозподілу продуктивності групи кар'єрів, що входять до складу ГЗК, при зміні потреби в залізорудній продукції та метод визначення і регулювання оптимальних параметрів системи розробки для різних значень продуктивності кар'єру.

Впровадження результатів дисертаційної роботи Луценка Сергія Олександровича «Визначення стратегії розвитку гірничих робіт кар'єрів в умовах мінливої потреби в

залізорудній сировині» дозволило підвищити науковий рівень лекційного матеріалу та підготувати такі кваліфікаційні магістерські роботи:

1. Письменний Юрій Андрійович.
Тема: «Аналіз методів керування продуктивністю кар'єрів за рудою при проектуванні відкритої розробки родовищ корисних копалин».
2. Рудевич Максим Олегович.
Тема: «Аналіз теоретичних основ і методів визначення відставання розкривних робіт в глибоких кар'єрах»
3. Філіпюк Віталій Володимирович.
Тема: «Аналіз теоретичних основ і методів визначення границь відкритої розробки родовищ корисних копалин».
4. Пронінко Анжела Миколаївна
Тема: «Аналіз особливостей відкритої розробки родовищ корисних копалин в сучасних умовах».
5. Богданов Данило Олександрович
Тема: «Аналіз стану науково-методичної бази з питання обґрунтування та вибору режиму гірничих робіт та головних параметрів кар'єрів при відкритій розробці родовищ корисних копалин»
5. Музиченко Владислав Віталійович
Тема: «Аналіз стану науково-методичної бази з питання визначення границь відкритої розробки родовищ корисних копалин»

Завідувач навчально-методичним відділом — Світлана ІВАШУРА

Декан гірничо-металургійного факультету, кандидат технічних наук, доцент — Іван КУШНЕРЬОВ

Завідувач кафедри відкритих гірничих робіт, доктор технічних наук, професор — Сергій ЖУКОВ

ДОДАТОК Г

СПИСОК ОПУБЛІКОВАНИХ ПРАЦЬ ЗА ТЕМОЮ ДИСЕРТАЦІЇ

Наукові публікації, у яких опубліковані основні наукові результати дисертації:

1. Blizniukov V. H., **Lutsenko S. O.** Improvement of technical criteria for comparative evaluation of mining operation options of iron ore open pits. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2017. No. 1. P. 44–49. URL: https://www.scopus.com/pages/publications/85019068960?origin=resultslist **(Scopus, Q3)**.

2. **Lutsenko A. S.** Open pits productivity control along with iron ore products demand variation. *Quality – Access to Success*. 2017. Vol. 18, No. S1. P. 226–229. URL: https://www.scopus.com/pages/publications/85007438930?inward **(Scopus, Q4)**.

3. Azarian V., **Lutsenko S.,** Zhukov S., Skachkov A., Zaiarskyi R., Titov D. Applied scientific and systemic problems of the related ore-dressing plants interaction in the event of decommissioning the massif that separates their quarries. *Mining of Mineral Deposits*. 2020. Vol. 14, No. 1. P. 1–10. DOI: https://doi.org/10.33271/mining14.01.001 **(Scopus, Q2)**.

4. Joukov S., **Lutsenko S.**, Hryhoriev Y., Martyniuk M., Peregudov V. Justification of the method of determination of the border overburden ratio. *E3S Web of Conferences*. 2020. Vol. 166. 02005. DOI: https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016602005 **(Scopus)**.

5. **Lutsenko S.**, Hryhoriev Y., Peregudov V., Kuttybayev A., Shampykova A. Improving the methods for determining the promising boundaries of iron ore open pits. *E3S Web of Conferences*. 2021. Vol. 280. 01005. DOI: https://doi.org/10.1051/e3sconf/202128001005 **(Scopus)**.

6. **Lutsenko S.**, Hryhoriev Y., Kuttybayev A., Imashev A., Kuttybayeva A. Determination of mining system parameters at a concentration of mining operations. *News of the Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan. Series of Geology and Technical Sciences*. 2023. Vol. 1, No. 457. P. 130–141. DOI: https://doi.org/10.32014/2023.2518-170X.264 **(Scopus, Q3)**.

