

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

Кваліфікаційна наукова
праця на правах рукопису

АНІСІМОВ ОЛЕГ ОЛЕКСАНДРОВИЧ

УДК 622.271

ДИСЕРТАЦІЯ

**НАУКОВІ ОСНОВИ ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЙ РОЗРОБКИ
ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ КРУТОНАХИЛЕНИМИ ШАРАМИ З
ВНУТРІШНІМ ВІДВАЛОУТВОРЕННЯМ В КАР'ЄРІ**

**05.15.03 - «Відкрита розробка родовищ корисних копалин»
184 Виробництво та технології**

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

_____ О.О. Анісімов
(підпис, ініціали та прізвище здобувача)

Науковий консультант - Дриженко Анатолій Юрійович Лауреат Державної
премії України, доктор технічних наук, професор

Дніпро - 2021

АНОТАЦІЯ

Анісімов О.О. Наукові основи обґрунтування технологій розробки залізорудних родовищ крутонахиленими шарами з внутрішнім відвалоутворенням в кар'єрі. – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук за спеціальністю **05.15.03** – «Відкрита розробка родовищ корисних копалин» (184 – Виробництво та технології). **НТУ «Дніпровська політехніка», Дніпро, 2021.**

Зміст анотації. Дисертація є закінченою науковою роботою, у якій вперше на основі встановлених результатів досліджень вирішена актуальна науково-практична проблема обґрунтування теоретичних та методичних засад оптимізації технологічних рішень та конструктивна розробка на їх основі практичних рекомендацій щодо проектування системи відпрацювання крутоспадних залізорудних родовищ крутонахиленими шарами з внутрішнім відвалоутворенням на глибоких кар'єрах. Обґрунтування основ технології інтенсивного розвитку робочої зони кар'єрів за допомогою крутонахилених шарів для створення умов розміщення внутрішнього відвалу та створення рекомендацій з формування бортів кар'єрів при розробці залізорудних родовищ, у сукупності дозволяють суттєво знизити експлуатаційні витрати при видобутку залізних руд, підвищити ефективність і безпечність ведення гірничих робіт.

За рішеннями, що впровадженні на сьогодні, технологія розробки залізорудного родовища крутонахиленими шарами потребує значних витрат на транспортування й відвалоутворення розкривних порід на поверхні кар'єру, а область її застосування обмежена складною організацією транспортних вантажопотоків. Досвід багатьох гірничих підприємств не дає можливість використовувати переваги цієї технології через недостатнє її теоретичне й

науково-методичне обґрунтування, зокрема технологічних схем та параметрів формування внутрішніх відвалів.

Наукові основи технологій формування крутонахилених шарів полягають у встановленні нових закономірностей розвитку глибоких кар'єрів з визначенням зв'язків між параметрами робочої зони і технологічними схемами розвитку фронту робіт, які надають можливість поступово, безпечно здійснювати розробку залізородних родовищ і розміщувати розкриття у внутрішні відвали.

В роботі удосконалена систематизація глибоких залізородних кар'єрів з урахуванням зростаючої глибини їхнього відпрацювання, що дозволило виділити сім типів кар'єрів по глибині в якості основних об'єктів дослідження.

На основі аналізу систематизованих глибоких кар'єрів отримані лінії тренда їх продуктивності і показник вірогідності коефіцієнта апроксимації, який для порід розкриття становить $R^2=0,9478$, для видобутку руди – $R^2=0,8697$, які цілком вірогідно описують зміни величини продуктивності по руді і породам розкриття від проектної глибини відпрацювання родовища. Це дозволяє прогнозувати об'єми видобутку гірської маси для залізородних кар'єрів.

Положення гірничих виробок у межах робочого борту визначає можливості подальшого розвитку гірничих робіт, розміщення транспортних комунікацій, формування внутрішніх відвалів. Досліджені послідовності розробки бортів глибоких кар'єрів по породам розкриття. Розглянуті чотири схеми формування бортів: стандартна; формування двох з'їздів із протилежних сторін горизонту; двостороннього відпрацювання горизонту по колу; човникове переміщення вибою на горизонті. Графік наростаючих об'ємів виймання порід розкриття показує, що найкращі показники для кар'єрів 4 типу, як більш розповсюдженого на території України з обсягами 129 і 147 млн м³ відповідають розвитку робочої зони кар'єру з формуванням екскаваторних заходок за принципом двостороннього відпрацювання горизонтів по колу, а також з використанням човникової схеми.

Встановлено, що найкращі показники зростаючих об'ємів виймання порід розкриття відповідають розвитку робочої зони крутонахиленими шарами з

формуванням екскаваторних заходок за принципом двостороннього відпрацювання горизонтів по колу, а також при формуванні уступу за човниковою схемою.

Виконано аналіз схем керування фронтом гірничих робіт і визначені технологічні прийоми керування параметрами бортів кар'єрів і довжиною фронту видобувних робіт, які дозволили сформувати схему послідовності прийняття рішень. Обґрунтовано методи керування фронтом гірничих робіт при формуванні крутонахилених шарів, що враховують основні параметри залізородного кар'єра, визначають взаємозв'язок між шириною крутонахилого шару, схемою розробки уступів, механізацією гірничих робіт і які впливають на етапи, напрями і послідовність розвитку кар'єрного поля і внутрішнього відвалу.

Систематизовано технологічні схеми підготовки глибоких горизонтів, які розраховані на використання автосамоскидів у середній і нижній частинах робочої зони кар'єру. Крутонахилені виймальні шари внаслідок їх тимчасового положення, високої інтенсивності відпрацювання і поглиблення пропонується створювати комплексом обладнання, яке у своєму складі передбачає використання винятково автосамоскидів вантажністю 1 варіант – 65-155т, 2 варіант – 120-200т, 3 варіант – 200-250 т і 4 варіант – 250 т і більше. Робота автосамоскидів здійснюється у комплексі з екскаваторами для 1 варіанту – ємність ковша 8-15 м³, для 2 варіанту – 15-25 м³, для 3 варіанту – 25-30м³ і для четвертого від 30 м³ і більше. Обраний варіант дозволяє визначити ширину робочого майданчика крутонахилого шару з урахуванням схеми відпрацювання уступів. Запропонований метод дозволяє попередньо визначити раціональну ширину крутонахилого шару.

Визначена математична залежність між параметрами крутонахилених шарів і темпом поглиблення розкривних робіт у робочій зоні кар'єру. Нова залежність доводить, що висота поточного крутонахилого шару залежить від довжини фронту уступу на поточному і на верхньому горизонтах, висоти крутонахилого шару, що відпрацьовують зверху, а також встановлено, що зі

збільшенням глибини відпрацювання покладу, фронт на розкривних уступах буде зменшуватися на 7,4 % на кожні 100 м поглиблення.

Встановлений взаємозв'язок між параметрами робочої зони глибокого кар'єру який показує, що із глибиною, при формуванні робочого майданчика шириною від 35 до 60 м, довжина фронту гірничих робіт на уступі зменшується з 2050 м до 1440 м, а висота групи уступів у крутонахиленому шарі зростає від 30 до 80 м, що дозволило визначити технологічні схеми формування робочої зони.

Науково доведено, що поступове зниження дна кар'єру веде до того, що при залучанні різної кількості розкривних уступів у крутонахиленому шарі, кут укосу робочого борту по породам розкриву може змінювати своє значення, при цьому відпрацювання лежачого борту кар'єру з поглибленням може «заморожуватися», тобто роботи на ньому в певний період припиняються, що потребує забезпечення довгострокової стійкості гірничих виробок.

Відповідно кут укосу робочого борту по породам розкриву може змінювати своє значення від 55 до 27 градусів - при ширині робочого майданчика 60 м. При відпрацюванні майданчиками шириною 40 м, кут укосу бортів кар'єру по висячому і лежачому бокам родовища у середньому змінюється від 35 до 42 градусів. Таким чином, визначені параметри кутів знаходяться в межах проектного положення неробочих бортів і дозволяють безпечно розробляти борти крутонахиленими шарами. Поступове зниження дна кар'єру, веде до того, що в роботу залучають різне число розкривних уступів у крутонахиленому шарі.

Науково обґрунтовано можливі безпечні зони на робочому майданчику від нижньої брівки уступу при відпрацюванні крутонахиленими шарами в скельних породах, що дозволило встановити безпечні відстані для роботи гірничотранспортного обладнання. Розроблені нові рухомі конструкції захисту робочих і транспортних майданчиків від можливих обрушень шматків гірської маси з укосів вище розташованих уступів, які є мобільними і займають невелику площу. Встановлено, що безпечна зона знаходиться на відстані 3,96 м від

нижньої брівки уступу, а висота валу або стіни, що уловлюють шматки породи, повинні бути не менше за 2,37 м.

Науково обґрунтовано, що на діючих кар'єрах зі збільшенням глибини кар'єру висота групи уступів з 2-3 одиниць, але не більш 4-х в крутонахиленому шарі в етапі зростає і обмежується стійкістю укосу, що утворюється.

Встановлені аналітичні залежності для визначення ширини майданчиків внутрішнього відвалу при формуванні борту залізрудного кар'єру крутонахиленими шарами, з використанням бульдозерних, екскаваторних, конвеєрних технологій відвалоутворення, що дозволило обґрунтувати область застосування їх всередині кар'єру і при формуванні внутрішнього відвалу.

Розроблено рекомендації з обґрунтування раціональних технологічних схем відпрацювання залізрудних кар'єрів крутонахиленими шарами, які сприяють розвитку екологічних схем з видобутку корисних копалин, зменшенню витрат, спрощенню транспортних вантажопотоків з переміщення порід розкриву у внутрішні відвали. Відповідно до виконаної систематизації кар'єрів для 1-7 типів визначені параметри внутрішніх відвалів при відпрацюванні кар'єру першої черги.

Розроблено методику розрахунків параметрів при застосуванні технології формування крутонахилених шарів і внутрішніх відвалів на глибоких залізрудних кар'єрах, яку впроваджено у вигляді основних наукових рішень і рекомендацій, що затверджені та погоджені в ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України, на ПрАТ «Полтавський ГЗК» та в НТУ «Дніпровська політехніка». Використання наукових основ формування крутонахилених шарів і внутрішніх відвалів підтверджені актами впровадження матеріалів в робочих проектах «Геотранс», науково-дослідній роботі НДГРІ КНУ, в умовах рудоуправління ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».

Ключові слова: глибокі кар'єри, робоча зона, технологічні схеми розробки бортів кар'єрів, крутонахилені шари, внутрішні відвали.

ANNOTATION

Anisimov O. Scientific bases of substantiation the technologies of development of iron ore deposits by steep dipping layers with internal dump formation in an open pit. – Qualifying scientific work on the rights of a manuscript.

Dissertation for the degree of Doctor of Technical Sciences by specialty 05.15.03 - " Surface mining " (184 - Production and technology). Dnipro University of Technology, Ministry of Education and Science of Ukraine, Dnipro, 2021.

Annotation content. The dissertation is a completed scientific work, in which for the first time based on the established research results the actual scientific and practical problem is solved. Theoretical and methodical bases of optimization of technological decisions and constructive developments are substantiated and, on their basis, practical recommendations on designing of the system of working off of steep formation iron ore deposits by steep dipping layers with internal dumping on deep open pits are created. The basics of the technology of intensive development of the working zone of open pits with the help of steep dipping layers for creating the conditions of placement the internal dumps are substantiated. The recommendations for the formation of pits edges in the development of iron ore deposits, together, can significantly reduce operating costs in the extraction of iron ore, increase the efficiency and safety of mining.

According to the solutions implemented today, the technology of development of iron ore deposits with steep dipping layers significant costs for transportation and dumping of overburden on the surface of the open pit. Its scope is limited by the complex organization of freight traffic. The experience of many mining enterprises does not allow to use of the advantages of this technology due to its insufficient theoretical and scientific-methodical substantiation, in particular, technological schemes and parameters of formation of internal dumps.

The scientific basis of technologies for the formation of steep dipping layers is to establish new patterns of development of deep open pits with the definition of links between the parameters of the working area and technological schemes of

development at the front of work. They provide an opportunity to gradually, safely carry out the development of iron ore deposits and place overburden in the internal dumps.

In the work, the systematization of deep iron ore open pits has been improved, taking into account the increasing depth of their working out, which allowed to distinguish seven types by depth as the main objects of research.

Based on the analysis of systematized deep open pits, the obtained lines of the trend of their productivity and the index of the probability of the approximation coefficient, which for the overburden rocks is $R^2 = 0,9478$, for extraction of ore - $R^2 = 0,8697$, which quite accurately describe changes of magnitude of productivity by ore and overburden rocks from the design depth of development of the deposit. This is to predict mining volumes for iron ore open pits.

The position of the mine workings within the working pit edge determines the possibilities of further development of mining operations, placement of transport communications, the formation of internal dumps.

The sequences of development of the benches of deep open pits by overburdened rocks are explored. Four schemes of the formation of benches are considered: standard; formation of two connecting tracks from the opposite sides of the horizon; two-way working out of the horizon around a circle; shuttle moving of the stope on the horizon. The graph of increasing volumes of overburden rocks shows that the best indicators for the 4th type of open pits, as more common in the territory of Ukraine with the volumes of 129 and 147 million m³ correspond to the development of the working area of the open pit with the formation of excavator stope on the principle of two-way working out of the horizon around a circle, as well as using a shuttle scheme.

It is established that the best indicators of increasing volumes of excavation rocks correspond to the development of the working zone by steep dipping layers with the formation of excavator approaches on the principle of bilateral working of horizons in a circle, as well as the formation of the ledge according to the shuttle scheme.

An analysis of the schemes of management of the front of mining was carried out and the technological methods of controlling the parameters of the sides of the open pits and the length of the front of the mining operations were determined, which allowed forming a scheme of the sequence the decision-making.

The methods of control of the mining front at the formation of steep dipping layers are substantiated, taking into account the main parameters of the iron ore open pit, determining the relationship between the width of the steep dipping layer, the scheme of benches, mechanization of mining. They affect the stages, directions, and sequence of development of the open pit field and the internal dump.

The technological schemes of preparation of deep horizons for using dump trucks in the middle and lower parts of the working area of the open pit are systematized. Steep dipping removal layers have a temporary position, high intensity of working out and deepening are proposed to create a complex of equipment, which in its composition implies using only dump trucks load capacity the 1st variant - 65-155 t, the 2d variant - 120-200 t, the 3d variant - 200-250 t and the 4th - 250 and more in combination with excavators for the first variant - a capacity of a bucket 8-15 m³, for the second variant - 15-25 m³, for the third variant - 25-30 m³ and the fourth from 30 m³ and more. The chosen variant is to define a width of a working platform of a steep dipping layer, taking into, account the scheme of working out of benches. The width of the layer is varied from 35 to 150 m. The proposed method allows previously determining the rational width of the steep dipping layer.

The mathematical dependence between the parameters of the steep dipping layers and the rate of deepening of the overburden works in the working zone of the open pit is determined. The new dependence proves that the height of the current steep dipping layer depends on the length of the bench front on the actual and the upper horizons, the height of the steep dipping layer working off above. It is established that with the increase of the depth of the deposit, the front on the benches will decrease by 7.4% for every 100 m of deepening.

The relationship between the parameters of the working zone of the deep open pit is established, which shows that with the depth when forming a working platform

with a width of 35 to 60 m, the length of the mining front on the bench decreases from 2050 m to 1440 m. In this case height of the group of the benches in the steep dipping layer increases from 30 to 80 m that defines technological schemes of formation of a working zone.

It is scientifically proven that the gradual reduction of the bottom of the open pit leads to the fact that when attracting a different number of benches in the steep dipping layer, the angle of inclination of the working pit edge on the rocks of the overburden can change its value. Working off a lying bench of the open pit with deepening can be "frozen", i.e. works on it in a certain period are stopped that demands maintenance of long-term stability of mine workings.

Accordingly, the slope angle of the pit edge on the overburdened rocks can change its value from 55 to 27 degrees - with a width of the platform of 60 m. In the development of platforms of the width of 40 m, the slope angle of the pit edge on the hanging and lying sides of the deposit on average is varied from 35 to 42 degrees. Thus, the specified parameters of the angles are within the project position of the basset edges and allow safely develop the edges of the pits by steep dipping layers. Gradual reduction of the bottom of the open pit leads to the fact that the work involves a different number of benches in the steep dipping layer.

Possible safe zones on the work platform from the lower edge of the bench at the development by steep dipping layers in rocks have been scientifically substantiated, which allowed establishing safe distances for the operation of mining equipment.

Developed new mobile constructions of the protection of working and transport platforms are mobile from possible rockfall from slopes the above benches. These mobile constructions occupy a small area. The methods and constructions of protective equipment and possible distance of falling of large blocks of rock are grounded, which allows establishing safe areas for the operation of mining equipment. It is established that the safe zone is at 3.96 m from the lower crest of the bench, and the height of the shaft or the wall that catching the blocks of rock must be at least 2.37 m.

It is scientifically substantiated that in existing open pits with increasing depth of one the height of the group of benches from 2-3 units, but not more than 4 steep dipping layers in the stage increases and is limited by the stability of the formed slope.

Analytical dependencies have been established for determining the width of the platforms of internal dump during the formation of the pit edge of the iron ore pit by steep dipping layers, using bulldozer, excavator, conveyor technologies of dump formation. This allowed justifying the scope of their using inside the one and at the placement of the internal dump.

Recommendations for substantiation of rational technological schemes of mining of iron ore open pits by steep dipping layers are developed, which promote the development of ecological schemes of extraction of minerals, reduction of expenses, simplification of transport routes with the movement of rocks in internal dumps. According to the obtained systematization of open pits for the 1-7 types, the parameters of the internal dumps during working out of the open pit of the first queue are determined.

The method of calculation of parameters at the application of technology of formation of steep dipping layers and internal dumps in deep iron ore pits was developed, which is used as the basic scientific decisions and recommendations. They are approved and coordinated at IGTM NAS of Ukraine, at PJSC "Poltava Mining" and the Dnipro University of Technology. The use of scientific bases of the formation of steep dipping layers and internal dumps is confirmed by acts of implementation of materials in working projects "Geotrans", research work of NDHRI KNU, in terms of PJSC "ArcelorMittal Kryvyi Rih".

Key words: deep open pits, working area, technological schemes of the development of benches of the open pits, steep dipping layers, internal dumps.

Список публікацій здобувача:*Монографії:*

1. **Анисимов О.А.** Технологии строительства и разработки глубоких карьеров: Монография. Днепропетровск: Национальный горный университет, 2015. – 272 с.

Публікації у фахових виданнях:

2. **Анисимов О.А.** Исследование схем расконсервации временно нерабочих бортов карьера пластового крутопадающего месторождения // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць. Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. 2008. Вип.77. С. 3-8.

3. **Анисимов О.А.** Обоснование параметров противообвальных улавливающих валов для предотвращения процессов обрушения откосов уступов в карьерах // Збірник наукових праць НГУ. 2010. №34, Т.2. С. 53-59.

4. **Анисимов О.А.** Скорость понижения вскрышных уступов при разработке глубоких карьеров почвоуступными крутонаклонными слоями // Збірник наукових праць НГУ. 2014. №45. С. 90-94.

5. **Анисимов О.А.** Систематизация глубоких карьеров по длине экскаваторных блоков при извлечении вскрыши // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць. Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. 2014. Вип.117. С. 28-32.

6. **Anisimov O.** The development of deep pits steep slope layers // Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining. 2015. P. 243–246. (Scopus).

7. **Анисимов О.А.** Исследование формирования механизированных комплексов и их влияние на ширину крутонаклонного слоя при отработке крутопадающих месторождений // Збірник наукових праць НГУ. 2017. №50. С. 26-32.

8. **Анісімов О.О.** Технологічні схеми внутрішнього відвалоутворення та визначення параметрів экскаваторних відвалів при відпрацюванні глибоких кар'єрів // Збірник наукових праць НГУ. 2017. №51. С. 18-28.

9. **Анисимов О.А.** Параметры рабочих бортов глубоких карьеров при формировании рабочей зоны крутонаклонными слоями // Збірник наукових праць НГУ. 2017. №52. С. 47-56.
10. **Анісімов О.О.** Дослідження зміни кута укусу робочого борту кар'єра з відпрацюванням порід розкриву крутонахиленими шарами. // Качество минерального сырья. Сборник научных трудов: КНУ. 2017. №4. С. 557-563.
11. **Anisimov O.O.** Research on parameters of the working area on an internal dump for developing open pits // Scientific bulletin of National Mining University. 2018. №1. P. 27–34. (Scopus).
12. Formation of safety conditions for development of deposits by open mining / **Anisimov O.**, Symonenko V., Cherniaiev O., Shustov O. // Ukrainian school of mining engineering. 2018. №60. P.1-11. (Web of Science).
13. **Анісімов О.О.**, Леонтьук І.В., Воробйова О.М. Визначення швидкості пониження робочих площадок крутих шарів в залежності від технологічних схем в умовах Полтавського ГЗК // Збірник наукових праць НГУ. 2018. №53. С. 17-25.
14. **Анисимов О.А.** Технологические решения размещения основных транспортных коммуникаций при формировании рабочей зоны карьеров крутонаклонными слоями // Збірник наукових праць НГУ. 2018. №54. С. 28-38.
15. **Анісімов О.О.** Формування бортів глибокого кар'єру крутими шарами // Збірник наукових праць НГУ. 2018. №55. С. 8-17.
16. **Анісімов О.О.** Загальні методи керування фронтом гірничих робіт із розробкою бортів крутонахиленими шарами // Збірник наукових праць НГУ. 2019. №58. С. 46-55.
17. **Анісімов О.О.** Вирішення проблем розміщення внутрішніх відвалів при формуванні бортів глибоких кар'єрів крутонахиленими шарами // Збірник наукових праць НГУ. 2020. №60. С. 17-25.
18. **Анісімов О.О.** Методика визначення напрямку поглиблення дна кар'єру // Збірник наукових праць НГУ. 2020. №62. С. 16-25.

Публікації у закордонних виданнях:

19. Молдабаев С.К., **Анисимов О.А.** Перспективные схемы производства эксплуатационных и горно-подготовительных работ в глубоких рудных карьерах // Горный журнал Казахстана. 2018. № 10. С. 8-11.

Патенти:

20. Спосіб відкритої розробки крутоспадних родовищ корисних копалин: патент на винахід 122149 UA: МПК E21C41/26 / **Анісімов О.О.**, Черняєв О.В. №а 2018 00718; заявл. 25.01.2018; опубл. 25.09.20, Бюл.№18.

21. Спосіб відкритої розробки крутоспадних родовищ корисних копалин: патент на винахід 117835 UA: МПК E21C41/26 / **Анісімов О.О.** №а 2016 03525; заявл. 04.04.2016; опубл. 10.10.2018, Бюл. №19.

Матеріали конференцій:

22. Технология разработки глубоких железорудных карьеров с возможностью складирования пород вскрыши на отработанных горизонтах / Дриженко А.Ю, **Анисимов О.А.**, Козенко Г.В. и др. // Форум гірників –2007: матеріали міжнар. конф., Дніпропетровськ, 2007. С. 141-145 (виступ).

23. Дриженко А.Ю., **Анисимов О.А.**, Козенко Г.В. Организация подготовки выработанного пространства железорудных карьеров к складированию пород вскрыши // Проблемы открытой разработки месторождений полезных ископаемых: материалы междунар. науч.-техн. конф., Екатеринбург: УГГУ, 2010. С. 145-149 (дистанційне).

24. Дриженко А.Ю., **Анисимов О.А.**, Козенко Г.В. Организация засыпки отработанных глубоких карьеров // Проблемы карьерного транспорта: материалы IX междунар. науч.-практ. конф., Екатеринбург: УрО РАН, 2008. С. 72-75 (дистанційне).

25. Дриженко А.Ю., **Анисимов О.А.** Управление выемкой пород вскрыши при формировании выработанного пространства глубоких карьеров почвоуступными крутонаклонными слоями // Форум гірників –2013: матеріали міжнар. конф., Дніпропетровськ, 2013. С. 168-172 (виступ).

26. Дриженко А.Ю., **Анисимов О.А.** Технологии внутреннего отвалообразования на отработанных глубоких железорудных карьерах или их участках // Сб. трудов межд. науч.-практ. конф. «Инновационные технологии и проекты в горно-металлургическом комплексе, их научное и кадровое сопровождение», Алматы: Каз НТУ, 2014. С. 176-181 (дистанційне).

27. Simulation of the dump trucks in deep pits. VI International conference / Drizhenko A., **Anisimov O.**, Sladkowski A., Moldobayev S., Stolpovskich I. // Transport problems 2014: VI International conference, Katowice (Poland): Silesian University of Technology, 2014. P. 153-157 (дистанційне).

28. **Анисимов О.А.** Механизированные комплексы в условиях разработки крутопадающих месторождений крутонаклонными слоями // Форум гірників –2016: матеріали міжнародної наук.-техн. конф., Дніпропетровськ, 2016. Том 2. С. 72-76 (виступ).

29. Features of internal stacking during mining of steeply dipping mines / Drizhenko A., **Anisimov O.**, Rakishev B. and other // 24th World Mining Congress, Mining in a world of innovation, Underground mining, Rio de Janeiro, 2016. P. 232-239 (дистанційне).

30. **Anisimov O.** Efficiency of the development of iron ore pits in the application of steep dipping layers // Materials of the International Scientific & Practical Conference “Energy Efficiency and Energy Saving 2017”, Dnipro: NMU, 2017. P. 10 (дистанційне).

31. **Анісімов О.О.** Формування бортів крутими шарами при відпрацюванні глибоких залізрудних кар’єрів // Форум гірників – 2018: матеріали міжнародної наук.-техн. конф., Дніпро, 2018 (виступ).

32. Спрогіс В.С., **Анісімов О.О.** Комп’ютерне моделювання формування внутрішнього відвалу в умовах кар’єру Полтавського ГЗК // «Молодь: наука та інновації»: матеріали V Всеукраїнської науково-технічної конференції студентів, аспірантів і молодих вчених, Дніпро, 2017. Т.1. С. 72-73 (дистанційне).

ЗМІСТ

ВСТУП.....	21
РОЗДІЛ 1 АНАЛІЗ ІСНУЮЧОГО СТАНУ ГІРНИЧИХ РОБІТ НА ГЛИБОКИХ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРАХ УКРАЇНИ.....	30
1.1 Аналіз роботи діючих залізорудних кар'єрів і розподіл промислових запасів залізних руд України	30
1.2 Огляд літературних джерел, пов'язаних з проблематикою розробки залізорудних родовищ відкритим способом	36
1.3 Аналіз технологічної схеми проведення розкривних виробок в умовах систематичного поглиблення залізорудних кар'єрів.....	62
1.4 Постановка проблеми, ідея, мета і завдання наукового дослідження технологічних основ формування бортів з наступним відвалоутворенням	71
РОЗДІЛ 2 НАУКОВІ ОСНОВИ ФОРМУВАННЯ РОБОЧОЇ ЗОНИ ГЛИБОКИХ КАР'ЄРІВ КРУТОНАХИЛЕНИМИ ШАРАМИ ТА ЕФЕКТИВНОСТІ ЇХ ВІДПРАЦЬОВУВАННЯ.....	75
2.1 Розробка методики керування довжиною фронту робіт для підтримки заданої інтенсивності відпрацювання ділянок глибоких кар'єрів.....	75
2.2 Обґрунтування критерію ефективності відкритої розробки глибоких кар'єрних полів із крутим падінням покладу	82
2.3 Формування економіко-математичної моделі виймання порід розкриву в крутонахиленому шарі.....	84
2.4 Визначення математичних залежностей між параметрами крутонахилених шарів, продуктивністю обладнання і темпом поглиблення розкривних уступів у робочій зоні кар'єру.....	90
2.5 Розробка магістральних транспортних схем при формуванні робочої зони кар'єрів крутонахиленими шарами	96
2.6 Обґрунтування послідовності розробки бортів глибоких кар'єрів	107
2.7 Розробка методики визначення напрямку поглиблення дна кар'єру ...	120
2.8 Обґрунтування площі розкривної та видобувної зони.....	125

2.9	Визначення числа розкривних шарів і видобувних уступів у робочій зоні кар'єру	128
2.10	Розробка методики визначення основних параметрів майданчика та пристроїв безпеки при формуванні робочої зони кар'єру крутонахиленими виймальними шарами	132
2.10.1	Методика визначення висоти протиобвального уловлювального валу при скочуванні шматка породи по укусу	133
2.10.2	Методика визначення висоти уловлювального валу при падінні шматка породи на ділянці борту кар'єру	136
2.11	Методика визначення взаємозв'язку між крутонахиленими шарами та внутрішніми відвалами з урахуванням куту укусу, площі і об'ємів призми оповзання внутрішніх відвалів	140
	ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 2	146
	РОЗДІЛ 3 ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ФОРМУВАННЯ РОБОЧОЇ ЗОНИ ГЛИБОКИХ КАР'ЄРІВ	148
3.1	Дослідження глибоких кар'єрів з урахуванням продуктивності по корисній копалині й породам розкриву	148
3.2	Обґрунтування раціональної довжини фронту робіт екскаватора та їх кількості при відпрацюванні порід розкриву в кар'єрі	154
3.3	Вибір технологічної схеми формування крутонахилених шарів	158
3.4	Визначення схеми відпрацювання уступу з урахуванням варіанту комплексної механізації	166
3.5	Дослідження схем формування бортів глибоких кар'єрів з використанням крутонахилених шарів	172
3.6	Дослідження висоти крутонахилоного шару і його вплив на параметри бортів кар'єру	174
3.7	Вибір напрямку розвитку фронту гірничих робіт в кар'єрі	176
	ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 3	186

РОЗДІЛ 4 ДОСЛІДЖЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ФОРМУВАННЯ РОБОЧОЇ ЗОНИ КРУТОНАХИЛЕНИМИ ШАРАМИ НА ГЛИБОКИХ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРАХ.....	188
4.1 Визначення особливостей планування і розробки глибоких залізорудних кар'єрів крутонахиленими шарами	188
4.2 Аналіз параметрів формування робочої розкривної зони крутонахиленими шарами	190
4.3 Дослідження стійкості порід в умовах Полтавського ГЗК	191
4.4 Визначення швидкості пониження робочих майданчиків	193
4.5 Визначення ширини робочих майданчиків при формуванні крутонахилених шарів	194
4.6 Дослідження числа робочих майданчиків	197
4.7 Аналіз зміни кута укосу робочого борту при зміні поточної глибини дна кар'єру	200
4.8 Дослідження висоти протиобвального уловлювального валу при відпрацюванні крутонахиленими шарами.....	204
4.9 Розробка конструкцій протиобвальних споруд і заходи з забезпечення безпечної роботи обладнання	209
ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 4	212
РОЗДІЛ 5 ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ І ТЕХНОЛОГІЇ ВНУТРІШНЬОКАР'ЄРНОГО СКЛАДУВАННЯ ПОРІД РОЗКРИВУ ПРИ ФОРМУВАННІ КАР'ЄРНОГО ПРОСТОРУ КРУТОНАХИЛЕНИМИ ШАРАМИ	214
5.1 Формування внутрішніх відвалів в умовах діючих глибоких кар'єрів	214
5.2 Складування порід розкриву при розробці витягнутих крутоспадаючих родовищ.....	219
5.3 Дослідження технології складування порід розкриву з одно- і багатоярусним формуванням відвалу	226
5.3.1 Дослідження параметрів кар'єру першої черги при формуванні внутрішніх відвалів	231

5.3.2 Дослідження схем формування нижніх майданчиків внутрішніх відвалів	237
5.3.3 Встановлення площі, що відводиться під створення піонерного насипу відвалу та її конфігурація	242
5.4 Обґрунтування параметрів робочого майданчика на внутрішньому відвалі при експлуатації гірничого обладнання.....	244
ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 5	255
РОЗДІЛ 6 РОЗРОБКА РЕКОМЕНДАЦІЙ З ТЕХНОЛОГІЇ ФОРМУВАННЯ КРУТОНАХИЛЕНИХ ШАРІВ І ВНУТРІШНІХ ВІДВАЛІВ НА ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРАХ.....	257
6.1 Обґрунтування параметрів і напрямку відпрацювання порід розкриття крутонахиленими шарами в умовах глибоких кар'єрів.....	257
6.2 Рекомендації з відпрацювання кар'єру крутонахиленими виймальними шарами із різними комплексами механізації	265
6.3 Дотримання умов безпечного відпрацювання крутонахилених шарів	273
6.4 Порядок формування внутрішніх відвалів при розробці глибокого кар'єру крутонахиленими виймальними шарами	277
6.5 Обґрунтування технології формування крутонахилених шарів і внутрішніх відвалів в умовах кар'єру Полтавського ГЗК	286
ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 6	293
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ.....	295
ДОДАТКИ.....	321
Додаток А. Дослідження залежності висоти тимчасово неробочих уступів (ТНУ) від коефіцієнта запасу стійкості для уступів різної висоти	322
Додаток Б Акт про використання результатів дисертаційної роботи.....	325
Додаток В Довідка про використання рекомендацій науково-дослідної роботи О.О. Анісімова.....	326
Додаток Г Методика «Формування бортів крутонахиленими шарами при відпрацюванні глибоких кар'єрів».....	328

Додаток Д Акт впровадження науково-технічних результатів роботи Анісімова О.О. в проект №110045	358
Додаток Е Акт про використання результатів дисертаційної роботи	359
Додаток Ж Довідка про впровадження у навчальний процес результатів дисертаційної роботи	360
Додаток З Список публікацій здобувача за темою дисертації	361

ВСТУП

Актуальність теми. Гірничодобувна галузь промисловості забезпечує Україні значний валовий національний дохід та майже третину валютних надходжень від експорту вироблюваної продукції. Постійне підвищення глибини залізорудних кар'єрів, які вже зараз досягли глибини 350-450 м, призводить до суттєвого підвищення собівартості рудної сировини, унаслідок чого продукція гірничо-збагачувальних комбінатів стає неконкурентоздатною.

З метою зниження витрат на гірничодобувні роботи останнім часом впроваджують технологію розробки родовища крутонахиленими шарами, а також внутрішнє відвалоутворення. За науково-практичними рішеннями, що пропонувані на сьогодні, ця технологія викликає значні витрати на транспортування й відвалоутворення розкривних порід на поверхні кар'єру, область її застосування обмежена через складну організацію транспортних вантажопотоків.

Практика свідчить, що певні можливості щодо поліпшення результатів відпрацювання родовища надає конструювання й оптимізація технологічних рішень, виходячи із взаємозв'язку виробничих процесів системи розробки. Досвід багатьох гірничих підприємств України, що видобувають залізну руду, не дає можливість використовувати переваги технології розробки розкривних порід крутонахиленими шарами через недостатнє її теоретичне й науково-методичне обґрунтування, зокрема технологічних схем та параметрів формування внутрішніх відвалів. Актуальність зазначених питань, їх теоретична важливість і практична значущість обумовили постановку проблеми та мету дисертаційного дослідження, окреслили коло завдань.

У зв'язку з вищенаведеним, наукове обґрунтування теоретичних та методичних засад оптимізації технологічних рішень та конструктивна розробка на їх основі практичних рекомендацій щодо проектування системи відпрацювання крутоспадних залізорудних родовищ крутонахиленими шарами

з внутрішнім відвалоутворенням на глибоких кар'єрах є актуальною **науково-практичною проблемою**.

Ідея роботи полягає в тому, що технолого-економічна й екологічна ефективність технології розробки крутоспадного родовища крутонахиленими шарами ускладнюється та обмежується значними витратами на транспортування і відвалоутворення розкривних порід на поверхні кар'єру, а також пов'язаними з цією технологією порушеннями земельного відводу. Цих недоліків можна уникнути шляхом об'єднання названої технології з технологією внутрішнього складування розкривних порід при застосуванні розроблених автором схем гірничотранспортних робіт.

Зв'язок роботи з науковими програмами, планами і темами Дисертаційну роботу виконано в НТУ «ДП» відповідно до напрямку «Раціональне природокористування». Відповідно до постанови КМУ від 07.09.2011 р. №942, вона пов'язана з виконанням держбюджетних науково-дослідних робіт Державного ВНЗ «Національний гірничий університет», які присвячені обґрунтуванню раціонального відпрацювання родовищ корисних копалин відкритим способом: «Розробка технологічних, управлінських рішень, нормативної документації, системи екологічного моніторингу щодо природоохоронної діяльності гірничих підприємств» (№ держреєстрації 0112U000875), «Розробка екологобезпечних технологій ведення гірничих робіт з урахуванням потреб у ліквідації та консервації гірничодобувних підприємств» (№ держреєстрації 0115U002301), «Розробка технологічних основ екологобезпечного видобутку корисних копалин в техногенно-навантажених гірничопромислових регіонах України» (№ держреєстрації 0117U001134); «Обґрунтування новітніх технологічних рішень освоєння родовищ корисних копалин у контексті сталого розвитку гірничовидобувних регіонів» (№ держреєстрації 0120U102078); а також госпдоговірних робіт «Розробити рекомендації до розвитку кар'єру №2-біс зі складуванням порід розкриву на відпрацьованих уступах», де автор був відповідальним виконавцем; «Проект виконання робіт експериментально-дослідної установки при складуванні порід

розкрити у вироблений простір кар'єру №1 з об'ємом складування 1600 тис. м³», у яких автор був науковим керівником (реєстрація Державного ВНЗ «НГУ» №070536, №110045) «Визначення стійкості бортів затопленого кар'єру №1, що засипається розкритими породами кар'єра №2-біс ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» (реєстрація НДГРІ КНУ, №84) у якій автор був виконавцем й обґрунтував методика та технологію формування виймальних крутонахилених шарів, технологію формування внутрішнього відвалу при складуванні порід розкрити.

Мета роботи – наукове обґрунтування методологічного підходу до вибору технології відпрацювання крутоспадного залізородного родовища, теоретичних та методичних засад оптимізації технологічних рішень та розробка на їх основі практичних рекомендацій щодо проектування систем відпрацювання родовищ крутонахиленими шарами з внутрішнім відвалоутворенням на глибоких кар'єрах.

Відповідно до поставленої мети при виконанні дисертаційної роботи вирішувалися наступні **завдання**:

1. Визначити методологічний підхід до конструювання раціональної за виробничими витратами системи розробки крутоспадного залізородного родовища при значній глибині кар'єру, з використанням визначеного підходу обґрунтувати теоретичні основи технології будування робочої зони відпрацювання родовища крутонахиленими шарами при складуванні розкритих порід в кар'єрному просторі.

2. Систематизувати типи залізородних родовищ за геометричними розмірами виробленого простору кар'єру, для типових кар'єрів розробити технологічні схеми будування робочої зони відпрацювання родовища крутонахиленими шарами.

3. Визначити шляхом оптимізації ефективні параметри будування робочої зони глибоких кар'єрів залізородних родовищ при систематичному поглибленні гірничих робіт за умови підтримання безпечної експлуатації відкритих гірничих виробок для виймання крутонахилених шарів.

4. Обґрунтувати раціональні параметри робочих майданчиків і виробленого простору кар'єру при використанні крутонахилених шарів для створення умов розміщення внутрішнього відвалу в кар'єрі за етапами розробки залізорудного родовища.

5. Розробити та апробувати наукові рекомендації з будівництва бортів кар'єру в умовах виймання крутонахилених шарів з наступним складуванням порід розкриття у виробленому просторі.

Об'єктом дослідження є виробничі процеси відкритих гірничих робіт при поетапній розробці крутоспадних залізорудних родовищ крутонахиленими шарами.

Предметом дослідження є технологічні схеми, їх параметри та гірничотранспортні комплекси відпрацювання родовища крутонахиленими шарами із внутрішнім відвалоутворенням розкривних порід.

Методи дослідження. При вирішенні поставлених завдань були використані наступні методи досліджень: огляд науково-технічної літератури – для вивчення сучасного стану проблем розробки глибоких залізорудних кар'єрів України; аналітичний – для встановлення взаємозв'язку між параметрами глибоких кар'єрів і технологією відпрацювання робочих бортів крутонахиленими шарами; графо-аналітичний – для гірничогеометричного аналізу розвитку та відпрацювання кар'єрного поля; економіко-математичне моделювання – для визначення обсягів робіт і витрат на виконання взаємозалежних виробничих процесів гірничо-транспортної системи; математична статистика – для аналізу робочих параметрів кар'єрів та їхньої систематизації з обґрунтуванням раціональної довжини робочого фронту на уступах; метод варіантів – для обґрунтування технологічних схем розвитку фронту гірничих робіт при доробці глибоких залізорудних кар'єрів.

Наукова новизна отриманих результатів:

Наукові положення, які захищаються в дисертації:

– закономірності формування етапів, напрямів та послідовності відпрацювання залізорудного кар'єрного поля крутонахиленими шарами з

внутрішньокар'єрним складуванням розкривних порід ґрунтуються на просторових розмірах кар'єру, що обумовлені взаємозв'язком ширини робочого майданчика зі схемою розробки уступів прийнятим технологічним комплексом гірничотранспортних робіт;

– взаємозв'язок між параметрами робочої зони залізрудного кар'єру, визначений автором виходячи з результатів аналітично-розрахункового дослідження параметрів кар'єрного простору, дозволяє стверджувати, що розробка крутонахилених шарів при ширині робочого майданчика від 35 до 60 м із збільшенням глибини кар'єру призводить до зменшення довжини фронту гірничих робіт на уступі від 2050 м до 1440 м та зростання загальної висоти уступів у шарі від 30 до 80 м; це дає можливість встановлювати безпечні зони роботи гірничотранспортного обладнання на нижніх горизонтах;

– будування кар'єрного простору за раціональними технологічними параметрами гірничотранспортних схем розкриття та розробки залізрудного родовища із формуванням крутонахилених шарів обумовлює положення транспортних комунікацій таким чином, що проведення випереджувальної траншеї дозволяє спростити транспортні вантажопотоки всередині кар'єру й тим самим знизити вартість переміщення порід розкриття у внутрішні відвали.

Наукове значення отриманих результатів:

- вперше визначений методологічний підхід до будування системи розробки залізрудного родовища крутонахиленими шарами за умови відпрацювання глибоких горизонтів кар'єру із сучасною техніко-економічною та екологічною ефективністю, який ґрунтується на випереджаючому відпрацюванні окремих ділянок шарів у робочій зоні при наявності відповідного контуру рудного покладу, а також по дну кар'єру, та наступному об'єднанні технології виймання й транспортування розкривних порід і технології їх розміщення на відпрацьованих ділянках, що дозволяє прискорити впровадження внутрішнього відвалоутворення;

- узагальнений взаємозв'язок між виробничими процесами транспортної системи розробки, зокрема між виймально-навантажувальними і

транспортними процесами, з одного боку, та процесом внутрішнього відвалоутворення, з іншого, який ґрунтується на взаємозв'язку параметрів розкривних та видобувних заходок, інтенсивності їх посування з названими показниками відвальних заходок, що погоджуються між собою за величиною так, щоб забезпечити досягнення вищої техніко-економічної ефективності роботи кар'єру;

- удосконалена систематизація глибоких залізородних кар'єрів, яка дозволила розробити теоретичні основи визначення параметрів крутонахилених шарів із поступовим зростанням глибини їх відпрацювання, що дозволило виділити сім типів кар'єрів за глибиною як основних об'єктів дослідження;

- набуло подальшого розвитку дослідження та обґрунтування зв'язків між параметрами виймальних крутонахилених шарів, схемами, способами та технологіями їх відпрацювання і науково обґрунтована безпечна експлуатація гірничотранспортного обладнання, що дозволяє формувати глибокий кар'єр і створювати внутрішні відвали;

- уперше запропоновані методологічні засади, що дозволили попередньо визначити раціональну ширину крутонахилого шару на основі обраного варіанту комплексної механізації з урахуванням схеми відпрацювання уступів;

- обґрунтування нових технологічних схем дозволило вперше встановити зв'язки між параметрами виробленого простору кар'єру першої черги, швидкістю посування внутрішнього відвалу та швидкістю горизонтального посування бортів, що розроблюють крутонахиленими шарами;

- уперше отримані аналітичні залежності, що показують зв'язок між швидкістю посування фронту гірничих робіт з розробкою бортів крутонахиленими шарами і швидкістю горизонтального посування внутрішнього відвалу, що дозволило розробити рекомендації з формування робочої зони глибоких залізородних кар'єрів.

Практичні значення результатів роботи полягають у наступному:

- для систематизованих глибоких кар'єрів визначені параметри ефективного формування робочої зони залізородних кар'єрів при застосуванні

крутонахилених шарів, розглянута можливість створення глибоких кар'єрів 7-го типу з проектною глибиною дна 1000 м (Методика «Формування бортів крутонахиленими шарами ...», Дніпро-Горішні Плавні, 2018 р.) ;

- визначено перспективні напрями створення крутонахилених шарів у межах кар'єрного поля, а саме: технологічні схеми відпрацювання уступу, схеми послідовності розвитку робочого борту, схеми формування напрямків відпрацювання глибоких кар'єрів у плані при різних формах посування фронту гірничих робіт (Акт НДГРІ КНУ, Кривий Ріг, 10.02.2020, Акт про використання результатів дисертації ПрАТ «АМКР» 2020 р., патент на винахід №117835);

- розроблена методика, яка враховує варіанти комплексної механізації ведення гірничих робіт і схеми відпрацьовування уступу, що дозволяє визначити ширину робочого майданчика крутонахилоного шару. В умовах діючих залізородних кар'єрів ширина робочого майданчика повинна бути не менш ніж 40 м (Методика «Формування бортів крутонахиленими шарами ...», Дніпро-Горішні Плавні, 2018 р., патент на винахід №122149);

- розроблено методику формування бортів крутонахиленими шарами при відпрацюванні глибоких кар'єрів, що затверджена та погоджена в ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України, на ПрАТ «Полтавський ГЗК» та в НТУ «Дніпровська політехніка» (Методика «Формування бортів крутонахиленими шарами ...», Дніпро-Горішні Плавні, 2018 р.);

- обґрунтовано використання в умовах формування групи уступів у крутонахилому шарі нової конструкції захисного пристрою, що забезпечує безпечне ведення гірничих робіт в місцях роботи гірничого обладнання (Методика «Формування бортів крутонахиленими шарами ...», Дніпро-Горішні Плавні, 2018р., патент на корисну модель №102008);

- впроваджена при проектуванні нова технологія складування порід розкриву до внутрішнього відвалу із застосуванням конвеєрного відвалоутворювача в умовах кар'єру №1 ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» (Акт впровадження ІП «Геотранс» від 04.10.2017 р.);

- розроблено рекомендації з розробки залізорудних родовищ виймальними крутонахиленими шарами при відпрацюванні робочих бортів кар'єру по породам розкриву з наступним їх розміщенням у внутрішній відвал в умовах Полтавського ГЗК (Методика «Формування бортів крутонахиленими шарами ...», Дніпро-Горішні Плавні, 2018 р.);

- впроваджено у навчальний процес на кафедрі відкритих гірничих робіт НТУ «Дніпровська політехніка» результати дисертаційної роботи (Довідка про впровадження у навчальний процес..., Дніпро, від 15.02.2021 р.).

Достовірність наукових положень, висновків і рекомендацій підтверджується: використанням основних положень теорії і практики відкритих гірничих робіт; збігом результатів теоретичних досліджень із фактичними параметрами технологічних схем розробки залізорудних родовищ та показниками використання обладнання на гірничих роботах діючих кар'єрів (погрішність не перевищує 8...12%); коректним використанням математичних методів статистичного аналізу даних гірничого виробництва; позитивними результатами і реальним ефектом впровадження розроблених рекомендацій для проектування залізорудних кар'єрів.

Особистий внесок автора полягає у формулюванні мети, наукової проблеми і завдань досліджень, обґрунтуванні наукових положень досліджень; висновків і рекомендацій з роботи; вдосконаленні методики й технологій розробки родовищ крутонахиленими шарами; обґрунтуванні безпечних умов при розробці порід розкриву крутонахиленими шарами; розробці рекомендацій із внутрішнього складування порід розкриву в умовах діючих кар'єрів.

Апробація результатів дослідження. Основні положення й результати дисертації доповідалися і одержали схвалення на IX міжнародній науково-практичеській конференції «Проблеми кар'єрного транспорту» (Росія, г. Єкатеринбург – 2007); на «Форумі гірників – 2007, 2013, 2016, 2018» (Україна, м. Дніпропетровськ / м. Дніпро); на Міжнародній науково-технічеській конференції «Проблеми відкритої розробки месторождений полезных

ископаемых» (Хохряковские чтения, посвященные памяти проф. В. С. Хохрякова, Россия, г. Екатеринбург – 2007); на научно-практической конференции «Инновационные технологии и проекты в горно-металлургическом комплексе, их научное и кадровое сопровождение» (Казахская Республика, г. Алматы - 2014); VI International conference «Transport problems» (Poland, Katowice - 2014); International Scientific & Practical Conference “Energy Efficiency and Energy Saving 2017” (Україна, м. Дніпро - 2017); на V всеукраїнській науково-технічній конференції студентів, аспірантів і молодих вчених «Молодь: наука та інновації» (Україна, м. Дніпро-2017); на 12-тій міжнародній науково-практичній конференції «Школа підземної розробки» (Україна, Бердянськ - 2018).

Публікації. Основні положення і результати роботи опубліковані в 32 наукових працях, у тому числі 21 стаття у спеціалізованих журналах і збірниках наукових праць (спеціальні видання), з них у науково-метричних базах – 3, у наукових періодичних виданнях інших держав – 1, опублікована одна монографія та отримано два патенти на винахід.

Структура і обсяг роботи. Дисертація складається із вступу, шести розділів, висновків, списку використаних джерел з 237 назв і 8 додатків. Загальний обсяг дисертаційної роботи – 274 сторінок машинописного тексту, у тому числі робота містить 118 рисунків, 25 таблиць.

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ ІСНУЮЧОГО СТАНУ ГІРНИЧИХ РОБІТ НА ГЛИБОКИХ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРАХ УКРАЇНИ

1.1 Аналіз роботи діючих залізорудних кар'єрів і розподіл промислових запасів залізних руд України

Україна має потужну мінерально-сировинну базу і відноситься до найбільших мінерально-ресурсних держав світу. На її території виявлено понад 20 тисяч родовищ і рудопроявлень, які представлені 97 видами корисних копалин. Розвідано близько 8 тисяч родовищ, з яких майже половина розробляються. Найбільше значення має видобуток залізних, марганцевих, уранових руд, вугілля, газу, нафти і конденсату, титану, цирконію, каоліну, графіту, нерудної сировини та ін.

Україна має велику мінерально-сировинну базу залізних руд, що представлена 80 родовищами, 23 з яких експлуатуються (58% розвіданих запасів). Загальні запаси залізних руд сягають понад 30 млрд т, що становить близько 14,1% світових і 30% запасів країн СНД [1]. Багаті залізні руди і залістисті кварцити добувають з родовищ Криворізького, Кременчуцького і Білозерського залізорудних басейнів. Україна займає одне із провідних місць у світі не тільки за кількістю розвіданих балансових запасів, а й видобутку сирової залізної руди (103,5-118 млн т/рік) і виробництву товарної залізорудної продукції (55-56 млн т/рік).

Криворізький басейн розташований у західній частині Дніпропетровської області в басейні ріки Інгулець. Він простягнувся уздовж Інгульця на 100 км: від колишньої ст. Миколо-Козельск – на півдні, до с. Жовте – на півночі. Ширина рудоносної смуги змінюється від 2-3 до 7 км. Руди басейну досить різноманітні. Вони залягають на глибині від 100 до 600 м, а на окремих ділянках – до 2000 м. Багаті руди (головним чином, мартизові і гематит-мартитові з вмістом заліза 50-62% і більше) видобуваються тільки підземним

способом. Бідні руди (залізисті кварцити) з вмістом заліза 28-39% добувають як відкритим способом, так і підземним. Їхні запаси оцінюють в 30,6 млрд т. Розвідані запаси залізних руд Криворізького басейну становлять близько 18 млрд т.

Кременчуцький залізорудний басейн розташований на території Кременчуцького району Полтавської області, в 15-20 км від м. Кременчука на лівому березі р.Дніпро. Рудоносна територія вузькою смугою простягнулася з півдня на північ на 45 км. Басейн має вигідне транспортно-географічне положення. Розвідані запаси залізних руд становлять 4,5 млрд т. Геологорозвідувальні роботи в басейні ще не завершені. У ньому залягають руди із вмістом заліза до 69%, але основну частину становлять руди із вмістом заліза 35-38%.