7. **Lutsenko S.**, Joukov S., Hryhoriev Y. Dominant determinants of adaptation of the mining complex in the conditions of a dynamic environment. *Inżynieria Mineralna*. 2023. No. 1(51). P. 15–22. DOI: https://doi.org/10.29227/IM-2023-01-02 **(Scopus, Q4)**.

8. Hryhoriev Y., **Lutsenko S.**, Kuttybayev A., Ermekkali A., Shamrai V. Study of the impact of the open pit productivity on the economic indicators of mining development. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2023. Vol. 1254, No. 1. 012050. DOI: https://doi.org/10.1088/1755-1315/1254/1/012050 **(Scopus)**.

9. **Lutsenko S.**, Zhukov S., Hryhoriev Y., Titov D. Dynamic factors of formation of mining development strategy in the conditions of incomplete certainty of the raw material market. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2024. Vol. 1319, No. 1. 012006. DOI: https://doi.org/10.1088/1755-1315/1319/1/012006 **(Scopus)**.

10. **Луценко С. А.** Обоснование критерия оценки вариантов режима горных работ при переменном качестве рудного сырья. *Разработка рудных месторождений: сб. научн. трудов*. 2010. Вып. 93. С. 49–52 **(Фахове видання)**.

11. **Луценко С. А.** Методика определения рационального варианта режима горных работ при переменной интенсивности отработки участков железорудного карьера. *Разработка рудных месторождений: сб. научн. трудов*. 2011. Вып. 94. С. 31–33 **(Фахове видання)**.

12. **Луценко С. О.** Планування режиму гірничих робіт при розробці глибоких кар'єрів. *Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць*. 2011. Вип. 27. С. 26–30 **(Фахове видання)**.

13. **Луценко С. А.**, Баранов И. В., Близнюкова О. Ю. Определение производительности карьера по руде при заданном развитии горных работ. *Гірничий вісник КНУ: зб. наук. праць*. 2012. Вип. 95 (1). С. 12–16 **(Фахове видання)**.

14. Вилкул Ю. Г., **Луценко С. А.**, Близнюкова О. Ю. О проблеме отставания вскрышных работ в железорудных карьерах. *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2013. №3 (282). С. 92–96 **(Фахове видання)**.

15. Вилкул Ю. Г., Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Баранов И. В. Совершенствование методов планирования горных работ и проектирования карьеров. *Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць*. 2013. Вип. 34. С. 3–6 **(Фахове видання)**.

16. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Навитний Ю. М., Савицкий А. В. Технологический критерий комплексной оценки режима горных работ и производительности карьера по руде. *Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць*. 2013. Вип. 35. С. 267–271 **(Фахове видання)**.

17. **Луценко С. А.** Методика определения объемов вскрышных работ при увеличении производительности карьера по руде. *Вісник ЖДТУ*. Житомир, 2017. № 1 (79). С. 191–196 **(Фахове видання)**.

18. **Луценко С. А.** Разработка метода определения максимальной, по горным возможностям, производительности карьера по руде. *Геотехническая механика*. Дніпро, 2016. № 130. С. 169–175 **(Фахове видання)**.

19. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Баранов И. В. Определение перспективных контуров карьеров с учетом изменения условий разработки железорудных месторождений. *Качество минерального сырья: сб. научн. тр.* Кривой Рог, 2017. С. 134–143 **(Фахове видання)**.

20. **Луценко С. А.** Исследование режима горных работ, обеспечивающего достижение максимально возможной производительности карьера по руде. *Вісник НТУУ "КПІ"*. Київ, 2017. Вип. 34. С. 34–40 **(Фахове видання)**.

21. **Луценко С. А.** Определение производительности карьера по руде для различных вариантов развития горных работ. *Збірник наукових праць НГУ*. Дніпро : Національний гірничий університет, 2017. № 52. С. 87–92 **(Фахове видання)**.

22. **Луценко С. О.** Ліквідація відставання за розкривом при зміні продуктивності кар'єру за рудою. *Збірник наукових праць НГУ*. Дніпро : Національний гірничий університет, 2018. № 54. С. 60–68 **(Фахове видання)**.

23. **Луценко С. А.** Исследование взаимосвязи параметров системы разработки при концентрации горных работ. *Вісник Національного університету*

водного господарства та природокористування: зб. наук. праць. 2017. Вип. 4 (80). С. 194–203 **(Фахове видання)**.

24. Жуков С. А., **Луценко С. А.** Определение объемов вскрышных работ при увеличении производительности карьера по руде. *Збірник наукових праць НГУ*. Дніпро : Національний гірничий університет, 2018. № 55. С. 29–39 **(Фахове видання)**.

25. **Луценко С. А.** Исследование взаимосвязи параметров системы разработки. *Вісник ЖДТУ*. Житомир, 2018. № 1 (81). С. 269–273 **(Фахове видання)**.

26. Жуков С. А., **Луценко С. А.** Исследование влияния параметров системы разработки на отставание вскрышных работ в карьере. *Гірничий вісник*. Кривий Ріг, 2018. Вип. 104. С. 76–80 **(Фахове видання)**.

27. Жуков С. О., **Луценко С. О.** Дослідження впливу продуктивності кар'єру за рудою і параметрів системи розробки на інтенсивність відпрацювання родовища. *Збірник наукових праць НГУ*. Дніпро : Національний гірничий університет, 2019. № 58. С. 68–74 **(Фахове видання)**.

28. **Луценко С. А.**, Близнюков В. Г. Определение годовых объемов ликвидации отставания по вскрыше при изменении производительности карьера по руде. *Труды Сатпаевских чтений*. Алматы : КазНТУ имени Сатпаева, 2019. Т.1. С. 671–676.

29. **Луценко С. О.**, Блізнюков В. Г., Баранов І. В. Визначення перспективних контурів кар'єрів, що розробляють крутоспадні залізорудні родовища. *Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць*. Кривий Ріг, 2019. Вип. 49. С. 25–30 **(Фахове видання)**.

30. **Луценко С. А.**, Жуков С. А., Григорьев Ю. И. Методика определения объемов вскрышных работ, обеспечивающих в карьере нормальные условия для добычи полезного ископаемого. *Гірничий вісник*. Кривий Ріг, 2020. Вип. 107. С. 22–26 **(Фахове видання)**.

31. **Луценко С. А.** Определение объемов ликвидация вскрышного отставания при изменении производительности карьера по руде. *Вісник*

Криворізького національного університету : зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2020. Вип. 18, № 1. С. 78–82 **(Фахове видання)**.

32. Joukov S., **Lutsenko S.**, Hryhoriev Y., Shvets E., Onika S., Babiy E. Optimization of the parameters of cyclical-streaming technology in the conditions of the development of Kryvbas iron ore deposits. *Sustainable Extraction and Processing of Raw Materials Journal*. Софія, 2021. Vol. 2. P. 52–56.

33. **Луценко С. О.**, Жуков С. О., Григор'єв Ю. І., Федоренко С. О. Системні невідповідності за традиційного проектування залізорудних кар'єрів. *Гірничий вісник : наук.-техн. зб.* Кривий Ріг, 2023. Вип. 111. С. 11–17 **(Фахове видання)**.

34. Hryhoriev Yu., **Lutsenko S.**, Hryhoriev I., Rybalkina I. Systematization of adaptation tools for mining enterprises to changes in the economic environment. *Geo-Technical Mechanics*. 2024. № 169. P. 171–179 **(Фахове видання)**.

35. Григор'єв Ю. І., **Луценко С. О.**, Бровко Д. В., Баранов І. В., Жуков С. О. Адаптація кінцевих контурів кар'єрів №2-біс та №3 ПАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг" в умовах динаміки гірничо-геологічних факторів. *Гірничий вісник: наук.-техн. зб.* Кривий Ріг, 2024. Вип. 112. С. 77–83 **(Фахове видання)**.