В Україні балансові запаси залізних руд, які взяті на облік Державною комісією по запасах корисних копалин, становлять близько 31,85 млрд т. Експлуатаційні запаси залізних руд можуть забезпечити безперервну роботу підприємств до 60 років (табл. 1.1).

Таблиця. 1.1

Розподіл промислових запасів залізних руд України по основних залізорудних районах, тис т

№ п/п	Залізорудні райони	Кількість родовищ		Промислові запаси, тис т
		усього	в експлуатації	
1	Криворізький	29	18	16946778
2	Кременчуцький	5	2	4326634
3	Белозерський	6	1	2516707
4	Керченський	8	-	1413749
5	Жовторіченський	4	2	671875
	Усього в Україні	52	23	25875743

Станом на 01.01.2018 р. Державним балансом запасів корисних копалин України враховано 60 родовищ залізних руд, з яких 25 перебувають в стадії

розробки. Загальні балансові запаси залізних руд становлять 19711,8 млн.т, С₂– 7447,3 млн.т; позабалансові – 5085,5 млн.т. (табл. 1.2)[2].

Таблиця 1.2

Розподіл промислових запасів і видобуток залізних руд в Україні по областях, тис т (за даними ДНВП «Геоінформ України»)

Області	Запаси станом на 01.01.2018 р.				Погашення в 2017р.		
	усього		у т.ч. розроблюваних родовищ		усього	видобуто	втрати
	A+B+C ₁	C ₂	A+B+C ₁	C ₂			
Дніпропетровська	10196701,3	2993918,7	6118955,3	833946,1	116600,6	113024,1	3576,5
Донецька	567007,2	5729,0					
Запорізька	2636694,0	886320,0	608610,0	204228,0	4822,0	4383,0	439,0
Кіровоградська	334114,0	52890,0	266669,0	4391,0	6001,0	5847,0	154,0
АР Крим	868733,0	313278,0	-	-	-	-	-
Полтавська	5392015,2	3198039,7	3163516,0	309402,0	38563,0	37970,0	593,0
Усього в Україні	19711761,0	7447310,9	10157750	1391067,1	165986,6	161224,1	4762,5

На цей час залізні руди України добувають на 12 гірничодобувних підприємствах, з яких вісім розробляють залісті кварцити і чотири – багаті руди (табл. 1.3).

Основними проблемами гірничорудної підгалузі України є наступні [1]:

- ускладнення гірничо-геологічних умов розробки родовищ, а саме – поглиблення кар'єрів до 450 м, шахт – до 1350 м, призвело до зниження якості руд, що добувають, збільшення коефіцієнта розкриття, і як наслідок усього вищевикладеного, до зростання собівартості видобутку руд;

- зниження якості залізних руд і концентратів (наприклад, український концентрат – 62-65,7% Fe, бразильський – 67%);

- геоекологічні наслідки: за 130 років розробки залізних родовищ перероблено 18-21 км³ гірських порід, загальною масою – 512 млрд т, що призвело до порушення значних площ земель;

- підтримка виробничої потужності кар'єру по видобутку залізної руди в умовах, коли розкриті уступи тимчасово консервуються на значних ділянках бортів.

Таблиця 1.3

Показники роботи залізорудних комбінатів України за 2019 р. (за даними ДНВП «Геоінформ України»)

№ з/п	Назва надрокористувача	Назва родовища	Видобуток за 2019 р. тис. т
1	ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»	Поле шахти ім. Артема (колишня шахта ім. Кірова)	757,0
		Родовище Новокриворізьке (Південна ділянка)	9854,0
		Родовище Валявкінське (кар'єр №3)	13423,0
2	Рудник ПАТ «Суха Балка»	Шахта Ювілейна	1667,0
		Шахта ім. Фрунзе	992,0
3	ПРАТ Центральний ГЗК	Родовище Велика Глеюватка	4459,0
		Шахта ім. Орджонікідзе	1217,0
		Родовище Петрівське	4118,0
		Родовище Артемівське	1911,0
4	ПАТ Інгулецький ГЗК	Родовище Інгулецьке	27748,5
5	ПАТ Південний ГЗК	Родовище Скелеватсько-Магнетитове	28413,9
6	ПАТ Північний ГЗК	Родовище Первомайське	19888,0
		Родовище Ганівське	5810,0
7	ПАТ «Криворізький залізорудний комбінат»	Шахта Тернівська (ім. Леніна)	1157,3
		Шахта Гвардійська	1221,2
		Шахта Октябрська	706,4
		Шахта Родіна	1539,9
8	ПШ ПРАТ «Запорізький залізорудний комбінат»	Родовище Південно-Білозірське	3996,0
		Переверзівське	381,0
9	ПРАТ «Полтавський ГЗК»	Родовище Горішне-Плавнінсько-Лавриківське	12841,0
10	ТОВ «Єристівський ГЗК»	Родовище Єристівське	11521,0

У числі нових родовищ рекомендуються наступні (табл. 1.4):

Таблиця 1.4

Родовища залізних руд і їхні прогнозні запаси, млн т

№	Родовища	Прогнозні запаси, млн т
1	Миколаївське	700
2	Жовтянське	650
3	Північно-Лозоватське	319
4	Червонофедеровське	220
5	Горохівське	110
6	Млинківське	75
7	Ленінське	75
8	Хутора Петровського	60
9	Північно-Зеленовське	54
10	Західно-Зеленореченське	52
11	Камено-Потоцьке	41,5
12	Іванівське	35
13	Східно-Зеленореченське	34
14	Успенське	28
15	Лозоватське	20
	Усього в Україні	2473,5

На території Криворізького басейну діє більше двох десятків великих шахт і кар'єрів, працює п'ять ГЗКа: Північний, Центральний, Південний, Інгулецький і, що входить до складу Гірничого департаменту ПАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг", Новокриворізький ГЗК. Наймогутніший серед них – Південний ГЗК [3].

Виконаний аналіз техніко-економічних показників у роботі [4] вказує на те, що при ефективному керуванні, логістиці і раціонально проведеній інвестиційній та інноваційній політиці гірничорудні підприємства залізорудної підгалузі України мають всі можливості зайняти гідне місце серед світових виробників і постачальників залізорудної сировини як для вітчизняних, так і закордонних металургійних підприємств.

Загальні геологічні параметри родовищ залізистих кварцитів, що експлуатуються гірничо-збагачувальними комбінатами України, представлені у табл.1.5.

Таблиця 1.5

Загальні гірничо-геологічні параметри родовищ залізистих кварцитів
України

Родовище	Загальна структура	Розвідані запаси млрд т	Характеристика продуктивної потужності руди					
			потужність, м	довжина, м	кут падіння, град.	вміст заліза, %		кількість типів руд
						Fe _{заг}	Fe _{магн}	
Інгулецьке	Сінклінальна з північним падінням шарніру під кутом 15-25°	1,73	10-100	3200	20	31,57	20,57	7
			30-600	3400		28,0	35,0	
			5-50	2800		28,85	18,76	
			20-100	3500		36,70	30,30	
Скелеватське магнетитове	Замикання синкліналі з північним поглибленням шарніру під кутом 10-25°	2,98			12 -15	35,40	28,20	4
			400	5600				
Валявківське	Крила синкліналі	2,41	390	3080	60	38,0	25,90	6
Ново-криворізьке	Антиклінальна з північно-західним падінням шарніру під кутом 10-20°	1,46	240	2070	54	31,50	38,0	4
Велика Глеюватка	Моно-клінальна	1,59	70	5800	60	32,65	23,10	5
			90	5600				
			120	4000				
			80	3500				
Петровське	Сінклінальна з північним падінням шарніру під кутом 75-80°	0,31	120	3000	65	32,68	22,88	4
Артемівське	Сінклінальна з південним поглибленням шарніру під кутом 25-30°	0,19	120	2500	87	38,85	29,60	2
Першотравневе	Блокова	1,53	70	2100	75	35,50	28,0	6
			250	2050	60			
Ганнівське	Моноклінальна	2,04	100	15000	65	34,90	25,0	3

Головним результатом геолого-економічної оцінки родовищ, поруч із визначенням якісних і кількісних характеристик запасів, є вартісні показники ділянок надр [5]. Гірничодобувні підприємства, які розробляють родовища із загальною синклінальною структурою, характеризуються широким виходом

продуктивних горизонтів на денну поверхню, що значно зменшує витрати на розкриття.

Аналіз особливостей родовищ залізистих кварцитів у сучасний період показує тісний взаємозв'язок геологічних, технологічних і економічних складових оцінки сировинної бази, кожна з яких може істотно впливати на результати роботи підприємства. Відповідно, подальший розвиток підприємств, що розробляють крутоспадні родовища напряму залежить від кінцевої глибини кар'єру, яка пов'язана з наступними показниками: гірничо-геологічні умови, обсяги корисної копалини та їх якісні характеристики, існуюче положення економіки і потреби в сировині, зміна собівартості видобутку руди і виймання порід розкриття у процесі поглиблення гірничих робіт.

Проблема ж підтримки виробничої потужності кар'єру з видобутку залізної руди, коли на значних ділянках борти консервують вирішується шляхом застосування крутонахилених шарів в робочій зоні кар'єру.

1.2 Огляд літературних джерел, пов'язаних з проблематикою розробки залізорудних родовищ відкритим способом

Одним з основних завдань, розв'язуваних при проектуванні і експлуатації глибоких кар'єрів, є можливість керування поточними обсягами видобутку корисної копалини і виймання порід розкриття. Установлення режиму гірничих робіт повинно найбільш повно відображати задану продуктивність підприємства при систематичному розвитку робочої зони в плані та за глибиною. При цьому підтримка виробничої потужності кар'єру з видобутку залізної руди в умовах, коли розкриті уступи тимчасово консервуються на значних ділянках бортів, можливо тільки шляхом керування станом робочих бортів, складених розкритими породами, і поетапним переміщенням їх робочих майданчиків у нове положення.

Обґрунтування нових технологічних схем, яким відповідають ефективні засоби механізації виймально-навантажувальних робіт і кар'єрного транспорту,

дозволяють досягти високих техніко-економічних показників при відпрацюванні кар'єрного поля до проектної глибини. Підготовка виробленого простору до складування порід розкриття дозволить у майбутньому різко скоротити відстань внутрішньокар'єрних перевезень і, за рахунок цього, одержати не тільки значний економічний ефект, але й запобігти порушенню земельних площ зовнішніми відвалами, а також пиління їхньої поверхні.

Наведені вище наукові напрямки розглядалися в роботах В.В. Ржевського, О.І. Арсентьєва, М.Г. Новожилова, А.Ю. Дриженка, В.І. Прокопенка, А.Г. Шапаря, М.С. Четверика, В.Г. Близнюкова, М.В. Васильєва, В.П. Мартиненка, В.І. Симоненка, С.О. Жукова, В.М. Богданова, А.М. Маєвського та ін. [6-48]. Ними відзначено, що з глибиною відпрацювання кар'єрів ускладнюються гірничо-геологічні та гірничо-технічні умови розробки. Видані раніше рекомендації і виконані на їхній основі проекти розвитку залізородних кар'єрів потребують систематичного корінного оновлення.

Борти глибоких кар'єрів. Аналіз досвіду відкритої розробки відомих у світі крутоспадаючих родовищ показує, що елементи контуру кар'єрів, а саме глибина і кути укосів бортів при погашенні, у зв'язку з удосконалюванням засобів техніки, технології та способів керування стійкістю бортів кар'єру багато разів переглядалися у бік збільшення [42]. У цьому зв'язку, доцільно розділити встановлені для відкритої розробки запаси родовища за глибиною на етапи з відбудуванням проміжних бортів кожного з них під кутами, рівними куту погашення або близькими до нього.

Вихідними принципами керування станом бортів кар'єрів є наступні положення [6]:

1. Борти кар'єрів повинні забезпечувати безпечне (для людей і устаткування) ведення гірничих робіт.
2. Укоси бортів кар'єрів повинні забезпечувати економічність розробки родовища.

3. У зв'язку з різномірністю і невизначеністю середовища, у якому формуються борти кар'єрів, великою мінливістю літологічного складу, властивостей і структури масиву гірських порід необхідно введення в розрахунки коефіцієнта запасу стійкості бортів кар'єрів. Його визначення і вибір повинні вестися за стадіями: при проектуванні (на підставі розвідницьких даних); при розкритті родовища (на підставі даних гірничо-капітальних робіт) для забезпечення стійкості робочих і проміжних бортів кар'єрів; при підході гірничих робіт до граничного контуру – на підставі даних тривалої експлуатації підприємства.

4. У складних умовах при великих глибинах розробки необхідно проводити спеціальні інженерні заходи для керування станом бортів кар'єрів.

5. На кар'єрах повинні бути створені спеціальні служби спостереження за стійкістю бортів і контролю виконання проведених інженерних заходів.

Протягом всієї історії розвитку гірничої справи перед гірниками (ученими та інженерами) вставав ряд питань, рішення яких дозволяли б безпечно для людей і природи, економічно і швидко видобувати корисну копалину. Так, Г.Л. Фісенко і Е.Л. Галустьян пропонують удосконалити конструкції бортів кар'єрів шляхом формування ділянок з наростаючою відстанню між бермами або створення крутих бортів з укріпленими укосами. Зазначено, що роботи з оформлення неробочих бортів кар'єрів і зміцнення їх укосів мають свою специфіку, що відрізняється від інших робіт у кар'єрі [49]. Б.П. Юматов, Ж.В. Бунін, В.І. Папічев розглядають варіанти оптимального рішення складного динамічного завдання, для рішення якої запропонована комплексна методика планування, що заснована на багатофакторному аналізі наростаючих обсягів породи, руди, гірської маси і вмісту корисного компоненту. У якості критерію оптимізації запропонований коефіцієнт гірської маси, що характеризує її кількість, що доводиться на одиницю металу, який виймається з надр [50].

М.М. Кузнецовим запропоновано виконувати двохстадійний рознос борту кар'єру, що передбачає відпрацювання в першу чергу верхньої частини борту, а

у другу – відсіпання з підірваних порід призми привантаження, і за її рахунок створення додаткових робочих майданчиків, необхідних для розносу нижньої частини борту. Даний спосіб був впроваджений на кар'єрі «Об'єднаний» Міжозерного рудника Удачлінського ГЗКа [51].

Сформовані борти кар'єру за проектом повинні мати ширину берм безпеки 10-12 м. Проте під впливом різних факторів на практиці вони зменшуються до 4-6 м, що виключає можливість їх очищення. Рознос постійних бортів глибоких кар'єрів у період реконструкції тимчасових бортів при поновленні гірничих робіт представляє значні технологічні труднощі. М.А. Фелоненко і В.М. Ратушним розглянута технологія розконсервації східного борту кар'єра №1 ЦГЗКа, що передбачає забезпечення мінімально можливого розвалу гірської маси після підривання убік виробленого простору кар'єру, передбачається створення випереджальної розрізної траншеї на уступі з наступним підриванням частини масиву, що залишилася. Дана схема має велику перевагу, оскільки при підриванні розташованих вище уступів виключається завал діючих з'їздів, робочих майданчиків і т.д. Проте недоліками даної технологічної схеми є необхідність більш чіткої організації і взаємозв'язків бурових і екскаваторних робіт, зниження продуктивності екскаватора внаслідок роботи в тупиковому вибої траншеї [52].

Робота А.Н. Черних, В.Д. Бриліна враховує можливість реконструкції борту Сібайського кар'єру довжиною 2 км [53]. При цьому ширина розносу борту поверхнею склала 200 м, кут укосу неробочого борта – 42°. За умови безперервної роботи кар'єру темп розконсервації визначений 60 м на рік. Розконсервація неробочого борту кар'єра, проведена в умовах високих уступів, відсутності на уступах необхідних майданчиків для розміщення усього обсягу розвалу породи, характеризується періодичними завалами автомобільного з'їзду. У процесі досліджень запропоновано два варіанти вирішення цих недоліків: перший – організація запасного з'їзду на випадок завалу основного, що дозволяє вести роботу незалежно від процесу розконсервації неробочого борту; другий – створення резервного складу руди за межами кар'єру для

забезпечення збагачувальної фабрики сировиною в період припинення видобувних робіт при завалі основного заїзду. Більш ефективним виявився перший варіант, який і був прийнятий до реалізації.

В умовах експлуатації кар'єру «Залізний» Ковдорівського ГЗКа відповідно до проекту для регулювання обсягів розкривних робіт залишали тимчасово неробочі борти (ТНБ) [54]. Робоча зона кар'єру являла собою ділянки робочих і тимчасово неробочих бортів, що чергувалися між собою як за висотою, так й у плані. Поновлення робіт на ТНБ здійснювалося послідовно зверху вниз. Уступи на ТНБ розкривалися і підготовлялися так само, як і в основній робочій зоні. У період інтенсивного відпрацювання тимчасових ціликів у робоче положення приводилися 2-3 уступи щорічно. Також зазначено, що коли ТНБ розноситься не до граничних контурів кар'єру, а до наступного проміжного положення і крок переміщення ТНБ у плані менше, ніж подвоєна ширина нормального робочого майданчика, традиційна схема розносу ТНБ не має альтернативи.

В.Л. Колибаба і Л.Я. Станіславський вказують [55], що неприйняття своєчасних заходів щодо розширення кар'єру і вкладенню додаткових капітальних витрат може привести до відставання розкривних робіт, скорочення готових до виймання запасів і зниження потужності кар'єру. При реконструкції кар'єрів має місце часткове вибуття потужності видобутку корисної копалини і необхідність додаткових капітальних вкладень без нарощування потужності. Як правило, на практиці технічний проект реконструкції виконується переважно на етапі розробки, що становить 10-12 років. У роботі визначені тимчасові характеристики початку формування проектів реконструкції глибоких кар'єрів, які при відомій технології відпрацювання повинні виконуватися за 4-7 років до початку вибуття виробничих потужностей.

Дослідження [56] показують, що середня ширина робочих майданчиків на кар'єрах Кривбасу становить 35-80 м. Однак, на верхніх горизонтах усіх кар'єрів ширина робочих майданчиків менше необхідної, є здвоєні і строєні

уступи. Таке положення в значній мірі ускладнює роботи з розконсервації бортів кар'єрів. Одним з головних і невідкладних завдань на кар'єрах виділена інтенсифікація розкривних робіт. Ритмічність їх виконання багато в чому залежить від організації відвального господарства. Зменшити площі земельних відводів під відвали можна двома способами. Перший – збільшення інтенсивності відпрацювання окремих кар'єрів з метою використання їх виробленого простору в майбутньому під відвали. Другий – визначення напрямку розвитку гірничих робіт у кар'єрах з метою застосування внутрішнього відвалоутворення.

Принцип поділу кар'єру за висотою на робочі зони, що складаються з декількох уступів, був використаний інститутом Гіпронікель у проекті реконструкції Жданівського кар'єру й у проекті будівництва кар'єру Мукуланський. У цьому випадку кар'єр за висотою розбивався на 60-метрові зони, що поєднують чотири уступи [57]. Порядок формування і відпрацювання робочого борта кар'єру передбачав, що кожна 60-метрова робоча зона розділяється за висотою на два уступи висотою 30 м. Між уступами залишається 20-метровий запобіжний майданчик, що виконує також функції транспортної берми. Між 60-метровими зонами залишається робочий майданчик шириною 50 м. Даний спосіб відпрацювання кар'єрного поля дозволяє збільшити кут нахилу робочого борта до 34° . Недоліком такої схеми є залишення берм шириною 20 м, що в умовах глибоких кар'єрів може бути реалізовано тільки для односмугового руху автомобільного транспорту.

У роботі [58] зазначається, що питома довжина робочого фронту гірничих робіт є одним з основних показників робочої зони кар'єру, наведені також залежності для їхнього визначення. Основним висновком є те, що збільшення питомої довжини фронту гірничих робіт приводить до підвищення продуктивності кар'єру, а зменшення – до її зниження.

Для зменшення впливу розкривних робіт на показники експлуатації кар'єру створені і поступово вдосконалюються теорія і методи регулювання режиму гірничих робіт у часі та за глибиною кар'єру, застосування яких дає

можливість перерозподіляти значні обсяги порід розкриву. Так, Н.Н. Кумченком запропоновані варіанти розкриття і підготовки нових горизонтів кар'єру №1 ЦГЗКа [59]. До цього розкривні роботи велися локальними ділянками з концентрацією й інтенсифікацією на одних, і тимчасовою консервацією – на інших. На ділянках, де велися виймально-навантажувальні роботи, робочі майданчики були мінімальної ширини (25-40 м). Унаслідок цього відбулося відставання розкривних робіт, а кут укосу робочого борта склав 26-32° проти 12-14° за проектом. Для рішення виниклої проблеми була запропонована нова етапно-шарова технологія відпрацювання крутоспадаючого родовища великої довжини. Для цього за глибиною кар'єрне поле ділиться на горизонтальні шари, а із точок перетинання ліній, що розділяють горизонтальні шари і боків покладу проводяться лінії під кутами проектних укосів бортів кар'єру. Ці лінії та лінії розділу горизонтальних шарів формують похилі блоки. Відпрацювання їх відбувається одним-трьома уступами; поздовжніми або поперечними екскаваторними заходками. Подальшим напрямком етапно-шарової технології передбачено відпрацювання кар'єрного поля з формуванням внутрішнього відвалу.

Стійкість бортів кар'єру. Рішення питань щодо формування стійких бортів кар'єрів розглядалися в роботах Г.Л. Фісенко, А. Г. Шапаря, Е.Л. Галусяна, С.З. Поліщука та ін. [60-79]. Проблема стійкості при відпрацьовуванні бортів крутонахиленими шарами сформованих у скельній і м'якій породі розкриву може бути вирішена за рахунок застосування спеціальних методів.

Необхідність корегування бортів виникає практично на всіх кар'єрах зі складними геологічними й інженерно-геологічними умовами, тому що в процесі експлуатації родовища, як правило, виявляються невідповідності проектних і фактичних кутів падіння, порушень суцільності масиву, розкриваються ділянки з аномальним заляганням порід, зони дроблення і зминання тощо [80]. При тривалому перебуванні неробочих бортів у стаціонарному положенні гірські породи як на поверхні укосів, так і у

приконтурній смузі втрачають міцність, у результаті чого укоси деформуються. Керування стійкістю укосів полягає у тому, щоб не допускати критичних деформацій, за яких піде руйнування уступу.

Для рішення проблеми забезпечення стійкості бортів глибоких кар'єрів при максимальних кутах їхнього відпрацювання і погашення необхідно вирішити ряд складних завдань як теоретичного, так і практичного плану [63]. Одним із них є розробка і удосконалення технології формування скельних укосів і відпрацювання приконтурних масивів, що забезпечують довгострокову стійкість уступів при максимальних кутах їхніх укосів.

Виконані в 1987-1988 р. галузевими інститутами обстеження стану укосів на кар'єрах галузі кольорової металургії показало, що практично на всіх фактичні кути бортів менше проектних [65]. На всіх кар'єрах спостерігається деформація укосів. Більша частина їх пов'язана із впливом природних факторів – кліматичних, геологічних і гідрогеологічних. Переважне положення серед них займає група геологічних факторів. До 80% руйнування укосів відбувається в очевидних геологічних порушеннях масиву. Для забезпечення безпечного ведення гірничих робіт при збільшенні висоти уступів до 45 м застосовуються похилі запобіжні берми.

Ширина запобіжних берм на кар'єрах може бути істотно скорочена в результаті застосування спеціальних способів захисту нижніх горизонтів від каменепадів і обвалень [66]. Ці способи поділяють на дві групи: запобігання деформацій укосів уступів; формування запобіжних берм спеціальної конструкції та каменевловлюючих пристроїв. Дана тема для кар'єрів залізних руд не повністю освітлена і вимагає додаткових досліджень.

Якщо ставиться завдання мінімізувати обсяг розкривних порід, що знаходяться у контурі кар'єру, то варто змінити пріоритети – спочатку необхідно визначити гранично припустимий кут нахилу для кожної характерної ділянки неробочого борту кар'єра, а потім намагатися конструювати борт таким чином, щоб його профіль вписався у розрахунковий [72]. Для родовищ із

похилим і крутим падінням покладу корисної копалини критеріями оцінки є геомеханічні і комплексні показники.

У роботі Є.А. Несмашного і О.В. Романенка [70] пропонується визначати оптимальні з погляду економічної ефективності параметри відкритих гірничих виробок за допомогою не значення коефіцієнта запасу стійкості, а надійності його стійкого стану. Для чисельного визначення надійності стійкого стану породних укосів використовується концепція самої слабкої ланки. Норматив надійності дозволяє визначати граничний час надійного стояння досліджених гірничих виробок.

Із упевненістю, можна відмітити наступне: є можливості відбудування більш крутих укосів бортів кар'єру у порівнянні із проектними; час існування крутонахилених ділянок борту повинен бути не більше 10 років.

Основними ефективними рішеннями при інтенсифікації гірничобудівельних робіт і зменшенню об'ємів розносу борту кар'єра за пропозицією С.А. Ільїна, В.А. Опаріна і Є.А. Сапакова [81] є: підвищення продуктивності екскаваторів за рахунок підвалки гірської маси на концентраційні горизонти і проведення розрізних напівтраншей за безтранспортною схемою; збільшення кута укосу робочого борту шляхом використання високих уступів. Встановлено, що перепуск гірської маси по східчастому укосі приводить до зменшення дальності розльоту шматків породи в 2-3 рази, ніж при суцільному укосі. Максимальну швидкість і найбільшу дальність розльоту мають обкатані шматки більших розмірів. Захисний вал рекомендується розташовувати на відстані 40-50 м від нижньої брівки борту кар'єру. Висота вала становить 5-7 м. Запропонована технологія дозволяє збільшити кут укосу робочого борту до 28-32° і звести до мінімуму обсяг переекскавації. Недоліком її є наявність у робочій зоні концентраційного горизонту значних розмірів.

При кутах укосу борту кар'єра понад 28-30° робочі майданчики зменшуються до величини транспортних берм. У цьому випадку гірничобудівельне обладнання вже не може встановлюватися на кожному уступі і відповідно переміщувати фронт гірничих робіт у межах крутої ділянки робочого борту

кар'єра. Круті ділянки бортів кар'єру за термінологією Б.К. Оводенко і С.С. Аршинова [82] прийнято називати ціликами. Посування цілика убік граничного контуру кар'єру виконується шляхом відпрацювання ділянки крутими шарами [83]. При цьому виймально-навантажувальне обладнання переміщується із флангів цілика, а уступи відпрацьовують послідовно зверху до низу із посуванням фронту робіт кожного на ширину крутого шару. Після відпрацювання чергового крутого шару обладнання переміщують на верх цілика, потім цикл повторюється.

Під час формування укосів уступів при їх довгостроковому стоянні виникають умови для відокремлення шматків породи і їх падіння. В умовах кар'єру рудника «Залізний» ВАТ «Ковдорський ГЗК» С.П. Решетняком, В.А. Фокіним, Г.Е. Тарасовим були виконані натурні експерименти з вивчення закономірностей падіння шматків породи зі здвоєних 12-метрових уступів з похилими і вертикальними укосами [84]. Для здвоєних уступів висотою 24 м з вертикальними укосами обґрунтована достатня ширина запобіжної берми 10 м, яка обладнана щебеневою подушкою (ЩП). Для здвоєних уступів висотою 30 м з вертикальними укосами ширину запобіжної берми, на якій є щебенева подушка товщиною 0,8-1 м, варто збільшити до 12 м. Щебенева подушка на поверхні берми досить формувати в 4 м від нижньої брівки уступу.

Інтенсифікація робіт у значній мірі визначається способом розкриття робочої зони. Істотне скорочення активної частини робочої зони досягається при переході до послідовно-паралельного відпрацювання уступів, при якому буропідривні роботи на суміжних уступах чергують із виймально-навантажувальними [85]. У результаті цього ширина робочого майданчика може бути зменшена з 80 до 30-40 м, а темп зниження гірничих робіт збільшується до 45-60 м на рік.

Кар'єр Полтавського ГЗКа розкритий тимчасовими ковзаючими з'їздами і дотепер не має ділянок бортів, поставлених у кінцеве положення. Це не дозволяє створити постійні транспортні комунікації і мінімізувати обсяги розкривних робіт [86]. У зв'язку з цим, для оптимізації обсягів виймання і

транспортування порід розкриву освоєна технологія формування тимчасово неробочих бортів кар'єру шляхом відбудування ціликів з 3-4 вертикальних уступів, стійкість яких забезпечується контурним підриванням зарядів вертикальних свердловин. До технологічних нововведень нинішнього етапу, що частково перебуває на стадії наукового і проектного обґрунтування, можна віднести поетапне (за вертикаллю) відпрацювання ділянок родовища; внутрішнє відвалоутворення в кар'єрі із крутоспадаючими покладами; комбіновану розробку родовища; відбудовування кінцевого контуру кар'єру під крутими кутами; застосування похилих запобіжних берм; збільшення нахилу розкривних траншей при залізничному і конвеєрному транспорті; розширення області застосування безтранспортних систем розробки [87]. Для скорочення обсягів розкривних робіт і більш повного видобування руди в 2005 р. фахівцями Полтавського ГЗКа й інституту Південгіпроруда (м. Харків) був розроблений проект дослідно-промислових робіт з формування крутих укосів уступів і бортів на граничному і тимчасово неробочому контурах кар'єру, що розробляє Горішне-Плавнинське родовище.

З метою виключення пікоподібного режиму розвитку розкривних робіт і пов'язаного з цим нерівномірного завантаження кар'єрного транспорту А.Ю. Дриженком запропонований своєрідний порядок формування кар'єрного простору [88]. У цьому випадку змінюється горизонтальне посунання фронту розкривних уступів на крутонахилене під кутом 38-45° до горизонту. Зона розкривних робіт у кар'єрі формується з ряду крутонахилених шарів, розташованих вхрест простягання рудного покладу. Виймання гірської маси в крутонахиленому шарі здійснюють послідовно один за одним зверху вниз із випередженням вище розташованого, яку автор запропонував назвати ґрунтоуступним за аналогією із підземними роботами. Однак, питання розміщення транспортних комунікацій на крутонахилених шарах повністю не вирішені та потребують додаткового дослідження.

Питання управління режимом гірничих робіт при відпрацюванні порід розкриву крутонахиленими шарами розглядалося у роботі автора [89].

В.Я. Коноваленком запропонована і розглянута аналітична модель оптимізації параметрів робочих бортів за критерієм мінімізації обсягів виймання порід розкриву при певній глибині кар'єру [90]. У роботі встановлений вид поверхні зрушення, форма борту кар'єру в розрізі, а також обмеження кутів укосів і координат за висотою при наявності геологічних порушень у масиві. У той же час, рекомендації з визначення стійких кутів укосів робочих і неробочих бортів при великій висоті уступів вимагають уточнення.

У роботі [91] на початковій стадії досліджень визначене коло завдань із розвитку алмазородних кар'єрів на великих глибинах: розробка і апробація нових схем розкриття з використанням крутонахилених виробок, у тому числі тунельного типу; обґрунтування і впровадження нестандартних параметрів і конструкцій уступів, а також бортів глибоких кар'єрів з підвищеними кутами укосів; розробка нових технологій і організації внутрішньокар'єрного відвалоутворення; створення спеціальних видів транспорту; розробка нових принципів формування робочої зони кар'єрів; обґрунтування і розробка комбайнового способу видобутку руди. Однак, гірничогеологічні умови і параметри алмазодобувних кар'єрів мають відносно невеликі розміри в плані, які суттєво відрізняються від залізородних.

Часто, у результаті не дотримання термінів розвитку кар'єрного простору на кар'єрах відбувається непланове нагромадження значних об'ємів порід розкриву. Для ліквідації такого положення, необхідно виконувати певний обсяг гірничотранспортних робіт з метою формування на всіх діючих уступах кар'єру робочих майданчиків необхідної ширини [92]. Відомо, що для мінімізації впливу осипів на робочі майданчики при розконсервації ТНБ, необхідно залишати широкі берми в період його формування. Недоліком створення широкого уловлювального майданчика на нижньому горизонті є зниження підготовленого до виймання фронту робіт по руді внаслідок того, що частина рудної зони буде зайнята під розміщення навалу з розкривних порід.

В.К. Слободянюком виконаний аналіз існуючого положення і стану родовищ України, отримані залежності обсягів розкриву від запасів руди в кар'єрі [93]. Аналіз результатів розрахунків свідчить про те, що на техніко-економічні показники розробки вирішальний вплив здійснює горизонтальна потужність рудного тіла. У роботі зазначено, що типізація залізорудних родовищ підвищує ефективність оцінних і передпроектних робіт з освоєння нових родовищ. Однак, при доробці глибоких кар'єрів запропоновані схеми вимагають вдосконалювання.

У сучасний період одержали розвиток теорії, пов'язані з розробкою потужних магматичних родовищ (залізорудних, апатитових, алмазовміщуючих, золоторудних), коли виявилось, що в глибоких зонах породи досить стійкі й уступи можна відбудовувати більш крутими, ніж передбачалося раніше [94]. Застосування крутонахилених і вертикальних укосів дозволить знизити виймання порід розкриву на сотні мільйонів кубічних метрів. Однак, досить повні рекомендації з такого методу відсутні. Для їхньої конкретизації потрібні додаткові дослідження.

Велика кількість кар'єрів з видобутку будівельних порід Австрії є нагорними. На них використовується технологія із вибухо-механізованою підвалкою корисної копалини до підшви гори, де влаштовують транспортний акумулюючий горизонт [95]. За даною технологією, відпрацювання кар'єрного поля ведуть крутими шарами з вузькими робочими майданчиками. Висота борту, по якому здійснюють гравітаційний перепуск породи досягає на окремих кар'єрах 170 м, становлячи в середньому 120 м. Однак, відзначаються і деякі недоліки такої технології: здрібнювання матеріалу, що перепускається; підвищене пилоутворювання; ускладнення селективного виймання і доставки порід.

Для більш повного вивчення нової технології відпрацювання порід розкриву крутонахиленими шарами виконаний аналіз стану виробничих процесів при розробці глибоких залізорудних кар'єрів.

Буропідривні роботи. З огляду на невеликі параметри робочих майданчиків при формуванні крутонахилених шарів при підриванні гірської породи, буде відбуватися перенос розвалу на нижче розміщені уступи. Вивчення і аналіз такого виду робіт у даній роботі не розглядалися внаслідок необхідності обліку великої кількості параметрів, що виходять за межі об'єму дисертаційної роботи. Проте є чисельні способи і технології формування розвалу порід розкриву будь-якої конфігурації при формуванні крутонахилених шарів. Умови відпрацювання розпушених вибухом порід розкриву за наявності значної кількості великих шматків породи визначає використання у якості виймально-навантажувального обладнання одноківшевих мехлопат різного типу.

Виймально-навантажувальні роботи. Питання застосування виймально-навантажувального обладнання на глибоких кар'єрах розглядалися в роботах К.М. Трубецького, Ю.І. Белякова, Г.Х. Бойко, Н.Я. Рєпіна й інших [96-108]. Починаючи з 1950-х років багаторазово зросли основні параметри кар'єрного обладнання. Визначення раціонального типу і моделі екскаватора являє собою частину роботи з вибору доцільної структури комплексної механізації й типу машин для всього технологічного комплексу, що відповідає описаним вище гірничотехнічним умовам [100, 101, 103]. Вибір моделі екскаватора впливає на довжину і ширину екскаваторного блоку, висоту уступу в умовах формування бортів глибоких кар'єрів.

Для встановлення впливу конструкції робочого борту кар'єра на продуктивність екскаваторно-автомобільного комплексу Д.В. Пастіхіним і Н.У. Толіповим створена математична модель, що враховує параметри робочого майданчика на горизонті [104]. Збільшення кута укосу борту кар'єру відбувалося за рахунок скорочення числа неробочих майданчиків (здвоювання уступів). При цьому відбувається скорочення площ неробочих майданчиків, що істотно прискорює процес зниження продуктивності виймального обладнання.

З ростом ширини робочого майданчика і довжини фронту гірничих робіт спостерігається збільшення продуктивності комплексу обладнання на уступі,

причому величина приросту продуктивності прямо пропорційно залежить від росту довжини фронту гірничих робіт і ширини робочого майданчика уступу [105].

За даними К.М. Трубецького, І.А. Сідоренко, Н.П. Сеїнова, Ю.П. Самородова технологія виймання порід розкриву при транспортних системах розробки значною мірою може бути перетворена із застосуванням екскаваторів нового типу – кранлайнів, що дозволяють відпрацьовувати уступи підвищеної висоти нижнім черпанням із навантаженням породи в транспортні засоби, що розташовані на верхньому майданчику уступу [106, 108]. Ширина робочого майданчика може досягати 60 м з урахуванням розвороту автосамоскидів. Однак, Г.Х. Бойком і В.Н. Цветковим відзначені недоліки роботи кранлайнів. Вони полягають у жорсткій прив'язці автосамоскиду до місця навантаження. Недостатня маневреність кранлайну, через малу швидкість переміщення базової моделі. Замість кранлайна пропонується альтернативний варіант, що позбавлений зазначених недоліків, – гусеничний драглайн ЭДГ-8.55 з ківшем ємністю 8 м³, довжиною стріли 55 м, глибиною черпання 27 м та оснащенням пристроєм для прицільного навантаження [107].

Довжина екскаваторного блоку при відпрацюванні фронту розкривних робіт впливає на швидкість розробки крутонахилених шарів і, відповідно, на результуючий кут нахилу робочих бортів кар'єру. Рациональне значення довжини екскаваторного блоку визначається у цілому з необхідної висоти ділянки борту кар'єра, застосовуваного транспорту і схеми відпрацювання уступів у межах крутонахилого шару. У період активного керування режимом гірничих робіт довжина екскаваторного блоку змінюється в межах 300-800 м – при автомобільному транспорті і 600-2000 м – при залізничному [109].

Транспорт глибоких кар'єрів. Питання розкриття глибоких кар'єрів і формування їхньої транспортної схеми з урахуванням гірничих можливостей набувають вирішального значення і визначають реальну виробничу потужність підприємства на певних етапах [110]. Підвищення вірогідності проекту повинне відбуватися у двох напрямках: обґрунтування генеральної транспортної схеми

гірничого підприємства в ув'язуванні з формуванням кар'єрного простору і визначенням обов'язкових об'ємів робіт на основі параметрів прийнятої системи розробки. Відомо, що глибокі кар'єри на сучасному етапі експлуатації використовують комбінацію різних видів транспорту. Основними з них є: автомобільний, залізничний, конвеєрний, скіповий, трубопровідний, канатні дороги, гравітаційний, спеціальні види підйомників.

Із сучасних видів транспорту жоден не має сукупних технічних, технологічних і економічних переваг, що дозволяє ефективно відпрацьовувати кар'єр глибиною 500-800 м. [111]. Послідовність формування транспортної системи кар'єру слід погоджувати із загальною закономірністю розвитку гірничих робіт, порядком розробки родовища, розвитком схеми розкриття, формуванням робочої зони і вантажопотоків руди і порід розкриття на протязі усього терміну служби кар'єру. За довгий період розвитку науки успішно вирішені багато наукових завдань, але і сьогодні питання оптимізації транспортних систем зберігають актуальність.

Автомобільний транспорт. Сучасний стан технологічного великовантажного транспорту на рудних кар'єрах, а також матеріали експериментального дослідження режимів роботи кар'єрних автосамоскидів вантажопідйомністю 120-180 т наведені в роботі В.П. Смірнова і Ю.І. Леля [112]. Виконані дослідження показують, що транспортні берми на неробочих бортах практично не мають резерву розширення, тому на кар'єрах з магістральним використанням автотранспорту збільшення ширини проїзної частини автодоріг пов'язане з додатковим розносом борту кар'єру. Скороченню обсягів реконструкції сприяє також організація кільцевих маршрутів при односмуговому потоковому русі, що практикується при впровадженні потужних автосамоскидів на закордонних підприємствах.

П.Л. Марієв, О.О. Кулешов, А. Н. Єгоров і І.В. Зирянов [113] визначили вплив вантажопідйомності автосамоскидів на параметри транспортних майданчиків і автомобільних з'їздів. Здійснено обґрунтування об'ємів порід, що виймають до кінцевого контуру кар'єра побудовою схеми капітального

розкриття з різною шириною з'їздів, робочими параметрами уступів і борту кар'єру.

Аналіз існуючих конструкцій і областей застосування гусеничних самоскидів показав [114], що певного досвіду їхнього використання у якості технологічного транспорту на рудних кар'єрах немає.

Збільшення величин ухилів автодоріг дозволяє скоротити відстань перевезення гірської маси, підвищити крутість укосів робочих і неробочих бортів кар'єру, а в остаточному підсумку – скоротити об'єми розкривних робіт, збільшити глибину відпрацювання покладу без розширення границь кар'єру на поверхні, а також створити опуклу форму бортів у нижній частині кар'єру [115]. У роботі О.Н. Акішева, С.Л. Бабаскіна і І.В. Зирянова [116] досліджено зміни обсягів порід розкриву у контурі кар'єру із заміною традиційних з'їздів з ухилами 80 % і шириною 30 м на крутонахилені з ухилом 250 % і шириною 22 м. Перспективною областю застосування транспортних з'їздів зі збільшеним поздовжнім ухилом і зменшеною шириною є глибинна зона кар'єрів.

Технічні можливості сучасних кар'єрних автосамоскидів дозволяють експлуатувати їх на ухилах до 16% за умовами керованості і до 20-30% – за ефективності роботи гальмової системи [117]. За умовами перерозподілу навантаження на шини при переміщенні з вантажем на підйом ухил для машин з колісною формулою 4x2 обмежується діапазоном 8-30%.

Підвищення продуктивності автосамоскидів, а відповідно і зменшення їх кількості, для виконання планового завдання, можливо вирішувати технічними і організаційними способами. Організаційні заходи не потребують значних капіталовкладень і полягають в управлінні роботою автосамоскидів на протязі зміни. При цьому диспетчер розподіляє самоскиди по пунктам завантаження у вибої і розвантаження на ПП або у дробарки [118]. В результаті досліджень встановлена залежність довжини транспортування від глибини розміщення екскаваторного вибою на продуктивність автосамоскиду. При відстані транспортування 2,5...2,7 км число рейсів дорівнює 10, а продуктивність

1100...1200 т/зміну, при цьому ширина транспортної берми збільшується із підвищенням висоти уступів [119].

Залізничний транспорт. Залізничний транспорт при великих обсягах виробництва і значних відстанях перевезення забезпечує кращі техніко-економічні показники у порівнянні з іншими видами перевезень [120].

На формування схем розвитку колій впливає специфіка роботи кар'єрного залізничного транспорту, обумовлена замкнутим або «маятниковим» характером перевезень, перетинанням маршрутів рудних і породних вантажопотоків, розгалуженістю мережі шляхів і незначною довжиною перегонів між роздільними пунктами (станціями, постами), наявністю кривих малого (100-120 м) радіуса і крутих (40-70 %) ухилів [121]. У свою чергу, постійне розташування залізничних колій залежить від прийнятої схеми розвитку колій на неробочому борті. Слід відмітити, що на внутрішньокар'єрні станції верхньої зони припадає основне навантаження із забезпечення пропускної і провізної спроможності. Вихід залізниці на фронтальні борта здійснюється по кривим з радіусами, що визначаються кутами укусу межових контурів кар'єрного поля, а також кутом падіння рудного пласта [122].

Для глибоких кар'єрів при відпрацюванні гірської маси велику роль грають перевантажувальні пункти. У роботі А.В. Юдина і В.П. Ліньова [123] пропонується використовувати пересувні перевантажувальні пункти (ППП) при використанні комбінованого транспорту. Пересувні перевантажувальні пункти є тимчасовими спорудженнями з терміном служби 1-2 роки і кількарізним використанням устаткування. При наявності безлічі переваг основним недоліком таких перевантажувальних пунктів є велика площа і наявність екскаватора для перевантаження гірничої маси, що збільшує собівартість робіт.

Конвеєрний транспорт. Циклічно-потоківій технології (ЦПТ) при комбінованому автомобільно-конвеєрному способі доставки гірничої маси, а також використанню крутонахилених конвеєрів (трубчастих, із притискною стрічкою і т.д.) присвячена безліч досліджень [20, 21, 29, 124-138].

Так, відповідно до досліджень О.С. Пригунова, С.М. Бро та І.Л. Гуменика [124] встановлено основні причини низької ефективності ЦПТ: громіздкість устаткування; тривалі строки і висока вартість спорудження стаціонарних перевантажувальних пунктів (ПП); збільшення висоти робочої зони і довжини транспортування автомобільним транспортом за період спорудження ПП на новому концентраційному горизонті; висока вартість будівництва і експлуатації конвеєрних підйомників; переведення кар'єрів на ЦПТ за досвідом Криворізького басейну є винятково капіталомістким і тривалим.

Аналіз використання ЦПТ показує, що основними напрямками її корінного вдосконалювання є розробка, створення і впровадження на кар'єрах принципово нового гірничотранспортного устаткування і технологічних схем його застосування. До такого устаткування варто віднести крутонахилені конвеєри з кутом нахилу більше 30° ; модульні ПП; мобільні ПП на базі самохідного екскаваторного і грохотильно-дробильного устаткування; конвеєрні поїзди [125]. У статті А.Н. Шилина [129] пропонується використовувати самохідні дробарки типу СДА-1000, СДА-3, ДПА-2000, що дозволить управляти обсягами перевантаження скельних порід розкриття.

Комплекс ЦПТ-руда із крутонахиленим конвеєром для кар'єру «Мурунтау» не вимагає гірничо-підготовчих робіт на відпрацьованому борті і займає вузьку смугу на його фронті [136, 138]. При своєчасному плануванні і проектуванні створюється основа для більш глибокого заведення ЦПТ у кар'єр при мінімальних об'ємах утворення додаткового цілика під транспортними бермами для обслуговування крутонахилого конвеєра (КНК).

У роботі Б.В. Межових, К.А. Кумачева, В.Я. Маймінда, А.Г. Прудковського [128] відзначено, що до перспективного виду кар'єрного транспорту можуть бути віднесені конвеєрні поїзди, що дозволяють транспортувати недроблений скельний матеріал по борту кар'єра при куті нахилу траси до 20° і радіусі її закруглення до 25 м. В останні роки в різних галузях промисловості усе ширше застосовуються стрічкові трубчасті конвеєри (СТК) [137].

Підйомники. Підйомники не так широко застосовуються на кар'єрах унаслідок складності їхнього будівництва і експлуатації. В 80-х роках на Сібайському кар'єрі був побудований у крутонахиленій траншеї і експлуатувався скіповий підйомник [139].

У свій час були запропоновані ряд ідей зі створення кар'єрних підйомників. Так, О.О. Кулешов і Ю.Д. Тарасов запропонували використати канатний підйом автосамоскидів [140]. Візки із автосамоскидами будуть рухатися по напрямних рейках, а приводом для канатного підйому будуть слугувати самі автомашини. В інституті НДІКМА запропонований принципово новий контейнерний підйомник [141]. Він призначений для видачі з кар'єру навантажених контейнерів з автосамоскидами, думпкарми або їхніми з'ємними кузовами і одночасного спуска в кар'єр порожніх. До недоліків запропонованої системи можна віднести необхідність використання з'ємних кузовів, що приведе до втрати часу на монтаж і знімання такого кузова при підйомі.

Гравітаційний транспорт. Використання гравітації – технічна необхідність удосконалювання транспортних засобів з метою зниження питомої витрати палива й екологічного забруднення навколишнього середовища на глибинних і нагірних кар'єрах [142]. При цьому, за рахунок зменшення ширини транспортних берм зменшується обсяг виймання порід розкриву.

До теперішнього часу склалися напрямки досліджень в області кар'єрного транспорту, що визначені в роботі [143]. Визначені ролі і місця транспортної системи кар'єру. В конкретних умовах розробки родовищ; створення методик порівняння і вибору виду кар'єрного транспорту на основі побудови за допомогою геоінформатики і сучасних комп'ютерних технологій моделей, які трансформуються в реальні моделі з використанням критеріїв економічної ефективності дозволяє відстежувати роботу транспорту і умови їх експлуатації в конкретних гірничотехнічних і кліматичних умовах діючих кар'єрів.

Гірничі комп'ютерні технології. Питання використання математичних методів і обчислювальної техніки у виробничо-економічних дослідженнях на відкритих гірничих роботах розглянуті в роботах В.В. Ржевського, М.Г. Новожилова, Собко Б.Ю., Б.П. Юматова й ін. [12, 27, 38, 144-153].

На цей час є достатня кількість програмного продукту, що вирішують завдання гірничого виробництва. Для цього в систематизованому виді описуються найбільш досконалі математичні моделі родовищ і економіко-математичні моделі для встановлення оптимальної продуктивності кар'єрів, розглядаються сучасні методи планування режиму розкривних робіт і вибору раціональних моделей гірничого і транспортного обладнання за допомогою ЕОМ [135].

З розвитком гірничих робіт у глибину змінюються відстань транспортування гірської маси, обсяги і напрямки вантажопотоків, конструкція вантажно-транспортного устаткування і засоби механізації допоміжних процесів [16]. Завдання вибору оптимальної вантажно-транспортної схеми полягає у визначенні обсягів робіт за видами транспорту. Для її рішення можуть бути використані методи динамічного програмування і теорії графів [144, 145]. Завдання вибору найбільш економічного маршруту складається у пошуку маршруту, що починається і закінчується у фіксованих пунктах мережі. Цьому маршруту повинне відповідати мінімальне значення витрат. Планування розкривних і видобувних робіт взаємозалежне і повинне забезпечити рівномірний видобуток корисної копалини, повне використання виробничих потужностей основного гірничотранспортного обладнання і виконання об'ємів розкривних робіт відповідно до прийнятого режиму гірничих робіт [154].

Нині просторові характеристики корисної копалини, поверхні землі і порід розкриву вносяться і відображаються за допомогою ГІС (геологічні інформаційні системи) програм таблично і графічно у вигляді розвідницьких точок свердловин або горизонтальних планів і вертикальних розрізів, що дозволяє створювати тривимірні моделі родовища. Основою графоаналітичного способу, застосовуваного в багатьох програмних продуктах планування

гірничого виробництва на відкритих гірничих роботах, є метод апроксимації лінії фронту гірничих робіт і контурів кар'єру.

Сучасні програмні продукти мають інтегровані модулі для планування гірничих робіт. Наприклад, компанія Gemcom створила програмне забезпечення Gemcom MineSched для календарного планування відкритих і підземних гірничих робіт. Планування здійснюється автоматично поступно або для всього кар'єру.

Оптимізатор кар'єрів у програмному забезпеченні Micromine використовується для одержання оболонки максимального оптимального положення кар'єру на підставі блокової моделі рудних тіл. Процес розраховує значення для кожного блоку моделі, що являє собою очікуваний прибуток від видобутку даного блоку. Пошук максимального значення NPV (ЧНВ – чиста наведена вартість або чиста дисконтована вартість) означає, що процес знаходить оболонку кар'єру з максимальним економічним ефектом. Традиційно для рішення цього завдання застосовуються модифікації алгоритму «плаваючого конуса» і заснованого на теорії графів алгоритму Лерча-Гроссмана. Ці алгоритми характеризуються малою точністю (плаваючий конус) і великою обчислювальною складністю (алгоритм Лерча-Гроссмана).

Оптимізатори кар'єрів у програмному забезпеченні Micromine, Gemcom MineSched, K-Mine використовують алгоритм Лерча-Гроссмана і працюють із блоковими моделями на уведенні. Відповідно до сформованої ситуації на ринку рішень для гірничодобувної галузі, алгоритм Лерча-Гроссмана є найбільш затребуваним алгоритмом побудови контурів кар'єру [155, 156].

З урахуванням вище наведеного можна зробити висновок, що сучасні методи планування гірничих робіт передбачають, крім технологічних параметрів, використання економічних показників, що дозволяє визначати напрямок відпрацювання кар'єрних полів і послідовність розкриття кар'єрного поля. Однак, місце закладення початкових гірничих розкривних виробок, їх параметри в більшості випадків є результатом досвіду проектувальника. Це також пов'язане з тим, що родовища мають індивідуальну будову, а сформована

ситуація на поверхні найрізноманітніша. При цьому границі кар'єру можуть бути обмежені згідно діючих норм законодавства (водоохоронні зони, санітарно-захисні зони, геологічні порушення і ін.).

При плануванні гірничих робіт з відпрацюванням бортів кар'єру виймальними крутонахиленими шарами слід враховувати розвиток гірничих робіт на уступах порід розкриву за глибиною, забезпечення кар'єру вантажотранспортними зв'язками з поверхнею на всіх етапах розвитку.

Відвалоутворення в глибоких кар'єрах. При зміні послідовності відпрацювання крутоспадного родовища виникають завдання, які пов'язані з можливим розміщенням порід розкриву у виробленому просторі. Технологія внутрішнього і зовнішнього відвалоутворення в умовах глибоких кар'єрів розглядалася в роботах А.Ю. Дриженко, А.Г. Шапаря, В.Т. Лашко, О.В. Романенко, І.І. Руського [19, 20, 25, 157-163]. Найбільша перевага віддається внутрішньому відвалоутворенню.

Так, А.Г. Шапарем запропонована нова технологія розробки крутоспадаючих родовищ із внутрішнім відвалоутворенням. Сутність запропонованої технології полягає у тому, що ведеться пошарове виймання гірничої маси зі складуванням розкривних порід у тимчасовий відвал на непорушній площі родовища [159]. Застосування такої технології і створення ефекту підпору бортів кар'єру за рахунок внутрішнього відвалу дозволяє збільшити кут укосу борту на $5-7^\circ$, зменшити відстань транспортування порід розкриву в 3-5 разів. При всіх перевагах даної схеми відбувається розубожіння корисної копалини на контакті з відвалами. Багаторазове переміщення порід розкриву вимагає введення додаткових потужностей обладнання.

Схеми формування внутрішніх відвалів і технологія підготовки виробленого простору до їхнього розміщення розглянуті в роботах [19, 20, 25]. Найпоширеніше вивчена технологічна схема формування робочої зони при внутрішньому відвалоутворенні з використанням напівстаціонарних транспортних з'їздів на неробочому борті кар'єру. Значне зниження висоти

підйому розкривних порід забезпечується шляхом поярусного формування внутрішніх відвалів [163].

У початковий період ведення гірничих робіт до досягнення кінцевої глибини кар'єру весь обсяг порід розкриву переміщують до зовнішнього відвалу. Технологічна схема внутрішнього відвалоутворення при відпрацюванні глибоких кар'єрів повинна дотримуватися принципів етапності і безпеки розробки. Етапи розробки можуть складатися із двох періодів ведення гірничих робіт: поглиблення і горизонтального посування вибоїв уздовж простягання покладу.

Системи розробки пов'язані з основними параметрами кар'єру і повинні відповідати технології розкриття кар'єру. Вони дозволяють моделювати кар'єрний простір у заданому режимі з високою економічністю.

Значний внесок у створення і розвиток теорії відкритих розробок, у тому числі їх систем, внесли вчені Є.Ф. Шешко, В.В. Ржевський, М.В. Мельников, М.Г. Новожилов, А.Ю. Дриженко та ін. Так, професор Е. Ф. Шешко вперше формулює систему розробки як «спосіб здійснення певного комплексу розкривних, видобувних й інших гірничих робіт у кар'єрі». В основу його класифікації покладений спосіб переміщення пустих порід як основного процесу розкривних робіт. Але, і це дуже важливо, у якості основної класифікаційної ознаки поділу систем розробки на групи Е. Ф. Шешко розглядає напрямок переміщення породи щодо фронту гірничих робіт, а вже другою ознакою є спосіб механізації переміщення розкривної породи – екскаваторами, спеціальними відвалоутворювачами або транспортними засобами.

Академік В. В. Ржевський запропонував для визначення системи відкритої розробки родовища використати поняття «порядок і послідовність виконання відкритих гірничих робіт у межах кар'єрного поля або його ділянки», а в якості основних класифікаційних ознак розглядати напрямки посування фронту гірничих робіт у профілі та плані [7]. Відповідно цього виділені поглиблювальні системи розробки: поздовжня одно- і двубортова, поперечна

одно- і двубортова, віялова та кільцева. При розробці досить витягнутих кар'єрних полів утримувати зайвий фронт гірничих робіт не вигідно внаслідок великих об'ємів гірничо-капітальних робіт і значної довжини транспортних комунікацій. У цьому випадку, особливо при використанні автотранспорту, можливе застосування варіантів поперечних систем розробки.

Раніше академік Н.В. Мельников дав інше трактування визначенню «система розробки» – як способу переміщення пустих порід у відвали і типу застосовуваного гірничотранспортного обладнання та розробив відому класифікацію систем [22]. Таким чином, в основу відомих класифікацій систем відкритої розробки покладений, відповідно напрямком переміщення розкривних порід, спосіб механізації розкривних робіт, порядок ведення гірничих робіт. Існуючі класифікації вимагають доповнень унаслідок розвитку технологічних схем відпрацьовування глибоких кар'єрів.

Систематизація родовищ дозволяє за певними ознаками групувати їх з урахуванням параметрів родовища, обґрунтувати техніко-економічні показники роботи гірничого підприємства, послідовність розробки родовищ і здійснювати прогноз подальшого розвитку гірничих робіт на тривалу перспективу.

Для визначення виробничої потужності гірничого підприємства з достатньою часткою точності застосовують також метод аналогії з відомими технічними рішеннями залежно від установлених границь кар'єрного поля: довжини і ширини по поверхні і дну, а також з урахуванням граничної глибини відпрацьовування. У цьому зв'язку аналіз проектних показників і досвід експлуатації вітчизняних і закордонних кар'єрів, виконаний А.Ю. Дриженко показав, що їхня продуктивність за гірничою масою перебуває в тісному кореляційному взаємозв'язку із граничними контурами кар'єрного поля [19]. Залежно від форми, розглянуті їм кар'єри об'єднані в групи: малої, середньої і великої довжини, а також вузькі і округлі. Вузькими кар'єрами розробляються крутоспадаючі родовища невеликої потужності, округлими – мультіподібні або крутоспадаючі потужні рудні поклади. Із числа обстежених, кар'єри малої

довжини становлять 48%, середньої – 38% і великої – 14%. При цьому, вузьких кар'єрів – 42,5% і округлих – 57,5 % [109].

При всіх перевагах наведеної системи і типізації глибоких кар'єрів, вона має ряд недоліків: не враховує кути укосів бортів кар'єрів, виймання попутних корисних копалин, зміни глибини кар'єру в процесі експлуатації. При цьому максимальна глибина кар'єрів прийнята 800 м. Якщо розглядати світовий досвід відкритої розробки родовищ, то деякі з кар'єрів мають глибину, що перевищує 800 м. Наприклад, кар'єр Big Hole (ПАР) має глибину 1097 м (відпрацьований в 1914 р.), кар'єр Chuquibambilla (Чилі) – 850 м, Bingham Canyon Mine (США) – 1200 м. В Україні розробляють родовища, що мають глибоке залягання. Так, у Кривбасі планувалося об'єднати ряд залізрудних кар'єрів Південного ГЗКа і Новокриворізького ГЗКа і сформувати на їхній базі підприємство СуперГЗК. При цьому передбачалося створення Об'єданого кар'єру, глибина якого згідно передпроектним рішенням перевищує 1000 м. У цьому зв'язку з метою більш якісної систематизації глибоких кар'єрів пропонується змінити систематизацію проф. Дриженко А.Ю. за окремими показниками і доповнити її новими показниками.

В.К. Слободянюк класифікував типи і параметри структурних родовищ для підвищення ефективності оцінки і передпроектних робіт з освоєння останніх [93].

Виконаний аналіз літературних джерел дозволив установити основні напрямки наукових досліджень при розробці крутоспадаючих родовищ і визначити коло завдань, які необхідно вирішувати при існуючих умовах на гірничих підприємствах і наявних технічних можливостях. Визнаним фактом обмеження інтенсивності темпу поглиблення гірничих робіт при розробці похилих і крутих покладів вважається швидкість посування фронту багатоуступної робочої зони. Актуальною проблемою, що безпосередньо відноситься до упорядкування систем розробки, є обґрунтування раціональних розмірів робочої зони кар'єру, у першу чергу, числа робочих уступів і обсягів готових до виймання запасів руди і порід розкриву.

1.3 Аналіз технологічної схеми проведення розкривних виробок в умовах систематичного поглиблення залізрудних кар'єрів

Для забезпечення виконання проектних обсягів видобутку руди і виймання порід розкриву проектом інституту «Південгіпроруда» рекомендовано розвивати кар'єр ВАТ «Полтавський ГЗК» застосуванням автомобільного, конвеєрного і залізничного транспорту з уведенням електрифікованого залізничного транспорту на глибокі горизонти через споруджені південно-західну і північно-західну траншеї.

За станом на 2018 рік гірничі роботи в кар'єрі ведуться на 31 горизонтах. Довжина кар'єру поверху становить 5,8 км, ширина – 1,5 км. Глибина кар'єру в південній частині – 300 м, у північній – 150 м. Проектна глибина – 750 м.

Розкриття верхніх горизонтів виконано, в основному, внутрішніми траншеями і однією зовнішньою. Розкриття нижніх горизонтів кар'єру здійснюється тимчасовими з'їздами і траншеями. Розкриття і подальше відпрацювання кар'єрного поля здійснюється у північному напрямку.

У зв'язку зі значною глибиною і довжиною південної ділянки, гірничі роботи на ній ведуться крутими шарами з тимчасовою консервацією і наступною розконсервацією ділянок фронтальних бортів. Північна ділянка розроблялася шляхом посування північного торця кар'єру по горизонту мінус 90 м і довгостроковою консервацією прилягаючих західних і східних бортів. У міру посування торця потужність рудного шару зменшилася і досягла 30-50 м. У зв'язку із цим було ухвалене рішення щодо зменшення інтенсивності ведення гірничих робіт на цій ділянці.

Ширина запобіжних берм прийнята відповідно до правил безпеки 10 м, що залишають при здвоюванні 12-метрових уступів. При здвоюванні 15-метрових і строювання 10-метрових уступів вона формується через 30 м по вертикалі. Ширина транспортних берм прийнята: при автомобільному транспорті – 30 м; при залізничному для однієї колії – 11 м, для двох – 16 м. З урахуванням прийнятих кутів укосів уступів і залишення запобіжних і

транспортних берм кути нахилу постійних бортів кар'єру становлять: для лежачого боку – 30-37°; для висячого боку – 32-39°.

При розробці покладу для розробки руди формують зони поглиблення, а для виймання порід розкриву – круті шари з кутами нахилу, близькими до кутів погашення бортів кар'єру. Круті шари розробляють шляхом переміщення робочих панелей довжиною 600-1200 м при залізничному транспорті і 300-400 м – при автомобільному, які сформовані уздовж простягання покладу. При зниженні панелі до позначки дна кар'єру розрізні траншеї розширюють, що забезпечує нарізку нових і поздовжній розвиток існуючих горизонтів.

Зниження поточних обсягів виймання порід розкриву забезпечується мінімально припустимим розносом бортів кар'єру в межах кожної панелі, що досягається шляхом зміщення суміжних залізничних панелей убік виробленого простору на ширину одного крутого шару, яка дорівнює мінімальній ширині робочого майданчика 40-50 м.

Така система розробки Горишне-Плавнинського родовища є досить гнучкою, що забезпечує можливість змінювати поздовжній профіль кар'єру відповідно до необхідного режиму гірничих робіт шляхом корегування швидкості і порядку відпрацювання крутих шарів, їхньої довжини і ширини. При цьому, з метою забезпечення безпеки ведення гірничих робіт необхідно чітко дотримуватися технологічних параметрів і порядку формування і розконсервації ділянок ТНБ.

Особливості структурно-тектонічної будови **Першотравневого кар'єру ВАТ «Північний ГЗК»** обумовили наявність навіть у одному перерізі ділянок борту напрямків падіння сланцевих порід як у масив, так і у кар'єр. Ця обставина вплинула на величину значення розрахункових кутів погашення скельних уступів на різних ділянках бортів кар'єру, які перебувають у досить широкому діапазоні від 45 до 70°. Кути нахилу бортів кар'єру з урахуванням розроблених у проекті гірничо-транспортних схем прийняті: північно-східний борт – 35°; південно-східний борт – 36°; південно-західний борт – 30°; північно-

західний борт – 33°. Абсолютна позначка дна кар'єру у відпрацьованому стані – мінус 565 м, тобто гранична глибина кар'єру складе 650 м.

Основним критерієм на вибір напрямку розвитку гірничих робіт і порядку відпрацювання кар'єру за робочим проектом було прагнення провести в найбільш стислий термін реконструкцію транспортної схеми, що дозволяє скоротити обсяги автотранспортних перевезень гірської маси і максимально понизити рівень уведення залізничного транспорту. Відпрацювання запасів корисної копалини і порід розкриття здійснюється “хвилями” з організацією тимчасово неробочих ділянок бортів, які відпрацьовують крутими шарами.

Розкриття кар'єру зроблене двома зовнішніми капітальними траншеями. Одна із них – південна, розкриває родовище до горизонту плюс 53 м, інша – північна, до горизонту плюс 65 м. По південній траншеї здійснюється транспортування руди на ДЗФ (дробарко-збагачувальну фабрику) і розкривних порід у відвал № 1, по північній – розкривних порід у відвал № 2. Траншеї пройдені з ухилом 30‰ і призначені для переміщення залізничного транспорту з тепловозною тягою. Розкриття горизонтів плюс 41 м, плюс 29 м, плюс 17 м виконані ковзними залізничними з'їздами з ухилом 30‰. Всі нижчележачі горизонти – ковзними автомобільними з'їздами з ухилом 60-70 ‰. За проектом розкриття нижніх горизонтів буде здійснюватися тимчасовими автомобільними з'їздами з виходом на ділянки постійних автодоріг, що зв'язують робочі горизонти із прийомними пристроями комплексів ЦПТ і перевантажувальними майданчиками в кар'єрі.

Розкриття **Ганнівського кар'єру ВАТ «Північний ГЗК»** виконано із урахуванням умов залягання корисної копалини, представлені потужним крутоспадаючим покладом залізистих кварцитів. Проектом прийнята проста заглиблювальна система розробки із зовнішнім розташуванням відвалів порід розкриття. З урахуванням фізико-механічних властивостей гірських порід подальше відпрацювання родовища передбачається уступами висотою 10-14 м по м'яким породам розкриття і 15 м – по скельним породам розкриття і руді.

Гірничі роботи ведуть на 21 горизонті, які переміщують в південно-східному, південно-західному і північному напрямках. Верхні розкривні горизонти плюс 135 м, 115 м, 102 м, 90 м, 76 м відпрацьовують безпосередньо на залізничний транспорт.

Гірська маса з горизонтів плюс 60 і 45 м частково вивозиться залізничним, а частково автомобільним транспортом. Усі нижчележачі горизонти відпрацьовують на автотранспорт із вивозом порід розкриву на перевантажувальні пункти і, частково, на комплекс ЦПТ. Вся руда з вибоїв автомобільним транспортом доставляється на комплекс ЦПТ. Частково з комплексу ЦПТ породи розкриву залізничним транспортом вивозять на греблю хвостосховища і на дробильно-сортувальний комплекс для виробництва щебеню, що використовується для забезпечення потреб кар'єру і цехів комбінату при будівництві та поточному утриманні залізничних і автомобільних доріг.

Кути укосів уступів постійних бортів кар'єру прийняті: по м'яким породам – 30-35°; по скельним породам верхні уступи західного борту – 40-65°; східного борту – 50-65° ; нижчележачі уступи – 75°. Результуючі кути укосів бортів кар'єру прийняті відповідно рекомендаціям НОВОТЕК-2 і становлять: у північній частині по східному борту 27-30°, по західному борту – 35°; у південній частині по східному борту – 40°, по західному борту – 39°. У зв'язку з тим, що темпи видобутку руди були вище проектних обсягів виробництва розкривних робіт, ширина робочих майданчиків зменшилася від 50-70 м до мінімально припустимих 30 м, а на деяких уступах вони зовсім спрацьовані. На цей час кар'єр розкритий на глибину 270 м до позначки мінус 145 м – у південній частині та позначки мінус 82 м – у північній.

Для вивезення порід розкриву із кар'єру пройдені три залізничних напівтраншеї: південно-східна, північно-східна і північно-західна. Частково експлуатується автомобільний виїзд по західному борту з нижніх горизонтів на автомобільні відвали. Траншеї пройдені з ухилом 30 ‰ і призначені для експлуатації залізничного транспорту з тепловозною тягою. Розкриття

горизонтів плюс 72 м; 60 м; 45 м проведено ковзними з'їздами з ухилом 40 %.
Всі горизонти, які розташовані нижче – ковзними автомобільними з'їздами з ухилом 70-80 %.

Оскільки на цей час робоча зона кар'єру представлена значною кількістю ділянок з погашеними бортами, то їх відпрацьовують із поперечним розташуванням екскаваторних вибоїв. Проектом допускається організація в робочій зоні кар'єру тимчасово неробочих ділянок з погашеними робочими бортами висотою не більше 30-45 м.

Розкриття кар'єру ВАТ «Південний ГЗК» передбачає доставку руди і скельних порід розкриву з нижніх горизонтів двома лініями циклічно-поточної технології (ЦПТ) із приймальними бункерами для руди на горизонті мінус 90 м, а скельної породи розкриву – на горизонті мінус 75 м. До реалізації в майбутньому прийнятий варіант будівництва рудної лінії ЦПТ із розташуванням прийомних бункерів дробарки великого дроблення на горизонті мінус 210 м. Висота уступів становить: по наносам – 10 м; по скельним породам – 15 м. Кути укосів на постійних бортах: по наносам – 30°, по окисленим тріщинуватим кварцитам і сланцям – 45-50°; по монолітним залізистим породам – 55-60°. Результуючі кути укосів бортів: по західному борту – 23-28°, східному – 27-31°, по північному – 32-39°.

При корегуванні положення північного борту кути стійких укосів уступів у кінцевому положенні прийняті відповідно до рекомендацій НТФ «НОВОТЕК-2»: по наносам – 35-40°; по вивітритим і сильно тріщинуватим скельним породам верхніх горизонтів 50-65°; середньо та великоблочним скельним породам нижче горизонту ± 0 м – 70-75°. Ширина запобіжних берм, що залишають через два здвоєних горизонти по скельним породам, приймають рівною 10 м, транспортних берм – 20-30 м. Виходячи із прийнятих кутів укосів уступів, з урахуванням запобіжних і транспортних берм, кути погашення північного борту не перевищують 40-41°.

На північному борті кар'єру планується розташувати наступні виробки розкриття: однобортну напівтраншею для автосамоскидів, яка зв'язує всі робочі

горизонти кар'єру з поверхнею; одnobортну напівтраншею, що примикає на горизонті мінус 30 м до основного автомобільного заїзду і дозволяє здійснити заїзд у кар'єр зі східного борту; одnobортну напівтраншею з уведенням у кар'єр залізниці до горизонту мінус 270 м. Запропонована схема розкриття у сполученні з рудним комплексом ЦПТ східного борту дозволяє відпрацювати всі запаси руди, які включені в проектний контур кар'єру.

При розширенні кар'єру на північ вся система залізничних і автомобільних комунікацій буде порушена. Тому при постановці західного, південного і східного бортів у кінцеве положення необхідно заздалегідь сформувати дублюючу систему транспортних комунікацій, що дозволить у майбутньому повністю відпрацювати запаси Скелеватсько-Магнетитового родовища до XI профілю – границі кар'єрного поля.

Сировинною базою **кар'єрів ВАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»** є південна частина Новокриворізького (кар'єр №2-біс) і Валявкинського (кар'єр №3) родовищ залістистих кварцитів. Північна частина Новокриворізького родовища відпрацьована кар'єром №1 ще у 1985 році до глибини 300 м. Відповідно до технічних проектів інституту «Південгіпроруда» кар'єр №2-біс побудовано і здано в експлуатацію наприкінці 1970 року із проектною глибиною 200 м та річною виробничою потужністю 4 млн т за сировою рудою. Згодом, продуктивність кар'єру підвищувалася до 8,5 і 10,5 млн т/рік з відповідним збільшенням проектної глибини розробки до 340 і 415 м та розширенням границь кар'єрного поля поверхнею.

Кути стійких укосів уступів у кінцевому положенні прийняті на основі рекомендацій інституту ВІОГЕМ: по скельним породам – 50-60°, по наносам – 35-40°. Запобіжні берми, відповідно до Правил безпеки, улаштовують шириною 10 м через два уступи загальною висотою 30 м. Середня ширина робочих майданчиків по породам розкриття 38 м, по руді – 44 м. Виходячи із прийнятих кутів укосів уступів, з урахуванням залишення запобіжних і транспортних берм кути погашення постійних бортів кар'єру дорівнюють 33-38°. Вибір ділянок розробки для розширення діючого кар'єру №2-біс обмежений у зв'язку з

наявністю у даному районі житлового масиву Південного ГЗКа і Новокриворізького ГЗКа, річки Інгулець, транспортних комунікацій, насосної металургійного заводу, магістральних залізничних колій «Укрзалізниці» та інших об'єктів.

Кар'єр №3 побудований на базі **Валявкінського родовища залізистих кварцитів**, що розташоване на західному крилі Західно-Інгулецької синкліналі. Уведений до експлуатації у 1972 році з проектною продуктивністю 22 млн т за видобутком магнетитових залізистих кварцитів. Відповідно до затвердженого технічного проекту гранична глибина кар'єру встановлена 500 м. Висота уступів по наносам – 12 м, по скельним породам і руді – 15 м. За даними інституту Кривбаспроект кути погашення бортів на проектному контурі становлять 42°.

Основний обсяг скельних порід розкриву вивозять за комбінованою схемою: від екскаваторних вибоїв до перевантажувальних пунктів автосамоскидами, а далі у відвал – залізничним транспортом. Залишкові об'єми порід розкриву переміщують до відвалу залізничним транспортом.

Сировинною базою **кар'єру ВАТ «Інгулецький ГЗК»** є Інгулецьке родовище залізистих кварцитів, що розташоване в 35 км на південь від м. Кривий Ріг, поблизу районного центру Інгулець. Проектна глибина кар'єру – 650 м. В 1973 році на кар'єрі одним із перших у Кривбасі був уведений до експлуатації автомобільно-конвеєрний комплекс “Східний” у складі дробарки ККД-1500/180 і стрічкового конвеєра з шириною стрічки 2000 мм при річній продуктивності 20 млн т. Сира руда транспортувалася безпосередньо на ДЗФ. Надалі, отриманий досвід будівництва і експлуатації стрічкових конвеєрів для транспортування скельних порід був успішно розповсюджений на всі гірничо-збагачувальні комбінати басейну. В 1983 році в експлуатацію був уведений другий конвеєрний підйомник “Західний” аналогічної конструкції, що в 2005 році був поглиблений до позначки – 240 м.

Зараз гірничі роботи ведуться на 28 горизонтах. Висота уступів при розробці родовища становить по наносам – 12-14 м, по скельним породам –

15 м. У процесі розробки деякі уступи здвоювалися. Ширина робочих майданчиків на рудних і скельних розкривних уступах становить 30-50 м. Посування фронту робіт у кар'єрі проводиться від південного постійного борту в напрямку на північ паралельними заходками вхрест простягання родовища. Руда з кар'єру доставляється на збагачувальну фабрику із застосуванням циклічно-поточної технології: автомобільним транспортом до дробильно-перевантажувальних пунктів на концентраційних горизонтах мінус 60 м і мінус 180 м. Далі підземними конвеєрними трактами «Західний» і «Східний» транспортується до збагачувальної фабрики. Породи розкриву з верхніх горизонтів до позначки мінус 30 м навантажують безпосередньо в залізничний транспорт. З нижніх горизонтів кар'єру породи розкриву доставляють автосамоскидами на внутрішньокар'єрні перевантажувальні пункти, звідкіля залізничним транспортом доставляють на відвал №2 [164].

Артемівське родовище залізистих кварцитів ВАТ «Центральний ГЗК» знаходиться в 45 км західніше промислового майданчика ВАТ «ЦГЗКа» і в 13-15 км до півночі від райцентру Петрово на території Кіровоградської області. Площа родовища становить 3,5 км², довжина – 2,5 км, глибина – 500-600 м. Для підтримки виробничої потужності дробильно-збагачувальної фабрики ЦГЗКа у 80-х роках минулого століття були уведені до експлуатації кар'єри №2, №3 і №4. Їх проектні показники наведені в табл. 1.6.

Таблиця 1.6

Показники роботи кар'єрів ЦГЗКа

Показник	Значення		
	№ 1	№ 2	№ 3
Кар'єри	№ 1	№ 2	№ 3
Рік уведення в експлуатацію	1961	1977	1976
Річна продуктивність по руді, млн т	5,0	4,6	1,0
Гранична глибина відпрацьовування, м	500	300	545
Розміри кар'єрного поля, м:			
- по поверхні (довжина/ширина)	4290/1630	2700/1000	1700/1360
- по дну (довжина/ширина)	200/70	2000/80	120/110
Експлуатаційні запаси, млн т	56,9	151,4	158,5
Середній коефіцієнт розкриву, м ³ /т	1,1	0,88	1,82

Конвеєрним підйомником видається на поверхню 5,5 млн т порід розкриву і 5 млн т руди. Автосамоскидами гірнича маса вивозиться до перевантажувальних пунктів залізничного транспорту на горизонти мінус 35 і 20 м, а також до конвеєрного підйомника на горизонт мінус 134 м.

З метою зниження поточних обсягів виймання порід розкриву розробка кар'єрного поля ведеться етапами зверху вниз із улаштуванням транспортних майданчиків і залишенням тимчасових ціликів між робочими майданчиками. Проектом передбачено формувати робочі майданчики шириною 40-60 м, обгороджувати їх від виробленого простору породним валом висотою 2 м. З боку масиву гірських порід улаштовують запобіжні майданчики шириною до 25 м. На тимчасовому цілику висотою 50-60 м, формують майданчики безпеки. Практично висота цілику на окремих ділянках борту досягає 100-150 м. У період розносу борту його масив відпрацьовують уступами висотою 15 м.

Згідно звітним даним, крутонахиленими шарами на цей час відпрацьовують породи розкриву кар'єри Полтавського ГЗКа, «АрселорМіттал Кривий Ріг», Північного ГЗКа, Центрального ГЗКа. Застосування крутонахилених шарів в умовах Південного ГЗКа та Інгулецького ГЗКа, які експлуатують мульдоподібні поклади передчасно. Кар'єр Південного ГЗКа по периметру бортів має складну мережу залізничних колій і контактних мереж, а кар'єр Інгулецького ГЗКа ускладнений рядом геологічних порушень, які ведуть до посування бортів. Початковий етап розкриття і відпрацювання цих кар'єрів крутонахиленими шарами не викликає великих труднощів, однак подальша розробка з переміщенням робочих горизонтів на глибину приведе до виникнення проблем, що пов'язані з формуванням та подальшого розносу крутих бортів по породам розкриву.

1.4 Постановка проблеми, ідея, мета і завдання наукового дослідження технологічних основ формування бортів з наступним відвалоутворенням

Аналіз сучасного стану і перспектив розвитку відкритого видобутку залізних руд в Україні та сусідніх країнах показує, що на цей час практично всі глибокі кар'єри характеризуються наявністю в робочій зоні тимчасово неробочих і законсервованих ділянок бортів, які представлені скельними породами розкриву і мають кут укосу близький до проектного. Продовження експлуатації діючих кар'єрів пов'язано не тільки з їх поглибленням, але й з необхідністю розносу тимчасово неробочих бортів по породах розкриву, удосконаленню гірничо-транспортних схем і режиму виймання порід розкриву. У цьому зв'язку здійснено огляд наукових досліджень і проектних рішень, присвячених технологіям керування режимом гірничих робіт, методам оптимізації параметрів поглиблення залізородних кар'єрів і систем їхньої розробки, які дозволяють зробити наступні висновки:

1. Гірська маса більшості діючих залізородних кар'єрів України на 80-100 % представлена міцними скельними різновидами. Зі збільшенням глибини розробки питома вага скельних порід у загальному обсязі гірської маси, що видобувається, приймає усе більше значення, збільшується відстань її переміщення, скорочується довжина активного фронту гірничих робіт. Відпрацювання крутоспадних родовищ етапами приводить до того, що верхня частина робочої зони кар'єру має кут укосу борту до $16-20^{\circ}$, а нижня, за рахунок ціликів – збільшується до 30° . Розконсервація тимчасово неробочих уступів у глибинній зоні кар'єрів вимагає відповідного розносу і верхніх уступів практично на всю висоту робочої зони. Проектна продуктивність кар'єру з глибиною підтримується, в основному, шляхом надання робочим бортам все більшого кута укосу, що досягається шляхом консервації ряду уступів, як по периметру, так і по глибині. Із наростаючою глибиною ширина робочих майданчиків поступово скорочується, а деякі ліквідуються. При цьому три,

п'ять і більше уступів поєднуються і мають єдиний укіс. У той же час відпрацювання родовищ крутонахиленими шарами із залишенням тимчасово неробочих ділянок у групі уступів дозволить істотно поліпшити режим гірничих робіт глибоких кар'єрів.

2. Інтенсивне ведення гірничих робіт визначає всю наступну господарську діяльність підприємства, передбачає розміри капітальних вкладень на його створення і підтримку продуктивності у зв'язку з погіршенням умов експлуатації. Продуктивність кар'єрів по корисній копалині та породам розкриву можливо ефективно регулювати застосуванням поетапного відпрацювання кар'єрного поля, змінюючи напрямок та інтенсивність розвитку робочої зони в плані і профілі, збільшуючи величину кута укусу робочих бортів кар'єру. У цьому зв'язку розвиток робочої зони по породам розкриву повинен здійснюватися таким чином, щоб протягом основного періоду роботи кар'єру виймання їх об'ємів було мінімально необхідним і, в остаточному підсумку, дозволяло б здійснювати підготовку нижчележачих горизонтів до виймання готових запасів корисної копалини.

3. Практично на всіх глибоких залізрудних кар'єрах України для поліпшення режиму гірничих робіт застосовується поетапна розробка родовища. Для цього використовується методика постановки розкривних уступів у тимчасово неробоче положення. У той же час зі збільшенням глибини розробки виникає необхідність у подальшому переміщенні таких бортів до постановки в граничне положення. Згодом змінюється стан тимчасово неробочих бортів і виникають труднощі в їх розконсервації для підготовки нижчележачих видобувних уступів до розробки.

4. Переміщення гірської маси на залізрудних кар'єрах здійснюють в основному залізничним і автомобільним, а також комбінованими автомобільно-залізничним і автомобільно-конвеєрним видами транспорту. Перевантаження гірської маси із автосамоскидів до залізничних вагонів здійснюють кар'єрними екскаваторами на внутрішньокар'єрних складах, а на стрічкові конвеєри – через дробарки. Однак, науково обґрунтовані рекомендації з ведення виймальних

робіт крутонахиленими шарами, що дозволяють ефективно керувати обсягами виймання порід розкриву з наступним переміщенням гірської маси комбінованим транспортом відсутні.

5. Техніка і технологія формування внутрішніх відвалів розглянута в багатьох наукових працях. Проте застосування технологічної схеми виймання порід розкриву крутонахиленими шарами потребує додаткових досліджень з обґрунтування можливості складування їх у внутрішніх відвалах із установленням основних техніко-економічних показників і загальної ефективності відкритої розробки.

Ідея роботи полягає в тому, що технолого-економічна й екологічна ефективність технології розробки крутоспадного родовища крутонахиленими шарами ускладнюється та обмежується значними витратами на транспортування і відвалоутворення розкривних порід на поверхні кар'єру, а також пов'язаними з цією технологією порушеннями земельного відводу. Цих недоліків можна уникнути шляхом об'єднання названої технології з технологією внутрішнього складування розкривних порід при застосуванні розроблених автором схем гірничотранспортних робіт.

Мета роботи – наукове обґрунтування методологічного підходу до вибору технології відпрацювання крутоспадного залізорудного родовища, теоретичних та методичних засад оптимізації технологічних рішень та розробка на їх основі практичних рекомендацій щодо проектування систем відпрацювання родовищ крутонахиленими шарами з внутрішнім відвалоутворенням на глибоких кар'єрах.

Відповідно до поставленої мети при виконанні дисертаційної роботи вирішувалися наступні **завдання**:

1. Визначити методологічний підхід до конструювання раціональної за виробничими витратами системи розробки крутоспадного залізорудного родовища при значній глибині кар'єру, з використанням визначеного підходу обґрунтувати теоретичні основи технології будівництва робочої зони

відпрацювання родовища крутонахиленими шарами при складуванні розкривних порід в кар'єрному просторі.

2. Систематизувати типи залізрудних родовищ за геометричними розмірами виробленого простору кар'єру, для типових кар'єрів розробити технологічні схеми будування робочої зони відпрацювання родовища крутонахиленими шарами.

3. Визначити шляхом оптимізації ефективні параметри будування робочої зони глибоких кар'єрів залізрудних родовищ при систематичному поглибленні гірничих робіт за умови підтримання безпечної експлуатації відкритих гірничих виробок для виймання крутонахилених шарів.

4. Обґрунтувати раціональні параметри робочих майданчиків і виробленого простору кар'єру при використанні крутонахилених шарів для створення умов розміщення внутрішнього відвалу в кар'єрі за етапами розробки залізрудного родовища.

5. Розробити та апробувати наукові рекомендації з будування бортів кар'єру в умовах виймання крутонахилених шарів з наступним складуванням порід розкриву у виробленому просторі.

Основні наукові результати розділу 1 відображені в працях автора [118, 119, 122, 125]

РОЗДІЛ 2

НАУКОВІ ОСНОВИ ФОРМУВАННЯ РОБОЧОЇ ЗОНИ ГЛИБОКИХ КАР'ЄРІВ КРУТОНАХИЛЕНИМИ ШАРАМИ ТА ЕФЕКТИВНОСТІ ЇХ ВІДПРАЦЬОВУВАННЯ

2.1 Розробка методики керування довжиною фронту робіт для підтримки заданої інтенсивності відпрацювання ділянок глибоких кар'єрів

Розробка крутоспадних родовищ корисних копалин відрізняється систематичним зниженням дна кар'єру і, як наслідок, зміненням умов відпрацювання корисних копалин і порід розкриву. Вишикування показують, що інтенсифікація гірничих робіт на кар'єрах, де тимчасово неробочі ділянки досягли критичних розмірів, можлива тільки одним шляхом – поетаним їх переміщенням у нове положення крутонахиленими шарами з ґрунтоуступним вийманням порід розкриву в кожному з них [165].

Підтримка заданої інтенсивності відпрацювання ділянок глибоких кар'єрів може здійснюватися відомими способами: виділення етапів при розробці родовищ у плані та за глибиною кар'єрного поля; розвиток бортів кар'єру поздовжніми, поперечними або діагональними заходками; формування робочої зони кар'єру по розкриву високими уступами; поетапний розвиток розкривних робіт крутими шарами. Стабілізація обсягів виймання порід розкриву при розвитку кар'єру здійснюється шляхом зміни напрямку відпрацювання уступів – у горизонтальному або похилому крутому положенні з формуванням тимчасово неробочих ділянок бортів, установленням інтенсивності їх посування і поглиблення [166].

Для управління і регулювання інтенсивністю добування залізної руди в робочій зоні та попутних об'ємів виймання порід розкриву, а також створення тимчасово неробочих ділянок бортів можуть бути використані прийоми оптимізації довжини фронту робіт у стиснутих умовах (табл. 2.1) [34].

Таблиця 2.1

Технологічні прийоми керування параметрами бортів кар'єрів і довжиною фронту видобувних робіт

Спосіб консервації і відпрацювання уступів	Керовані параметри робочої зони кар'єру	Порядок поновлення робіт на тимчасово неробочих уступах	Технологічні прийоми відпрацювання уступів
1. Тимчасова консервація одного уступу	Довжина фронту уступу, ширина робочого майданчика і висота уступу	Відпрацювання вище розташованого уступу із створенням робочого майданчика на уступі, що консервується	Поздовжніми, поперечними та діагональними заходками і панелями уздовж робочого борту кар'єра
2. Формування і відпрацювання здвоєних уступів	Ширина робочого майданчика, висота розвалу при підриванні здвоєних уступів, довжина робочої ділянки	Пошарове відпрацювання розвалу здвоєних уступів або послідовне відпрацювання верхнього, а потім нижнього уступу	
3. Залишення неробочих майданчиків малої ширини через один уступ	Довжина фронту і число робочих уступів, ширина робочих майданчиків і неробочих берм	Почергове відпрацювання суміжних уступів, починаючи з верхніх, при залишенні неробочого майданчика між ними	
4. Формування тимчасового неробочого борту (цілика)	Ширина робочих майданчиків, число уступів у верхній і нижній зоні цілика, горизонтальна і вертикальна швидкість посування, довжина ділянки на уступі	Почергове відпрацювання уступів зверху донизу із горизонтальним або вертикальним переміщенням фронту гірничих робіт	
5. Формування крутонахилених шарів на бортах кар'єру	Число неробочих і робочих уступів у зоні виймання порід, довжина виймального блоку, ширина майданчиків, висота уступів і неробочих ділянок	Почергове відпрацювання крутонахилених шарів зверху донизу, з концентрацією основних капітальних з'їздів у торцях кар'єру	Поздовжніми і діагональними заходками, виймальними панелями і поперечними заходками уздовж борта кар'єру, каскадним підриванням групи суміжних уступів
6. Відпрацювання борту кар'єру з формуванням концентраційного горизонту	Висота робочої зони, довжина фронту робіт і блоків, ширина робочих майданчиків на уступах	Почергове відпрацювання групи уступів зверху донизу із доставкою гірської маси на концентраційний горизонт	

Кожний робочий горизонт має робочу зону і виробки розкриття. Переміщення уступів і виробок розкриття пов'язане з щорічними об'ємами виймання порід розкриву і видобутком корисної копалини, які визначають при проектуванні кар'єру. У цих умовах глибокий кар'єр є поєднанням розкривних виробок, на яких формують вантажопотоки і сукупність ділянок, де здійснюється відпрацювання уступів з урахуванням загального фронту розвитку робіт в кар'єрі.

При розкритті горизонтів робочої зони із застосуванням автомобільного транспорту розташування тимчасових розкривних виробок не робить значного впливу на скорочення довжини фронтів гірничих робіт. Проте для ефективного застосування залізничного транспорту необхідно створювати системи напівстаціонарних і стаціонарних комунікацій на одному або двох неробочих бортах, або їх ділянок.

Графічна інтерпретація наведеної таблиці 2.1 показана на рис. 2.1.

Схема відпрацювання з формуванням майданчиків шириною 25-40 м (рис. 2.1, в) на більшості кар'єрів не дотримується і при подальшому розвитку робочої зони переходить у схему рис. 2.1, г. На багатьох кар'єрах, що ведуть видобуток на значних глибинах, зменшення ширини робочих майданчиків призвело до необхідності здвоювання і строювання уступів для формування широких робочих майданчиків між ними. Це, у свою чергу, призвело до необхідності консервації частини робочих бортів (рис. 2.1, г) і формуванню в їх межах тимчасово неробочих ділянок. Технологія їх наступного відпрацювання розглянута багатьма вченими-гірниками. При цьому, робоча зона кар'єру формувалася етапами і мала відповідні часові та геометричні показники [40, 167-180].

Відпрацювання кар'єру за схемою із формуванням одного неробочого уступу в групі робочих (рис. 2.1, а) застосовуються практично на всіх кар'єрах, оскільки розробка уступів на ньому здійснюється не на всіх горизонтах одночасно, а по черзі. Під час посування робочих майданчиків в групі, залучають до розробки одиночні неробочі уступи [181]. Технологія

відпрацювання здвоєних уступів застосовується для інтенсифікації ведення гірничих робіт у робочій зоні (рис. 2.1, б). Дана схема передбачає каскадне підривання уступів з наступною розробкою окремих горизонтів одним або декількома виймально-навантажувальними і транспортними комплексами.

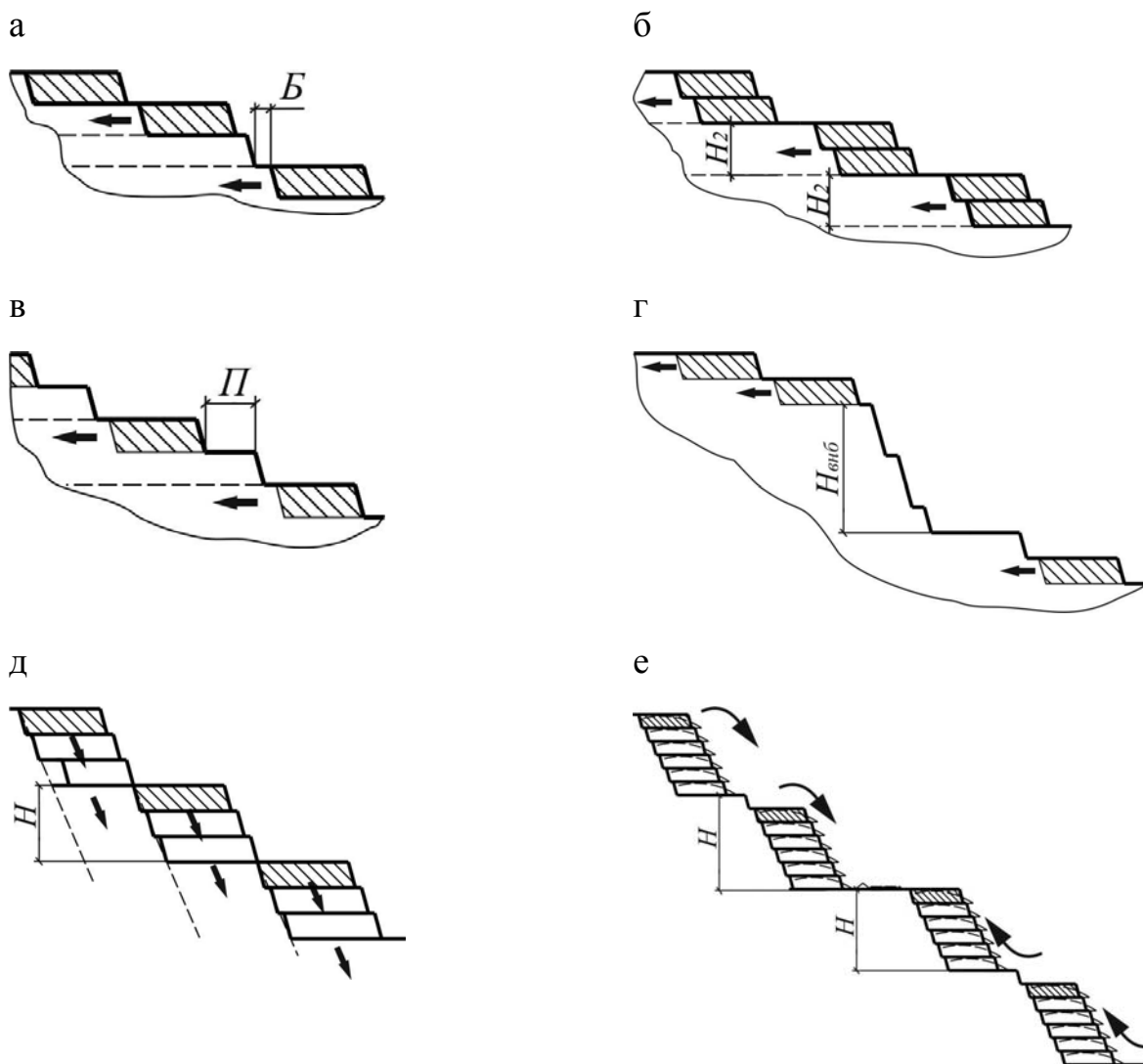


Рис. 2.1. Схеми відпрацювання робочої зони глибоких кар'єрів з консервацією одного уступу (а); формуванням здвоєних уступів (б); залишенням неробочих берм малої ширини через уступ (в); залишенням тимчасово неробочого борту (цілика) (г); формуванням крутонахилених шарів (д); відпрацюванням борту з формуванням концентраційного горизонту (е): B – ширина берми, що консервується; Π – ширина зменшеного майданчика; H – висота групи уступів; H_2 – висота здвоєних уступів; $H_{внб}$ – висота тимчасово неробочого борта (ділянки).

На цей час велика увага приділяється можливостям відпрацювання глибоких кар'єрів крутонахиленими шарами (рис. 2.1, д). Дана технологічна схема передбачає тимчасову консервацію ділянок борту кар'єра по розкритті між етапами розробки, послідовне переміщення уступів зверху донизу і відпрацювання горизонту з переходом на наступний у межах кожного шару. Застосування технології відпрацювання розкритих уступів крутонахиленими шарами у сполученні з певним напрямком експлуатації родовища в плані, дає значні можливості для керування обсягом виймання порід розкритті протягом усього строку роботи гірничого підприємства.

Необхідність використання більш продуктивного транспортного обладнання призводить до формування концентраційних горизонтів у групі уступів, що суттєво впливає на інтенсивність відпрацювання ділянок робочого борту кар'єра (рис. 2.1, е). Концентраційні горизонти улаштовують при необхідності експлуатації конвеєрних підйомників, уведення на глибокі горизонти спеціалізованого залізничного транспорту, при використанні скіпових та інших нетрадиційних видах підйому гірської маси на поверхню. При цьому концентраційні горизонти можуть стримувати інтенсивність посування бортів і поглиблення дна кар'єру. Як правило, концентраційні горизонти змінюють своє положення в міру поглиблення розробки кар'єрного поля. У сучасних умовах при експлуатації глибоких кар'єрів велике значення має послідовність прийняття рішень з формування робочої зони кар'єру, що схематично відображено на рис. 2.2.

Загальні методи керування фронтом гірничих робіт, що пов'язані із розробкою бортів крутонахиленими шарами по породах розкритті, зводяться до наступного [181]:

1. Виконання аналізу умов залягання корисної копалини та технологічної схеми розвитку гірничих робіт у кар'єрі з попередньою оцінкою їх параметрів на основі типових рішень.

Технологічні схеми відпрацювання порід розкриву у бортах крутонахиленими шарами з наступним формуванням внутрішніх відвалів

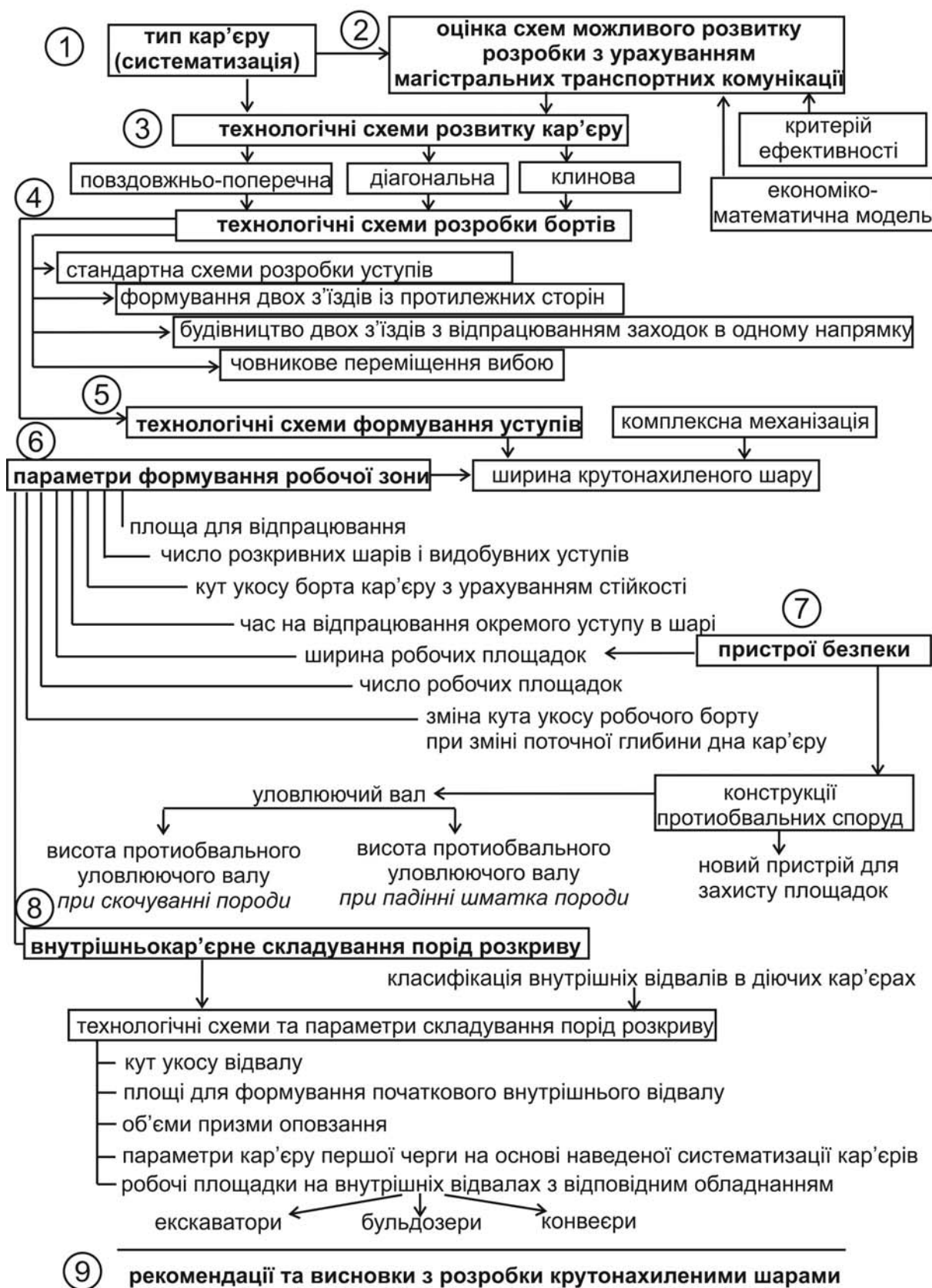


Рис. 2.2. Послідовність прийняття рішень щодо формування крутонахилених шарів і внутрішнього відвалоутворення

2. Визначення довжини екскаваторного блоку, їх кількості, швидкості посування й темпу поглиблення гірничих робіт. Установлення схеми магістральних транспортних комунікацій, вантажопотоків у кар'єрі та їх розвиток у часі й за глибиною розробки.

3. Вибір технологічної схеми розвитку кар'єру при відпрацюванні корисної копалини.

4. Визначення послідовності розвитку бортів кар'єру. Вибір напрямку розвитку фронту гірничих робіт у плані та в глибину.

5. Обґрунтування доцільної схеми розвитку гірничих робіт і комплексної механізації при відпрацюванні крутонахилого шару.

6. Знаходження кількості крутонахилених шарів в етапі по лежачому і висячому боці покладу. Дослідження стійкості порід розкриву, що формують тимчасово неробочі ділянки. Визначення кутів укосів робочих бортів при відпрацюванні порід розкриву крутонахиленими шарами.

7. Аналіз і попередження можливої небезпеки при формуванні бортів кар'єру крутонахиленими шарами, встановлення безпечної робочої зони з доцільними параметрами.

8. Визначення можливості створення внутрішніх відвалів з урахуванням технологічної схеми розвитку кар'єру, уступів, розміщення транспортних комунікацій, комплексу механізації та етапів розвитку гірничих робіт.

Багато кар'єрів мають однотипні параметри, тому використання їх систематизації дозволить визначити основні характеристики робочої зони. Для того, щоб режим гірничих робіт був задовільним, а графік виймання порід розкриву зростаючим, у даній роботі пропонується їх розробку здійснювати крутонахиленими шарами. Це дозволить значно спростити визначення показників відпрацювання глибоких кар'єрів та їх ефективність.

Продуктивність типових кар'єрів визначалася за даними, отриманими у роботах А.Ю. Дриженка [18, 109]. Однак їх систематизація не відображає параметрів кар'єрів, що мають глибину понад 700 м. Для їх визначення використаний метод найменших квадратів і отримана лінія тренда, що показує

зміни продуктивності по добуванню порід розкриву і корисної копалини залежно від проектної глибини розробки кар'єру (розділ 3.1).

2.2 Обґрунтування критерію ефективності відкритої розробки глибоких кар'єрних полів із крутим падінням покладу

При плануванні гірничого виробництва широко використовують вартісні, натуральні і синтезовані критерії оптимальності. Найбільше часто для оцінки ефективності прийнятого рішення застосовують такі вартісні критерії як: собівартість одиниці продукції, або питомі витрати на 1 т добутої корисної копалини (концентрату), собівартість виконання гірничотранспортних робіт, прибуток, наведений прибуток, наведені витрати, рівень рентабельності тощо [182]. Як часткові критерії для окремих процесів у кар'єрі можуть бути використані натуральні технологічні показники.