36. **Луценко С. О.,** Григор'єв Ю. І., Жуков С. О., Кравцов О. В., Кравцова О. О. Детермінативи концептуального перегляду засад планування гірничих робіт з урахуванням динаміки ринку та дисбалансу обсягів видобутку руд і розкриву. *Збірник наукових праць національного гірничого університету*. 81. Дніпро, 2025. С. 37–49 **(Фахове видання)**.

37. **Луценко С. О.**, Григор'єв Ю. І., Жуков С. О., Григор'єв І. Є. Ретроспективно-каузальний аналіз функціонування кар'єрів як основа розробки адаптивної моделі управління регіональним гірничодобувним кластером. *ВІСТІ Донецького гірничого інституту*. №1 (56). 2025. С. 81–93 **(Фахове видання)**.

38. Баряцька Н. В., **Луценко С. О.**, Григор'єв Ю. І., Плотніков О. В., Сафронова Н. Г. Проєктування та планування відкритих гірничих робіт у програмному забезпеченні MICROMINE BEYOND. *Науковий Журнал Метінвест Політехніки. Серія: Технічні науки*. № 3. 2025. С. 203–209 **(Фахове видання)**.

Наукові праці, які засвідчують апробацію матеріалів дисертації:

39. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Савицкий А. В. О необходимости реконструкции железорудных карьеров Кривбасса. *Комбинированные технологии разработки месторождений глубокими карьерами и шахтами: Міжнар. симпоз.,* 18–23 червня. 2012 р.: зб. наук. пр. Кривий Ріг: Діонис, 2012. С. 17–19.

40. Близнюков В. Г., Баранов И. В., **Луценко С. А.** Совершенствование методов определения границ карьеров. *Сталий розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф.,* 22–25 трав. 2015 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2015. С. 6.

41. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Баранов И. В., Близнюкова О. Ю. Комплексная оценка режима горных работ и производительности карьера. *Качество минерального сырья: Міжнар. наук.-техн. конф.,* 22–25 трав. 2014 р.: зб. наук. пр. Кривий Ріг, 2014. С. 53–66.

42. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Баранов И. В. Определение перспективних контуров карьеров с учетом изменения условий разработки железорудных месторождений. *Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф.,* 25–27 трав. 2016 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2016. С. 40.

43. **Луценко С. А.** Методика определения объемов вскрышных работ при изменении производительности карьера по руде. *Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф.,* 24–26 трав. 2017 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2017. С. 5.

44. **Луценко С. А.** Выбор рационального порядка отработки запасов месторождения при изменении спроса на железорудную продукцию. *Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф.*, 23–25 трав. 2018 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2018. С. 6.

45. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Баранов И. В. Определение перспективных контуров железорудных карьеров обеспечивающих конкурентоспособность товарной продукции горно-обогатительных комбинатов. *Матеріали міжнародної конференції „Форум гірників – 2016”* – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2016. С. 64–71.

46. **Луценко С. А.** Определение граничного коэффициента вскрыши, обеспечивающего конкурентоспособность железорудного концентрата Украины на мировом рынке. *Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі: Міжнар. наук.-техн. інт.-конф.,* 14 груд. 2016 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2016. С. 15.

47. Близнюков В. Г., **Луценко С. А.**, Баранов И. В. Адаптивное определение перспективных контуров карьера Полтавского ГОКа. *Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів: III Всеукр. наук.-практ. конф. студ., асп. та молодих вчених,* 27–28 квіт. 2016 р.: тези доп. Житомир, 2016. С. 23–25.

48. **Луценко С. А.** Определение параметров системы разработки при концентрации горных работ. *Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі: II Міжнар. наук.-техн. інт.-конф.,* 14 груд. 2017 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2017. С. 83.

49. **Луценко С. А.** Планирование развития горных работ в карьере при изменении спроса на железорудную продукцию. *Science of the XXI century problems and prospects of researches*. Poland, 2017. Vol. 1. С. 24–28.