Сьогодні для вирішення оптимізаційних і планових інженерно-економічних завдань гірничого виробництва застосовують наступні чотири економічні критерії [183]: чистий дисконтований дохід (ЧДД), або інтегральний ефект, сумарний дисконтований прибуток, чиста сучасна вартість; індекс прибутковості (ІД), або рентабельність капітальних вкладень; внутрішня норма прибутковості (ВНП), або гранично припустима ставка кредиту, внутрішня ставка прибутку; термін окупності (Т).

Треба відмітити, що виймання порід розкриву та видобування руди в умовах залізородних кар'єрів супроводжується постійним розкриттям і створенням на нових горизонтах транспортних комунікацій. Для визначення ефективності систем розкриття або їх порівнянь між собою застосовують мінімальні значення: мінімуму сумарних наведених витратах за весь період відпрацювання родовища чи за інтегральним критерієм витрат [184].

Виходячи з методу складних процентів наведення прямих економічних показників майбутнього періоду до дійсного моменту часу відбувається за формулою [183].

$$Z_o = \frac{Z_t}{(1 + E)^t}, \quad (2.1)$$

де t – віддаленість економічного показника у часі від дійсного моменту, років;

Z_t – пряме значення економічного показника через t років після поточного моменту часу, грн.;

E – норма дисконту, частка од.

У загальному випадку економічний показник, що знаходиться на t років від точки наведення, корегується коефіцієнтом дисконтування

$$a_t = (1 + E)^t, \quad (2.2)$$

де $t = T_o - T$; T – розрахунковий рік; T_o – точка наведення (рік, до якого наводяться розрахункові показники).

З математичних міркувань видно, що для показників майбутнього періоду $a_t < 1$, для показників минулого періоду $a_t > 1$. Відповідно, для збільшення ефективності проекту витрати доцільно відносити на більш пізній період, а отримання доходів планувати в більш ранній період.

У ринковій економіці норма дисконту визначається виходячи з депозитного проценту за банківським вкладом з деяким збільшенням виходячи з міркувань ризику та можливої інфляції.

Для розрахунків економічної ефективності капітальних інвестицій може використовуватися показник наведених витрат. Розрахунок здійснюється за формулою [185]

$$EB_t + E_n \cdot K \min, \quad (2.3)$$

де EB_t – експлуатаційні витрати за варіантами проекту, грн.;

E_n – нормативний коефіцієнт ефективності, долі од.

K – капітальні вкладення, грн.

Для вибору найбільш ефективного варіанта економічна ефективність порівнюваних обсягів капітальних інвестицій повинна визначатися за мінімумом наведених витрат. Після цього необхідно зробити розрахунок загальної економічної ефективності варіанта капітальних інвестицій попередньо обраного за мінімумом наведених витрат.

Для більш детального її упорядкування необхідно скласти математичну модель і використати метод математичного програмування для отримання конкретних показників щодо експлуатації конкретного родовища із використанням різноманітної техніки.

2.3 Формування економіко-математичної моделі виймання порід розкриття в крутонахилому шарі

У загальному випадку встановлення оптимального режиму виконання розкривних робіт здійснюється методами математичного програмування. У найбільш простій лінійній формі [147]:

– обмеження, що відповідають гірничо-геологічним умовам та прийнятій схемі розкриття,

$$V_t \geq \sum_{t=1}^T x_t \geq V_t'; \quad (2.4)$$

– обмеження, що встановлюють взаємозв'язок між технікою, що придбається, працює, резервним і ліквідованим обладнанням

$$x_t - x_{t-1} + z_t - z_{t-1} - \gamma_t + \beta_t = 0; \quad (t=1, 2, 3, \dots, T); \quad (2.5)$$

– умова незаперечності незалежних змінних

$$x_t \geq 0; z_t \geq 0; \gamma_t \geq 0; \beta_t \geq 0;$$

де x_t, x_t – об'єм розкривних робіт, що виконують у t -му році, млн м³;

$\alpha_t, \gamma_t, \beta_t, z_t, \gamma_t, \beta_t$ – потужність резервного й ліквідованого розкривного обладнання у розрахунковому році; максимально припустимий і мінімальний об'єм розкривних робіт для забезпечення видобутку корисної копалини, запланованої на t -й рік відповідно, млн м³;

T – розглянутий період роботи кар'єру, роки.

Одним із методів регулювання режиму і підвищення ефективності розкривних робіт може бути складування порід у внутрішні відвали, які розташовують у контурах кар'єрного поля.

При вирішенні завдання щодо оптимального розміщення проміжних відвалів у конкретних умовах повинні бути встановлені поточні об'єми розкриття, віддаленість і термін існування тимчасових відвалів, визначена економічна ефективність їх оптимального розміщення. Оптимальний варіант вантажопотоку при встановленні режиму розкривних робіт визначається за одним із критеріїв: мінімальним об'ємом транспортних перевезень; мінімальними витратами на перевезення; мінімальним використанням транспорту у часі.

При визначенні інтенсивності вантажопотоку за першим критерієм потрібно встановити інтенсивність розкривного вантажопотоку, який забезпечує мінімальний об'єм перевезень [147]

$$F(x) = \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n l_{ij} \cdot x_{ij} = \min, \quad (2.6)$$

за умови, що

а) сумарна пропускна здатність відвалів A_i має певний резерв

$$\sum_{j=1}^n B_j > \sum_{i=1}^m A_i \quad (2.7)$$

б) забезпечується план навантаження на кожен розкривний вибій x_{ij}

$$\sum_{j=1}^n x_{ij} = A_i, \quad (i=1, 2, 3, \dots, m) \quad (2.8)$$

в) будь-який транспорт з породами розкриття може бути прийнятий на кожному із існуючих відвалів

$$\sum_{i=1}^m x_{ij} \leq B_j, \quad (j=1, 2, 3, \dots, n) \quad (2.9)$$

де x_{ij} – об'єм розкриття i -го вибою, складований на j -м відвалі, м³;

l_{ij} – відстань від i до j пункту, км;

B_j – пропускна здатність j -го відвалу, од./годину;

A_i – продуктивність i -го екскаватора, м³/годину.

Чисельно побудована модель вирішується відомими методами лінійного програмування із введенням фіктивного пункту навантаження, що дозволяє збалансувати об'єми розкривних робіт і пропускну здатність відвалів.

Найбільш вигідний варіант розкривного вантажопотоку за критерієм наведених витрат визначається за цільовою функцією

$$F_{(x)} = \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n c_{ij} \cdot x_{ij} = \min, \quad (2.10)$$

де c_{ij} – витрати на транспортування 1 т породи від i -го екскаватора до j -го відвалу, грн, із дотриманням умов (2.9) - (2.11).

Критерій мінімального об'єму транспортних робіт, визначений у тонокілометрах, як правило, однозначно визначає і найменше завантаження транспорту.

Методика визначення області ефективного застосування виймально-навантажувального і транспортного устаткування при вийманні порід розкриву. Задача пошуку найбільш економічного маршруту зводиться до завдання про знаходження найкоротшого маршруту між двома пунктами, яка відома під назвою задача про найкоротший шлях. Вона вирішується із використанням теорії графів. Для визначення взаємозв'язків між основними процесами наведена схема (рис. 2.3), на якій вузли позначають технологічні процеси, а дуги – наведені витрати на їх виконання. Н, Б, В, Е, Г, Д – початок, процес буріння, підривання, екскавації, грохочення і дроблення гірської маси; Та, Тж, Тк, Тн – процеси транспортування гірської маси автосамоскидами, залізничними поїздами, стрічковими конвеєрами та спеціальними видами транспорту; Па, Пк – процес перевантаження гірської маси із автотранспорту на конвеєрні підйомники; О, У – складування розкривної породи відповідно у внутрішньому і зовнішньому відвалах; С, Св – відвал, відповідно зовнішній і внутрішній; Qа, Qе, Qк, Qн – відповідно процес відвалоутворення за допомогою автосамоскидів, екскаваторів, консольних відвалоутворювачів і спеціальних пристосувань; m – етапи розробки.

Математична модель задачі має вигляд

$$\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^t q_{ij} \cdot \zeta_{ij} \rightarrow \min ; \quad (2.11)$$

При обмеженні $0 \leq q_{ij} \leq r_{ij}$,

де r_{ij} – пропускна здатність транспортної комунікації або продуктивність обладнання, м³/рік;

q_{ij} – об'єм гірської маси, що виймається на i -му горизонті в j -й період, м³;

ζ_{ij} – питомі наведені витрати, грн/м³.

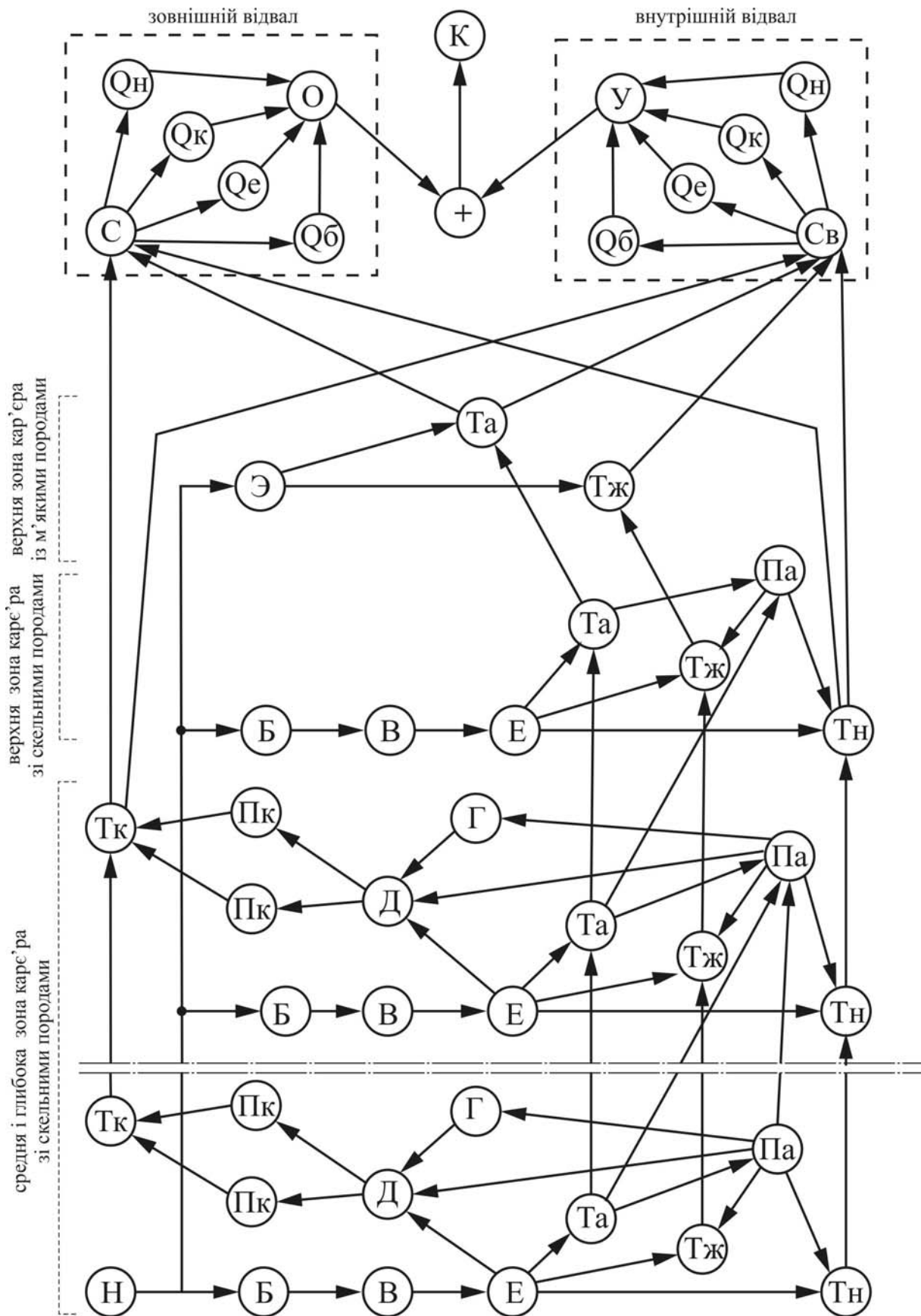


Рис. 2.3. Схема виконання робіт за процесами для визначення ефективного напрямку переміщення порід розкриття в робочій зоні кар'єру.

На графіку (рис. 2.3) етапи планованої гірничотранспортної схеми можуть розглядатися через кожні 45-60 м по глибині кар'єру. На кожному етапі визначається оптимальна або близька до оптимальної система розробки розглянутих горизонтів кар'єру.

Капітальні витрати на придбання основного і допоміжного устаткування приймаються за каталогами заводів-виготовлювачів. Вартість машино-зміни (грн) для будь-якого виду устаткування розраховується за відомою формулою:

$$C_{mc} = A + (P + O) + (Z + E), \quad (2.12)$$

де A – витрати на амортизацію з урахуванням відсотків відрахувань і витрат на доставку і монтаж устаткування, грн/рік;

P – всі види ремонтів (крім капітальних), грн/рік;

O – оснащення зміни (засоби індивідуального захисту, обтиральні матеріали, мастильні матеріали та інше), грн/рік;

Z – заробітна плата, грн/рік;

E – вартість електроенергії /палива, грн/рік.

На кожному етапі графіку (див. рис. 2.3) методом динамічного програмування вибирається оптимальний варіант.

Тому вибір схеми кар'єрного транспорту з використанням теорії графів розподіляють на два етапи. Спочатку будується декілька графів. У нашій задачі граф розбивається на зони, які відповідають діючим горизонтам у кар'єрі. Потім на кожному графі встановлюється шлях з мінімальними витратами.

Алгоритм розрахунку складається із трьох етапів: попередній розрахунок, корегування отриманих значень, визначення найкоротшого маршруту (тобто маршруту з мінімальними витратами). Розрахунок за графіком виконується методом повного перебору, який полягає у виконанні кінцевого числа кроків з метою відшукування найкоротшого шляху з найменшими витратами за процесами. Оскільки транспортні витрати в значній мірі залежать від глибини

розробки, то для досягнення найкращих техніко-економічних показників роботи кар'єру необхідно здійснювати планування всіх технологічних процесів сумісно на кожному етапі розробки в оптимальному режимі. Визначення основних параметрів крутонахилених шарів дозволяє розрахувати темп відпрацювання родовища, а відповідно об'єми виймання порід розкриву і руди на кожному етапі розробки.

2.4 Визначення математичних залежностей між параметрами крутонахилених шарів, продуктивністю обладнання і темпом поглиблення розкривних уступів у робочій зоні кар'єру

На об'єми виймання порід розкриву впливає швидкість посування і темп поглиблення гірничих робіт. При цьому, темп поглиблення перебуває в прямій залежності від продуктивності екскаваторів, величини кутів напрямку поглиблення і укосу робочого борту кар'єра та у зворотній залежності від висоти уступу і довжини екскаваторного блоку.

Проблема керування темпом зниження розкривних уступів при відпрацюванні глибокого кар'єру пов'язана з недосконалістю відомих технологічних схем відпрацювання крутих шарів родовищ. Робоча зона глибокого кар'єру постійно заглиблюється і для підтримки продуктивності кар'єру його робочим бортам надають все більші кути укосу. У той же час, перспективним способом відпрацювання порід розкриву є розвиток робочої зони крутонахиленими шарами. У цьому зв'язку необхідно встановити залежності темпу зниження робочої зони по породах розкриву від темпу зниження добувних робіт до проектного значення дна кар'єру.

Основним показником, що може зв'язати ці значення, є час відпрацювання горизонту корисної копалини на дні кар'єра, за який необхідно перемістити крутонахилений шар зверху донизу [186]. Слід зазначити, що кар'єр повинен бути забезпечений підготовленими запасами і відповідними майданчиками для розкриття нового горизонту по корисній копалині. При цьому підготувати такі

запаси одним крутим шаром неможливо, оскільки зі збільшенням глибини кар'єру висота крутонахиленого шару також збільшується. Тому виникає декілька крутонахилених шарів, об'єднаних в етап, які забезпечують планомірне пониження розкривних уступів від поверхні до нижньої брівки робочого борту. Кожен шар має свою виймально-навантажувальну, транспортну й допоміжну техніку і може відпрацьовуватися на одному, двох або трьох горизонтах. Висота крутонахиленого шару впливає на ширину робочого майданчика. Це обумовлено конструкцією робочого майданчика і заходами щодо безпечного ведення гірничих робіт.

Час відпрацювання порід розкриву $t_{вскр}$ (змін) і термін відпрацювання горизонту корисної копалини t_{nu} (змін) можна визначити через формули [186]:

$$t_{nu} = \frac{V_{nui}}{n_e^n \cdot Q_e^n}, \quad t_{вскр} = \frac{\sum V_{vi}}{n_e^g \cdot Q_e^g}, \quad (2.13)$$

де V_{nui} – обсяг корисної копалини на i -му горизонті, м³;

n_e^n – кількість екскаваторів, задіяних на вийманні корисної копалини на i -му горизонті, од.;

Q_e^n , Q_e^g – продуктивність екскаваторів, задіяних на видобувних і розкривних роботах, м³/зм.;

$\sum V_{vi}$ – об'єм порід розкриву, що виймають системою крутонахилених шарів для забезпечення кар'єру підготовленими запасами, м³;

n_e^g – кількість екскаваторів, задіяних на виймання порід розкриву, од.

На підставі отриманих формул (2.13) можна визначити кількість екскаваторів (од.), необхідних для відпрацювання розкривних уступів

$$\frac{\sum V_{vi}}{n_e^g \cdot Q_e^g} = \frac{V_{nui}}{n_e^n \cdot Q_e^n}; \quad n_e^g = \frac{\sum V_{vi} \cdot n_e^n \cdot Q_e^n}{V_{nui} \cdot Q_e^g}. \quad (2.14)$$

Формула (2.18) дозволяє при заданому об'ємі добування корисної копалини визначити кількість крутонахилених шарів у одночасному відпрацюванні. Темп зниження крутонахилоного шару v_e (м/рік) визначається за відомою формулою:

$$v_e = \frac{n_e^e \cdot Q_e^e}{L_{ei} \cdot Ш_{pn}}, \quad (2.15)$$

де L_{ei} – середня довжина фронту гірничих робіт на i -му розкривному уступі, м;

$Ш_{pn}$ – ширина робочого майданчика крутонахилоного шару, м.

Якщо враховувати посування торцевих бортів, то на темп зниження розкривних шарів (м/рік) будуть впливати роботи, пов'язані з їх відпрацюванням. Тоді формула (2.15) приймає вид

$$v_e = \frac{1}{2} \left(\frac{n_e^e \cdot Q_e^e}{L_{ei} \cdot Ш_{pn}} + \frac{n_e^e \cdot Q_e^e}{T \cdot (m + H_m \cdot ctg\beta) K_{mp}} \right), \quad (2.16)$$

де T – ширина транспортної берми, м;

m – горизонтальна потужність покладу, м;

H_m – поточна глибина кар'єру, м;

β – середній кут укосів бортів кар'єру, град;

K_{mp} – коефіцієнт, що враховує термін будівництва капітальних з'їздів (1,1-1,2).

У якості альтернативного, пропонується оцінити варіант визначення ефективності темпу зниження розкривних крутонахилених шарів за середнім їх значенням. Враховуючи, що кожний горизонт має різну довжину і відносно однакову ширину (рис. 2.4, а), а також однотипність застосовуваного

обладнання, об'єм робіт (m^3) на кожній ділянці повинен бути однаковим, а висота крутонахилених шарів у групі – різна.

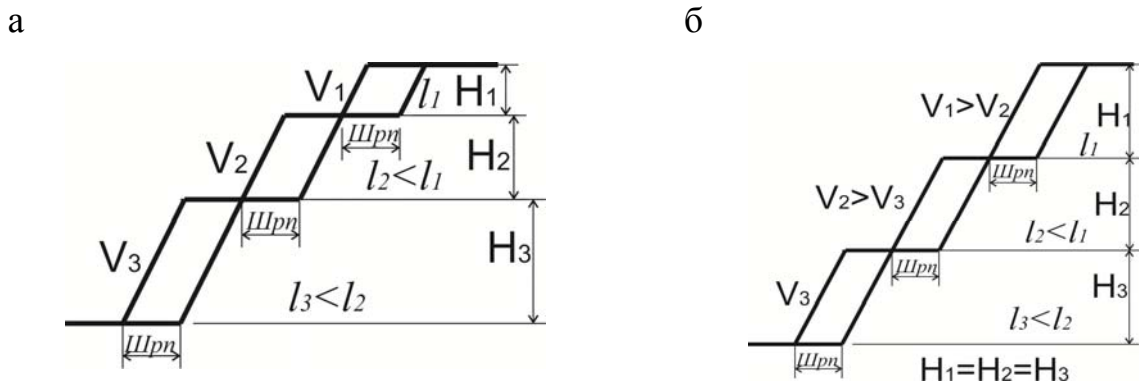


Рис. 2.4. Схема до визначення об'ємів етапу порід розкриву у крутонахилених шарах при відпрацюванні борту кар'єру: а – при різній висоті крутонахилоного шару ($H_1 < H_2 < H_3$; $V_1 = V_2 = V_3$); б – при однаковій висоті крутонахилоного шару ($H_1 = H_2 = H_3$; $V_1 > V_2 > V_3$).

Висота кожної ділянки може бути однаковою (рис. 2.4, б) тільки у тому випадку, якщо на верхніх горизонтах ділянок буде задіяна більша кількість виймально-навантажувального обладнання. Оскільки верхні горизонти є більш довгими у порівнянні з нижніми, об'єми на верхніх ділянках будуть більшими, ніж на нижніх.

Висота кожної ділянки етапу визначається окремо з урахуванням об'єму робіт і довжини робочої зони на горизонті (див. рис. 2.4, а). Використовуючи формулу для визначення часу відпрацювання ділянки етапу t (змін) одержуємо:

$$t_1 = \frac{l_1 \cdot Ш_{pn} \cdot H_1}{Q_3^e}; \quad t_2 = \frac{l_2 \cdot Ш_{pn} \cdot H_2}{Q_3^e}; \quad \dots \quad t_n = \frac{l_n \cdot Ш_{pn} \cdot H_n}{Q_3^e}, \quad (2.17)$$

де l_n – довжина розкривного фронту уступу на відповідному горизонті, м;
 H_n – висота ділянки борту кар'єру, який розробляється крутонахиленим шаром, м.

Якщо враховувати, що $t_1 = t_2 = \dots = t_n$, то

$$\frac{l_1 \cdot Ш_{pn} \cdot H_1}{Q_3^e} = \frac{l_2 \cdot Ш_{pn} \cdot H_2}{Q_3^e}. \quad (2.18)$$

Після скорочень $l_1 \cdot H_1 = l_2 \cdot H_2$ висота наступної ділянки в етапі буде становити

$$H_2 = \frac{l_1 \cdot H_1}{l_2} \text{ або } H_n = \frac{l_{n-1} \cdot H_{n-1}}{l_n}. \quad (2.19)$$

При довжині кар'єру поверхнею 2000 м зі збільшенням глибини відпрацювання руди довжина фронту робіт на розкривних уступах буде зменшуватися, як показано на рис. 2.5, а висота ділянки етапу збільшуватися (при рівних об'ємах виймання порід розкриву).

Відповідно, величина темпу пониження шарів (м/рік) буде різною [186]

$$v_{e1} = \frac{Q_3^e}{l_1 \cdot Ш_{pn}}; v_{e2} = \frac{Q_3^e}{l_2 \cdot Ш_{pn}}; \dots v_{en} = \frac{Q_3^e}{l_n \cdot Ш_{pn}}. \quad (2.20)$$

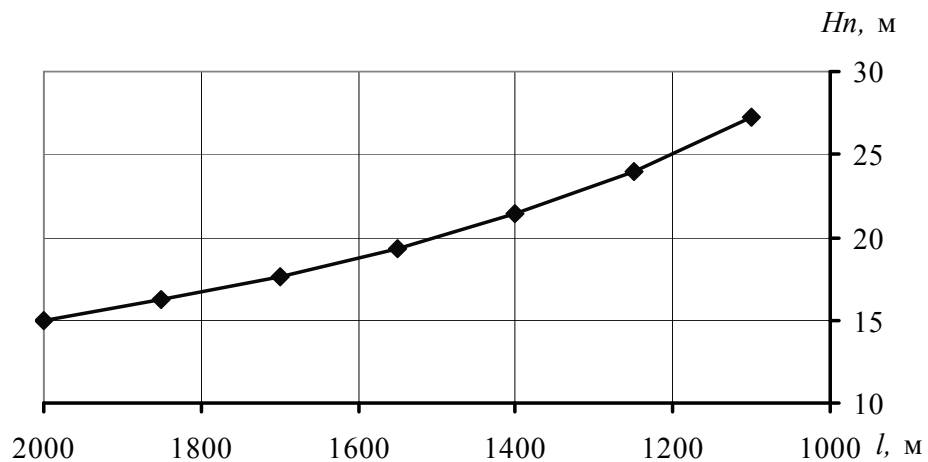


Рис. 2.5. Графік зміни висоти ділянки етапу (H_n) від довжини розкривного уступу (l) при збільшенні глибини кар'єру від поверхні до нижніх рудних горизонтів.

Для того, щоб визначити середнє значення темпу пониження $v_{ср}$ (м/рік) по кар'єру в цілому використовують формулу

$$v_{\text{ср}} = \frac{v_{\text{e1}} + v_{\text{e2}} + \dots + v_{\text{en}}}{n}, \quad (2.21)$$

де n – кількість етапів при розробці кар'єрного поля, од.

Графік залежності значень середнього темпу пониження по кар'єру і темпу пониження на ділянці показані на рис. 2.6.

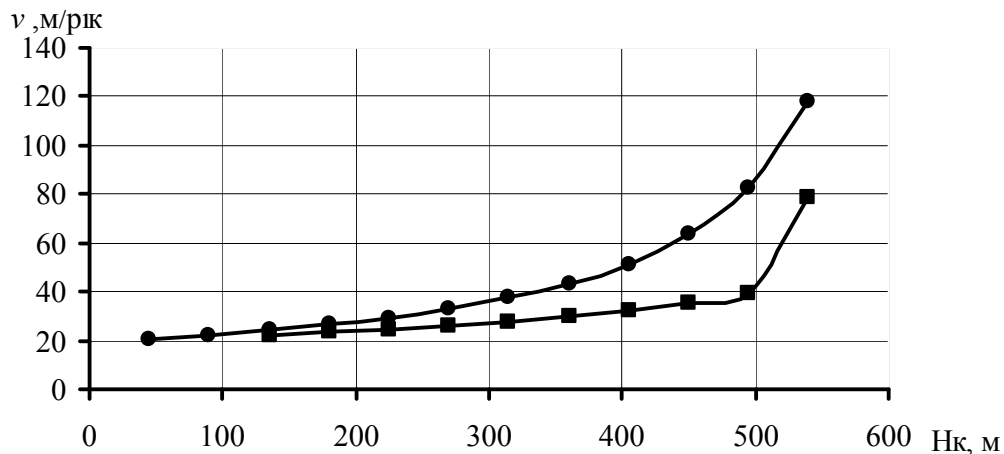


Рис. 2.6. Графік залежності темпу пониження гірничих робіт на розкривних уступах при зміні висоти ділянок по глибині:

● — Темп пониження шару на ділянці ■ — Середній темп пониження шару

Доволі високий темп поглиблення на горизонті 550 м (рис. 2.6) вказує на те, що фронт робіт на ділянці значно менше (350 м), ніж на поверхні (2000 м). Із цього випливає, що об'єми порід розкриву і висота ділянок, що відпрацьовують крутонахиленими шарами впливають на величину темпу зниження розкривних уступів. Кількість екскаваторів, задіяних на вийманні порід розкриву прямо пропорційно залежить від швидкості посування фронту робіт по корисній копалині та об'ємів порід розкриву, що виймають для підготовки планових запасів руди і зворотно пропорційно залежить від об'єму корисної копалини і продуктивності екскаваторів, задіяних на вийманні порід розкриву. Об'єми залежать від довжини фронту робіт екскаватора, що відпрацьовує крутонахилений шар.

При розробці витягнутих родовищ глибокими кар'єрами формування виробленого простору здійснюють етапами [187]. На першому етапі формують

кар'єр першої черги до граничної глибини і далі послідовно один за одним відпрацьовують наступні етапи. Одним зі способів вирішення завдання по розробці першого етапу глибокого кар'єру є перехід на нову схему його розробки з мінімально необхідним вийманням порід розкриву при максимальному завантаженні екскаватора.

Довжина фронту робіт екскаватора та їх кількості при відпрацюванні порід розкриву в кар'єрі. За умовами забезпечення екскаватора подрібненою вибухом і готовою до виймання гірською масою за встановлений період часу (зазвичай не менше, чим протягом місяця), довжина екскаваторного блоку (м) визначається за формулою [100]:

$$L_{\text{б min}} = \frac{T \cdot Q_{\text{см}} \cdot n_p}{h \cdot A}, \quad (2.22)$$

де $Q_{\text{см}}$ – продуктивність екскаватора, м³/зм.;

A – ширина заходки, м;

T – число днів роботи екскаватора за певний період;

h – висота уступу, м;

n_p – число робочих змін у добу, од.

При побудові планів гірничих робіт розраховується усереднена ширина робочих майданчиків, яка повинна містити у собі мінімальні параметри за технологічними умовами. Обмежуючим фактором темпу розвитку робіт є транспортні комунікації всередині кар'єру.

2.5. Розробка магістральних транспортних схем при формуванні робочої зони кар'єрів крутонахиленими шарами

Транспортна схема глибокого кар'єру формується одночасно із розвитком гірничих робіт і взаємопов'язана з ним у часі та просторі. При проектуванні розробки глибоких кар'єрів для формування транспортних систем і планування

транспортних схем, попередньо визначають основні напрямки і особливості розвитку робочої зони з урахуванням гірничо-геологічних умов. Транспортні комунікації при відпрацюванні кар'єрних полів крутонахиленими шарами і формуванні бортів кар'єру забезпечуються за рахунок проведення тимчасових з'їздів у торці або торцях кар'єру при витягнутих за простяганням родовищ (рис. 2.7, *а, з*) або ж за рахунок формування спіралеподібних з'їздів на кар'єрах округлої форми (рис. 2.7, *б*) із будівництвом відповідних робочих майданчиків і бERM, що дозволяють безпечно проводити роботи.

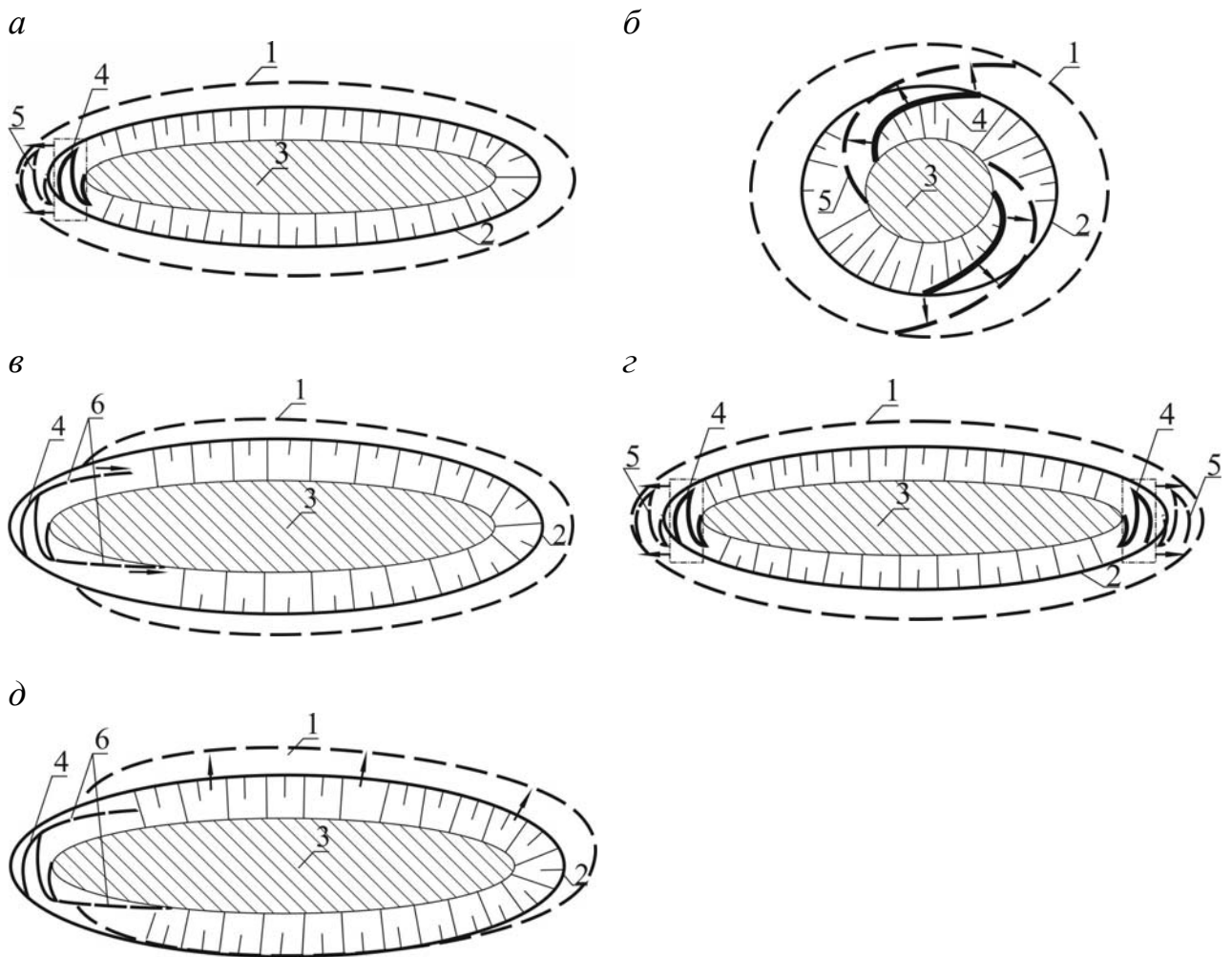


Рис. 2.7. Схеми формування з'їздів на бортах кар'єру при відпрацюванні кар'єрного поля крутонахиленими шарами: *а* – переміщувані тимчасові з'їзди на витягнутих родовищах при розкритті з одного торця кар'єру; *б* – переміщувані тимчасові з'їзди на округлих родовищах; *в, д* – стаціонарні з'їзди і тимчасові; *з* – тимчасові з'їзди на торцевих бортах кар'єру: 1 – умовне положення верхньої брівки наступного крутонахилоного шару в плані; 2 –

існуюче положення верхньої брівки борту кар'єру в плані; 3 – дно кар'єру; 4 – існуючий з'їзд на горизонті; 5 – переміщуваний тимчасовий з'їзд на горизонті; 6 – тимчасові з'їзди в робочій зоні.

У випадку облаштованості стаціонарних з'їздів у торці кар'єру потрібно здійснювати будівництво тимчасових з'їздів між робочими майданчиками (рис. 2.7, в) при пониженні кожного етапу розробки крутонахилого шару. Схеми на рис. 2.7 а, г передбачають формування тимчасових з'їздів в одному або двох торцях кар'єру з наступним переміщенням їх у нове положення в міру залучення нового крутонахилого шару до розробки [188].

При наступному відпрацюванні кожного уступу транспортна мережа починає змінювати своє положення зверху донизу. Коли на горизонті буде сформований новий тимчасовий з'їзд, раніше діючий може бути розроблений.

Технологія формування тимчасових з'їздів на кар'єрах округлої форми (див. рис. 2.7, б) при спіральній формі траси така ж, однак при цьому необхідно передбачати розміщення майданчиків безпеки при веденні гірничих робіт. Такі майданчики формуються на нижніх горизонтах і дозволяють безпечно вести гірничі роботи на них при можливих осипах породи з верхніх горизонтів, а також при веденні на них підривних робіт. Схема на рис. 2.7, в передбачає будівництво капітальних з'їздів у торці кар'єру. Однак, їхня стаціонарність ускладнює формування крутонахилених шарів, при яких окремі уступи постійно переміщують донизу. Таким чином, у робочій зоні кожного крутонахилого шару потребується формувати і переміщувати у міру відпрацювання горизонту тимчасові з'їзди. Переміщення їх з одного положення в інше може викликати деякі незручності при плануванні гірничих робіт. Якщо ж ці з'їзди не передбачати, а враховувати тільки стаціонарні, то біля кожного з них необхідно формувати майданчики достатніх розмірів для забезпечення доступу до кожного горизонту.

Схема на рис. 2.7, д передбачає будівництво капітальних з'їздів (поз. 4) у торці кар'єру. Ці з'їзди є стаціонарними, а розвиток фронту гірничих робіт ведеться по одному з бортів. Другий борт перебуває у відпрацьованому стані.

Дана схема використовується при розробці похилих родовищ, коли лежачий борт розташований під кутом, близьким до залягання покладу. При необхідності поглиблення гірничих робіт і підготовці корисної копалини до виймання крутонахиленими шарами необхідно планомірно залучати до розробки нові горизонти і розширювати межі кар'єрного поля. Це можливо здійснювати при посуванні з'їздів, як показано на рис. 2.7 з позиції 4 до позиції 5. При цьому можна використовувати капітальні з'їзди, однак це потребує постійної зміни положення внутрішніх тимчасових з'їздів у робочій зоні, так як це показано на рис. 2.7, в (позиція 6).

Двосторонній розвиток гірничих робіт з відповідним розкриттям родовища забезпечує доступ до поверхні з торців кар'єру (рис. 2.7, г, 2.8) і дозволяє відпрацьовувати борти по породам розкритву з мінімальними за шириною робочими майданчиками. Схема, що наведена на рис. 2.8, представляє собою детальну проробку технології розкриття горизонтів кар'єру, зображеної на рис. 2.7, г. Для поглиблення дна, у цьому випадку необхідно здійснювати посування борту і всіх транспортних комунікацій по периметру кар'єру.

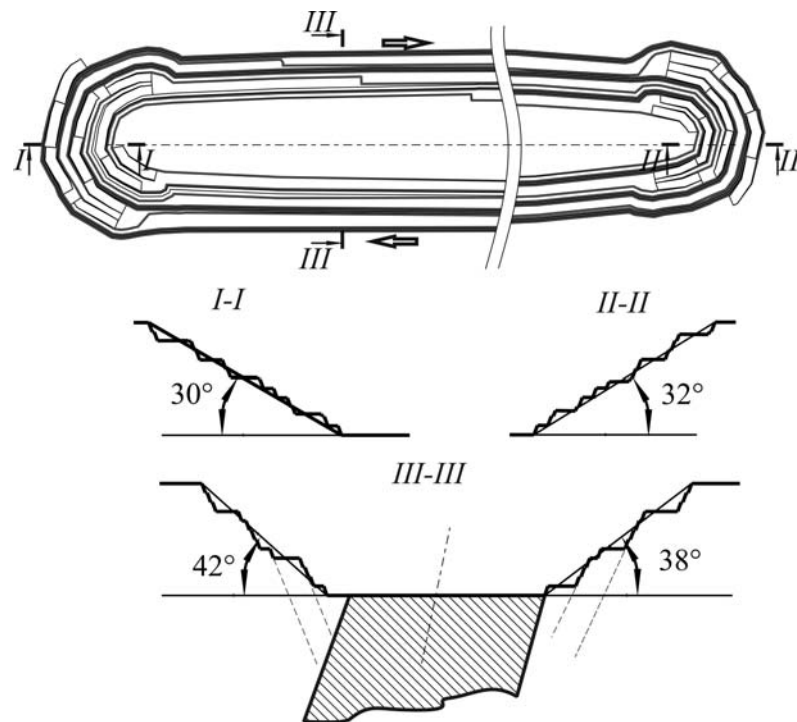
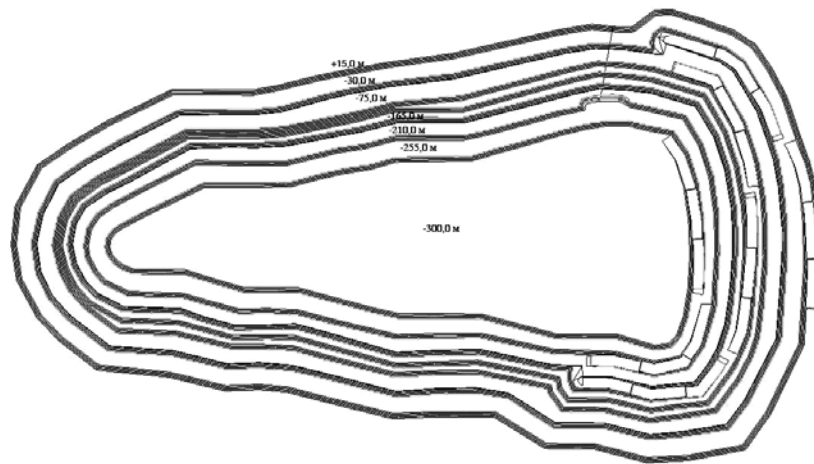


Рис. 2.8. Схема двобортового відпрацювання родовища з розміщенням виробок розкриття на протилежних торцях кар'єру.

Залучення до розробки нового крутонахиленого шару вимагає створення нових з'їздів. Для цього в торцях кар'єру потрібно здійснити посування борту або сформувати концентраційний майданчик, який забезпечував б нарізку і переміщення нового крутонахиленого шару. При цьому кути укосів торцевих бортів будуть становити до 30-33 градусів, а крутонахилені шари формуватися на поздовжніх бортах по висячому і лежачому бокам родовища. Кут укосу формується в межах 38-42 градусів при мінімальній ширині робочого майданчика 40 м та кути укосу робочих уступів 70 градусів. Розвиток гірничих робіт за схемою (див. рис. 2.7, а) послідовно показаний на рис. 2.9.

а



б

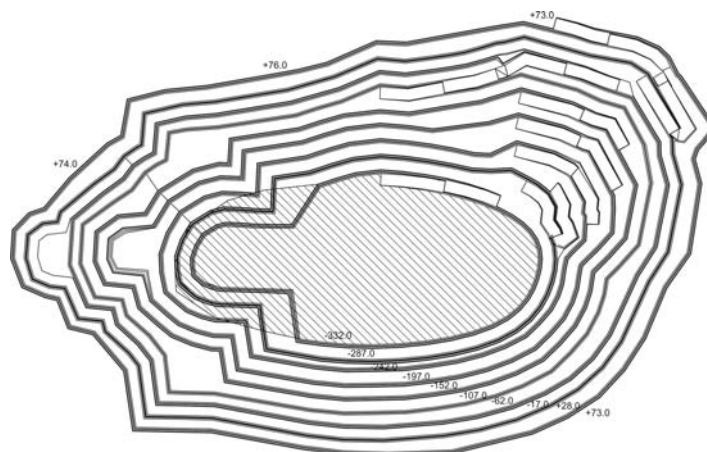


Рис. 2.9. Схема розвитку кар'єрного поля при відпрацюванні горизонтів крутонахиленими шарами з посуванням фронту гірничих робіт діагоналями (а) або з формуванням поперечних блоків (б).

Такий розвиток робочої зони в кар'єрі можливо здійснювати тільки при наявності широких майданчиків або широких панелей у межах крутонахиленого шару. Це пов'язано з тим, що передбачено тільки один шлях переміщення кар'єрних вантажів на поверхню.

На кожному етапі розробки крутонахиленого шару необхідно передбачати майданчики, що дозволяють формувати розвал із транспортним доступом до нього, і верхній буровий майданчик, що дозволяє забурювати і підривати екскаваторний блок (див. розділ 3.1).

Параметри транспортних комунікацій при відпрацюванні крутонахилених шарів

Параметри крутонахилених шарів напряму залежать від параметрів транспортних комунікацій і застосовуваних видів транспорту. Основними видами транспорту є: автомобільний, залізничний, конвеєрний, а також їхня комбінація з використанням перевантажувальних пунктів.

Залізничний транспорт

Експлуатовані ухили відкаточних шляхів 30-40% не можуть забезпечити глибоке уведення залізничних комунікацій у кар'єр, у цьому зв'язку зростає участь автомобільних перевезень у спільній транспортній роботі. Як наслідок, збільшуються і витрати на перевезення гірської маси. Розширення області застосування електрифікованого залізничного транспорту до глибини 250-350 м і більш можливо тільки за рахунок реалізації мотор-вагонної тяги і збільшення ухилів шляхів до 55-60% [122].

Відомо, що розробка крутоспадних родовищ із потужністю залізородних шарів 300-400 м найбільш економічна при діагональному розвитку робочої зони і формуванні кар'єру крутонахиленими шарами [122]. При цьому один з торців кар'єру відбудовується в проектному положенні і може бути використаний для закладання залізничних колій у глибинну зону. Прямі ділянки неробочого борта формуються тільки в межах поперечного переріза рудного шару. Вихід же на фронтальні борти здійснюється по кривих з

радіусами, обумовленими кутами укосу граничних контурів кар'єрного поля, а також кутом падіння рудного шару.

Оскільки значна довжина поїзда при $i_p = 40 \%$ не дозволяє здійснити глибоке уведення залізничного транспорту і вимагає значного розносу бортів по розкритті, варто орієнтуватися на роботу тягових агрегатів на ухилах $i_p = 60 \%$.

Унаслідок кращих динамічних показників для використання на залізничних кар'єрах України можна рекомендувати тягові агрегати ОПЕ1А з вісьма причіпними думпкарами 2ВС-105 у складі. З урахуванням моторного вагона довжина його дорівнює 170,5 м. Довжина станції і роздільного пункту дорівнює 426 м.

Розмістивши транспортні комунікації по граничному контуру торця кар'єру, є можливість створювати прямі з'їзди з ухилом $i_p = 60 \%$ у межах горизонтальної потужності рудного покладу з виходом на станції і роздільні пункти по горизонтах з боку висячого і лежачого боків по кривій радіусом до 300 м. У глибинній частині робочої зони радіус закруглення залізничних колій можливо знижувати до 150 м.

Відповідно до генеральної схеми розвитку гірничих робіт прямі заїзди залізничних колій заводяться на концентраційні горизонти із кроком 30-60 м. Тут же організуються і пункти перевантаження. У межах концентраційного горизонту уступи спрацьовуються із застосуванням автотранспорту.

Автомобільний транспорт

На всіх глибоких кар'єрах застосовується поетапне відпрацювання родовища. Періоду відпрацювання наступного етапу, як правило, передують реконструкція кар'єрів, що супроводжується переходом на більш сучасну техніку і технологію видобутку корисної копалини.

Обсяг розносу бортів для проведення виробок, що розкривають, а також займані ними площі визначаються габаритами і тяговими можливостями транспортних машин. При цьому мінімальні витрати на переміщення гірської

маси, у першу чергу, забезпечуються за рахунок раціонального формування вантажопотоків з перевезенням гірської маси по найкоротшій відстані.

Поетапний розвиток робочої зони глибоких кар'єрів крутонахиленими шарами з діагональними блоками – один з найбільш ефективних способів керування режимом гірничих робіт. Розробка родовищ крутонахиленими шарами супроводжується систематичною зміною положення окремих екскаваторних блоків у кар'єрі, а також конфігурації траси транспортних виробок і параметрами транспортного майданчика. Мінімальна ширина транспортного майданчика b_{mn} (м), що визначається за умовою безпечної роботи гірничотранспортного встаткування становить [119]

$$b_{mn} = Z + b_n + T + c + K + x_m,$$

де Z – призма можливого обрушення, м;

b_n – ширина запобіжного вала, м;

T – ширина транспортної смуги автосамоскиду, м;

c – додаткова смуга, м;

K – ширина водовідвідної канавки, м;

x_m – ширина уловлювального майданчика, м.

Ширина транспортної смуги може змінюватися залежно від застосовуваного автосамоскиду, що вплине також на ширину під запобіжний вал. Ширина транспортної берми збільшується зі збільшенням висоти уступу, тому що збільшується ширина уловлювального майданчика при висоті уступу 15 м ширина уловлювального майданчика складе 4 м; при 30 м – 8,0 м; при 45 м – 12 м.

Конвеєрний транспорт

При експлуатації глибоких кар'єрів найбільший ефект відповідає комбінації автомобільного та конвеєрного транспорту. Оптимальним рішенням є створення конвеєрів, здатних переміщувати скельний матеріал під кутом

підйому до 36-42 °. Багато кар'єрів вже експлуатують крутопохилі конвеєрні системи. Удосконалення їх конструкції і параметрів, а також схем розміщення в глибокому кар'єрі є перспективним напрямком розвитку гірничо-транспортних систем [125].

Аналіз використання потокової технології показує, що основними напрямками її вдосконалення є розробка, створення і впровадження на кар'єрах принципово нового гірничо-транспортного обладнання, а також технологічних схем його застосування, які забезпечують підвищення кута підйому гірничої маси конвеєрними підйомниками, мобільне перенесення ПП при поглибленні кар'єрів і застосування спеціальних видів транспорту безперервної дії. До такого обладнання слід віднести: крутопохилі конвеєри з кутом нахилу більше 30 °, модульні ПП, мобільні ПП на базі самохідного вантажного і грохотильно-дробильного обладнання, а також конвеєрні поїзди.

Розроблена оригінальна конструкція крутопохилого стрічково-візкового конвеєра (КСВК) трубчастого типу, де маса переміщуваного вантажу використовується для обтиску стрічки і його надійного утримання на ділянці траси. Створення КСВК дозволяє переміщати крупношматковий матеріал крупністю до 700 мм по ребру без дроблення. Довжина одного ставу забезпечує транспортування гірської маси на глибину 200-250 м без проміжного перевантаження з одного конвеєра на інший. На окремих горизонтальних ділянках траси можливо розкриття стрічки для дозавантаження гірничою масою з автосамоскидів на перевантажувальних пунктах найпростішої конструкції. Спорудження траси КСВК вимагає формування відносно невеликих ділянок борту кар'єру в граничному положенні укусу неробочого борту кар'єру.

Для поліпшення організації виїмки і транспортування порожніх порід при зростаючому графіку потокового коефіцієнта розкриву пропонується змінити напрямок відпрацювання глибоких кар'єрів і їх уступів з горизонтального на крутопохилий під кутом 38-42° до горизонту. У цьому випадку робоча зона кар'єра по породах розкриву формується з ряду крутонахилених шарів, розташованих навхрест простягання рудного покладу з горизонтальною

шириною майданчиків не менше 50-60 м, що відповідає мінімальним розмірам робочих майданчиків у глибоких кар'єрах.

Відпрацювання уступу на майданчику шарами ведеться панелями уздовж фронтального борту. Після її завершення виймальні роботи переміщують на нижній уступ у цьому ж шарі і так до повного його відпрацювання. Під етапом тут розуміється формування певної кількості крутонахилених шарів по породах розкриття у фронтальних бортах з боку висячого і лежачого бортів кар'єра, відпрацьовуються одночасно одним уступом на майданчику, відповідно до встановленого темпом поглиблення видобувних робіт [125]. Виймка гірської маси, при якій відпрацювання уступів у крутопохилому шарі ведеться послідовно один за одним зверху вниз з випередженням вишележачого. При цьому робочий майданчик в крутопохилому шарі орієнтується уздовж фронтального борту кар'єру під кутом нахилу до 20-30° до простягання і відпрацьовується в напрямку від торця з капітальними транспортними з'їздами до протилежного. При цьому гірничі роботи ведуться із застосуванням автомобільного транспорту на нижніх горизонтах з перевантаженням на конвеєрній. На верхніх горизонтах може бути задіяний залізничний транспорт [125].

Перевантажувальні пункти

При розробці крутоспадаючих родовищ кар'єри характеризуються інтенсивним зниженням гірничих робіт, зменшенням площі робочої зони, значною кількістю (30 і більше) одночасно розроблювальних уступів, складністю організації розкриття і відпрацювання глибинної частини родовища. У цьому зв'язку на глибоких кар'єрах для перевезення гірської маси широко застосовується два види транспорту: автомобільний і залізничний [189].

Перевантажувальні пункти можуть обладнатися на загальному майданчику або розосереджуватися по периметру кар'єру. По місцю розташування в кар'єрі виділяються схеми розміщення ПП на неробочому і робочому борті (лежачому або висячому боці), у приторцевій частини борта, у торці. Взаємне розташування ПП може бути на одному уступі або на двох суміжних за

висотою уступах, на загальному або окремому майданчику. Заїзд поїздів на навантажувальний тупик ПП – прямий, зворотний або прямий і зворотний. За строком існування і будовою ПП ділять на: стаціонарні, напівстаціонарні, пересувні. Класифікація перевантажувальних пунктів використовуваних при розробці глибоких кар'єрів наведена в роботі [190].

Перевантажувальні роботи при використанні автомобільно-залізничного транспорту здійснюються на спеціально обладнаних екскаваторних або безекскаваторних перевантажувальних пунктах. Вони розміщуються на неробочих ділянках бортів кар'єру, займаючи майданчики шириною 60-80 м і по фронту – довжину уступу 120-150 м і більше. Як правило, ПП встановлюються на максимальній глибині, куди може бути здійснене уведення залізничного транспорту. Рудні і розкривні вантажопотоки направляються окремо відповідно на рудні і розкривні ПП. Якщо на розкривних ПП здійснюються тільки перевантажувальні роботи, то на рудних можливо часткове усереднення корисних копалин, що видобувають.

Розміри перевантажувальних пунктів, а також устаткування, працюючого на них і їх стаціонарність є основною проблемою, рішення якої дозволить формувати борти глибоких кар'єрів без значних витрат, пов'язаних з формуванням майданчиків розвантаження і навантаження гірської маси.

У цей час на глибоких кар'єрах застосовують в основному перевантажувальні пункти, обладнані одноковшовими екскаваторами і навантажувачами. Гірська маса на таких пунктах розміщується в складах, що акумулюють. Місткість складу коливається від 20 до 300 тис м³. Вони мають довжину 100-300 м, ширину 25-80 м і висоту до 12 м. При перевантаженні гірничої маси з автосамоскидів у залізничні вагони уздовж нижнього майданчика складу настиляється залізнична колія [190]. Впровадження потужних кар'єрних екскаваторів з місткістю ковша 20 м³ і більше виключає можливість безпосереднього навантаження думпкарів сучасної конструкції через низьку погонну місткість. Для їхньої спільної роботи потрібне

будівництво спеціальних направляючих платформ і перевантажувальних пунктів з бункерами, що акумулюють.

З метою скорочення тривалості простоїв поїздів іноді здійснюється їх навантаження двома екскаваторами. Будівництво же перевантажувальних пунктів з одночасним завантаженням 1-5 вагонів і більше групою віброживильників сприяє зменшенню тривалості простою составів під навантаженням до 8-15 хв. Перевантажувальні склади займають площу не менш $50 \times 250 \text{ м}^2$, що істотно збільшує обсяг робіт з розносу борта кар'єру. Напівстаціонарні перевантажувальні пункти влаштовуються у виїмці масиву уступу за двома схемами компонування встаткування: на майданчику підступу непорушеного масиву порід і на штучно створеній металевій або залізобетонній рамі, засипаній дрібношматковою породою до рівня установки віброживильників.

Обґрунтування формування робочої зони глибоких кар'єрів при відпрацюванні порід розкриву крутонахиленими шарами пропонується здійснювати на основі систематизації глибоких кар'єрів з виділенням типів з 1 по 7. Крутонахилені шари формують з урахуванням наведених математичних залежностей і на основі наведеної математичної моделі, що враховують основні параметри глибоких кар'єрів (довжину фронту, темп поглиблення розкривних робіт і швидкість поглиблення дна кар'єру по корисній копалині тощо). На основні параметри робочої зони впливають схеми магістральних транспортних комунікацій з пунктами перевантаження, що визначають можливість подальшого розвитку кар'єрного поля і вказують на необхідність дослідження технологічних схем послідовності розробки бортів глибоких кар'єрів.

2.6 Обґрунтування послідовності розробки бортів глибоких кар'єрів

Наявність діючих з'їздів буде визначати подальший напрямок розвитку гірничих робіт діючих і проєктованих ділянок глибокого кар'єру. На теперішній час багато глибоких кар'єрів опинилися в умовах, коли

видобувались значні об'єми руди з відставанням виймання порід розкриву. При цьому заборгованість об'ємів порід розкриву здійснювалася за рахунок створення тимчасово неробочих бортів у кар'єрі. У той же час, планування розвитку гірничих робіт на глибоких кар'єрах та їх наступне відпрацювання можливе за декількома напрямками.

Відпрацювання кар'єрів за *стандартною* схемою розвитку гірничих робіт по породам розкриву з бортами, поставленими у тимчасово неробоче положення. Для цього необхідно відпрацювання верхніх горизонтів у напрямку до проектних границь кар'єру з послідовним залученням нижніх горизонтів до експлуатації. Це досить тривалий період, що передбачає розкриття і підготовку нових запасів корисної копалини (рис. 2.10).

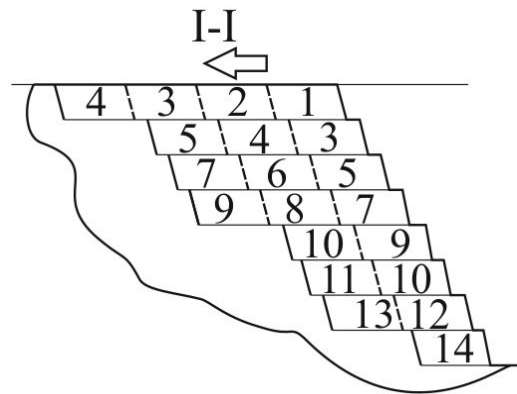


Рис. 2.10. Технологічна схема ведення гірничих робіт при стандартному відпрацюванні борту, що поставлений у граничне положення: позиції 1...14 – послідовність відпрацювання горизонтів.

Окрім фактора часу, дана технологія характеризується капітальними витратами, що постійно збільшуються, у період будівництва нових з'їздів, вимагає виймання значних об'ємів порід розкриву у верхній зоні кар'єру. Відбувається поступове виположування борту. При відносно безпечному веденні гірничих робіт підготовка запасів корисної копалини буде здійснена тільки після відпрацювання самого нижнього розкривного горизонту. На рис. 2.10 він представлений позицією 14. Після посування ділянки робочого борту кар'єру в положення, з якого починають формування нормальних

майданчиків на уступах, реконструкція вважається закінченою і відбувається планова експлуатація родовища.

Розвиток гірничих робіт при послідовному розширенні робочих майданчиків на кожному горизонті кар'єру відбувається в порядку, показаному на рис. 2.11. Спочатку відпрацьовується порода на першому горизонті з наступним залученням до розробки нижніх. На останньому етапі розвитку гірничих робіт виймання порід розкриву здійснюють тільки на трьох горизонтах. При цьому виймають об'єми Q_1''' , Q_2''' , Q_3''' , які складають загальний об'єм виймання V .

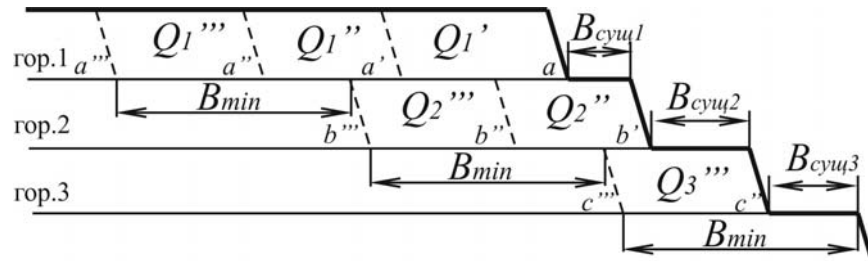


Рис. 2.11. Порядок розвитку гірничих робіт з вийманням порід розкриву при розширенні майданчиків до мінімально необхідних розмірів.

Якщо на ділянці борту довжиною L_m , що має k зменшені робочі майданчики $B_{ступ1}$, $B_{ступ2}$, $B_{ступ k}$, потрібно створити мінімально припустимі робочі майданчики B_{min} , то на кожному уступі висотою h_1, h_2, \dots, h_k необхідно видалити об'єми V_1, V_2, \dots, V_k (m^3) [57]. Щоб створити робочий майданчик шириною B_{min} на горизонті k , на верхньому уступі необхідно видалити об'єм розкриву, що визначається з формули

$$V_k = \left[k \cdot B_{min} - \sum_1^k B_{ступ} \right] \cdot h_k \cdot L_m. \quad (2.23)$$

Загальний об'єм порід розкриву $\sum_1^k V_k$ (m^3), що виймається при розширенні на ділянці L_m визначається з рівняння

$$\begin{aligned} \sum_1^k V_k &= V_1 + V_2 + \dots + V_k = (B_{\min} - B_{\text{сущ.}k}) \cdot h_k \cdot L_m + \\ &+ [2B_{\min} - (B_{\text{сущ.}k} + B_{\text{сущ.}k-1})] h_{k-1} \cdot L_m + \\ &+ [kB_{\min} - (B_{\text{сущ.}1} + B_{\text{сущ.}2} + \dots + B_{\text{сущ.}k})] h_{k-1} \cdot L_m. \end{aligned} \quad (2.24)$$

Період реконструкції кар'єру (місяців), що має k зменшених робочих майданчиків, визначається з виразу

$$t_p = t_1 + t_2 + t_3 + \dots + t_k, \quad (2.25)$$

де $t_1, t_2, t_3 \dots t_k$ – тривалість розширення 1-го, 2-го, ..., k -го горизонтів відповідно, місяців.

Час t_1 , необхідний для відпрацювання об'єму Q_1 на першому горизонті, складається із часу $t_{\text{осн}}$ і $t_{\text{дон}}$. Час $t_{\text{осн}}$ (місяців) визначається залежно від числа екскаваторів n_e і їх продуктивності $Q_{\text{міс}}$ (м^3) і в так по всіх горизонтах

$$t_{\text{осн}} = \frac{Q_1}{n_e \cdot Q_{\text{міс}}}. \quad (2.26)$$

Додатковий час $t_{\text{дон}}$ (місяців) потрібен для здійснення комплексу допоміжних робіт, тому що розвал підірваної гірської маси, зазвичай, перекриває робочий майданчик доти, поки її ширина не досягне певних розмірів. Якщо застосовується варіант із попереднім проведенням транспортної смуги після масового вибуху (залізничний транспорт), то

$$t_{\text{дон}} = \frac{Q_{\text{пер}}}{Q_{\text{міс}}}, \quad (2.27)$$

де $Q_{\text{пер}}$ – об'єм переекскавації, м^3 ;

$$Q_{\text{пер}} = \eta_{\text{сп}} \cdot Q_1,$$

де η_{cp} – усереднений коефіцієнт переєкспавації.

Таке ведення гірничих робіт може значно знизити темп поглиблення кар'єру і час на відпрацювання запасів корисних копалин. При розширенні вузьких робочих майданчиків з відпрацюванням першої екскаваторної заходки тупиковим вибоєм тривалість (місяців) формування робочого майданчика $B'_{суц}$ на першому горизонті до B_{min} визначається за формулою [57]

$$t_k = \frac{Q_k}{n_{\varepsilon} \cdot c_{уср} \cdot Q_{міс}}, \quad (2.28)$$

де $c_{уср}$ – усереднений коефіцієнт зниження продуктивності екскаваторів при відпрацюванні першої заходки тупиковим вибоєм.

При відпрацюванні уступу за звичайною схемою транспортний зв'язок забезпечується за рахунок формування широких майданчиків і наявних з'їздів. Широкі майданчики містять у собі транспортну смугу із наскрізним проїздом. Формування й підтримка таких майданчиків збільшує об'єм виймання порід розкриву. При веденні підривних робіт ці смуги пересипаються розвалом розпушеної породи, однак забезпечують безпечну роботу нижчележачих горизонтів.

Відпрацювання бортів кар'єру крутими виймальними шарами з формуванням двох з'їздів із протилежних сторін горизонту, характеризується тим, що на нижньому горизонті забезпечується доступ до вибою, а на верхньому – до бурового блоку (рис. 2.12). Основним недоліком даної технологічної схеми відпрацьовування є зменшування на довжину з'їздів із двох сторін протяжність робочого фронту гірничих робіт на кожному наступному горизонті [191].

Якщо на ділянці борту довжиною L_m , що має k зменшених робочих горизонтів із шириною існуючих майданчиків $B_{суц1}$, $B_{суц2}$, $B_{суц k}$, потрібно створити майданчик з мінімально припустимою шириною B_{min} , то на кожному

уступі висотою h_1, h_2, \dots, h_k необхідно видалити об'єми порід V_1, V_2, \dots, V_k (м³).
Визначення цих об'ємів здійснюється за формулою

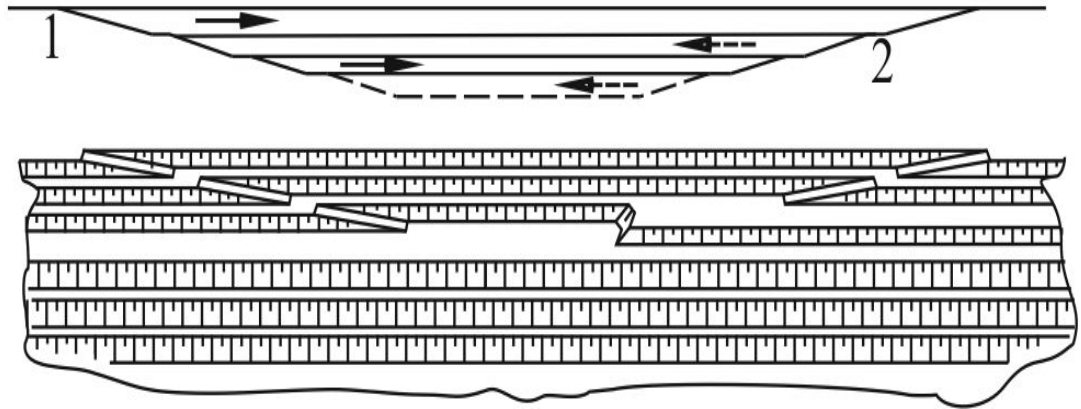


Рис. 2.12. Технологічна схема відпрацювання порід розкриву крутонахиленим виймальним шаром при формуванні двох з'їздів із протилежних сторін горизонту: 1, 2 - послідовність відпрацювання уступів.

$$V_k = (B_{\min} - B_{\text{цук.}k}) \cdot h_k \cdot \left(L_m - 2 \cdot \frac{1000h_k}{i_p} \right), \quad (2.29)$$

де i_p – робочий ухил траси, ‰.

Загальний об'єм розкриву $\sum_1^k V_k$ (м³), що виймається при розширенні ділянки довжиною L_m складає

$$\begin{aligned} \sum_1^k V_k = V_1 + V_2 + \dots + V_k = & (B_{\min} - B_{\text{цук.}1}) \cdot h_1 \cdot \left(L_m - 2 \cdot \frac{1000h_1}{i_p} \right) + \\ & + (B_{\min} - B_{\text{цук.}2}) \cdot h_2 \cdot \left(L_m - 4 \cdot \frac{1000h_2}{i_p} - 2 \cdot l_g \right) + \dots + \\ & + (B_{\min} - B_{\text{цук.}k}) \cdot h_{k-1} \cdot \left(L_m - (2 \cdot k) \cdot \frac{1000h_k}{i_p} - 2 \cdot k \cdot l_g \right), \end{aligned} \quad (2.30)$$

де l_g – довжина горизонтальних транспортних майданчиків на трасі, м.

Час t_k , необхідний для відпрацювання об'єму V_k на кожному горизонті, складається із часу $t_{осн}$ і $t_{кан}$. Час $t_{кан}$ (місяців) визначається з суми об'ємів порід, що виймають при формуванні з'їздів із протилежних сторін на горизонті

$$t_{кан} = \frac{V_{з'їзду}}{Q_{міс}}, \quad (2.31)$$

де $V_{з'їзду}$ – об'єм порід розкриву, які виймають при будівництві з'їзду, м³.

Загальний час на підготовку і відпрацювання одного горизонту (місяців) складе

$$\sum t_{осн} = \frac{V_k}{n_e \cdot Q_{міс}} + 2 \cdot \frac{V_{з'їзду}}{Q_{міс}}. \quad (2.32)$$

Формування двох з'їздів, спрямованих назустріч один до одного, надалі обмежує можливість ефективної розробки горизонту. Це пов'язано з тим, що скорочується фронт гірничих робіт на нижніх ділянках, при необхідності подальшого посування борту з урахуванням довжини з'їздів, частина порід розкриву буде консервуватися під ними. Така технологічна схема може бути використана тільки при відпрацюванні досить витягнутого за простяганням родовища.

Відпрацювання бортів кар'єру шарами з формуванням двох з'їздів і відпрацюванням екскаваторних заходок за принципом двостороннього відпрацювання горизонту у напрямку за годинниковою або проти годинникової стрілки (рис. 2.13).

Дана технологічна схема передбачає формування не менш двох окремих з'їздів у кар'єрі. Послідовність відпрацювання горизонту представляє собою дію буравчика. При цьому одночасно із двох сторін за годинниковою або проти годинникової стрілки здійснюється формування робочого майданчика на

горизонті. У міру відпрацювання одного кільця нарізають нові з'їзди і відпрацьовують нижчележачий горизонт.

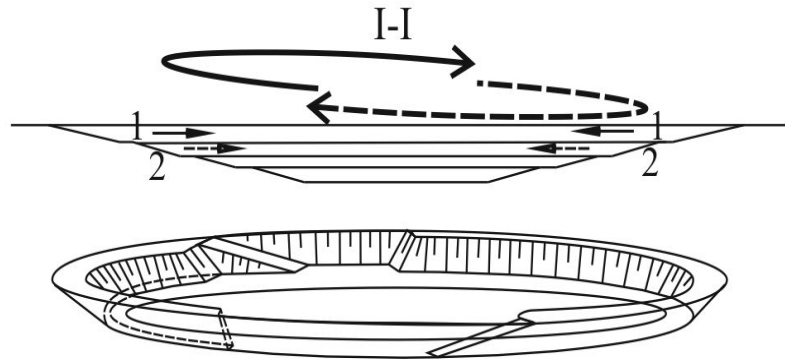


Рис. 2.13. Відпрацьовування бортів кар'єру шарами за принципом будівництва двох з'їздів з відпрацюванням екскаваторних заходок в одному напрямку: 1, 2 – послідовність відпрацювання горизонтів.

Відпрацювання заходок за принципом двостороннього заїзду на горизонт дозволяє формувати два (або декілька) незалежних вантажопотоки у кар'єрі. При цьому вони забезпечують вантажотранспортний зв'язок між горизонтами, екскаваторними і буропідривними блоками з різних сторін. Дана технологія відпрацювання крутих виймальних шарів потребує наявності широких робочих майданчиків, що дозволяють транспортувати гірську масу і розміщувати на них розвал породи при веденні буропідривних робіт. При залученні до розробки декількох таких гвинтових кілець підвищуються вимоги до безпеки робіт, виникає необхідність формування смуги безпеки на майданчику ведення буропідривних робіт.

Загальний об'єм порід розкриву $\sum_1^k V_{k\sigma}$ (м³), що виймається при розширенні ділянки довжиною L_m за схемою, що представлена на рис. 2.14, визначається за формулою

$$\sum_1^k V_k^{\sigma} = V_1 + V_2 + \dots + V_k = \sum B_{\min} \cdot h_{k-1} \cdot \left(P_k - \frac{1000h_k}{i_p} - 2 \cdot l_{\sigma} \right), \quad (2.33)$$

де P_k – довжина периметру к горизонту, м; l_v – горизонтальні транспортні майданчики на трасі, м.

Час t_k , необхідний для відпрацювання об'єму V_k на кожному горизонті, складаються із часу $t_{очн}$ і $t_{кан}$. Час $t_{кан}$ (місяців) визначається виходячи з об'ємів виймання порід при формуванні з'їздів на протилежних бортах кар'єру за формулами 2.26, 2.31. Загальний час на підготовку і відпрацювання нового горизонту (місяців) визначається за формулою 2.32.

Формування борту кар'єру крутонахиленими виймальними шарами із човниковим переміщенням вибою (рис. 2.14) передбачає відпрацювання масиву з розміщенням транспортного майданчика на верхньому уступі, а робочої – на нижньому.

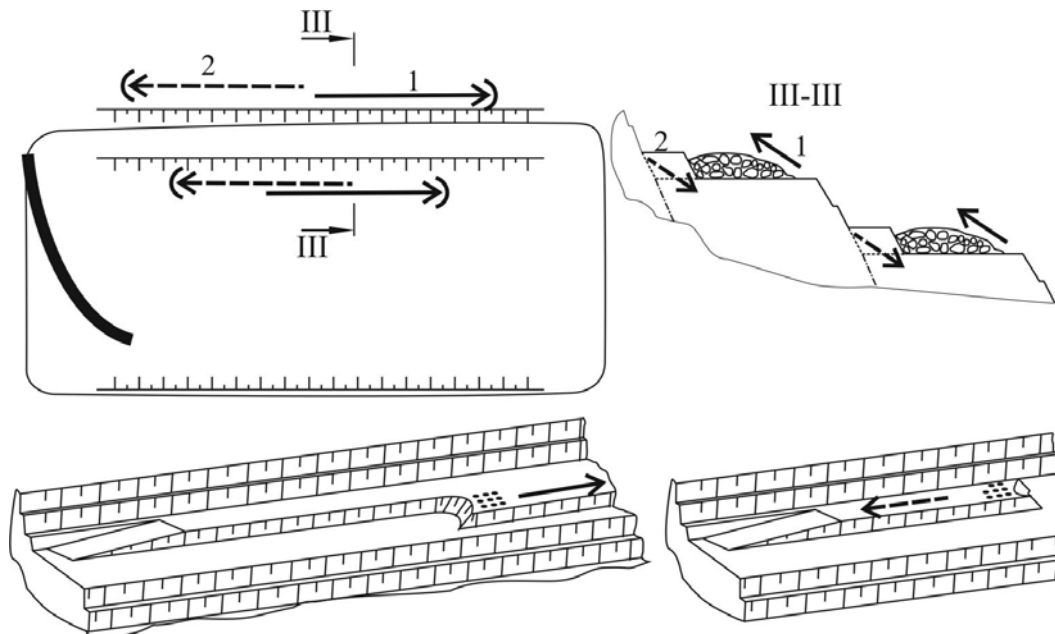


Рис. 2.14. Схема відпрацювання бортів кар'єру крутими виймальними шарами із човниковим переміщенням вибою: 1, 2 – напрямки і послідовність відпрацювання порід розкриву на окремому горизонті.

На першому етапі відпрацювання уступу гірничі виробки переміщують в одному напрямку. Потім на тому ж горизонті, відпрацьовується транспортний майданчик зі зворотнім посуванням заходки. При цьому, основним недоліком такої схеми є необхідність забезпечення безпеки робіт обладнання у зоні, що прилягає до борту кар'єру при відпрацюванні нижніх горизонтів. Транспортний

зв'язок між горизонтами вимагає постійної зміни положення з'їздів у зв'язку зі зниженням гірничих робіт. З'їзди відбудовують у торці кар'єру. Схема може бути використана при будь-якій формі родовища.

Представлена технологічна схема із човниковим переміщенням вибою має ряд переваг. При її реалізації немає необхідності утримувати додаткові транспортні комунікації для переміщення обладнання на поверхню з боку верхнього уступу. У цьому випадку досить мати один заїзд у кар'єр.

Порівнюючи значення із наведених вище мінімальних розмірів ширини робочого майданчика B_p , приймається найбільше за умовою роботи екскаватора або маневрування автосамоскиду. Загальний об'єм розкриву $\sum_1^k V_{k^e}$ (м^3), що виймається при розширенні ділянки довжиною L_m складає

$$\sum_1^k V_{k^e} = V_1 + V_2 + \dots + V_k = \sum B_p \cdot h_{k-1} \cdot \left(L_m - \frac{1000h_k}{i_p} \right), \quad (2.34)$$

де B_p – ширина шару, що відпрацьовується, м.

Час t_k , необхідний для відпрацювання об'єму V_k на кожному горизонті, складається із часу $t_{осн}$ і $t_{кан}$. Відповідно для визначення часу використовують формули (2.26, 2.31). Загальний час на підготовку і відпрацювання горизонту (місяців) визначається за формулою (2.32).

У сучасних умовах при експлуатації глибоких кар'єрів велике значення має послідовність формування робочої зони у просторі кар'єру. Починаючи з минулого сторіччя глибина кар'єрів, які вважалися глибокими, систематично зростала. Розвиток геотехнологічних наук привів до можливості збільшити і обґрунтувати більш стійкі значення кутів бортів кар'єру. На цей час проектні значення кутів укосу бортів глибоких кар'єрів мають величину від 35 до 42°.

Підтримка усіх робочих уступів у розкривній робочій зоні глибокого кар'єру в нормативному положенні відповідає пікоподібному графіку режиму гірничих робіт. Унаслідок цього, продуктивність робочих екскаваторів на

кожному з уступів невелика, їх загальне число досить значне, а загальний об'єм розроблювальних порід розкрити при виході на граничні контури кар'єру поверхню максимальний. Для поліпшення організації виймання пустих порід при зростаючому значенні поточного коефіцієнту розкрити пропонується змінити напрямок відпрацювання уступів замість горизонтального на крутонахилене.

Технологія формування крутонахилених шарів передбачає проведення усіх видів робіт з підготовки, виймання і транспортування гірської маси. Пік кількості уступів на висячій стороні борту кар'єру при відпрацюванні робочих уступів шириною 60 м знаходиться в межах 300 м за глибиною, а при роботі з уступами шириною 40 м – на рівні 275 і 345 м. [192].

Формування кар'єру крутонахиленими шарами дозволяє перенести значні обсяги виймання порід розкрити на більш пізній період відпрацювання. Кожний крутонахилений виймальний шар формують зверху донизу одним робочим майданчиком. Розвиток виймальних робіт відбувається з переміщенням фронту уздовж лінії простягання родовища. Звичайно, верхній горизонт по породах розкрити має більшу довжину, а нижній – меншу (рис. 2.15) [187].

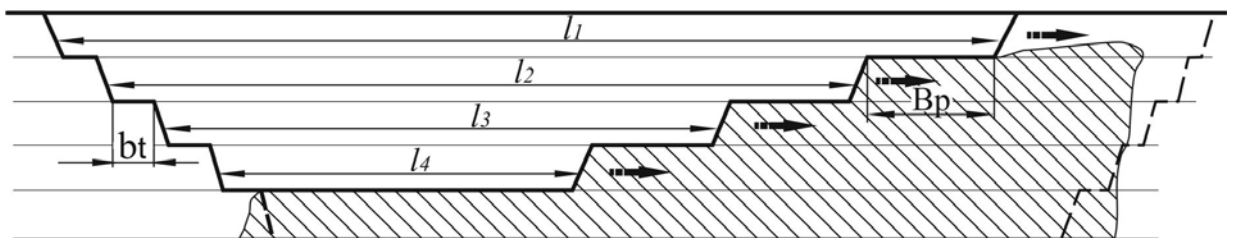


Рис. 2.15. Формування кар'єра уздовж простягання родовища крутонахиленими виймальними шарами.

Висота крутонахилоного шару є одним з основних параметрів, що впливає на послідовність і швидкість відпрацювання порід розкрити для підготовки корисної копалини до виймання. Розробку крутонахилених шарів можна робити з урахуванням однакової висоти кожного шару (рис. 2.16, варіант 1).

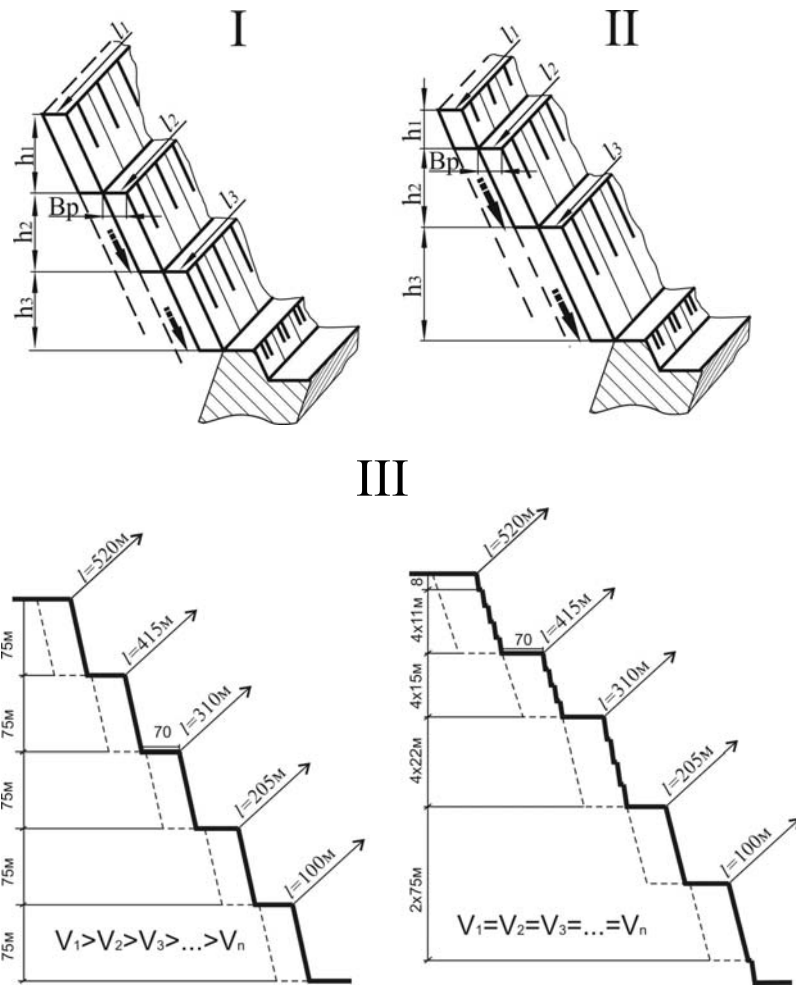


Рис. 2.16. Формування робочої зони глибокого кар'єру крутими шарами: I – шарами однакової висоти; II – шарами різної висоти; III – для умов кар'єру №2-біс АМКР.

При цьому об'єми виймання порід розкриву за рахунок більшої довжини фронту робіт на верхніх горизонтах будуть перевищувати об'єми на нижніх. Другий варіант розробки передбачає виймання однакових об'ємів порід розкриву. При цьому, змінюється висота окремих крутонахилених шарів в етапі від мінімальної – у верхній зоні, до максимальної – в нижній. Ураховувалося також, що ширина крутонахилого шару складає не менш ширини робочого майданчика, який приймається згідно проектних даних. На рис. 2.16 жирними стрілками вказані напрямки ведення гірничих робіт. Кожен шар відпрацьовується вибоями з горизонтальними майданчиками з визначеною висотою уступу.

При розгляді першого варіанту (див. рис. 2.16, позиція I) висота кожної крутонахиленої ділянки є однаковою, а згідно рис. 2.15, довжина кожного горизонту змінюється залежно від його положення відносно дна кар'єру або його поверхні.

Розрахункові залежності об'ємів від параметрів робочої зони наведені у формулах (2.35-2.37):

$$h_1 = h_2 = h_3 = \dots h_n, \quad (2.35)$$

$$V_1 > V_2 > V_3 > \dots V_n, \quad (2.36)$$

$$V_1 = h_1 \cdot Bp \cdot l_1; V_2 = h_2 \cdot Bp \cdot l_2; \dots; V_n = h_n \cdot Bp \cdot l_n, \quad (2.37)$$

де h_n – висота крутонахиленого шару, м;

V_n – об'єм виймання порід розкриття крутонахиленими шарами між етапами, м³;

Bp – ширина крутонахиленого шару, м;

l_n – довжина робочого горизонту при відпрацюванні крутонахиленого шару, м.

Розвиток гірничих робіт з однаковими об'ємами на кожному етапі розробки крутонахиленого шару (див. рис. 2.16, позиція II) призводить до необхідності розрахунку висоти кожного уступу в крутонахилому шарі. З урахуванням різних довжин окремих горизонтів ведення гірничих робіт висота шару буде змінюватись, в наслідок чого, верхні горизонти будуть при однакових об'ємах мати меншу висоту, а нижні – більшу. Залежності між основними параметрами наведені у формулах (2.38, 2.39):

$$V_1 = V_2 = V_3 = \dots V_n, \quad (2.38)$$

$$h_1 = \frac{V_1}{Bp \cdot l_1}, \text{ м}; h_2 = \frac{V_2}{Bp \cdot l_2}; \dots; h_n = \frac{V_n}{Bp \cdot l_n}. \quad (2.39)$$

Чистий час відпрацювання одного уступу (днів) в крутонахилому шарі можна визначити за формулою

$$t_{\text{дн}} = \frac{V}{Q_{\text{екк}}^{\text{сут}}} + \frac{V}{Q_{\text{екк}}^{\text{сут}} \cdot n_{\text{нед}}} \cdot \left(1 - \frac{t_{\text{бвр}}}{t_{\text{сут}}} \right), \quad (2.40)$$

де V – об'єм гірської маси при відпрацюванні одного уступу, м³;

$Q_{\text{екк}}^{\text{сут}}$ – добова продуктивність екскаватора, м³;

$n_{\text{нед}}$ – кількість робочих днів на протязі тижня, од.;

$t_{\text{бвр}}$ – час на проведення підривних робіт, годин;

$t_{\text{сут}}$ – робочий час на добу, годин.

У формулу 2.40 при розрахунках додається час $t_{\text{н.о.}}$ на поточне обслуговування і огляд екскаваторів (ПО), а також час на поточний ремонт (ПР), що може складати для екскаватору ЕКГ-8І відповідно ПО+ПР1 – 4,5 днів і ПО+ПР2 – 7,5 днів.

Об'єми виймання порід за етапами розвитку кар'єрного поля залежать від напрямку поглиблення дна кар'єру.

2.7 Розробка методики визначення напрямку поглиблення дна кар'єру

На початковому етапі експлуатації крутоспадаючого родовища з урахуванням наявної механізації гірничих робіт визначають параметри уступу. Як відомо, розробка нового горизонту починається із проведення капітальної і розрізної траншеї на висоту уступу. Для обрання напрямку розробки кар'єрного поля в глибину необхідно орієнтуватися на середину поздовжнього покладу на визначеному горизонті. У більшості випадків розрізну траншею орієнтують у

плані по простяганню покладу. При відпрацюванні крутоспадаючих покладів бажано орієнтувати і розташовувати середину траншеї уздовж вісі простягання родовища. Таке положення дає можливість рівномірно виконувати розкривні роботи і вчасно здійснювати підготовку покладу корисної копалини до виймання [193].

При розгляді родовища як об'ємного об'єкта, на кожному етапі його відпрацювання слід визначити доцільний напрямок розвитку гірничих робіт у глибину. Для цього можливо скористатися поздовжніми і поперечними розрізами родовища. У випадку, якщо родовище має неправильну форму або у ньому є геологічні порушення, це дозволить уникнути помилки і визначити напрямок розвитку гірничих робіт по всьому розкритому блоку на горизонті. Визначення кута напрямку розвитку кожного окремого етапу по глибині дозволить визначити у цілому об'єми виймання порід розкриву у межах кар'єрного поля з боку висячого і лежачого боків родовища.

Методика визначення доцільного кута напрямку розвитку гірничих робіт за глибиною полягає в наступному:

- здійснюється аналіз поперечних і поздовжніх розрізів родовища до кінцевої глибини його розробки;
- визначається положення гірничих робіт при черговому розкритті кожного горизонту з урахуванням висоти уступу;
- знаходиться середня лінія на нижньому майданчику горизонту, до якої прив'язують параметри траншеї (кути закладення і укуси, ширину дна траншеї). Середньою точкою дна траншеї в поперечному розрізі є точка, відносно якої встановлюється напрямок розвитку гірничих робіт за глибиною наступного горизонту;
- визначаються кути падіння покладу з боку висячого і лежачого боків родовища на нижньому горизонті, знаходять їх середні значення по двох найближчих розрізах;
- з урахуванням етапності розвитку гірничих робіт виникає необхідність у визначенні напрямку розвитку гірничих робіт із глибиною. У цьому випадку

слід враховувати всі середні кути напрямку розвитку гірничих робіт у межах кожного етапу по глибині, тому що його зміна веде до зменшення або збільшення кількості крутонахилених шарів;

- для обґрунтування напрямку поглиблення кар'єру в межах етапу на об'ємній фігурі визначаються на найближчих розрізах значення кутів укосу і знаходиться їхня середня величина.

Графічно дана методика наведена на рис. 2.17-2.19. Так, на рис. 2.17 зображені два найближчих геологічних розрізи родовища.

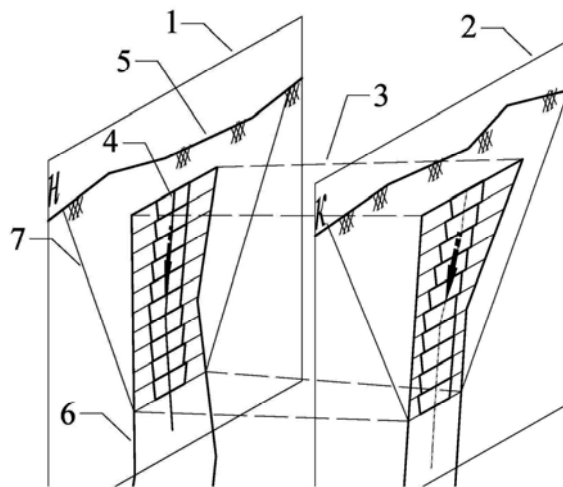


Рис. 2.17. Схема для розрахунку середнього кута напрямку відпрацювання крутоспадаючого родовища: 1 і 2 – відповідно найближчі розрізи n і k ; 3 – проекція блоків, що враховує відстань між розрізами; 4 – положення дна траншеї при відпрацюванні крутонахиленими шарами; 5 – поверхня землі; 6 – зображення покладу на розрізі; 7 – границі кар'єрного поля на розрізі.

Якщо при відпрацюванні родовища його поділяють на окремі ділянки, то визначення напрямку поглиблення на них провадиться за середнім значенням кута падіння покладу по кожному етапу відпрацювання. Етапи формують за глибиною для даних розрізів з однаковими позначками поверхні. Якщо родовище має ідеальну форму і постійний кут падіння, то для визначення напрямку його поглиблення досить знати кут падіння покладу.

У випадку, якщо родовище має горизонтальну потужність по падінню і кут падіння покладу, що змінюються з боку висячого і лежачого боків, то

необхідно графічно або аналітично визначити напрямок поглиблення. При цьому напрямок поглиблення пропонується визначати за розрізами у межах блоків, що утворюють ці розрізи.

На рис. 2.18, а показано, як змінюються площі крутонахилених шарів при відпрацюванні етапів. Зміна кута падіння покладу веде до зміни площі, що формується крутонахиленими шарами, і відповідно, змінюються об'єми виймання порід розкриву у межах етапу.

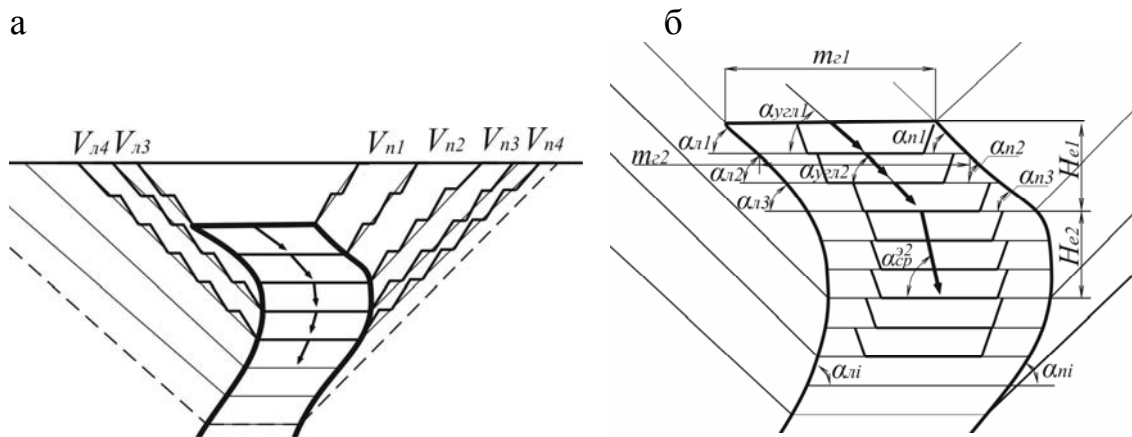


Рис. 2.18. Схеми поглиблення дна кар'єру при розробці пластового родовища: а – загальна схема, що роз'яснює розподіл об'ємів порід розкриву при відпрацюванні крутонахиленими шарами; б – параметри покладу, що дозволяють визначити кут напрямку поглиблення кар'єрного поля при відпрацюванні його крутонахиленими шарами.

Так, виходячи із зображення, на початковому етапі видобування корисної копалини для подальшого розвитку гірничих робіт слід виймати породи розкриву зі сторони висячого боку $V_{н1}$. У той же час роботи зі сторони лежачого боку в цей момент відбуватися не будуть. І тільки на третьому і четвертому етапі поглиблення залучаються до розробки породи $V_{л3}$, $V_{л4}$.

Аналітичні залежності визначення напрямку поглиблення кар'єру отримані на основі аналізу схеми, що представлена на рис. 2.18, б. Порядок їх наступний [193]:

1. Визначається початкове положення **точки поглиблення** на першому розрізі (маркіруємо його «н») і на другому, найближчому до нього (маркіруємо його «к»).

$$l_{cp1}^n = \frac{m_{z1}^n}{2}; l_{cp2}^n = \frac{m_{z2}^n}{2}; \dots; l_{cpi}^n = \frac{m_{zi}^n}{2}, \quad (2.41)$$

$$l_{cp1}^k = \frac{m_{z1}^k}{2}; l_{cp2}^k = \frac{m_{z2}^k}{2}; \dots; l_{cpi}^k = \frac{m_{zi}^k}{2}, \quad (2.42)$$

де l_{cpi}^n, l_{cpi}^k – положення середньої точки відносно потужності пласту на певному i -м горизонті, відповідно для першого і другого розрізів, м;

m_{zi}^n, m_{zi}^k – горизонтальна потужність рудного пласта на i -му горизонті, відповідно для першого і другого розрізів, м.

2. Визначається **кут напрямку поглиблення горизонту** на двох суміжних розрізах, як середнє значення кутів падіння покладу зі сторін висячого і лежачого боків:

$$\alpha_{узл.i}^n = \frac{\alpha_{ли}^n + \alpha_{ни}^n}{2}; \quad \alpha_{узл.i}^k = \frac{\alpha_{ли}^k + \alpha_{ни}^k}{2}, \quad (2.43)$$

де $\alpha_{ли}^n, \alpha_{ни}^n$ – кут падіння родовища від правої і лівої границі на першому розрізі, град.;

$\alpha_{ли}^k, \alpha_{ни}^k$ – кут падіння родовища від правої і лівої границі на другому розрізі, град.

3. При поетапному формуванні кар'єру **кут напрямку відпрацювання родовища в межах етапу** можна визначити як середнє значення кутів напрямку відпрацювання по горизонтах (градусів)

$$\alpha_{cp.j}^{n.e} = \frac{\alpha_{y2l1}^n + \alpha_{y2l2}^n + \dots + \alpha_{y2li}^n}{j}; \quad \alpha_{cp.j}^{k.e} = \frac{\alpha_{y2l1}^k + \alpha_{y2l2}^k + \dots + \alpha_{y2li}^k}{j}, \quad (2.44)$$

де j – кількість горизонтів в етапі, од.

4. Визначення кута напрямку поглиблення по блоку в межах етапу. По суті цей кут з'являється у середній частині об'ємного блоку етапу відпрацювання (рис. 2.19) і визначається за формулою

$$\alpha_{cp.j}^{bl.e} = \frac{\alpha_{cp.j}^{n.e} + \alpha_{cp.j}^{k.e}}{2}. \quad (2.45)$$

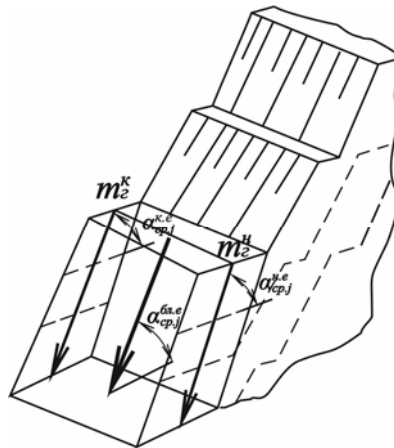


Рис. 2.19. Схема до визначення напрямку розвитку поглиблення кар'єру в блоці.

2.8 Обґрунтування площі розкривної та видобувної зони

Площа робочої зони може бути визначена виходячи з існуючого положення гірничих виробок. При відпрацюванні родовища крутонахиленими виймальними шарами робочою зоною є тільки майданчики, на яких ведуться гірничі роботи (рис. 2.20). З урахуванням того, що борт містить як робочі майданчики, так і неробочі, загальна площа розкривної та видобувної зон може бути визначена з нижчеподаних положень. При відпрацюванні порід розкрити крутонахиленими виймальними шарами немає суцільної робочої зони по

глибині. Вона визначається сукупністю робочих уступів, які будуть знаходитися в роботі при пониженні фронту гірничих робіт в процесі відпрацювання окремих крутонахилених шарів. Довжина робочого майданчика може оцінюватися тією поверхнею, яка формується зверху буровим майданчиком та знизу майданчиком роботи екскаватору та транспорту.

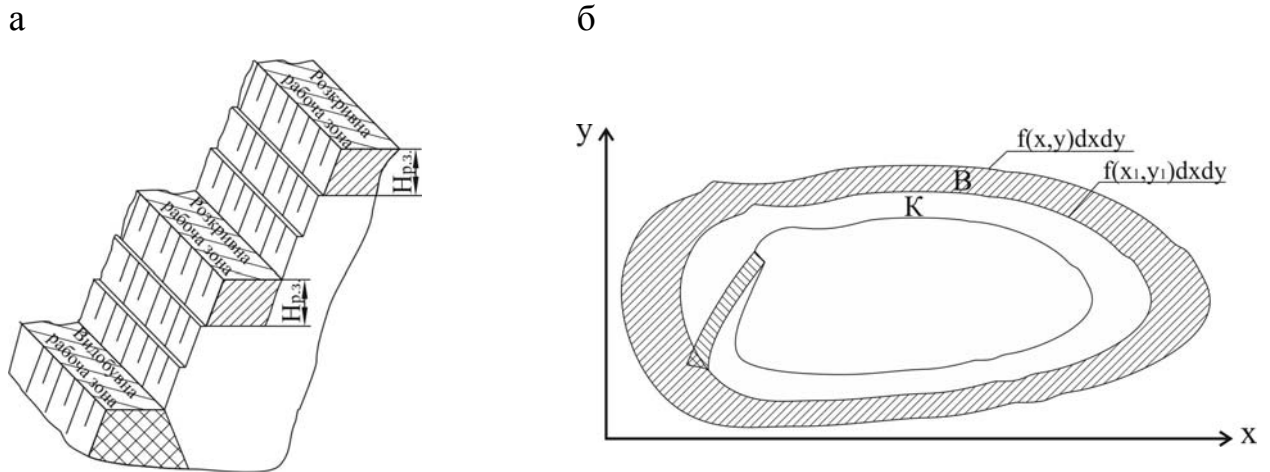


Рис. 2.20. Схеми до визначення площі робочої зони на окремому горизонті: а – розкривна робоча зона в межах одного горизонту ($H_{p.з.}$ – висота робочої зони, яка може відповідати висоті уступу); б – визначення площі робочої зони.

Обмеженнями положення робочої зони в кар'єрі служать його розміри по поверхні й за глибиною. При зниженні гірничих робіт розміри робочої зони на уступі зменшуються. У зв'язку з тим, що кожний уступ може мати свої геометричні параметри, контури площі розкривної зони на певній глибині кар'єру будуть різними. Для визначення площі робочої зони на кожному окремому горизонті при його зниженні по всьому периметру (рис. 2.20, б) можна скористатися формулою подвійного інтегралу (2.46) [194]. Різниця між площею зовнішнього контуру B і внутрішнього контуру K визначає величину площі робочої зони на даному горизонті (m^2), що визначається за формулою

$$\Delta S_i = S_{B_i} - S_{K_i} = \iint_{B_i} f(x,y)dxdy - \iint_{K_i} f(x_1,y_1)dxdy, \quad (2.46)$$

де x, y – координати кривих при визначенні площі робочої зони, м;
 i – нумерація крутонахилених шарів зверху до низу, од.

Загальна площа розкривної зони на робочому борті або бортах кар'єру S_B (м²) при розкритті крутонахиленими шарами може бути визначена як сума всіх горизонтів, де здійснюються роботи з виймання порід розкриву.

$$S_B = \sum_1^n \Delta S_i, \quad (2.47)$$

де n – кількість горизонтів, які відпрацьовують на черговому етапі, од.

Площу корисної копалини на дні кар'єру (S_D) можна визначити, виходячи з виразу

$$S_D = \iint_D f(x, y) dx dy, \quad (2.48)$$

При виході рудних пластів на борти кар'єру, встановлення розміру площі робочої зони по руді (м²) подібно до розрахунку площі робочої зони по породам розкриву.

$$\Delta S_j = S_{Bj} - S_{Kj} = \iint_{Bj} f(x, y) dx dy - \iint_{Kj} f(x_1, y_1) dx dy, \quad (2.49)$$

де j – нумерація крутонахилених шарів по руді, од.

Загальна площа видобувної робочої зони (м²) з урахуванням виходу корисної копалини в бортах і по дну кар'єру складає

$$S_{\text{ДД}} = \sum_1^k \Delta S_j + S_D, \quad (2.50)$$

де k – кількість видобувних горизонтів, які відпрацьовують на певному етапі, од.

При відпрацюванні крутонахилого виймального шару на окремій ділянці певної довжини (рис. 2.21), площа робочої зони ΔS_l (м²) визначається з виразу

$$\Delta S_l = \iint_{Bl} f(x, y) dx dy = \int_a^b dx \int_{\alpha(x)}^{\beta(x)} f(x, y) dy, \quad (2.51)$$

де a, b – межі, що обмежують ділянку уступу по осі x , м;

$\beta(x), \alpha(x)$ – межі, що обмежують ділянку по осі y , м.

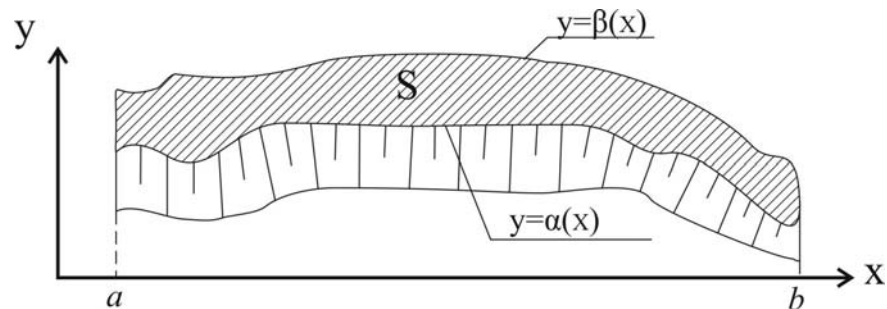


Рис. 2.21. Схема до визначення площі робочої зони крутонахилого виймального шару при відпрацюванні окремої ділянки уступу.

При необхідності обчислення даних інтегралів можна перейти до полярної системи координат, де функція $f(x, y)$ змінюється на $f(r \cos \varphi, r \sin \varphi)$ і враховується коефіцієнт перекручування площі.

2.9 Визначення числа розкривних шарів і видобувних уступів у робочій зоні кар'єру

Кількість видобувних уступів у робочій зоні кар'єру визначається, виходячи з необхідної продуктивності кар'єру по корисній копалині, з урахуванням типу і кількості екскаваторів, їх продуктивності, висоти видобувного уступу, що відпрацьовується тощо. Число розкривних уступів

можна визначити аналітично з урахуванням, що кожен крутонахилений шар має свій робочий майданчик (рис. 2.22). Чисельність розкривних уступів при відпрацюванні вертикальних шарів корисної копалини n (од.) (рис. 2.22) визначається за формулами:

$$\begin{aligned} & \text{- для правого борту} & & \text{- для лівого борту} \\ n_n &= \frac{H_{mk} \cdot ctg\gamma_n}{Ш_{p.n}}, & & n_n = \frac{H_{mk} \cdot ctg\gamma_l}{Ш_{p.n}}, \end{aligned} \quad (2.52)$$

де H_{mk} – поточна глибина кар'єру, м;

γ_n – кут укосу робочого борту кар'єру із правої сторони, град.;

$Ш_{p.n}$ – середня ширина робочого майданчика, м;

γ_l – кут укосу робочого борту кар'єра з лівої сторони, град.