50. **Lutsenko S. A.**, Shvets E. N., Martyniuk M. V. Enhancement of methods of determining the boundaries of opencast mines. *International scientific and technical internet conference "Innovative development of resource-saving technologies of mineral mining and processing",* 14 груд. 2018 р.: тези доп. Румунія, 2018. С. 106–108.

51. **Луценко С. О.**, Жуков С. О. Визначення річних обсягів ліквідації відставання за розкривом. *Сучасні технології розробки рудних родовищ. Еколого-економічні наслідки діяльності підприємств ГМК: V Міжнар. наук.-техн. конф.,* 23–24 листоп. 2018 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2018. С. 125–126.

52. **Луценко С. А.**, Жуков С. А. Регулирование режима горных работ для обеспечения заданной производительности карьера по руде. *Новітні технології в освіті, науці та виробництві: I Міжнар. наук.-техн. інтернет-конф.,* 18 квіт. 2019 р.: тези доп. Покровськ, 2019. С. 196–199.

53. **Луценко С. А.**, Титов Д. А., Заярский Р. С., Жуков С. А. Обоснование режима горных работ, обеспечивающего производительность карьера по рудной

продукции при изменении потребности в ней. *Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів: VI Всеукр. наук.-практ. конф.,* 17–18 квіт. 2019 р.: тези доп. Житомир, 2019. С. 87–91.

54. **Луценко С. А.** Определение ширины рабочей площадки и длины фронта горных работ при концентрации горных работ. *Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф.,* 22–24 трав. 2019 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2019. С. 26.

55. **Луценко С. О.**, Жуков С. О. Дослідження режиму гірничих робіт, що забезпечують досягнення заданої продуктивності кар'єру за рудою. *Сучасні технології розробки рудних родовищ. Еколого-економічні наслідки діяльності підприємств ГМК: VI Міжнар. наук.-техн. конф.,* 22 листоп. 2019 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2019. С. 120–121.

56. **Lutsenko S. A.**, Shvets E. N., Hryhoriev Y. I. Open pits productivity control along with iron ore products demand variation. *2nd International scientific and technical internet conference "Innovative development of resource-saving technologies of mineral mining and processing",* 15 листоп. 2019 р.: тези доп. Румунія, 2019. С. 83–85.

57. **Lutsenko S.**, Joukov S., Peregudov V., Hryhoriev I. Rearrangement methodology of the open pits group performance as a part of the mining and processing plant. *Матеріали міжнар. конф. „Форум гірників – 2020",* 4–5 листоп. 2020 р. Дніпро: Національний гірничий університет, 2020. С. 38–44.

58. **Луценко С. О.**, Григор'єв Ю. І. Розвиток гірничих робіт в кар'єрі при зміні потреби на залізорудну продукції. *Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. інтернет конф.,* 17–20 листоп. 2020 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2020. С. 4.

59. **Луценко С. О.** Визначення продуктивності кар'єру при встановленому режимі гірничих робіт. *Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. інтернет конф.,* 26–28 травня 2021 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2021. С. 34.

60. **Луценко С. О.**, Григор'єв Ю. І., Жуков С. О. Удосконалення методів визначення продуктивності кар'єру за гірничими можливостями. *Міжнар. наук.-техн. конф. «Розвиток промисловості та суспільства»* – Кривий Ріг, 2024. С. 69.

61. Григор’єв Ю. І., **Луценко С. О.**, Григор’єв І. Є. Інструменти адаптації гірничодобувних підприємств до динамічного середовища господарювання. *Геотехнічні проблеми розробки родовищ: матеріали XXII Міжнар. конф. молодих вчених,* 24 жовт. 2024 р. Дніпро: Інститут геотехнічної механіки ім. М. С. Полякова НАН України, 2024. С. 48–50.

62. **Луценко С. О.** До питання обгрунтування взаємозв'язку ширини робочого майданчика і довжини фронту гірничих робіт. *Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф.,* 28–30 травня 2025 р.: тези доп. Кривий Ріг, 2025. С. 15.