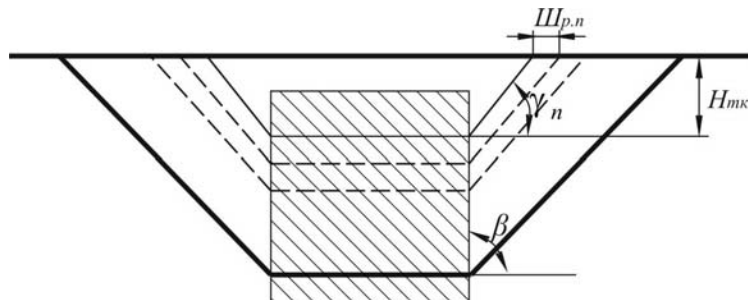


Рис. 2.22. Схема формування крутонахилених шарів при вертикальному заляганні покладу корисної копалини.

При відкритій розробці крутоспадних рудних родовищ система тимчасово неробочих ділянок і робочі майданчики, що формуються між ними утворюють робочий кут укосу борту кар'єру γ_{ps} , γ_{pl} відповідно з висячого і лежачого боків родовища (рис. 2.23). Ширина ділянки по породам розкриву зі сторони висячого боку, що підлягає відпрацюванню крутонахиленими шарами B_g (м), визначається з виразу [194]

$$B_g = H_k (ctg\gamma_{ps} + ctg\beta). \quad (2.53)$$

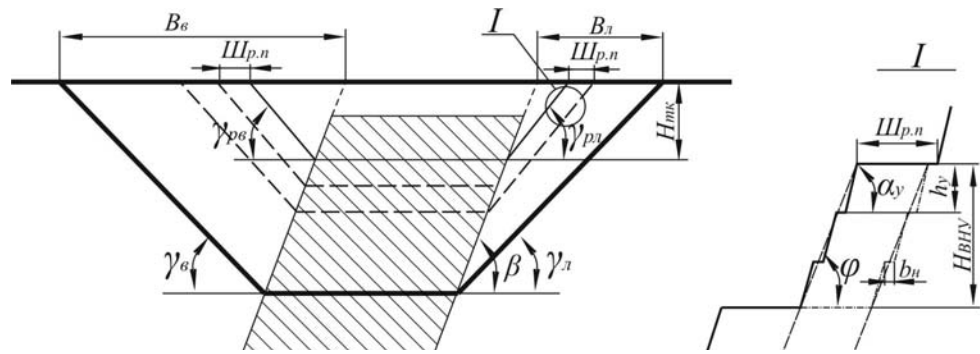


Рис. 2.23. Схема формування крутонахилених шарів при відпрацюванні крутоспадного родовища корисної копалини.

Кількість шарів зі сторони висячого боку родовища $n_в$ (од.) визначається за формулою

$$n_в = \frac{H_к (ctg \gamma_{рв} + ctg \beta)}{Ш_{р.н}}. \quad (2.54)$$

Ширина ділянки порід розкриву зі сторони лежачого боку, що підлягає відпрацюванню крутонахиленими шарами $B_л$ (м), визначається за формулою

$$B_л = H_к (ctg \gamma_{рл} - ctg \beta). \quad (2.55)$$

Кількість шарів зі сторони лежачого боку родовища $n_л$ (од.) визначається за формулою

$$n_л = \frac{H_к (ctg \gamma_{рл} - ctg \beta)}{Ш_{р.н}}, \quad (2.56)$$

Загальне максимальне число шарів (n), що підлягає відпрацюванню, визначається як їх сума, що відпрацьовується з висячого і лежачого боків родовища

$$\sum n = n_g + n_l. \quad (2.57)$$

Формування крутонахилених шарів виконується з тимчасовою консервацією на них ділянки висотою H_{BHV} (див. рис. 2.23). При цьому кут укосу тимчасово неробочої ділянки (град.) визначається за формулою

$$\varphi = \arctg \frac{h_y \cdot n_{BHV}}{n_{BHV} \cdot h_y \cdot \text{ctg} \alpha_y + (n_{BHV} - 1)b_n}, \quad (2.58)$$

де h_y – висота уступу, м;

n_{BHV} – кількість уступів, які формують тимчасово неробочу ділянку крутонахилоного шару, од.;

α_y – кут укосу уступу, град.;

b_n – майданчик, що формується між уступами у результаті неможливості буріння майданчика поблизу нижньої брівки, м.

Число шарів n_m (од.), що знаходиться у відпрацюванні на заданій поточній глибині кар'єру можна визначити виходячи з висоти уступів, що відпрацьовують, та кількості тимчасово неробочих ділянок

$$n_m = \frac{H_{km}}{H_{BHV}}, \quad (2.59)$$

де H_{BHV} – висота тимчасово неробочої ділянки крутонахилоного шару, м.

Висота тимчасово неробочої ділянки визначається, виходячи зі стійкості порід, які складають уступи, їх кількості та висоти. Висота тимчасово неробочої ділянки (м) визначається за формулою

$$H_{BHV} = n_{BHV} \cdot h_y. \quad (2.60)$$

Дослідження стійкості порід на тимчасово неробочих ділянках кар'єру дозволили визначити число уступів, які можливо безпечно формувати при відпрацюванні крутонахиленими виймальними шарами. Визначення стійкості групи уступів виконувалось за методом С.Л. Фісенко. Для цього вирішувалась плоска задача стійкості масиву. Гранична рівновага масиву досягається при співвідношенні сумарних сил, що зрушують ΣF_{cdvi} і утримують ΣF_{ydi} його. Коефіцієнт запасу стійкості n (од.) укусу, що визначається відношенням утримуючих сил до тих, що його зрушують згідно [195] повинен бути більше одиниці, тобто

$$n = \frac{\sum_{i=1}^n F_{ydi}}{\sum_{i=1}^n F_{cdvi}} > 1. \quad (2.61)$$

Значення коефіцієнту запасу для робочого борта і уступів термін служби яких менш 5 років рекомендується – 1,2 [23, 32, 195].

Створення тимчасово неробочих ділянок кар'єру при об'єднанні 3-5 уступів веде до необхідності визначення безпечних умов експлуатації гірничих виробок та обладнання.

2.10 Розробка методики визначення основних параметрів майданчика та пристроїв безпеки при формуванні робочої зони кар'єру крутонахиленими виймальними шарами

У процесі відпрацювання рудного родовища крутонахиленими виймальними шарами робоча зона кар'єру розвивається з постановкою деяких уступів у тимчасово неробоче положення. При цьому виникає необхідність забезпечення безпечної експлуатації обладнання і споруд, працюючих на нижчележачих горизонтах, особливо на ділянках, схильних до обриву [196].

Оцінку локальної стійкості окремих укосів уступів варто робити на основі кількісної і якісної характеристик тріщинуватості порід зі складанням прогнозу інтенсивності осипу та обрушення великих скельних брил в результаті сейсмічного впливу підливних робіт тощо.

Залежно від призначення ділянок тимчасово неробочого борту кар'єра і часу їх існування виділяють п'ять груп укосів: укоси розкривних виробок; постійні борти поблизу охоронюваних об'єктів; постійні борти, що не мають транспортних комунікацій; тимчасово-постійні борти; укоси робочих уступів [197].

2.10.1 Методика визначення висоти протиобвального уловлювального валу при скочуванні шматка породи по укосі

Розроблена методика обґрунтування висоти протиобвальних уловлювальних валів [198], в якій була поставлена і вирішена задача удосконалити теоретичні методи визначення їх параметрів при відпрацюванні бортів крутонахиленими шарами.

Основними інженерними заходами щодо зниження обвальних процесів є пристрої уловлювальних споруджень, захист гірських порід від вивітрювання, закріплення масиву та різноманітні профілактичні заходи. Найбільшу руйнуючу силу мають окремі, які обрушуються із верхньої частини масиву укоси. Е. К. Гречищев на підставі статистичної обробки матеріалу запропонував формулу для визначення ширини уловлювальної полиці (м) [199]

$$x_m = \frac{\alpha_y + 45^0}{450} \cdot h_y, \quad (2.62)$$

де α_e – кут укоси уступу, град;

h_y – висота уступу, м.

Для зниження дальності відльоту шматків породи у підшві уступу необхідно формувати породоуловлюючий вал. Вал формується із подрібнених порід з кутом природного укосу 30-40°. Виникає завдання визначення висоти породоуловлюючого вала, що забезпечить безпечну роботу обладнання на нижньому майданчику уступу, де можуть відбутися вивали, особливо при розробці високих уступів. Для зсувних і масовообвальних явищ тіло об'ємом V на схилі уступу до зсуву та у його підніжжя після обрушення перебуває в стані спокою. Згідно теореми про кінетичну енергію сума робіт всіх діючих на тіло сил на пройденому їм шляху дорівнює нулю. У цьому випадку робота на похилій поверхні обвального шматка складається з робіт сил ваги і сил тертя (рис. 2.24).

Робота сили тертя перешкоджає зсуву тіла вниз по схилу. Негативна робота також виникає при накочуванні шматка на протиобвальний уловлювальний вал висотою h_n . Таким чином, отримана формула [198]

$$P \cdot h_y - (N \cdot \operatorname{tg} \omega_1 + C \cdot L_1) \cdot L_1 - P \cdot h_n - N \cdot \operatorname{tg} \omega_2 \cdot L_2 = 0 \quad (2.63)$$

де P – сила притягання, що діє на брилу обвалу, $\text{кг} \cdot \text{м}/\text{с}^2$;

N – сила реакції похилої площини, $\text{кг} \cdot \text{м}/\text{с}^2$;

ω_1, ω_2 – кути внутрішнього тертя уздовж поверхні, град.;

C – зчеплення порід, $\text{т}/\text{м}^2$;

L_1, L_2 – відповідно довжина укосів уступу і валу, м.

З формули (2.63) можна визначити висоту протиобвального уловлювального валу (м), яка має вигляд [198].

$$h_n = \frac{\gamma \cdot V \cdot g \cdot h_y - \left(\gamma \cdot V \cdot g \cdot \cos \alpha_y \cdot \operatorname{tg} \omega_1 + C \cdot \frac{h_y}{\sin \alpha_y} \right) \cdot \frac{h_y}{\sin \alpha_y}}{(\gamma \cdot g \cdot V + \gamma \cdot V \cdot g \cdot \cos \alpha_n \cdot \operatorname{tg} \omega_2 \cdot \sin \alpha_n)}, \quad (2.64)$$

де g – прискорення вільного падіння, м/с^2 ;

γ – об'ємна маса породи, т/м^3 ;

V – об'єм шматка породи, що скочується, м^3 ;

d – діаметр шматка породи, що скочується, м ;

h_y – висота уступу (групи уступів), м ;

α_y – кут укосу уступу (уступів), град.;

ω_1 – кут внутрішнього тертя для шматка породи на схилі уступу, град.;

α_n – кут укосу уловлювального вала, град.;

ω_2 – кут внутрішнього тертя для шматка породи на протиобвальному уловлювальному валу, град.

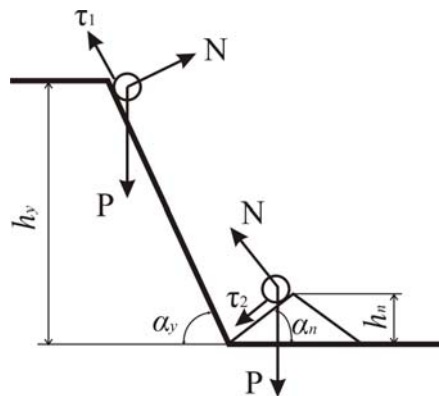


Рис. 2.24. Схема дії сил при утворенні вивалу шматка породи та при накаті його на протиобвальний уловлювальний вал.

Куски гірських порід при переміщенні по укосі уступу долають опір, що залежить від характеру і крутості схилу, форми і розмірів уламків. Тому швидкість падіння гірських порід по схилу в кілька разів менше. Тому у формулу (2.68) вводиться коефіцієнт опору кочення каменів – K [199]. Його величина для одернованого схилу дорівнює 2,75, а для скельного – 4,25. Застосовується даний показник у знаменнику отриманої формули (2.65).

Для здвоєних, строєних та більш високих уступів, на яких є горизонтальні майданчики шириною 1-2 м, в знаменник вводиться величина, що відповідає числу цих майданчиків. Такі майданчики виникають у результаті ведення буропідричних робіт і неможливості створення єдиного рівного укосу при

веденні гірничих робіт на декількох горизонтах. На кожному такому майданчику відбувається зменшення кінетичної енергії шматка, що скочується. З урахуванням коефіцієнта опору його руху висота протиобвального уловлювального вала (м) визначається з наступної залежності [198]

$$h_n = \frac{\gamma \cdot V \cdot g \cdot h_y - \left(\gamma \cdot V \cdot g \cdot \cos \alpha_y \cdot \operatorname{tg} \varphi_1 + C \cdot \frac{h_y}{\sin \alpha_y} \right) \cdot \frac{h_y}{\sin \alpha_y}}{n \cdot K \cdot (\gamma \cdot g \cdot V + \gamma \cdot V \cdot g \cdot \cos \alpha_n \cdot \operatorname{tg} \varphi_2 \cdot \sin \alpha_n)}, \quad (2.65)$$

де K – коефіцієнт кочення обвальних шматків, (для скельних – 4,25);

n – кількість горизонтальних майданчиків шириною 1-2 м, од.

2.10.2 Методика визначення висоти уловлювального валу при падінні шматка породи на ділянці борту кар'єру

Методи зміцнення укосів уступів схильних до обвалів і вивалів окремих шматків породи наведені в [200] і можуть повною мірою бути використані тільки на ділянках бортів кар'єру, де роботи завершені і борт поставлений у граничне положення. В умовах кар'єрних робочих майданчиків формування постійних уловлювальних і укріпних споруджень із застосуванням металевих елементів небажаний. Це пов'язано з тим, що корисна копалина підлягає подальшій переробці на збагачувальних фабриках.

Розрахункова швидкість руху уламків для одноманітного схилу по прямому профілю визначається за формулами для ділянки з дуже крутими схилами більше 60 градусів і висоті укосу понад 10 м (рис. 2.25) [200].

$$v_{t(0)} = (1 - \lambda) v_p \cdot \cos(\alpha_1 - \alpha_2) \quad (2.66)$$

де λ – коефіцієнт миттєвого тертя, (табл. 2.2) прийнятий за табл. 2 [200];

v_p – розрахункова швидкість польоту шматка, м/с;

α_1, α_2 – кути укосу верхньої та нижньої частини схилу, град.

Кут укосу нижньої частини схилу може утворюватися в результаті засипання дрібними гірничими породами горизонтальних майданчиків (полиць), а також просипом в основі укосу уступу із дрібних фракцій у результаті ерозійних процесів, ведення підривних робіт у кар'єрі тощо, що змінює траєкторію руху шматків породи.

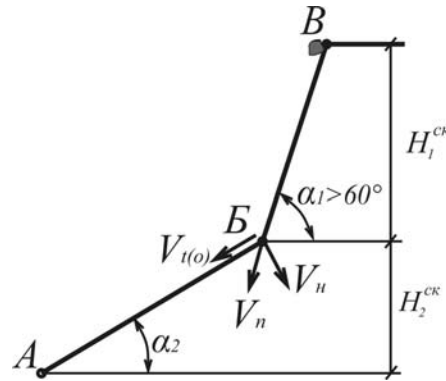


Рис. 2.25. Схема поперечного профілю оголення укосу уступу.

Таблиця 2.2

Таблиця коефіцієнтів відновлення швидкості і миттєвого тертя [200]

Поверхневий покрив	Коефіцієнт відновлення швидкості ρ	Коефіцієнт миттєвого тертя λ
Скельні оголення	0,7	0,1
Щільний великоуламковий делювій	0,5	0,3
Одернована гладка поверхня	0,3	0,1
Пухкий делювій, уламки скельного ґрунту, осип	0,3	0,4

$$v_p = E \sqrt{H_{ck}}, \quad (2.67)$$

де H_{ck} – висота скельного оголення, м;

E – коефіцієнт, що визначається залежно від крутості схилу

$$E = \sqrt{2g(1 - K \cdot ctg\alpha)},$$

де g – прискорення вільного падіння, м/с²;

K – коефіцієнт, що враховує комплексний вплив на швидкість руху каменів всіх факторів, що не піддаються обліку окремо (розміри, форма і обертовий рух каменів, мікрорельєф схилу, повітряний опір, характер поверхні покриву і ін.), $K = 0,00443\alpha + 0,416$ [200];

α – кут нахилу схилу уступу, град.

У більшості випадків, для розрахунків каменепадку з умовно невеликої висоти, опором повітря можна зневажати. Падіння уламка скельної породи з переміщенням його по укосах уступів має три види швидкості падіння. Перша – визначається висотою відколу шматка від схилу уступу (v_p), друга – виникає при падінні тіла з висоти і ударі об проміжний горизонтальний майданчик зі схилом, утвореним просипами ($v_{t(0)}$). Після відбиття від проміжного майданчика уламок падає на горизонтальний майданчик нижнього уступу і відбивається від нього із третім видом швидкості (U) (рис. 2.26) [201].

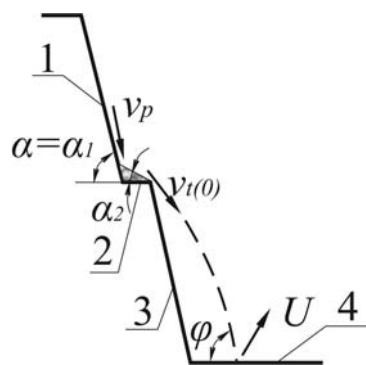


Рис. 2.26. Схема, що зображує переміщення уламка породи з напрямками швидкості в точках зміни траєкторії: 1 – верхній укіс (місце відколу шматка гірської породи); 2 – проміжний майданчик, що засипаний просипами; 3 – нижній укіс; 4 – нижній майданчик.

Габаритні розміри поглиблених уловлювальних полиць і висота ґрунтового валу (м) для уловлювання шматків породи, що скочуються, повинні перевірятися на можливість підскакування уламків при їхньому падінні за формулою [202]:

$$h_{\max} = \frac{U^2}{2g} \rho^2 \sin^2 \varphi, \quad (2.68)$$

де h_{\max} – розрахункова висота підскакування уламка, м;

φ – кут, під яким падає шматок породи щодо горизонтальної поверхні, град.;

ρ – коефіцієнт нормальної складової швидкості після удару.

У формулу 2.68 пропонується замість розрахункової швидкості падіння U підставляти швидкість, що виникає після удару об земну поверхню. При абсолютно пружному ударі та відсутності ударного тертя, швидкість матеріальної точки до і після удару однакові, а кут падіння дорівнює куту відбиття. У момент після удару об вертикальну поверхню швидкість руху тіла без урахування опору повітря можна визначити за формулою [203]:

$$U = V_y \cdot \cos \alpha_3 \sqrt{\operatorname{tg}^2 \alpha_3 + K^2}, \quad (2.69)$$

де α_3 – кут між вертикальною складовою і траєкторією польоту шматка в момент удару, град ($\alpha_3=90^\circ - \varphi$);

φ – кут між горизонтальною поверхнею траєкторією шматка в момент падіння, град;

K – коефіцієнт, що враховує пружність поверхні ($K=1$ – удар абсолютно пружний; $K=0$ – удар абсолютно не пружний; $0 < K < 1$ – частково пружний удар);

V_y – швидкість падіння каменю в момент удару об горизонтальну поверхню, м/с ($V_y = v_{t(0)}$).

Таким чином, формула 2.68 з урахуванням формули 2.69 перетвориться до наступного виду [201]

$$h_{\max} = \frac{(V_y \cdot \cos \alpha_3 \sqrt{\operatorname{tg}^2 \alpha_3 + K^2})^2}{2g} \rho^2 \sin^2 \varphi. \quad (2.70)$$

Визначення основних параметрів робочих з пристроями безпеки, транспортних майданчиків, берм безпеки при формуванні робочої зони кар'єру

крутонахиленими виймальними шарами в цілому впливають на подальше формування внутрішніх відвалів.

2.11 Методика визначення взаємозв'язку між крутонахиленими шарами та внутрішніми відвалами з урахуванням куту укусу, площі і об'ємів призми оповзання внутрішніх відвалів

Відпрацювання порід розкриву у бортах крутонахиленими шарами дає можливість при створенні виробленого простору кар'єру першої черги розмістити всередині значну частину розкривних порід, що виймають при формуванні кар'єрного поля наступних черг, які також формують крутонахиленими шарами. Формування внутрішніх відвалів зменшує відстань транспортування порід розкриву, поліпшує екологічний стан навколишнього середовища та ін. [204].

Під час розробки крутонахиленими шарами та складування порід розкриву у внутрішні відвали їх об'єми відрізняються лише на показник коефіцієнту розпушення.

При поперечному розвитку фронту робіт крутонахиленими шарами (рис. 2.27) взаємозв'язок між посуваннями фронту гірничих робіт з вийманням порід розкриву і фронтом розвитку внутрішнього відвалу можна описати наступною залежністю:

$$V_{\text{кш}} = \frac{V_{\text{в}} \cdot (B_{\text{в}} + b_{\text{д}}) \cdot \sin \alpha_{\text{к}}}{(B_{\text{к}} + b_{\text{д}}) \cdot \sin \alpha_{\text{в}} \cdot K_{\text{р}}}, \quad (2.71)$$

де $V_{\text{кш}}$ – швидкість горизонтального посування крутонахилоного шару, м;

$V_{\text{в}}$ – швидкість горизонтального посування внутрішнього відвалу, м;

$B_{\text{в}}$ – довжина фронту внутрішнього відвалу, м;

B_k – довжина фронту гірничих робіт при відпрацюванні крутонахиленими шарами по поверхні (може дорівнювати ширині кар'єрного поля по поверхні), м;

b_d – довжина фронту гірничих робіт уздовж дна кар'єру, м;

α_k, α_e – кути відповідно борта кар'єру з крутонахиленими шарами та внутрішнього відвалу, град.;

K_p – коефіцієнт розпушення породи при розміщенні її у відвал.

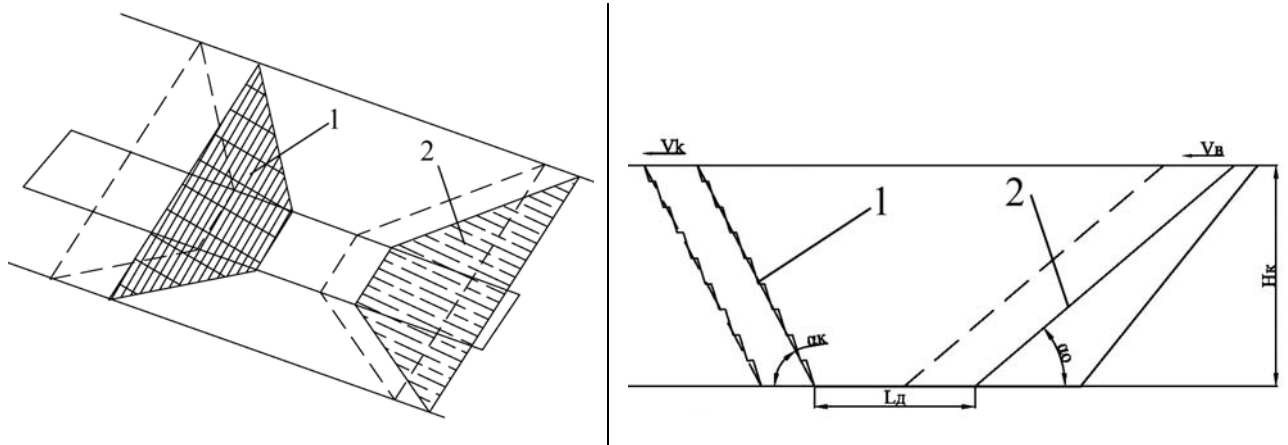


Рис. 2.27. Графічне пояснення зв'язку між параметрами робочої зони крутонахилених шарів при поперечному їх розміщенні та зони внутрішнього відвалоутворення: 1 – робоча зона крутонахилених шарів; 2 – робоча зона внутрішнього відвалоутворення з будівництвом одного ярусу відвалу; V_k, V_v – швидкість горизонтального посування відповідно крутонахилених шарів та внутрішнього відвалу.

При повздовжньому розвитку фронту робіт крутонахиленими шарами (рис. 2.28) взаємозв'язок між фронтом розвитку внутрішнього відвалу та посуваннями фронту гірничих робіт зі сторони лежачого та висячого бортів можна описати наступною залежністю:

$$V_e = \frac{V_{ку} \cdot \sin \alpha_e \cdot \left(\frac{H_n}{\sin \alpha_{\kappa(n)}} + \frac{H_{n+1}}{\sin \alpha_{\kappa(n+1)}} \right) \cdot \sin \alpha_{\kappa(n+1)} \cdot (L_n + L_{n+1})}{(B_k + b_d) \cdot H_k \cdot K_p} \quad (2.72)$$

де $V_в$ – швидкість горизонтального посування внутрішнього відвалу, м;

$V_{ку}$ – швидкість горизонтального посування крутонахилого шару, м;

$\alpha_в$ – кут внутрішнього відвалу, град.;

$\alpha_{к(n)}, \alpha_{к(n+1)}$ – кути відповідно борта кар'єру з крутонахиленими шарами на початковому положенні та після горизонтального посування, град.;

H_n, H_{n+1} – відповідно поточна глибина кар'єру та положення після поглиблення, м

L_n, L_{n+1} – відповідно довжина фронту робіт, що відпрацьовують крутонахиленими шарами на поточному та наступному етапі, м;

$B_к$ – ширина кар'єрного поля по поверхні, м;

$b_д$ – ширина дна кар'єру, м;

$H_к$ – проектна глибина кар'єру або висота внутрішнього відвалу, м;

K_p – коефіцієнт розпушення породи при розміщенні її у відвал.

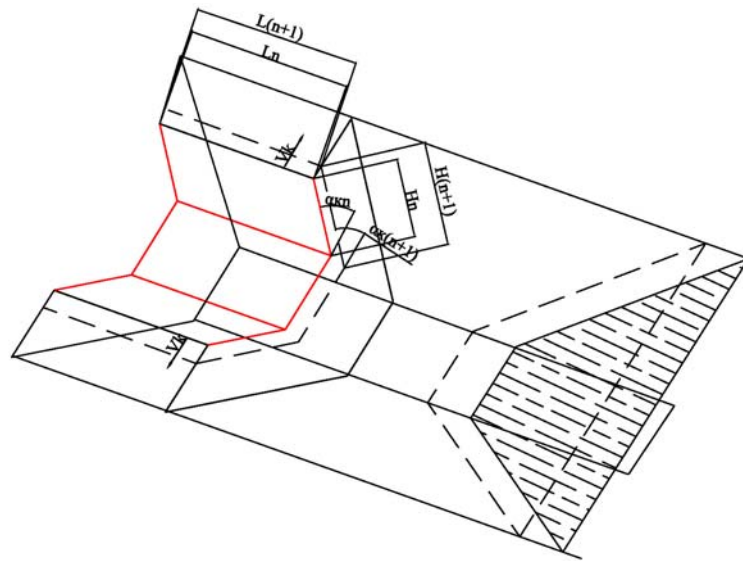


Рис. 2.28. Графічне пояснення зв'язку між параметрами робочої зони крутонахилених шарів при повздовжньому їх розміщенні та зони внутрішнього відвалоутворення

Отримана залежність швидкості горизонтального посування фронту гірничих робіт при розробці крутонахиленими шарами, яка збільшується при підвищенні швидкості посування відвалу, довжини відвального фронту робіт і зменшується при збільшенні фронту робіт в кар'єрі і коефіцієнту розпушення порід.

Кут внутрішнього тертя порід ρ при складуванні скельних розпушених порід становить $34-36^\circ$. Кут, що сформований складованими скельними породами розкриву у середньому становить $40-43^\circ$.

Для досліджень схем формування внутрішніх відвалів найбільш надійним критерієм є час складування порід розкриву до відвалу (годин), що знаходиться за формулою

$$t_o = t_{раб} + t_n + t_{хп} + t_{ож} + t_{рем}, \quad (2.73)$$

де $t_{раб}$ – час складування порід розкриву відвальним обладнанням, годин;

t_n – час на переміщення обладнання в процесі складування порід розкриву, годин;

$t_{хп}$ – час «холостого» переміщення обладнання, годин;

$t_{ож}$ – час очікування доставки гірської маси, годин;

$t_{рем}$ – час планово-попереджувальних і аварійних ремонтів, годин.

При використанні у якості відвального обладнання одноковшового екскаватора відсіпка відвалу здійснюється за схемою, наведеною на рис. 2.29.

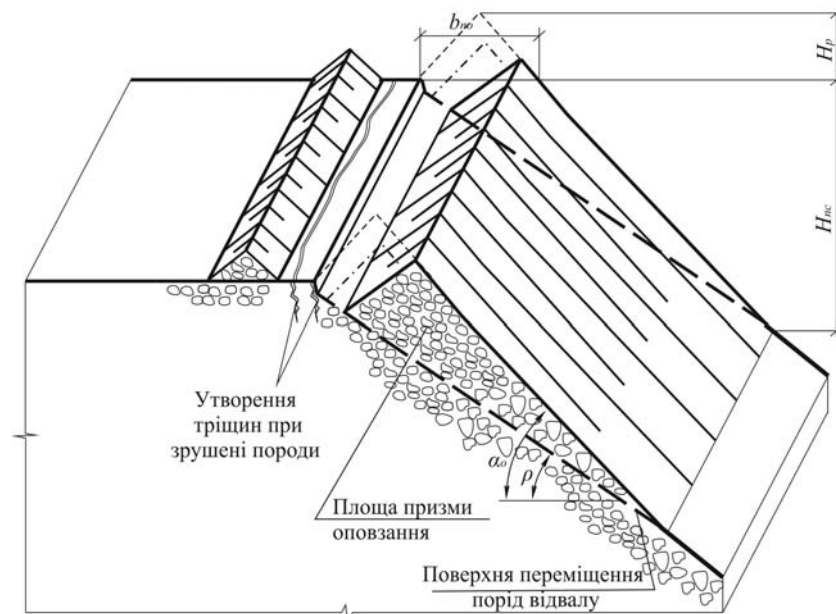


Рис. 2.29. Схема формування внутрішнього відвалу і утворення на його укосі зсуву породи при роботі відвального екскаватора [206].

Об'єм заскладованої породи на ділянці до моменту початку зрушення умовно можна обмежити висотою розвантаження, оскільки далі розміщувати породу на даній ділянці стане неможливим. Таким чином, об'єм (м^3) сформованої призми оповзання (рис. 2.29) дорівнює [205]:

$$V_{yc} = S_{yc} \cdot l_{yc}, \quad (2.74)$$

де S_{yc} – площа призми оповзання в перерізі до початку зрушення відвалу, м^2 ;

l_{yc} – довжина ділянки складування порід розкриву, м.

$$S_{yc} = H_p^2 \operatorname{ctg} \alpha_o + \frac{1}{2} \left(\frac{2 \cdot H_p \cdot \operatorname{ctg} \alpha_o \cdot \sin(180 - \alpha_o) \sin \rho}{\sin(\alpha_o - \rho)} \right)^2 (\operatorname{ctg} \rho - \operatorname{ctg} \alpha_o), \quad (2.75)$$

де H_p – висота розвантаження екскаватора, м;

α_o – кут, що сформований породами розкриву, град.;

ρ – кут внутрішнього тертя порід розкриву, град.

Гірничо-геологічні умови формування виробленого простору і відвалів визначають можливості складування усередині кар'єру розкриву суцільним укосом безпосередньо з денної поверхні (рис. 2.30) або ж багаторисне формування внутрішніх відвалів (рис. 2.31). Для визначення тієї або іншої технології відвальних робіт необхідно виконати розрахунок стійкості відвалу.

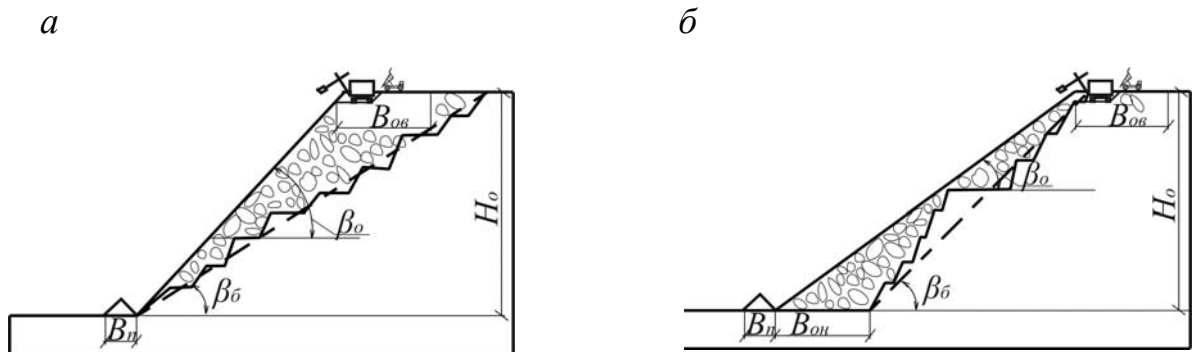


Рис. 2.30. Схема формування відвалу одним суцільним укосом при кутах укосу борту менше укосу відвалу (а) та при кутах укосу борту більше укосу відвалу (б).

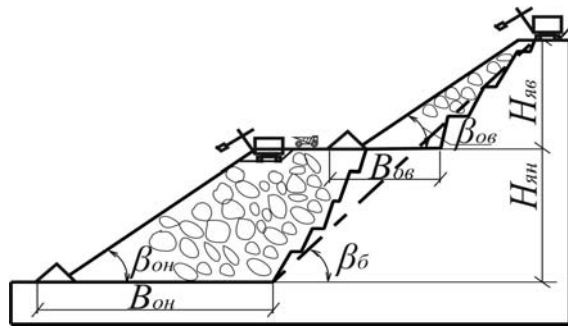


Рис. 2.31. Схема формування багатоярусного відвалу.

Скельні породи при наявності дрібних домішок і великоуламкових порід мають кут природного укосу до 35° . Якщо кут укосу борту кар'єра менше цього значення, то складування порід розкриву здійснюють за схемою рис. 2.30, а. При куті укосу борту кар'єра більше 35° , реалізується схема, що представлена на рис. 2.30, б. При відсіпанні породи ярусами висота відвальних уступів незначна, а отже і час на їх усадку буде меншим (рис. 2.31). Число ярусів визначається їх висотою за умовою стійкості та кінцевою глибиною кар'єру. Єдиним недоліком створення декількох відвальних ярусів у виробленому кар'єрі є те, що відсіпання кожного з них шириною $B_{он}$ повинно випереджувати відсіпання верхнього $B_{ов}$, з урахуванням безпечної відстані між ними. Для цього необхідно влаштовувати розділову зону безпеки на нижньому ярусі або ж відсіпати на ньому упорну призму.

Залежно від положення укосу борту кар'єра, **поперечна площа сформованого первісного насипу** (m^2) до досягнення дна кар'єру при відсіпанні одним суцільним укосом визначається за формулами:

– для відвалу з кутами укосу борту кар'єру менше укосу відвальних порід (див. рис. 2.30, а)

$$S_{\Delta} = \frac{1}{2} H_o^2 (ctg\beta_a - ctg\beta_o), \quad (2.76)$$

де H_o – висота внутрішнього відвалу від поверхні до дна кар'єру, м;

$\beta_{об}$, $\beta_{о}$ – значення кутів укосу борту кар'єра і внутрішнього відвалу, град.;

– для відвалу з кутами укосу борту кар'єру більше укосу відвалу (див. рис. 2.30, б)

$$S_{\Delta}' = \frac{1}{2} H_o^2 (ctg\beta_o - ctg\beta_a). \quad (2.77)$$

За наведеною методикою в роботі здійснюється дослідження формування крутонахилених шарів при відпрацюванні порід розкриву.

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 2

1. Враховуючи відсутність аналогів прийняття рішень з технології формування крутонахилених шарів, запропоновані наукові теоретичні основи дозволяють безпечно розробляти залізорудні родовища і формувати внутрішні відвали.

2 Теоретично і практично визначено, що підготувати запаси руди на значній глибині одним крутим шаром неможливо. Виникає декілька крутонахилених шарів, а їх кількість залежить від глибини кар'єру.

3. Вперше встановлено, що при однаковій ширині робочого майданчика, висота крутонахилоного шару залежить від довжини фронту уступу на поточному і на верхньому горизонтах, а також висоти крутонахилоного шару, що відпрацьовують зверху (за умови, однакового часу на відпрацювання). Ці значення дозволяють визначати об'єми робіт і режим відпрацювання крутоспадних залізорудних родовищ.

4. Встановлено, що формування бортів може відбуватися за принципом двостороннього руху вибоїв по колу або ж з формуванням двох з'їздів на одному борту з протилежних сторін з пониженням уступів і наближенням з'їздів. При тупиковому фронті робіт на уступі формування крутонахилоного шару відбувається з човниковим переміщенням вибою. Наведені технологічні схеми дозволили отримати нові аналітичні залежності, які визначають об'єми робіт з підготовки і відпрацювання крутонахилених шарів.

5. Розроблена методика визначення доцільного кута напрямку розвитку гірничих робіт за глибиною і встановлено, що зміна кута падіння залізородного родовища веде до зменшення або збільшення кількості крутонахилених шарів в етапі, що дозволяє визначити загальну площу робочої зони.

6. Вдосконалена методика визначення параметрів уловлювальних споруджень, яка дає можливість встановити параметри робочого майданчика крутонахилоного шару.

7. Визначений взаємозв'язок між крутонахиленими шарами та створюваним внутрішнім відвалом. Встановлено, що борти кар'єрів, які утворюються крутонахиленими шарами, дозволяють з побудованих майданчиків здійснювати засипання виробленого простору, зменшити відстань транспортування розкриву [204].

Основні наукові результати розділу 2 відображені в працях автора

[119, 122, 125, 165, 181, 186, 187, 188, 189, 190, 191, 192, 193, 194, 196, 198, 201, 204, 205]

РОЗДІЛ 3

ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ФОРМУВАННЯ РОБОЧОЇ ЗОНИ ГЛИБОКИХ КАР'ЄРІВ

3.1 Дослідження глибоких кар'єрів з урахуванням продуктивності по корисній копалині й породам розкриву

Відповідно до послідовності прийняття рішень (див. рис. 2.2) необхідно систематизувати існуючі кар'єри. Для аналізу параметрів кар'єрів, які на теперішній час передбачають розробку на глибині 500-1000 і більше метрів, використаний метод найменших квадратів. Метод найменших квадратів дозволяє зробити прогноз зміни основних показників кар'єру з урахуванням наявних даних.

Таким чином, для основних показників, як потужність шару, довжина дна кар'єру, ширина і довжина кар'єру по поверхні були отримані показники (рис. 3.1, 3.2, 3.3), що дозволяють поліпшити відому систематизацію кар'єрів [109].

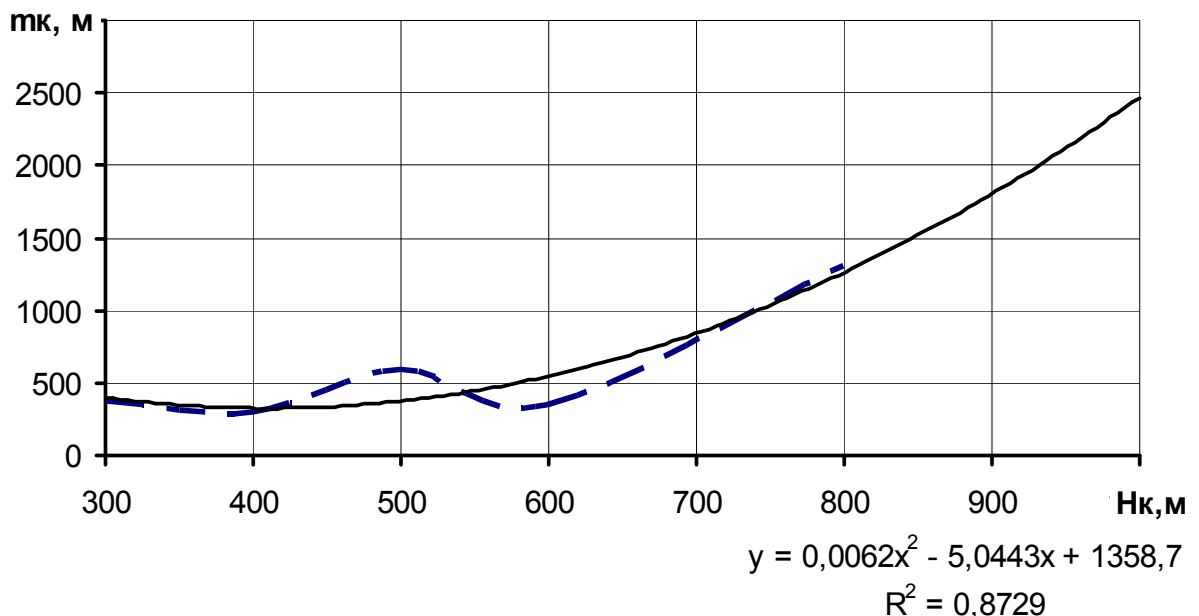


Рис. 3.1. Графічні показники апроксимації і прогнозу даних по потужності покладів (m_k) для типових кар'єрів залежно від граничної глибини кар'єру (H_k):

— — — — фактичні зміни потужності рудного тіла кар'єрів 1-7 типів;
————— поліноміальний (теоретична зміна потужності рудного тіла).

Для виконання дослідження використовувався додаток Microsoft Office Excel, на основі якого отримані прогностичні лінії тренда. При аналізі ліній тренда за типом, а саме з лінійної, логарифмічної, поліноміальної, степеневі і експонентної залежностей, найбільш достовірними є поліноміальні лінії з найбільшими показниками вірогідності апроксимації [196].

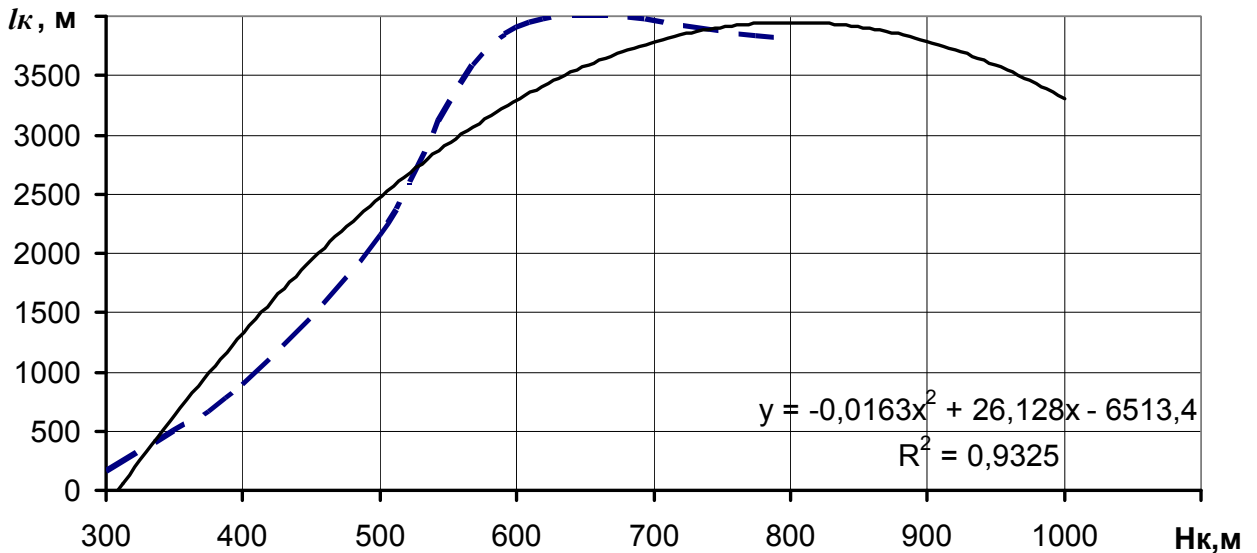


Рис. 3.2. Графічні показники апроксимації та прогнозу довжини дна типових кар'єрів (l_k) залежно від проектної глибини розробки (H_k):

- фактичні показники довжини дна кар'єру ;
- поліноміальний (теоретична дна кар'єру).

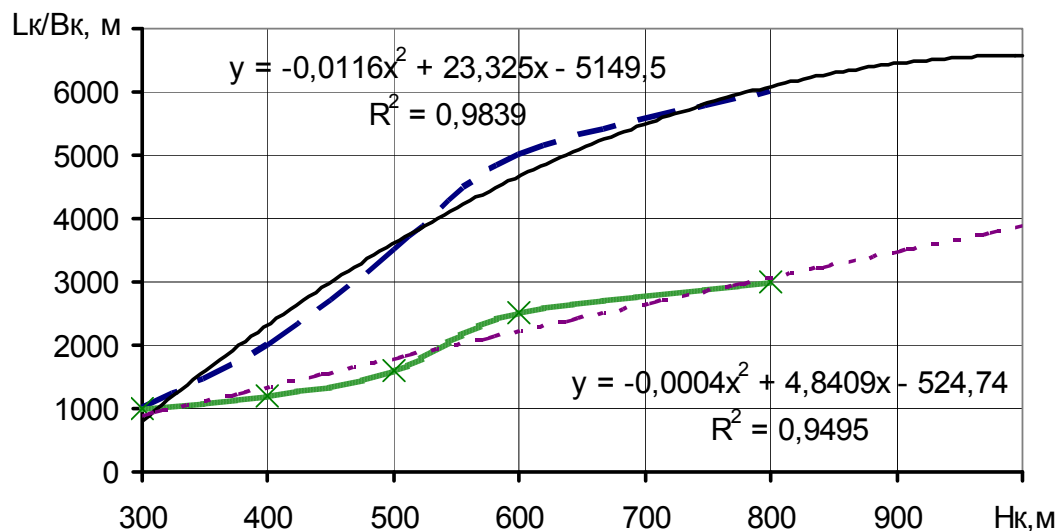


Рис. 3.3. Графічні показники апроксимації довжини (L_k) і ширини (B_k) типових кар'єрів по поверхні залежно від проектної глибини розробки (H_k):

- довжина кар'єра поверхнею;
- ширина кар'єра поверхнею;
- Поліноміальна довжина кар'єра поверхнею;
- Поліноміальна ширина кар'єра поверхнею.

Для виконання такої роботи були отримані прогнознi лiнii тренда. Так, лiнii тренда для встановлення розмiрiв довжини l_k (м) i ширини m_k (м) дна кар'єру мають залежностi

$$\begin{aligned} l_k &= -0,0163 \cdot H_k^2 + 26,128 \cdot H_k - 6513,4, \\ m_k &= 0,0062 \cdot H_k^2 - 5,0443 \cdot H_k + 1358,7, \end{aligned} \quad (3.1)$$

де H_k – проектна глибина кар'єру, м.

Отриманi формули дозволяють надiйно визначати параметри дна кар'єру з урахуванням проектної глибини вiдпрацювання родовища.

Отриманi данi використовують для визначення кутiв укосiв бортiв кар'єру з торцевих сторiн та по висячому i лежачому бортах кар'єру, а також об'ємiв гiрської маси для характеристики типових кар'єрiв. При цьому, найцiкавiшою з наукового погляду є лiнiя тренду на рис. 3.2, що показує, як при змiнi глибини кар'єру вiд 300 до 800 м вiдбувається збiльшення довжини дна кар'єру, а пiсля глибини 800 м показники довжини зменшуються, що дозволяє висунути гiпотезу, що пiсля зазначеної глибини кар'єр по дну буде приймати форму кола. На думку багатьох дослiдникiв, округла форма борту кар'єра у просторi пiдвищує стiйкiсть укосiв бортiв. У зв'язку з цим для кар'єру в умовах рiвнинної поверхнi академiком Ржевським В.В. було запропоновано розглядати кар'єр як призматойд [207].

На певному етапi розвитку вiдкритих гiрничих робiт вiдбувався прогрес i змiнювалися умови видобутку корисної копалини, удосконалювалися рiвень технiки й технологiї виконання видобувних робiт та, вiдповiдно, i глибина кар'єрiв поступово збiльшувалася. Тому, використовуючи параметри кар'єрiв (довжину та ширину на поверхнi i на днi, проектну глибину, середнiй кут укосу бортiв тощо) можна їх систематизувати на базовi типи за проектною глибиною розробки. Для цього пропонується на сучасному етапi здiйснити їх розподiл за типами на сiм груп (табл. 3.1).

При цьому, до першого типу рекомендується віднести кар'єри глибиною до 300 м і визначати їх як відносно глибокі, а до сьомого типу – надглибокі кар'єри із глибиною 1000 і більше метрів.

Таблиця 3.1

Систематизація глибоких кар'єрів за граничною глибиною розробки

Показники	Тип кар'єру						
	1	2	3	4	5	6	7
	відносно глибокий	помірко-важно глибокий	середньої глибини	середньої глибини	глибокий	глибокий	надглибокий
Кількість обстежених кар'єрів, од.	34	31	26	31	15	8	4
Проектна глибина кар'єру, м	300	400	500	600	700	800-900	1000
Довжина кар'єру*, м	<u>1000</u> 150	<u>2000</u> 900	<u>3500</u> 2150	<u>5000</u> 3900	<u>5500</u> 4200	<u>6000</u> 3800	<u>6500</u> 2900
Ширина кар'єру*, м	<u>1000</u> 370	<u>1200</u> 300	<u>1600</u> 590	<u>2500</u> 350	<u>2800</u> 800	<u>3000</u> 1300	<u>3900</u> 2000
Потужність покладу горизонтальна, м	370	300	590	350	800	1300	2000
Потужність наносів, м	20	30	40	50	50	50-60	40
Висота рудного покладу, м	280	370	460	550	650	740-850	960
Середній кут укосу, град.:							
- фронтальних бортів;	44	42	45	29	35	43	46
- торцевих бортів	35	36	37	47	47	36	29
Об'єм гірської маси, млн м ³	112,6	463,4	1686,7	2693,5	5296,2	8960,5	14664,4
Об'єм розкривних порід, млн м ³ :							
- м'яких;	19,0	68,7	216,0	591,5	740,6	1046,0	996,4
- скельних;	78,1	294,8	887,2	1351,2	2371,6	4258,9	8100,0
- усього	97,1	363,5	1103,2	1942,7	3112,2	5304,9	9096,4
Об'єм корисної копалини, млн м ³	15,54	99,9	583,5	750,8	2184,0	3655,6	5568,0
Середній коефіцієнт розкриву, м ³ /м ³	6,2	3,6	1,9	2,6	1,4	1,5	1,6
Продуктивність по руді **, млн м ³ /рік	2,83	4,5	10,1	7,3	34,2	30,3	44,2
Продуктивність по розкриву **, млн м ³ /рік	4,5	8,72	12,7	22,9	25,3	26,7	36,1

Примітка: * у чисельнику довжина і ширина поверхню кар'єру, у знаменнику – по його дну; ** показники наведені за даними проф. Дриженка А.Ю.

У міру відпрацювання кар'єрних полів, їх дорозвідки і планування зміни напрямку посування при зростанні глибини розробки виймальних робіт вони можуть переходити від одного типу до іншого.

Зміна глибини кар'єру в межах кожних 100 м призводить до необхідності виймання величезних об'ємів порід розкриву (рис. 3.4-3.6).

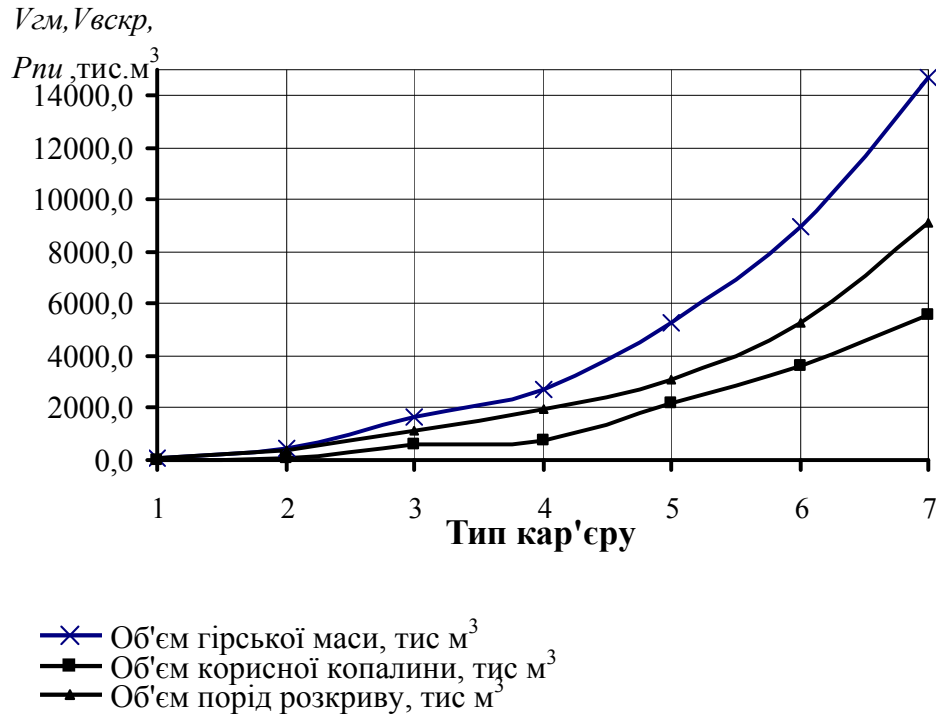


Рис. 3.4. Показники об'ємів виймання гірської маси, корисної копалини та порід розкриву відповідно до типів кар'єрів:

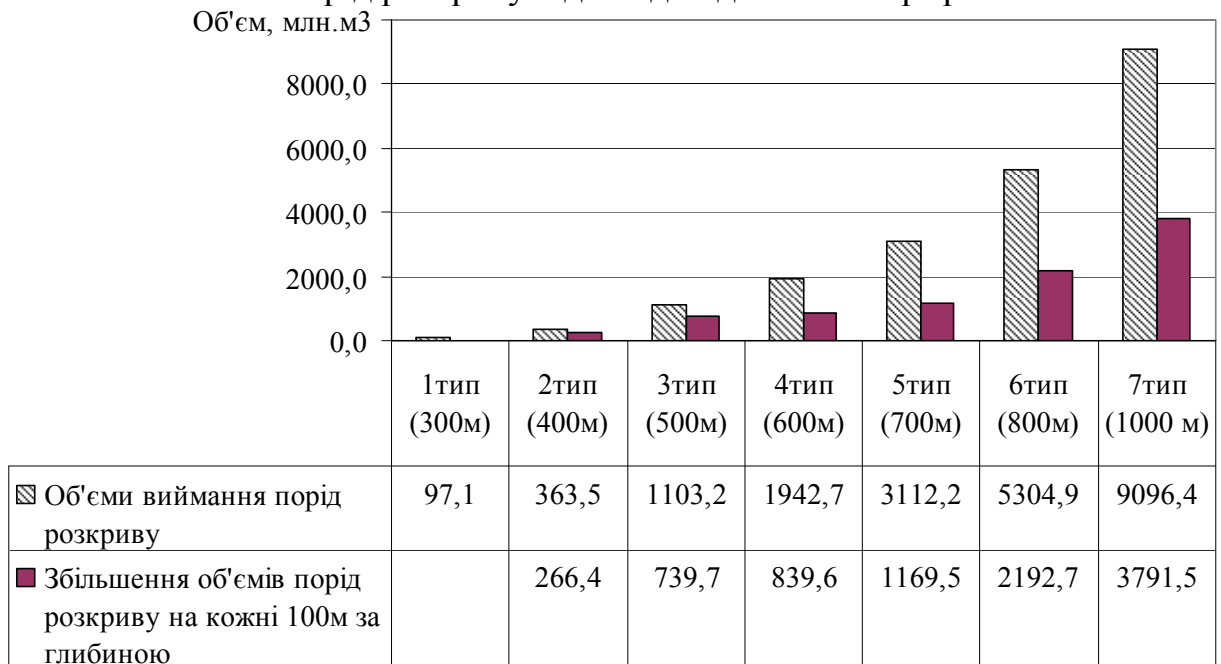


Рис. 3.5. Показники об'ємів виймання порід розкриву для типових кар'єрів.

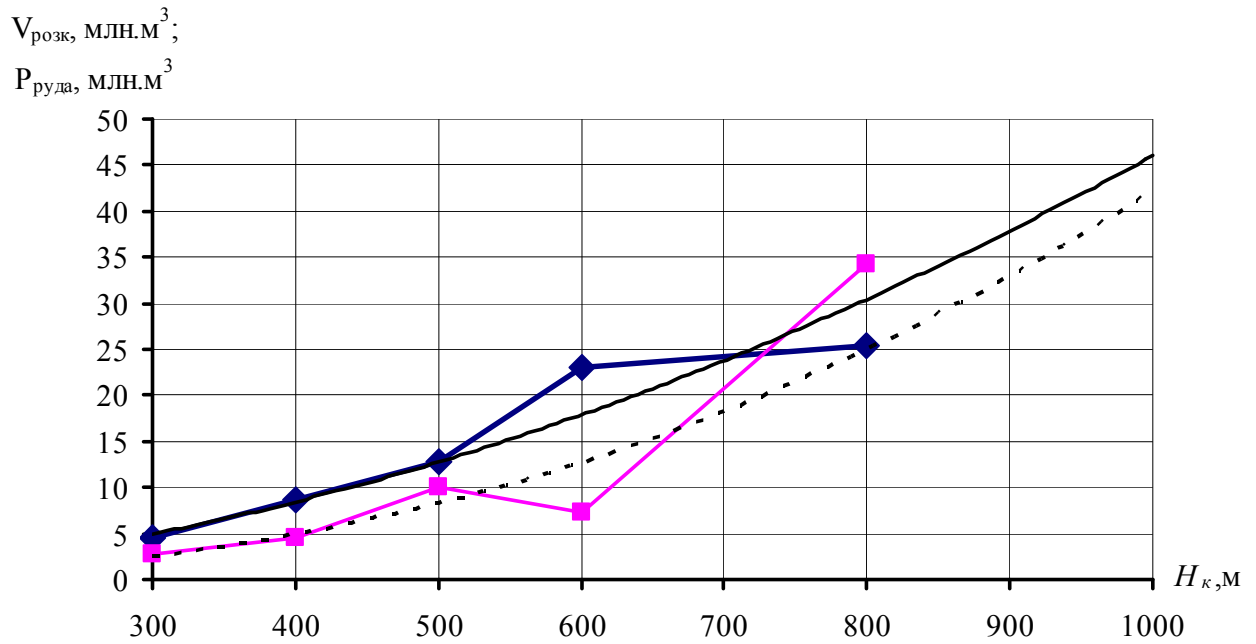


Рис. 3.6. Показники продуктивності типових кар'єрів з виймання порід розкриву ($V_{розк}$) і руди ($P_{руда}$) залежно від глибини відпрацювання кар'єру і прогнозовані об'єми:

—◆— породи розкриву —■— руда
— прогнозовані(породи розкриву) - - - - прогнозовані(руда)

Отримані лінії тренда залежності продуктивності кар'єрів від проектної глибини описуються рівняннями:

- для порід розкриву (млн м³) при значенні вірогідності коефіцієнта апроксимації $R^2=0,9478$

$$V_{розк} = 0,0001 \cdot H_k^{1,8525}, \quad (3.2)$$

де H_k – проектна глибина кар'єру, м;

- для видобутку руди (млн м³) при значенні вірогідності коефіцієнта апроксимації $R^2=0,8697$

$$P_{руда} = 4 \cdot 10^{-6} \cdot H_k^{2,3477}. \quad (3.3)$$

Отримані величини коефіцієнту апроксимації показують, що лінії тренда цілком вірогідно описують зміни величини продуктивності кар'єру по руді і породам розкриву від проектної глибини відпрацювання. У зв'язку з цим, використовуючи дані базових рудних кар'єрів як об'єктів досліджень, нижче приведені нові технологічні схеми і параметри системи гірничих робіт, обґрунтовуються ефективні комплекси обладнання. Нові технологічні схеми повинні забезпечувати показники видобутку рудної сировини та послідовність виймання порід розкриву на рудних кар'єрах з високою економічністю. Для оцінки їх значення треба використовувати відповідні критерії ефективності, обґрунтовувати доцільні технології розробки із внутрішньокар'єрним складуванням порід розкриву і відходів виробництва. Загальна методика типізації родовищ і вказаних типів кар'єрів дають можливість прогнозувати етапи розвитку кар'єрного поля.

3.2 Обґрунтування раціональної довжини фронту робіт екскаватора та їх кількості при відпрацюванні порід розкриву в кар'єрі

Для дослідження довжини фронту розкривних робіт у якості базових були обрані залізородні глибокі кар'єри України і Росії [208]. При цьому, основними показниками при систематизації кар'єрів були обрані загальна довжина розкривного фронту робіт по кар'єру; кількість розкривних екскаваторів у кар'єрі; основні параметри кар'єру (довжина, ширина по поверхні та по його дну, проектна глибина); кут падіння родовища; об'єми виймання порід розкриву. На підставі аналізу вищенаведених даних були отримані дані про середню довжину екскаваторного блоку на розкривному уступі. Це дозволило систематизувати кар'єри в групи за довжиною фронту робіт екскаватора на породах розкриву (табл. 3.2).

Аналіз табл. 3.2 і використання методу найменших квадратів (табл. 3.3 і 3.4) дозволили встановити формулу для визначення довжини фронту робіт на породах розкриву при відпрацюванні куртоспадаючих родовищ

$$Leб = -5005,56 - 0,05 \cdot Lк - 0,19 \cdot Bк + 0,24 \cdot Hк + 109,8 \cdot \lambda, \quad (3.4)$$

де $Lк$ – проектна довжина кар'єру поверхнею, м;

$Bк$ – проектна ширина кар'єру по поверхні, м;

$Hк$ – проектна глибина кар'єру, м;

λ – кут падіння рудного тіла, град.

Таблиця 3.2

Статистичні показники довжини фронту робіт на породах розкриву по кар'єрам

Група	Середня довжина екскаваторного розкривного блоку, км	Кількість розкривних екскаваторів, од.	Річні об'єми розкриву, млн м ³	Середня довжина фронту робіт на породах розкриву, км	Кар'єри	Середня довжина кар'єру поверхнею, км	Середня ширина кар'єру поверхнею, км	Середня глибина кар'єру, м	Середній кут падіння покладу, град.
1	1,0	8	10,4	8,2	Тейський, Ірбинський	1,15	0,80	280	56
2	1,5	27	32,1	31,5	ЦГЗК, ПГЗК, ПівдГЗК	4,48	2,78	522	65
3	2,0	22	36,9	27,8	ПівнГЗК, Оленегорський ГЗК, Костомушський, Качканарський	3,54	1,58	535	67
4	2,5	18	49,2	34,6	ІнГЗК, Коршуновський ГЗК, Стойленський ГЗК	3,0	1,98	540	72
5	3,0	18	52,1	42,0	Лебединський ГЗК, Ковдровський ГЗК	4,65	2,3	475	78

Таблиця 3.3

Показники регресійної статистики отриманої залежності

Показник	Значення
Множинний R	1
R-квадрат	1
Нормований R-квадрат	65535
Стандартна помилка	0
Спостереження	5

Таблиця 3.4

Значення змінних

Показник	Коефіцієнт	Стандартна помилка	t-статистика	Нижні 95%	Верхні 95%	Нижні 95,0%	Верхні 95,0%
Y-перетинання	-5005,56	0	65535	-5005,56	-5005,56	-5005,56	-5005,56
Змінна X 1	-0,05001	0	65535	-0,05001	-0,05001	-0,05001	-0,05001
Змінна X 2	-0,19168	0	65535	-0,19168	-0,19168	-0,19168	-0,19168
Змінна X 3	0,239709	0	65535	0,239709	0,239709	0,239709	0,239709
Змінна X 4	109,8087	0	65535	109,8087	109,8087	109,8087	109,8087

Для типових кар'єрів побудовано графік (рис. 3.7), який показує, що з поглибленням кар'єру довжина екскаваторних блоків буде зменшуватися з 2200 м до 1450 м, оскільки з глибиною площа кар'єру зменшується.

Довжини фронту роботи екскаваторів, що відпрацьовують породи розкриття відповідно до аналітичних залежностей (2.28, 2.29) для екскаватора з ємністю ковша 10 м^3 , при цілодобовій роботі з коефіцієнтом резерву 60 днів і висоті уступу 15 м коливається в межах 974 і 1817 м. У цьому випадку дані аналітичних розрахунків близькі до значень, отриманих на графіку рис. 3.7. Відповідно при отриманій довжині фронту роботи екскаватора на породах розкриття, кількість екскаваторних блоків у кар'єрі буде розподілено по типових кар'єрах згідно рис. 3.8.

Отримані дані довжини фронту робіт екскаватора та зміна їх кількості з глибиною відпрацювання дозволяють встановити необхідну чисельність обладнання, зайнятого в зоні виймання порід розкриття глибоких кар'єрів різних типів.

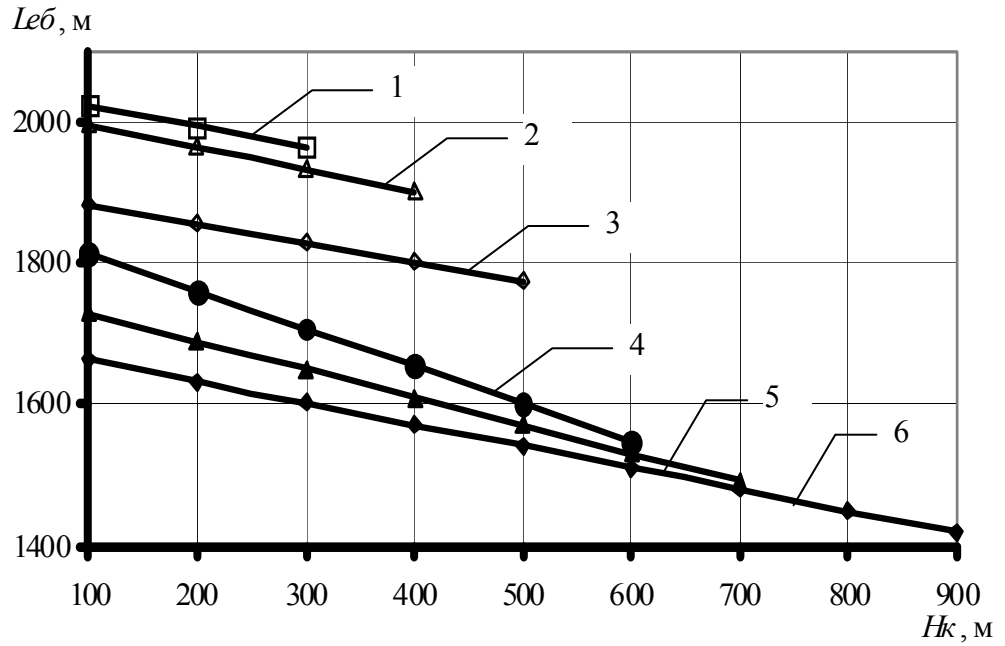


Рис. 3.7. Графік залежності довжини фронту роботи екскаватора на породах розкрити (*Leб*) від глибини відпрацювання кар'єру (*Hк*): 1-6 – типи кар'єрів.

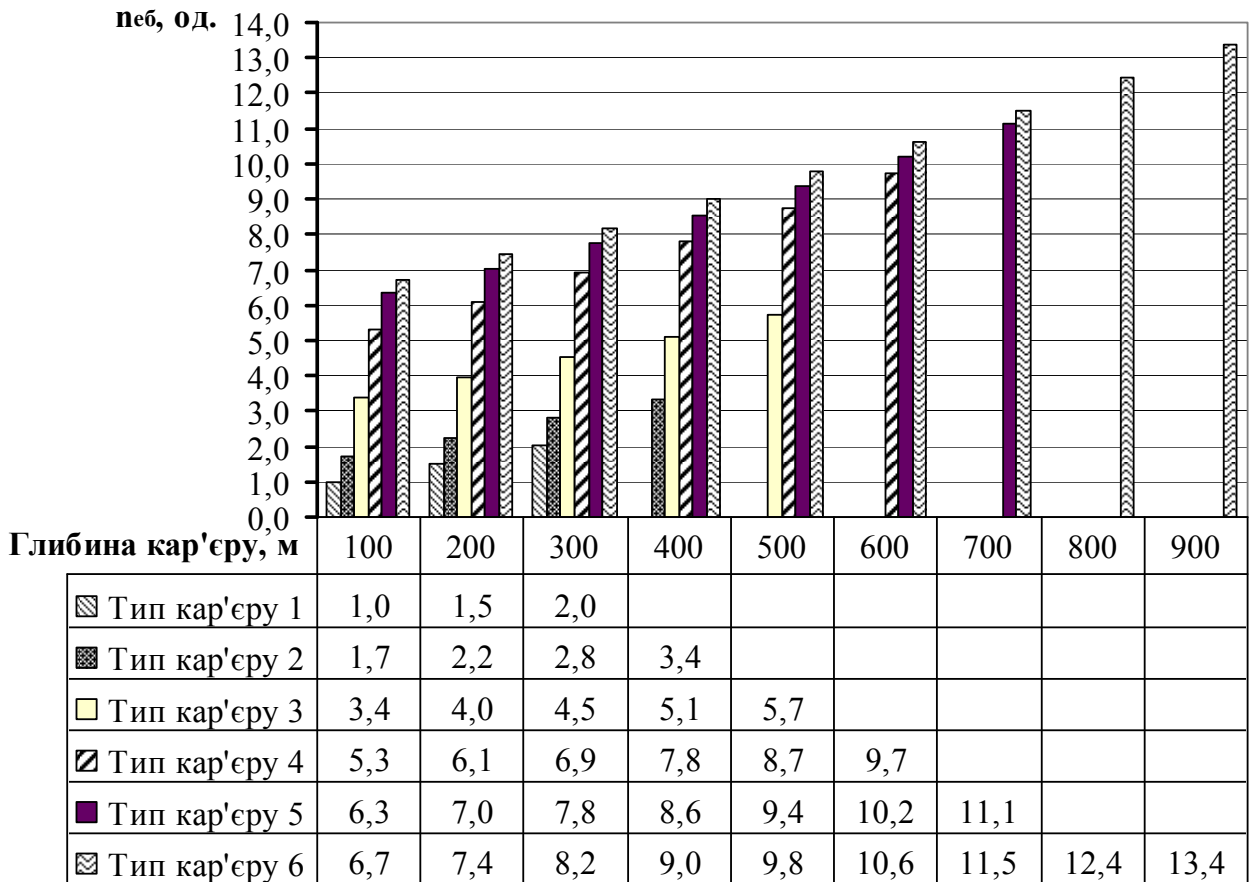


Рис. 3.8. Діаграма розподілу кількості екскаваторних блоків для різних типів кар'єрів.

3.3 Вибір технологічної схеми формування крутонахилених шарів

Кар'єрне поле глибоких кар'єрів представлено, в основному, скельними породами: рудою і породами розкриву. М'які породи мають потужність в середньому 40-50 м. На цей час відомі різні технологічні схеми розробки скельної породи. Вони передбачають виконання основних технологічних процесів: підготовку до виймання (буропідривні роботи), виймально-навантажувальні роботи, транспортування, складування корисної копалини і відвалоутворення порід розкриву. У процесі виймання скельних порід може змінюватися напрямок відпрацювання, параметри робочого обладнання і параметри гірничих виробок.

При відпрацюванні гірської маси крутонахиленими шарами процес буріння і переміщення бурового верстату на уступі визначають діючими правилами безпеки. Основними обмежуючими факторами на робочому майданчику при застосуванні екскаваторів є радіуси черпання гірської маси у вибої та розвантаження до транспортних засобів, висота уступу (розвалу). З урахуванням того, що для зменшення обсягів виймання порід розкриву при плановому видобутку корисної копалини доцільно зменшувати ширину робочого майданчика до мінімальних розмірів, необхідно розробити можливі технологічні схеми формування крутонахилених шарів на глибоких кар'єрах.

Багато підприємств, що відпрацьовують крутоспадні родовища за різних причин прагнуть зменшити ширину робочого майданчика до мінімальних розмірів, що суттєво зменшує обсяг виймання порід розкриву. В умовах обмеженого простору робочої зони при формуванні крутонахилених виймальних шарів можна застосувати одну із технологічних схем, представлених на рис. 3.9 і 3.10. Кожна схема має ряд своїх переваг і недоліків, характеризується наявністю транспортних майданчиків, якими переміщується основне і допоміжне обладнання. Вони можуть обмежувати відпрацювання крутонахилого шару, розташованого в нижній частині робочої зони борту кар'єра.

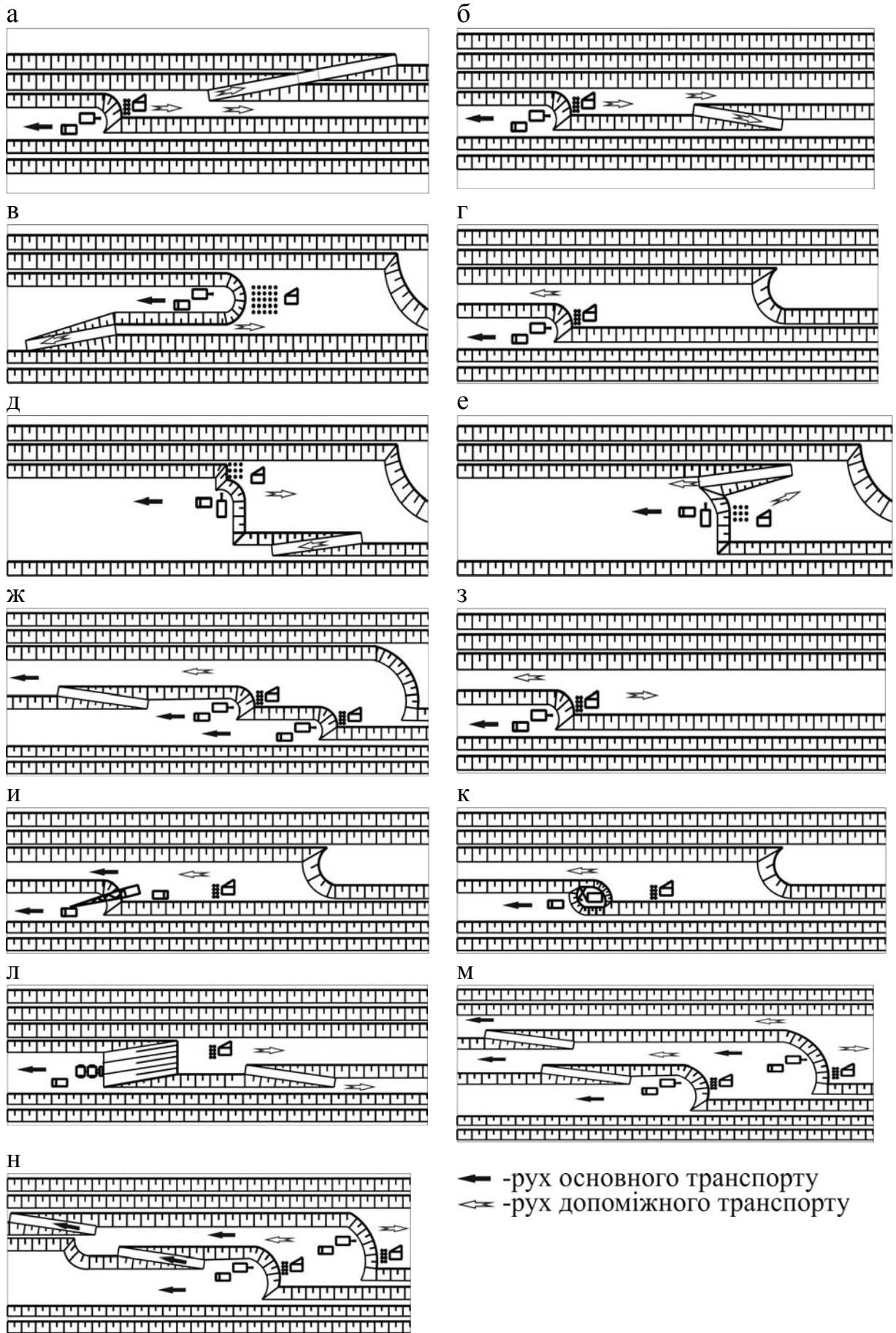


Рис. 3.9. Технологічні схеми формування уступів по скельним породам.

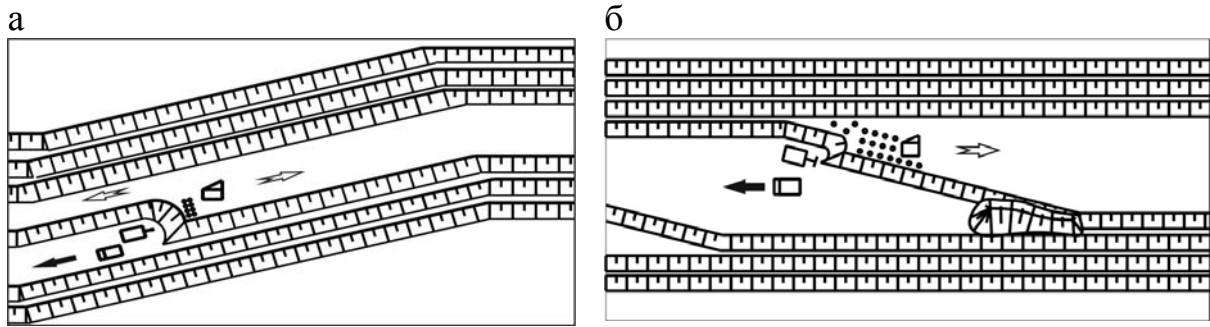


Рис. 3.10. Технологічні схеми формування уступів по скельним породам з діагональним переміщенням виймальної ділянки борту (а) і діагональним посуванням вибою на уступі (б) [206].

Обмеження, також пов'язано з технологією ведення підривних робіт і формуванням розвалу порід після вибуху (рис. 3.11). Переміщення розвалу породи вибухом у вироблений простір є небезпечним унаслідок можливого розміщення на нижніх уступах обладнання, майданчиків, засипання берм безпеки тощо.

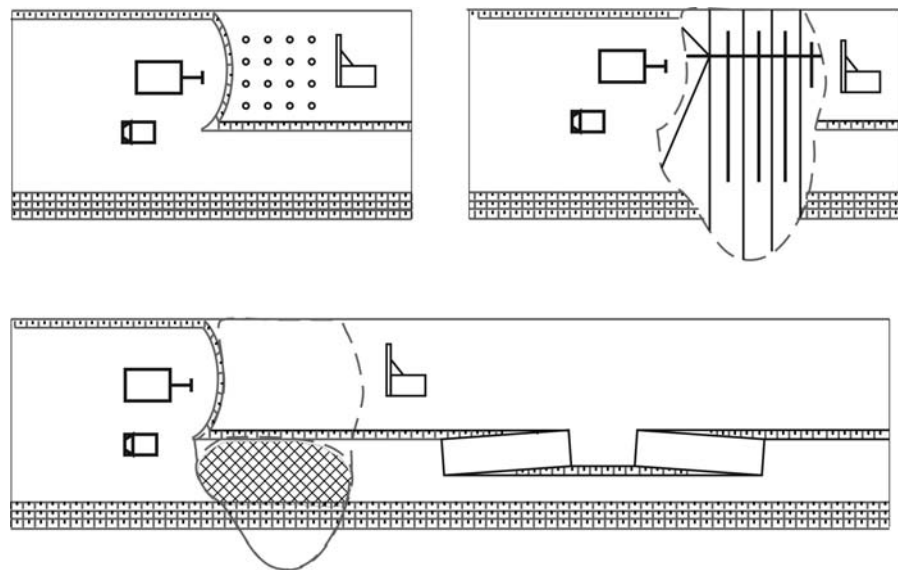


Рис. 3.11. Формування розвалу порід при підриванні уступу із двома бічними відкритими поверхнями.

При відпрацюванні крутонахилених виймальних шарів схеми можуть характеризуватися поздовжнім розвитком гірничих робіт на уступі (рис. 3.9, а-г, ж-л; рис. 3.13, а), поперечним (рис. 3.9, д, е; рис. 3.12; рис. 3.13, б), діагональним (рис. 3.10, а, б) і змішаним. Кожна схема формування

крутонахилого шару має свої напрямки руху основного і допоміжного транспорту.

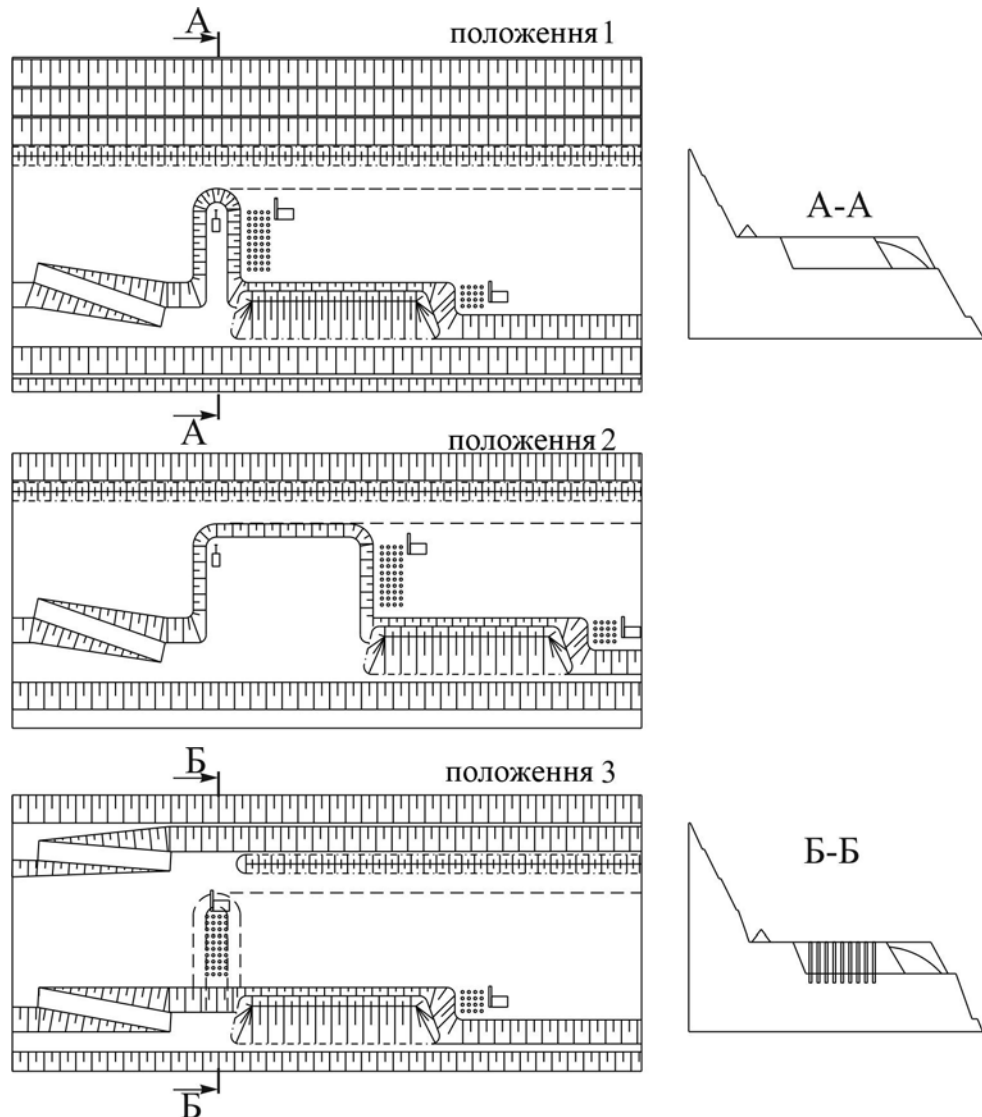


Рис. 3.12. Технологічна схема відпрацювання крутонахилого шару з поперечним проведенням траншеї з попереднім формуванням підпірної стінки: положення 1-3 – послідовність розвитку гірничих робіт на уступі.

Для того, щоб уникнути засипки нижчележачих уступів розпушеною породою пропонується відпрацьовувати уступи широкими панелями, як показано на рис. 3.12, 3.13. Однак, такий розвиток схем вимагає формування значних по ширині робочих майданчиків, що приведе до виположування кутів укосів бортів кар'єру і збільшення об'ємів виймання розкритву. Технологічна схема, що представлена на рис. 3.12, 3.13, може бути використана при

відпрацюванні крутонахилених виймальних шарів при поперечному посуванні бортів кар'єру.

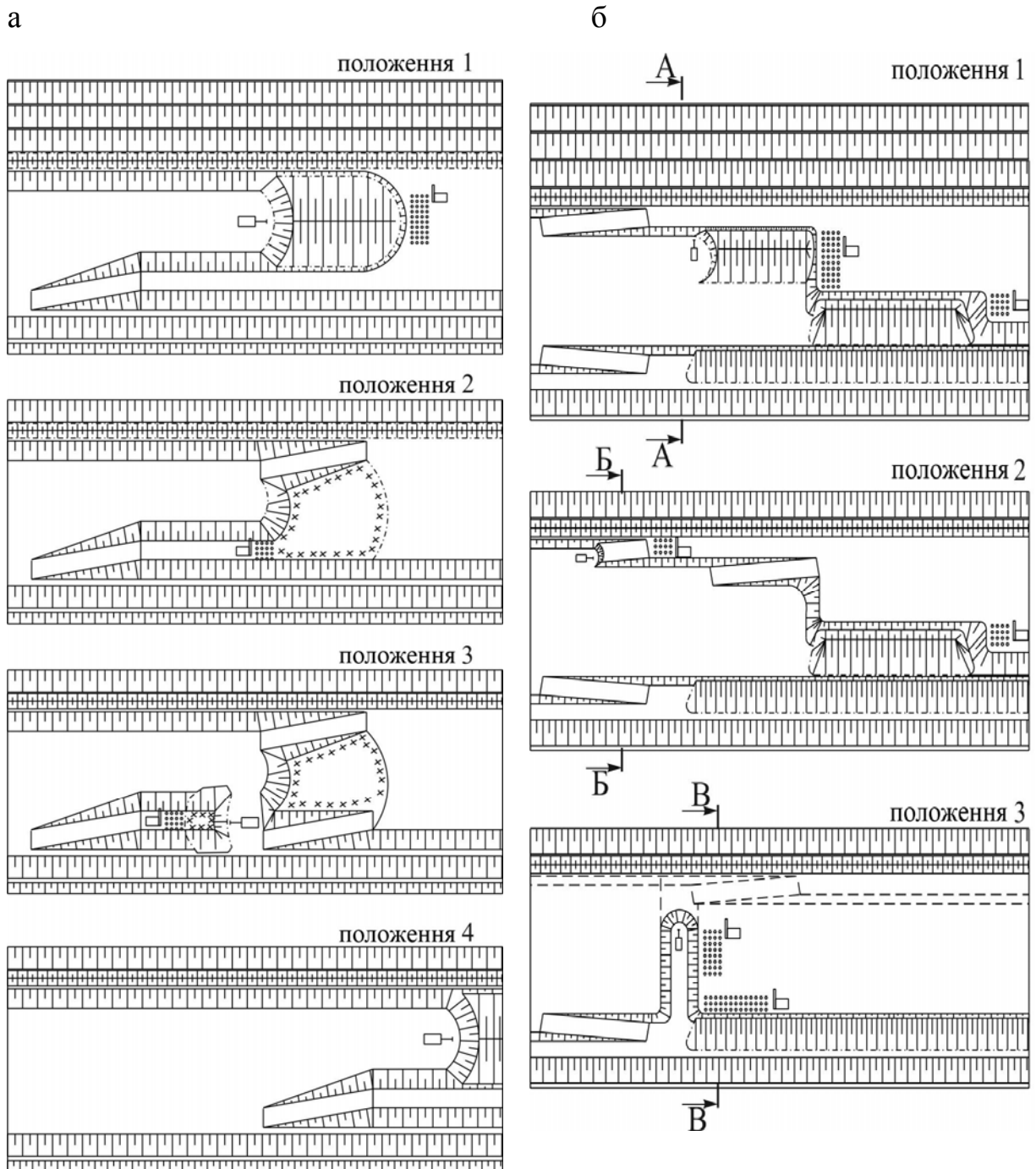


Рис. 3.13. Технологічна схема відпрацювання крутонахилоного шару з поздовжньою проходкою випереджувальної траншеї (а) і з поперечним проведенням траншеї, а також попереднього формування підпірної стіни із зруйнованих вибухом порід (б) на нижньому уступі: положення 1-4 – послідовність розвитку гірничих робіт на уступі.

Ширина робочого майданчика визначається схемами відпрацювання і руху транспортних засобів за відомими формулами. На глибоких кар'єрах уступи розробляють з навантаженням гірської маси переважно до транспортних засобів. Виключенням є відпрацювання високих уступів з перевантаженням породи на нижчерозташований майданчик. Транспортні майданчики повинні забезпечувати на уступі наскрізний або ж тупиковий рух транспортних засобів. Наявність наскрізного проїзду забезпечується формуванням ширини нижнього майданчика уступу більше, ніж при використанні тупикового руху транспорту. При цьому ширина транспортної смуги при двухполосному русі, згідно норм проектування [185], становить від 11 до 24 м, залежно від ширини автосамоскиду. При односмуговому русі ширина транспортної смуги може бути від 4,5 до 10,5 м.

Безпека роботи транспорту в кар'єрі забезпечується за рахунок формування утримуючого ґрунтового валу безпеки. Окрім того, можливе використання металевих і залізобетонних огорожень бар'єрного типу на ділянках, де роботи не здійснюють. З урахуванням експлуатації на глибоких кар'єрах автосамоскидів вантажопідйомністю 75-120 т висота утримуючого валу складає 3,5 м, а при вантажопідйомності 120-180 т – 3,8 м. [209]. При улаштуванні валу висотою 3,5 м зі скельних порід кут його укосу становить 38-40°, а ширина майданчика під його розміщення – 4,48-4,86 м.

Технологічна схема відпрацювання крутонахилого шару з поздовжньою проходкою випереджувальної траншеї (рис. 3.12, а), з однієї сторони, дозволяє безпечно проводити підривні роботи, але з іншої, після її проведення, виникають труднощі прибирання негабаритів, які виникають при веденні підривних робіт. Підривні роботи на трапецеподібній площадці здійснюється із трьома відкритими поверхнями, що приводить до гіршого ефекту руйнування порід. Дана схема може бути прийнята тільки в певних гірничо-геологічних умовах і вимагає додаткових витрат на вторинне дроблення негабаритних шматків, що здійснюється підривним способом або із застосуванням бутобів (гідромолотів) різних конструкцій.

Розвиток гірничотранспортних робіт на уступі за схемою, представленою на рис. 3.13, б, вимагає формування підпірної стіни із раніше підірваних порід, проходки на початковому етапі відпрацювання уступу поперечної розрізної траншеї з наступним поздовжнім посуванням вибою і спорудженням тимчасових з'їздів. Технологічна схема дозволяє відпрацьовувати уступи без будівництва капітальних з'їздів на верхній та нижній майданчики уступу.

При зменшенні ширини робочого майданчика велику роль відіграє форма розвалу породи. Технологічно намагаються виключити поширення розвалу на нижчерозташовані уступи, що пов'язано з безпекою ведення на них гірничих робіт. Встановлена ширина робочих майданчиків при різних схемах ведення гірничих робіт, дозволить визначити достатню ширину крутонахилого шару. Ширину робочих верхньої і нижньої майданчиків для вищенаведених схем, з урахуванням застосування автомобільного транспорту, визначають за відомими формулами. Схеми, що зображені на рис. 3.9-3.13 дозволяють визначити ширину майданчиків які утворюють шар, вибрати доцільні параметри з урахуванням обладнання, що використовується. Розрахунок здійснюється з урахуванням робочих габаритів устаткування, розміщення допоміжних майданчиків і майданчиків, регламентуючих безпечне ведення гірничих робіт.

При необхідності інтенсифікації гірничих робіт, пов'язаних з відпрацюванням бортів кар'єру, можуть бути використані технологічні схеми із експлуатацією декількох екскаваторів на одному шарі, що відпрацьовується (рис. 3.14). Такі схеми враховують відпрацювання одночасно трьох уступів. Перша схема (рис. 3.14, а), передбачає доступ до верхнього горизонту бурового обладнання, зарядних машин і допоміжної техніки. У роботі знаходиться один нижній концентраційний горизонт, на який доставляється гірська маса із всіх виймальних вибоїв.

Друга схема (рис. 3.14, б) забезпечує також доступ до верхнього майданчика верхнього уступу окремо і на концентраційний горизонт паралельно – при відпрацюванні трьох уступів у середній частині ділянки крутонахилого виймального шару.

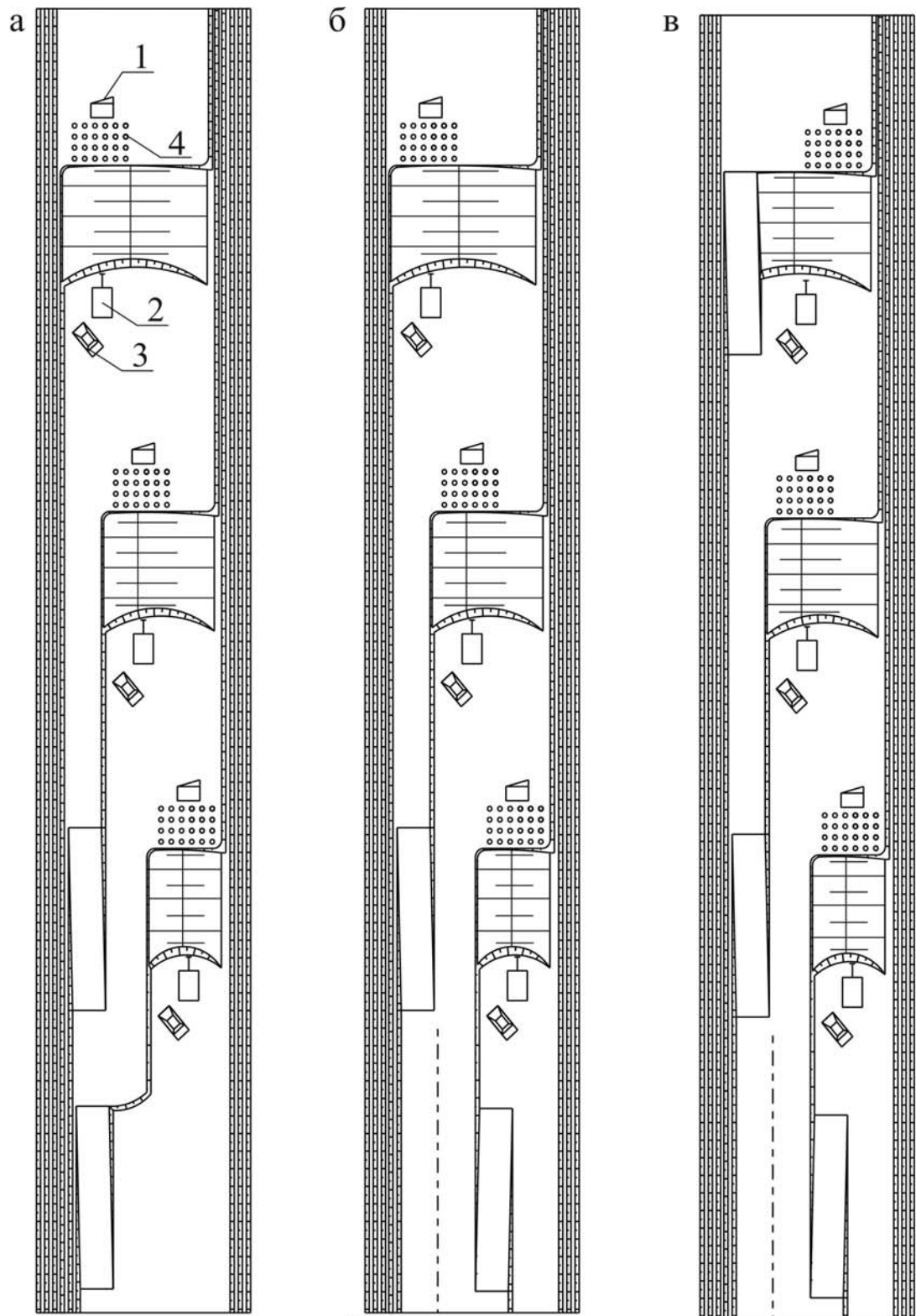


Рис. 3.14. Технологічна схема інтенсифікації відпрацювання

крутонахилених шарів:

- 1 – буровий верстат;
- 2 – екскаватор;
- 3 – автосамоскид;
- 4 – свердловини.

Третя схема (рис. 3.14, в) може містити у собі транспортні складові першої і другої схем. Відмінністю її є проведення тимчасового з'їзду на верхній майданчик верхнього уступу. Така схема можлива при відсутності під'їзду на верхню ділянку з протилежної сторони ділянки, що відпрацьовується.

Розрахунки горизонтальної складової параметрів шарів враховує ширину робочих майданчиків (див. формули 4.1, 4.2) з урахуванням параметрів транспортних майданчиків, що розташовують зверху або знизу робочого майданчика.

3.4 Визначення схеми відпрацювання уступу з урахуванням варіанту комплексної механізації

Визначення раціональної ширини робочого майданчика виконується з урахуванням параметрів застосовуваних комплексів робочого обладнання і послідовності проведення гірничих робіт на уступі, горизонті або при відпрацюванні крутонахилого шару (табл. 3.5).

Таблиця 3.5

Варіанти комплексної механізації при відпрацюванні крутонахилених шарів

Варіант	Ємність ковша екскаватора, м ³ (Ек)	Вантажопідємність автосамоскиду, т (Савто)	Радіус повороту автосамоскиду, м (<i>Ra</i>)	Ширина автосамоскиду, м (<i>ba</i>)	Довжина автосамоскиду, м (<i>lавто</i>)	Ширина проїзної частини, м (<i>T</i> два шляхи)	Ширина заходки екскаватора, м (Аекс)	Радіус черпання екскаватора, м (<i>Rч</i>)	Радіус розвантаження екскаватора, м (<i>Rр</i>)
1	8-15	65-155	13,2	6,67	11,57	19	21,9	12,9	16,9
2	15-25	120-200	13,8	7,4	12,59	22	25,8	15,2	19,3
3	25-30	200-250	14,9	7,77	13,55	22	27,2	16	21
4	більше 30	250 і більше	16,7	9,21	14,89	24	29,8	17,6	22,5

З цією метою виймально-навантажувальне устаткування було класифіковано за ємністю ковша екскаватора із показниками радіусів черпання і розвантаження. У якості рухомого складу розглядалися автосамоскиди відомих сучасних виробників. Для них приймалися паспортні дані щодо габаритів, а також радіусів повороту машин (рис. 3.15-3.18). Комплекси обладнання з урахуванням їх робочих габаритів розділені по варіантах [210, 211].

Виробники екскаваторів представлені фірмами: Komatsu, Caterpillar, Іжорський завод, Surface mining P&H. Розглядалися екскаватори типу пряма механічна лопата і гідравлічні з об'ємами ковша від 8 до 30 м³ і більше. При цьому, як видно із графіку (рис. 3.15), різниця між шириною заходки екскаватора типу пряма механічна лопата і гідравлічна пряма лопата незначна. Ширина нормальної заходки для екскаваторів з максимальним об'ємом ковша змінюється від 18 до 30 м.

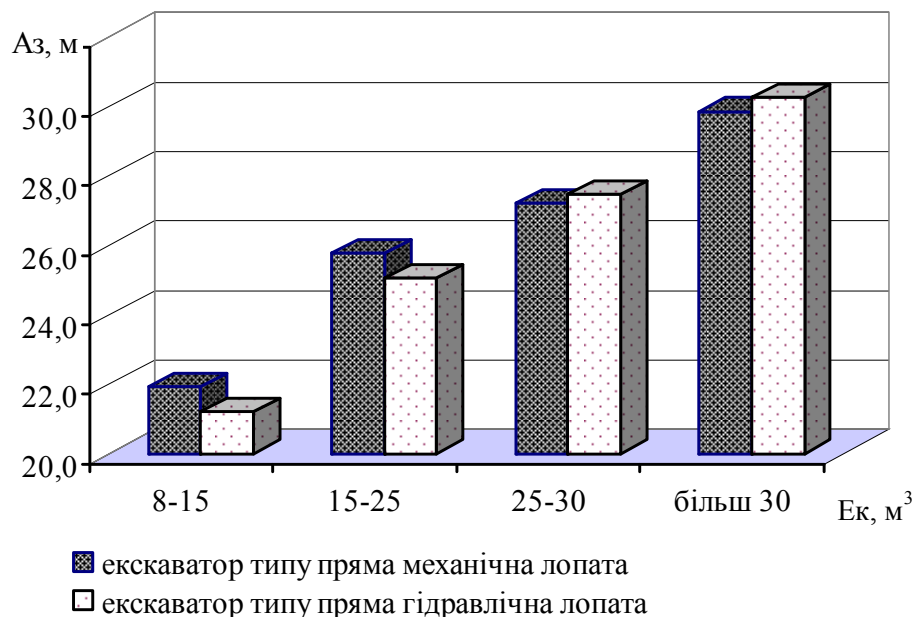


Рис. 3.15. Ширина заходки механічних і гідравлічних екскаваторів типу пряма лопата.

При розробці крутонахилених виймальних шарів передбачається також використання навантажувачів з ємністю ковша від 5 до 10 м³, робочі параметри яких показані на рис. 3.16. Отримані показники в роботі [212] дозволяють виділити діапазон безпечної стійкої висоти укусу вибою для роботи

навантажувачів. В середньому безпечна висота укошу вибою фронтального навантажувача становить, якщо кут укошу розвалу 30° – $6 \div 8$ м, при куті 40° – $3,7 \div 5,8$ м. Зміна стану укошу вибою при виїмці гірничої маси призводить до збільшення кута, а отже, до прояв обвалення розпушеного вибухом гірського масиву до стійкого стану. Безпечне виймання фронтальним навантажувачем може проводитися тільки у вибої, який припинив своє обвалення і в верхній частині якого відсутні брили негабаритних шматків. В іншому випадку необхідно розбирати розвал із застосуванням екскаватора [212].

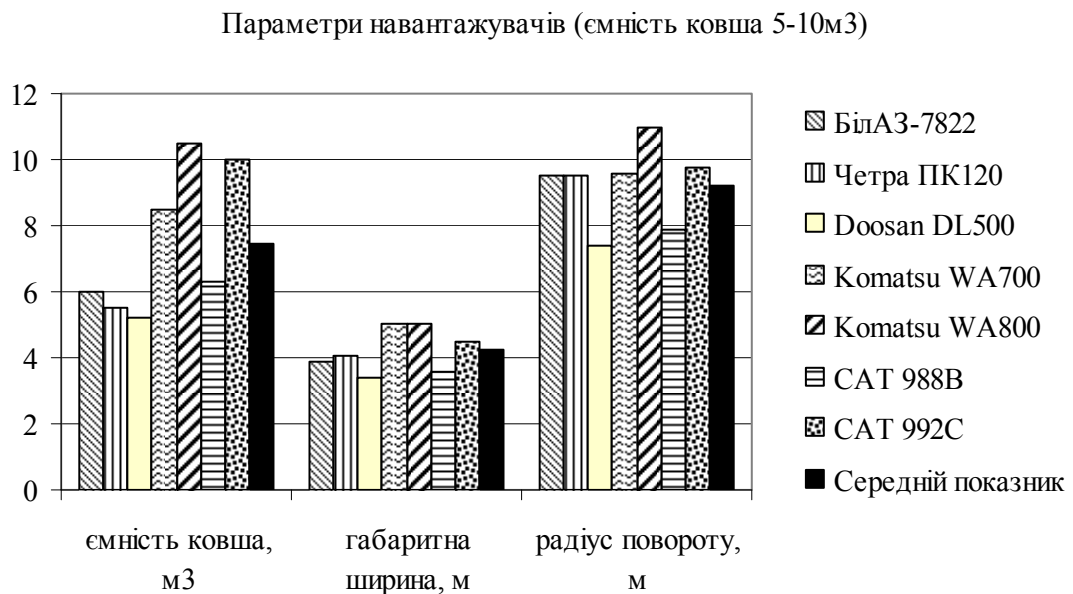


Рис. 3.16. Гістограма параметрів сучасних навантажувачів.

Сучасні автосамоскиди представлені фірмами виробниками Caterpillar, Hitachi, Komatsu, Liebherr, Terex (UNIT RIG), БелАЗ. Показники робочих габаритів автосамоскидів представлені на рис. 3.17 [211]. Наведені показники параметрів основного робочого обладнання дозволяють зробити попередню оцінку ширини робочих майданчиків при відпрацюванні гірської маси крутонахиленими виймальними шарами. Для розглянутих схем формування майданчика (див. рис. 3.9, 3.12, 3.13, 3.14) були отримані показники з урахуванням варіантів комплексної механізації (див. табл. 3.1). Параметри цих майданчиків наведені в табл. 3.6, де надані значення по ширині верхнього і нижнього майданчиків.

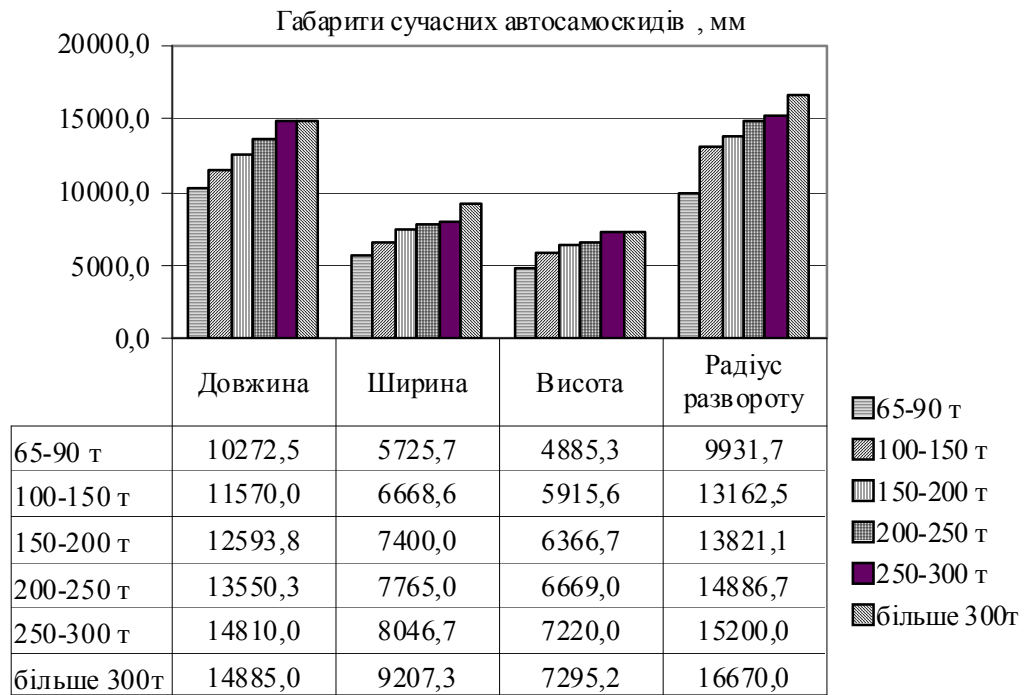


Рис. 3.17. Гістограма основних параметрів великовантажних автосамоскидів.

У цьому зв'язку, для визначення ширини крутонахилого виймального шару необхідно підсумувати відповідні показники. Використання таблиці 3.6 виконується за наступною методикою:

1. Визначається схема відпрацювання уступу (див. рис. 3.9, 3.12, 3.13, 3.14).
2. Обирається варіант комплексної механізації (див. табл. 3.6).
3. Визначається ширина робочого майданчика з урахуванням висоти уступу (див. табл. 3.6 та рис. 3.18).

Використання технологічних схем розвитку крутонахилого шару і показників експлуатації кар'єру дозволяють виконати попередню оцінку можливого комплексу обладнання. Це дає можливість визначити параметри ширини шару і послідовність відпрацювання розкривних уступів. Зміна ширини майданчика за наведеними вище схемами (рис. 3.18) пов'язана з висотою уступу, що впливає на призму можливого обриву породи, а також параметри комплексу гірничотранспортного обладнання.

Аналіз отриманих графіків рис. 3.18 показує, що схеми, представлені на рис. 3.9 а, б, д, е, м, з, по ширині шару дуже близькі один до одного.

Таблиця 3.6

Ширина робочих майданчиків крутонахиленого виймального шару при різних схемах відпрацювання уступів

Варіант комплексної механізації	Технологічні схеми	Висота уступу, м			
		10	12	15	20
1	рис. 3.9, а, б (верхній майданчик/ нижній майданчик)	56,0/34,8	56,8/35,2	58,0/35,8	60,0/36,8
2		62,0/36,3	62,8/36,7	64,0/37,3	66,0/38,3
3		64,0/39,1	64,8/39,5	66,0/40,1	68,0/41,1
4		68,0/42,3	68,8/42,7	70,0/43,3	72,0/44,3
1	рис. 3.9, в (верхній майданчик / нижній майданчик)	65,7/68,4	66,7/69,9	68,1/72,1	70,4/75,8
2		69,7/72,4	70,6/73,8	72,0/76,0	74,4/79,7
3		75,0/77,6	75,9/79,1	77,3/81,3	79,6/85,0
4		79,5/82,2	80,4/83,6	81,8/85,8	84,2/89,5
1	рис. 3.9, м, з (нижній майданчик)	34,8	35,2	35,8	36,8
2		38,2	38,6	39,2	40,2
3		39,4	39,8	40,4	41,4
4		42,1	42,5	43,1	44,1
1	рис. 3.9, д, е (нижній майданчик)	57,9	58,3	58,9	59,9
2		62,1	62,5	63,1	64,1
3		65,3	65,7	66,3	67,3
4		70,9	71,3	71,9	72,9
1	рис. 3.9, ж (верхній майданчик / нижній майданчик)	115,9/72,8	116,7/73,2	117,9/73,8	119,9/74,8
2		128,7/81,6	129,5/82,0	130,7/82,6	132,7/83,6
3		135,7/86,7	136,5/87,1	137,7/87,7	139,7/88,7
4		146,8/94,4	147,6/94,8	148,8/95,4	150,8/96,4
1	рис. 3.9, к (нижній майданчик)	29,0	29,4	30,0	31,0
2		30,0	30,4	31,0	32,0
3		32,3	32,7	33,3	34,3
4		34,8	35,2	35,8	36,8
1	рис. 3.9, л (за умовою розвороту самоскида/розвороту навантажувача)	29,0/30,3	29,4/30,7	30,0/31,3	31,0/32,3
2		30,0/31,8	30,4/32,2	31,0/32,8	32,0/33,8
3		32,3/32,8	32,7/33,2	33,3/33,8	34,3/34,8
4		34,8/33,8	35,2/34,2	35,8/34,8	36,8/35,8
1	рис. 3.13	119,2	120,0	121,2	123,2
2		131,1	131,9	133,1	135,1
3		137,8	138,6	139,8	141,8
4		148,5	149,3	150,5	152,5
1	рис. 3.14	92,0	93,2	95,0	98,0
2		99,0	100,2	102,0	105,0
3		103,3	104,5	106,3	109,3
4		109,8	111,0	112,8	115,8

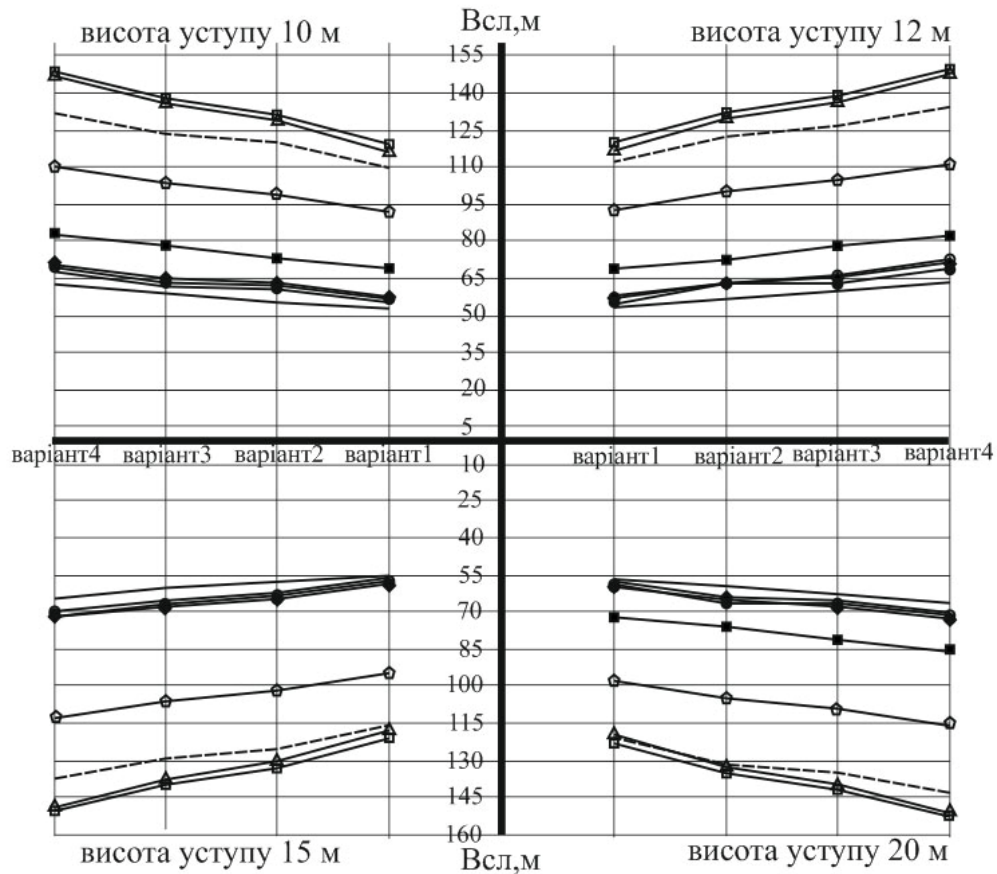


Рис. 3.18. Номограма зміни ширини крутонахилоного шару (Всл) залежно від комплексної механізації (варіант 1-4) і застосовуваної схеми при різних висотах уступу:

- | | |
|----------------------------|----------------------------|
| ● схема на рис. 3.9 (а, б) | ○ схема на рис. 3.9 (г, з) |
| ◆ схема на рис. 3.9 (д, е) | --- схема на рис. 3.9 (к) |
| × схема на рис. 3.9 (м) | ▣ схема на рис. 3.13 |
| ■ схема на рис. 3.9 (в) | ▤ схема на рис. 3.14 |
| △ схема на рис. 3.9 (ж) | |

варіант 1 – комплекс обладнання $E_k=8-15 \text{ м}^3$; $G_{\text{авт}}=65-155 \text{ т}$;
 варіант 2 – комплекс обладнання $E_k=15-25 \text{ м}^3$; $G_{\text{авт}}=120-200 \text{ т}$;
 варіант 3 – комплекс обладнання $E_k=25-30 \text{ м}^3$; $G_{\text{авт}}=200-250 \text{ т}$;
 варіант 4 – комплекс обладнання $E_k=\text{понад } 30 \text{ м}^3$; $G_{\text{авт}}=250 \text{ т}$ і більше

Різниця між ними відносно ширини становить 0,5-2 м, що в умовах формування уступу витримати складно, а отже, їх можна вважати однаковими. Схеми рис. 3.9 ж і 3.12 за своїми параметрами шару також ідентичні. При цьому різниця між ними становить до 4 м. Практична користь від отриманого графіку-номограми полягає у тому, що при необхідності можливо зробити швидку оцінку потрібної ширини крутонахилоного шару. При цьому достатньо знати параметри виймально-транспортного устаткування і висоту окремого уступу.

3.5 Дослідження схем формування бортів глибоких кар'єрів з використанням крутонахилених шарів

У якості прикладу щодо відпрацювання порід розкриття за розглянутими схемами (розділ 2.6) розглянуто кар'єр із проектною 700 м та поточною глибиною 400 м, що має зменшені майданчики шириною 40 м і строєні уступи. Об'єми виймання порід розкриття показані на рис. 3.19 [191].

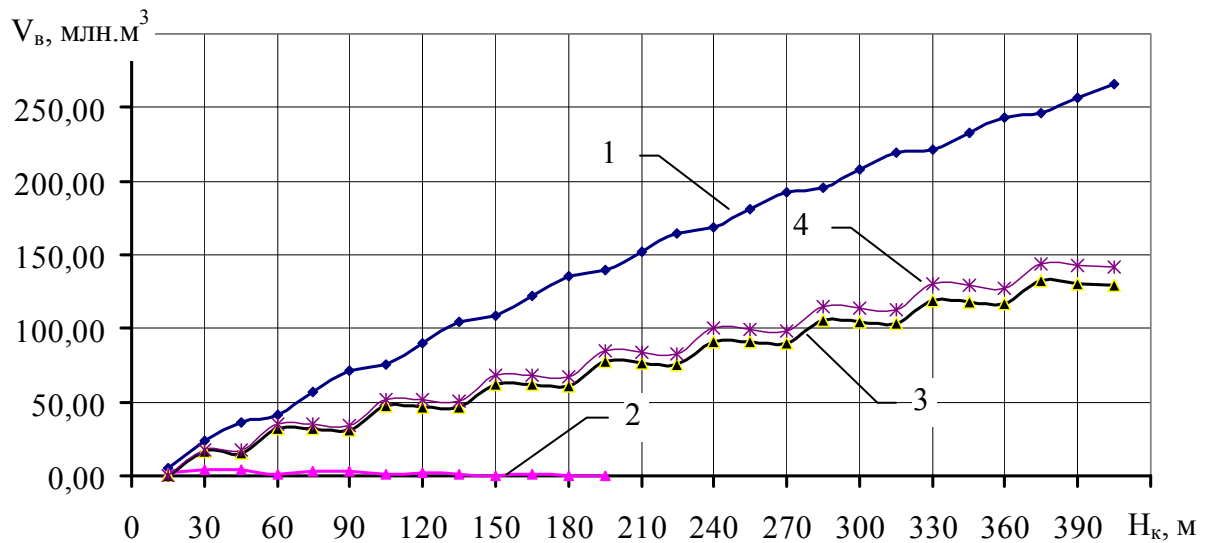


Рис. 3.19. Графік зміни об'ємів виймання порід розкриття за глибиною діючого кар'єру при формуванні робочих бортів за різними схемами: 1 – звичайна розконсервація; 2 – відпрацювання двома зустрічними з'їздами на одному борту; 3 – відпрацювання екскаваторних заходок з будівництвом двох з'їздів в одному напрямку; 4 – човникове переміщення вибою.

Найбільші з них відповідають звичайній схемі розконсервації (див. рис. 2.11). Поступовий рознос бортів за звичайною схемою найбільш трудомісткий і має значні часові показники. Відпрацювання горизонту зустрічними з'їздами (див. рис. 2.12) веде до зменшення зони дії екскаваторів, що надалі потребує відпрацювання тільки однієї з ділянок із з'їздами. Відпрацювання кар'єру при поточній глибині 400 м можливо тільки до глибини 195 м. Таке положення можливе лише на деяких ділянках кар'єру.

Найбільш перспективними схемами ведення робіт є відпрацювання порід розкриву крутонахиленими виймальними шарами з формуванням з'їздів і відпрацюванням екскаваторних заходок за принципом двосторонньої нарізки в одному напрямку (див. рис. 2.13) та за човниковою схемою (див. рис. 2.14).

При цьому схема відпрацювання крутонахиленими виймальними шарами з формуванням з'їздів і відпрацюванням екскаваторних заходок за принципом двостороннього відпрацювання в одному напрямку вимагає жорсткої організації робіт на уступі, щоб перейти до розробки нижче розташованого горизонту. Це дозволяє зменшити строки відпрацювання горизонтів по породах розкриву. Однак, човникова схема більше ефективна, оскільки вона менш прив'язана до основних транспортних комунікацій у кар'єрі і не впливає на прийнятий темп зниження робіт по відпрацюванню крутонахилоного шару.

Формування робочого борту екскаваторами, що мають об'єм ковша 15 м^3 , визначається показниками часу, які показані на рис. 3.20. Умовна прямолінійність показників човникової схеми з відпрацюванням екскаваторних заходок за принципом двосторонньої нарізки в одному напрямку свідчить про те, що зниження гірничих робіт здійснюється одночасно на всіх робочих горизонтах борту кар'єра. Таке зниження дозволяє планомірно відпрацьовувати борт, складений породами розкриву.

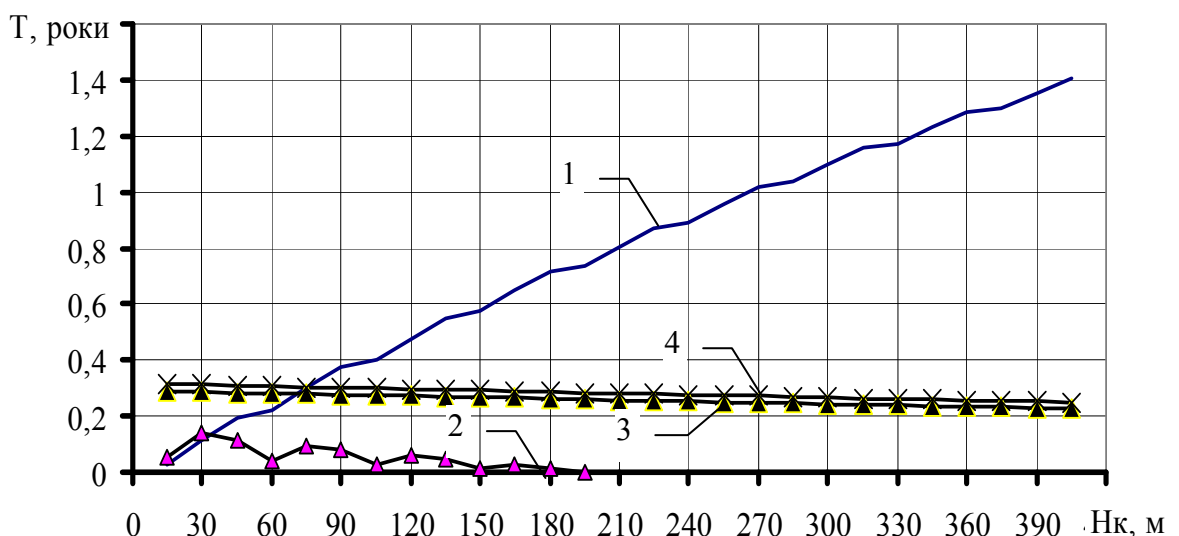


Рис. 3.20. Графік часу відпрацювання гірської маси крутонахиленими шарами на кожному горизонті кар'єру: 1 – звичайна технологія розконсервації;

2 – відпрацювання горизонту двома зустрічними з'їздами на одному із бортів; 3 – відпрацювання екскаваторних заходок за принципом будівництва двох з'їздів за або проти годинникової стрілки; 4 – човникове переміщення вибою.

3.6 Дослідження висоти крутонахиленого шару і його вплив на параметри бортів кар'єру

Для кар'єру №2-біс АМКР виконані попередні розрахунки ефективності системи розробки. Родовище має проектну глибину 370 м. Горизонтальна потужність покладу дорівнює 100 м, розкриті запаси по дну кар'єру становлять 100 м, ширина транспортних майданчиків – 35 м. Ширина робочих майданчиків, а відповідно і ширина виймального шару (B_p) прийнята – 70 м. Формування робочих майданчиків передбачає зону ведення виймально-навантажувальних робіт (вибій екскаватора) у межах майданчика підірваної скельної породи, зону переміщення транспорту і зону, що забезпечує безпеку роботи обладнання. Висота окремого етапу розробки відіграє значну роль у формуванні робочого борту і можливого ведення добувних робіт у кар'єрі [187].

На підставі досліджень наведених варіантів (рис. 2.16, позиція I, II) отримані графіки зміни параметрів гірничих робіт при відпрацюванні кар'єру (рис. 3.21, 3.22). Так, дані, що представлені на графіку рис. 3.21 показують, що при постійній висоті крутонахиленого шару суттєво змінюються об'єми виймання порід розкриву. Це пов'язано з різними довжинами розроблюваних горизонтів, що пов'язано з трапецеїдальною формою кар'єрного поля. Чим ближче робочий горизонт до поверхні, тим його довжина більша.

Графік може бути лінійним, як показано на рис. 3.21, або ж здобуває нелінійну форму при зміні довжини окремих горизонтів. Графік на рис. 3.22 пояснює зміну висоти окремих крутонахилених шарів при вийманні постійного об'єму порід розкриву. Їх об'єм був визначений з урахуванням необхідної ширини підготовленої ділянки і термінів відпрацювання нижнього горизонту

по корисній копалині. На протязі усього періоду розробки нижнього горизонту по рудному тілу повинен бути відпрацьований і нижній крутонахилений шар по породам розкриву. Спочатку приймається об'єм порід розкриву, що відповідає максимальній висоті шару по варіанту 1, а далі виконується розрахунок висоти окремих шарів в етапі.

Із графіка на рис. 3.22 видно, що відбувається зміна доцільної висоти уступів, при постійних об'ємах виймання порід розкриву і перемінною довжиною горизонтів, змінюються і нижні горизонти, які мають висоту близько 8-10 м. З цього можна зробити висновок, що верхні горизонти у кожному етапі поглиблення кар'єру необхідно відпрацьовувати двома або трьома екскаваторами з висотою шару 30 м. Нижні горизонти в етапі можна відпрацьовувати з висотою групи уступів від 45 до 75 м. При цьому необхідно враховувати стійкість укосів порід. Групи тимчасово неробочих і робочих уступів в крутонахилому шарі у цілому формують висоту робочої зони по породах розкриву.

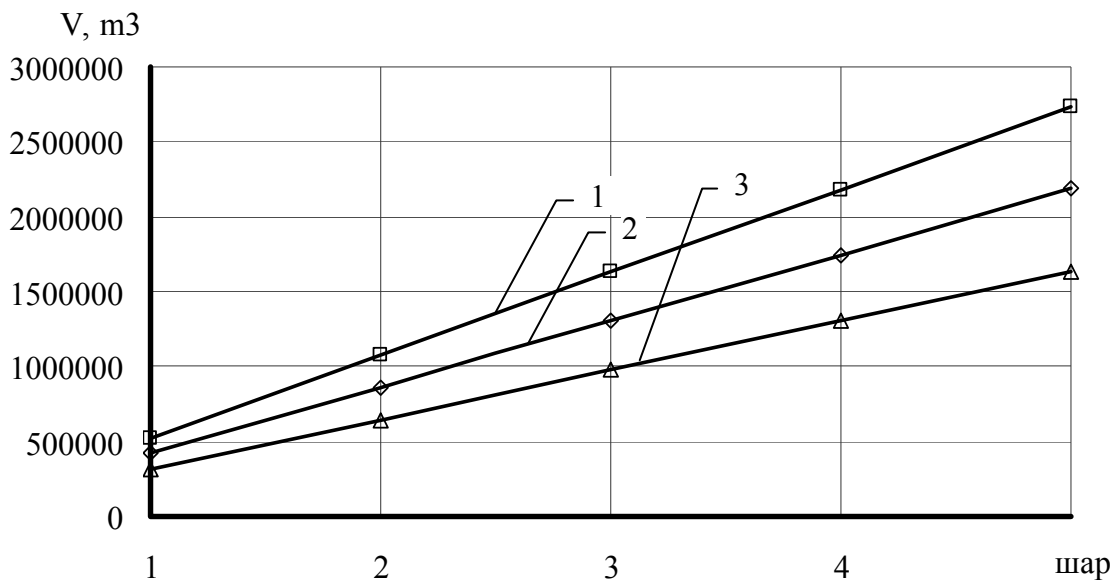


Рис. 3.21. Графік зміни об'ємів виймання порід розкриву при відпрацюванні шарів (1, 2, 3, 4, 5) уступами однакової висоти: 1 – шар висотою 75 м; 2 – шар висотою 60 м; 3 – шар висотою 45 м.

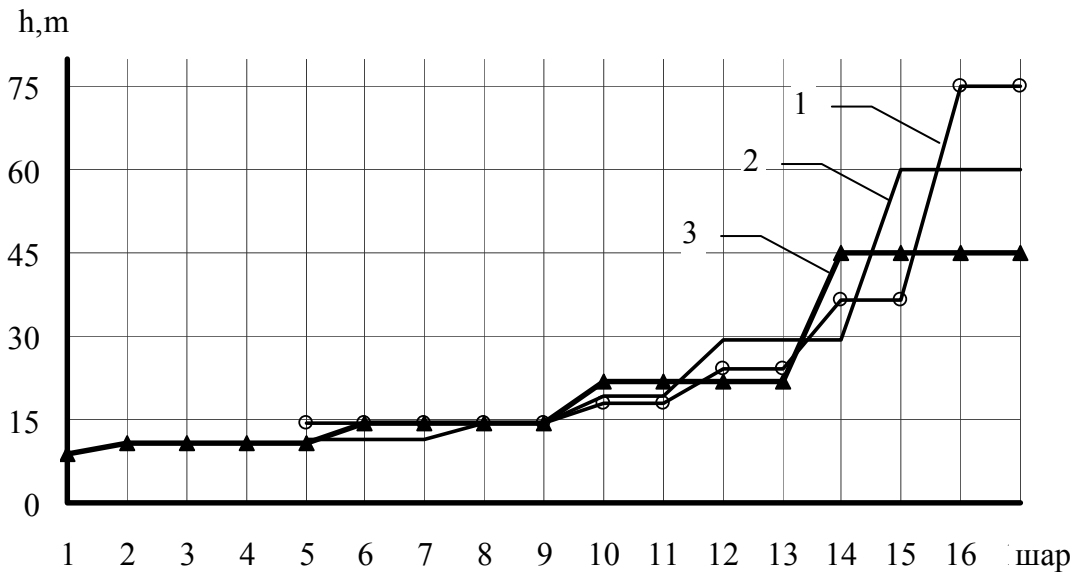


Рис. 3.22. Графік зміни висоти шарів при відпрацюванні однакових об'ємів порід розкриву на окремих горизонтах (1-17): 1 – об'єм 525 тис м³; 2 – об'єм 420 тис м³; 3 – об'єм 315 тис м³.

Визначення висоти групи уступів, які формують крутонахилений шар з урахуванням фізико-механічних властивостей породи, виконано в розділі 4.2.

3.7 Вибір напрямку розвитку фронту гірничих робіт в кар'єрі

Однозначної відповіді на вибір напрямку розвитку гірничих робіт у плані та у глибину бути не може. Є кілька умов і обмежень, які визначають доцільний розвиток фронту гірничих робіт. Напрямок розвитку фронту гірничих робіт визначається за наступними умовами:

- форми родовища, геологічних і гідрогеологічних умов його залягання (кута падіння, потужності поклада), вмісту корисного компонента в пластах;
- найменшими обсягами виймання порід розкриву на початковому етапі будівництва й експлуатації кар'єру;
- розміщенням порід розкриву у виробленому просторі, за його межами або комбіноване складування;
- врахування фізико-механічних властивостей порід, які відпрацьовують;

- будівництво нових і розміщення існуючих транспортних і допоміжних комунікацій;

- стадійність відпрацювання родовища (етапи, періоди, черги, консервація окремих ділянок або бортів кар'єру з наступною розконсервацією) та необхідність періодичної реконструкції кар'єру з урахуванням економічних показників.

Порядок формування фронту гірничих робіт з поперечним розташуванням і двостороннім напрямком відпрацювання бортів кар'єру згідно даних В.В. Ржевського характеризується відносно невеликими об'ємами гірничо-капітальних робіт з меншими відстанями транспортування [7].

Фронт гірничих робіт, залежно від прийнятої схеми відпрацювання родовища, може мати різноманітний напрямок посування (рис. 3.23). При розробці крутоспадаючого шароподібного родовища з умовно постійним кутом падіння, відпрацювання може здійснюватися з формуванням діагонального фронту гірничих робіт (рис. 3.23, а). Порівняння різних способів відпрацювання глибоких кар'єрів показує, що поетапний розвиток робочої зони крутонахиленими шарами і діагональними блоками – один з найбільш ефективних способів управління режимом гірничих робіт. Діагональне розміщення етапів до простягання рудного покладу дозволяє вести гірничі роботи із східчастим зростаючим графіком виймання порід розкриву [213], поздовжніми або поперечними блоками (рис. 3.23, в). Розвиток фронту гірничих робіт поздовжніми і діагональними блоками дозволяє зменшити поточний коефіцієнт розкриву при плановому видобутку корисної копалини (рис. 3.23, і) [214].

При відпрацюванні крутонахиленими шарами на родовищі виділяють етапи. Борт по висячому боку при проектуванні розбивають на 3...4 крутонахилених шари, що формують етап. Шари в етапі мають ширину, що дорівнює ширині майданчика $Ш_{p.n.} = 50...60$ м, і формують контури тимчасово неробочих бортів, розміщених під кутом $\alpha_n = 30...38^\circ$. Висота групи уступів етапу визначається пониженням дна кар'єру за визначений період часу [214].

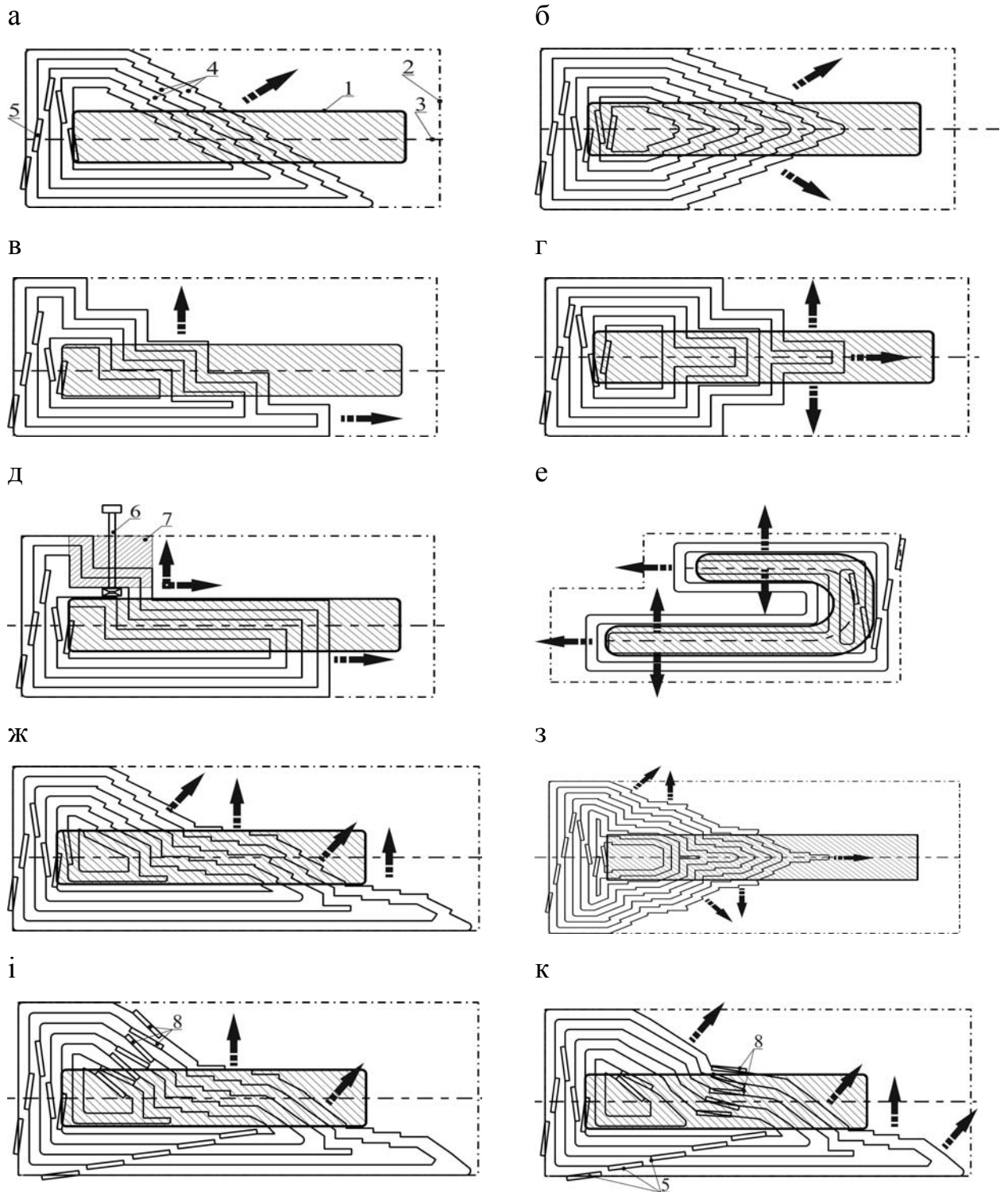


Рис. 3.23. Схеми формування напрямків відпрацювання робочої зони глибоких кар'єрів у плані при різних формах посування фронту гірничих робіт:

- 1 – родовище;
- 2 – межі кар'єрного поля;
- 3 – середня лінія простягання родовища;
- 4 – положення фронту гірничих робіт;

- 5 – стаціонарні з'їзди;
- 6 – конвеєрний підйомник;
- 7 – законсервований борт;
- 8 – тимчасові з'їзди.

При розробці вертикально падаючого покладу або наближеному до нього фронт гірничих робіт розвивається на протилежних бортах і формується за рахунок діагонального переміщення уступів щодо осі простягання родовища (рис. 3.23, б), поздовжніми і поперечними блоками (рис. 3.23, г), поздовжніми і діагональними блоками (рис. 3.23, з). При синклінальному заляганні родовища робоча зона формується шляхом відпрацювання суміжних ділянок на крилах мульди (рис. 3.23, е) із заглиблювальними гірничими роботами по них. Розвиток у плані може також супроводжуватися формуванням тимчасово неробочих ділянок бортів (рис. 3.23, д), наприклад, при розміщенні конвеєрної установки, або при наявності на борті тимчасових технологічних з'їздів, перенос яких тимчасово неможливий.

У випадку наявності в кар'єрі стаціонарної конвеєрної установки фронт гірничих робіт на тимчасово неробочій ділянці її розміщення відсутній. Фронт гірничих робіт у плані розвивається з формуванням постійних транспортних комунікацій та із облаштуванням у робочій зоні тимчасових з'їздів, які в міру відпрацювання ділянок переносять в нове положення. Наприклад, початкове положення гірничих робіт показане на рис. 3.23, і. Позиція 8 вказує на положення тимчасових з'їздів на ділянці, де виймальні роботи припинені. Надалі (рис. 3.23, к), фронт гірничих робіт переноситься на ділянку, де були сформовані тимчасові з'їзди. Як у плані, так і у глибину напрямком формування кар'єра залежить від форми родовища. Зміна напрямку простягання родовища в плані веде до зміни напрямку розвитку кар'єру на кожному горизонті. Коливання кута залягання покладу по падінню, відповідно спричиняє зміну послідовності розробки родовища і напрямку розвитку гірничих робіт у глибину.

Кумулятивні графіки при зміні напрямку відпрацювання родовища 4 типу (відповідно до класифікації, наведеної в розділі 3.1) показані на рис. 3.24. Виходячи із цих графіків, варіант відпрацювання родовища по діагональній, клиновій схемам має певну перевагу, однак кращим є розвиток гірничих робіт з формуванням поздовжніх і поперечних блоків при поперечному посуванні

фронту гірничих робіт. При розробці поздовжніх і поперечних блоків можливо виймати найменші об'єми порід розкриву (рис. 3.24). Після підривання розвали гірської маси перекривають лише частину уступів, на яких є можливість формувати робочі майданчики достатньої ширини. Формування поперечних блоків дозволяє на певному етапі створювати внутрішні відвали у виробленому просторі глибоких кар'єрів, що зменшує вартість транспортування порід розкриву і витрати на відчуження земель під зовнішні відвали.

Об'єми виймання гірської маси при поетапному розвитку кар'єрного поля показані на рис. 3.25. З показників об'ємів видно, що найкращі результати відповідають вийманню порід розкриву при клиновій і діагональній схемах розробки.

Можливі напрямки відпрацювання кар'єрного поля в глибину представлені на рис. 3.26. Наявні схеми розробки родовища мають кути укосів робочих бортів у межах до 24° (див. рис. 3.26, а) [10, 193].

Відомо, що необхідність зменшення об'ємів виймання порід розкриву на певному етапі розробки кар'єру привела до реалізації схем з формуванням тимчасово неробочих ділянок бортів і навіть із консервацією окремих бортів. Така консервація здійснювалася, як правило, з боку висячого боку родовища (див. рис. 3.26, б) і вимагала відпрацювання певної частини розкриву у більш пізній період. Параметри розконсервації тимчасово неробочого борта кар'єру можливо представити у вигляді схеми (рис. 3.27). При цьому контури кар'єру представлені тимчасово неробочими бортами з кутами укосів, близькими до кутів погашення. Етапи роботи кар'єру повинні вибиратися такими, при яких об'єми розкривних порід, що виймають, будуть знаходитися в межах мінімально припустимих значень. Зміна ж інтенсивності та напрямку розвитку робочої зони здійснюється таким чином, щоб протягом установленого етапу поточний коефіцієнт розкриву був мінімальним і при досягненні кар'єром граничної глибини не перевищував граничний коефіцієнт розкриву [215]. Відомі технології дозволяють розробляти похилі й круті шари родовища з формуванням **кутів** нахилу робочих бортів до $19...24^\circ$.

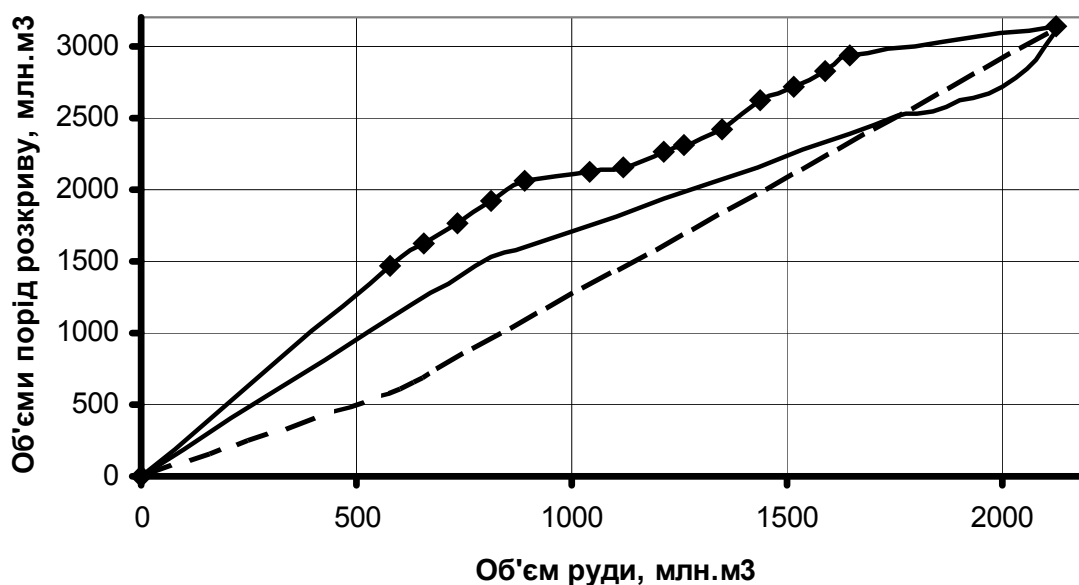


Рис. 3.24. Кумулятивні графіки об'ємів виймання корисної копалини і порід розкриття при відпрацюванні кар'єру 4 типу за різними схемами розвитку гірничих робіт:

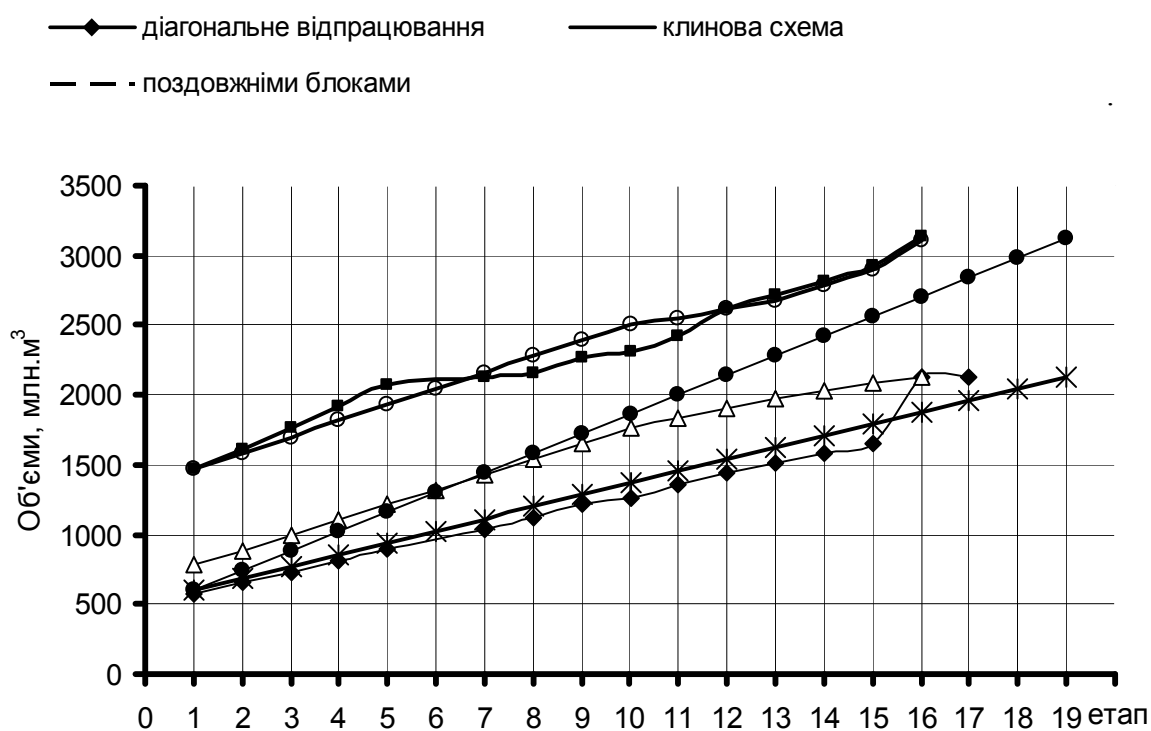


Рис. 3.25. Графіки об'ємів виймання корисної копалини і порід розкриття по етапах при відпрацюванні кар'єру 4 типу за різними схемами розвитку гірничих робіт:

- ◆ руда, діагональна схема
- розкриття (діагональна схема)
- △ руда (клинова схема)
- розкриття (клинова схема)
- * руда (повздовжніми і поперечними блоками)
- розкриття (повздовжніми і поперечними блоками)

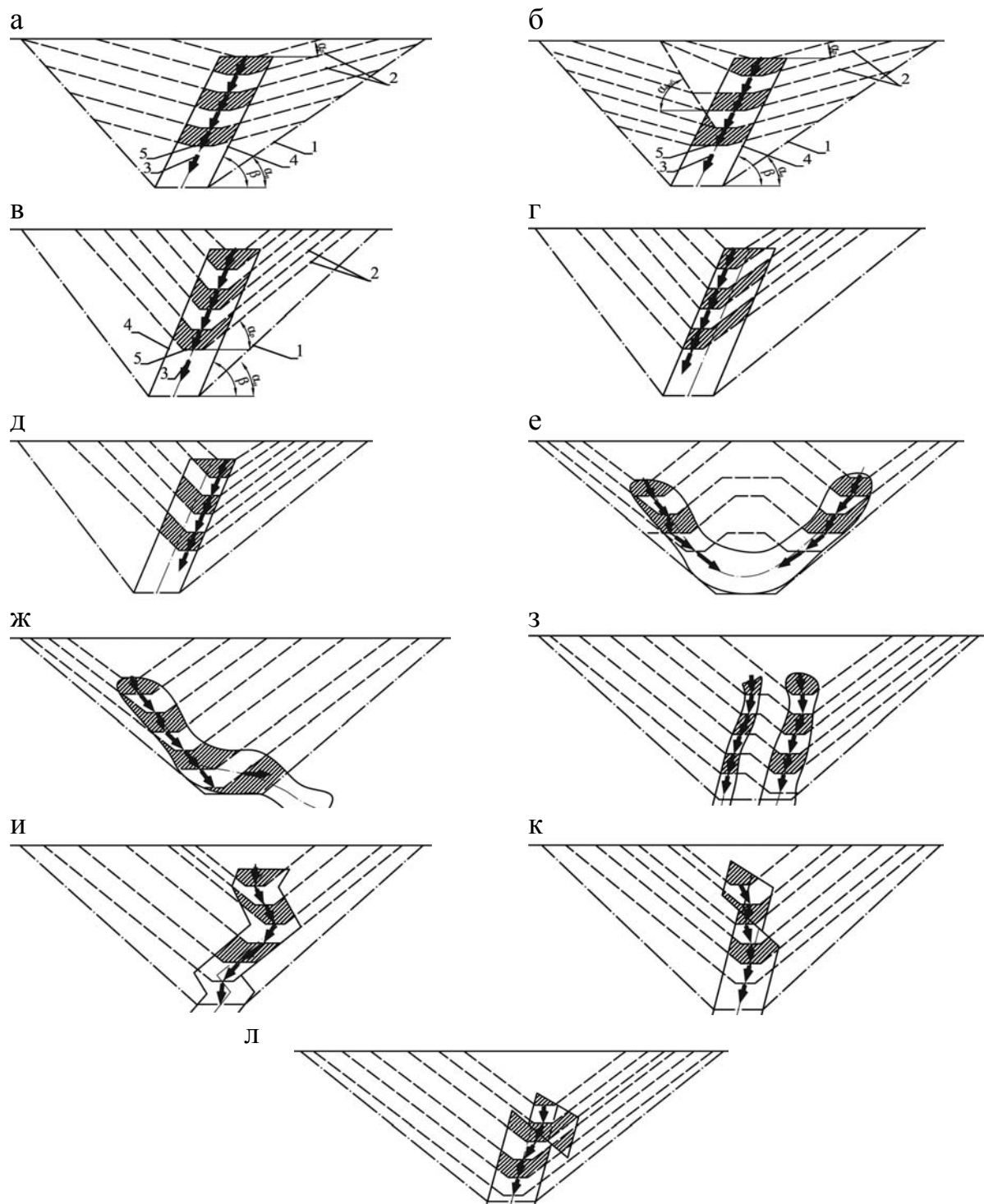


Рис. 3.26. Напрямок відпрацювання кар'єрного поля в поперечному розрізі з формуванням: а – нормативних укосів фронтальних бортів; б – розробка із залишенням тимчасово неробочих бортів; в-л – відпрацювання родовищ крутонахиленими шарами: 1 – проектні контури кар'єру; 2 – робочі контури кар'єру на певних етапах; 3 – напрямок розвитку фронту гірничих робіт; 4 – контури родовища; 5 – положення дна кар'єру на різних етапах розвитку гірничих робіт.

Розконсервацію тимчасово неробочих бортів крутоспадаючих пластових родовищ слід здійснювати з використанням відпрацювання крутонахиленими шарами, розвитком гірничих робіт в плані діагональними блоками, використанням технологій заукоски робочих бортів для забезпечення нормальної стійкості гірничих виробок, що формуються [215].

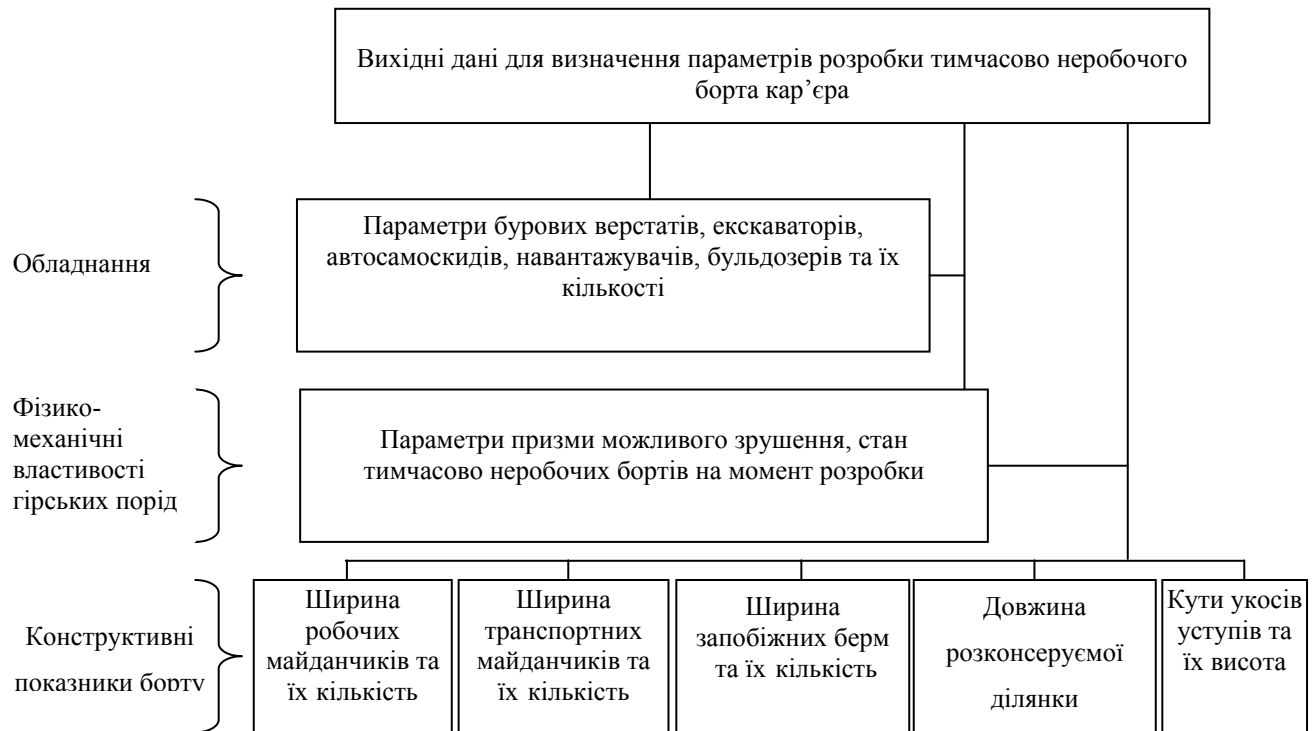


Рис. 3.27. Схема вихідних даних для визначення параметрів тимчасово неробочого борта при його розконсервації.

Відпрацювання крутонахиленими шарами може провадитися з розміщенням розрізної траншеї по центральній лінії простягання родовища (див. рис. 3.26, в), а також ближче до висячого або лежачого його боку (див. рис. 3.26, г, д). Мульдopodobні родовища, як правило, відпрацьовуються з поглибленням по одному або обом крилах (рис. 3.26, е) [193].

Як видно з рис. 3.26 (ж) до певного моменту поглиблення гірничих робіт здійснюється по центру покладу. Надалі крутонахилений поклад змінив положення на горизонтальне залягання. У цьому випадку, відпрацювання порід розкриттю також слід провадити крутонахиленими виймальними шарами, однак

напрямок їх посування у видобувній зоні буде здійснюватися в межах кар'єру практично горизонтально.

При наявності в межах кар'єрного поля декількох крутоспадаючих пластів корисної копалини можливе формування низки зон, що складаються із крутонахилених шарів. Як правило, основний напрямок їх поглиблення визначають за сукупністю потужностей родовища (якщо два або більше покладів розташовані поруч) або ж обирається пласт з найбільшими потужністю і вмістом корисного компоненту. На рис. 3.26 (з) показаний варіант відпрацювання родовища з двома пластами, горизонтальна потужність яких відрізняється один від одного.

Ламана форма крутоспадаючих родовищ зустрічається досить рідко і, як правило, така конфігурація пов'язана зі зсувом геологічних покладів у плані та в глибину. Неправильна форма пластового родовища, як показано на рис. 3.26 (и), приводить до необхідності поглиблення видобувних робіт за напрямком його падіння. При такій формі родовища крутонахилені виймальні шари по породах розкриву будуть відпрацьовуватися нерівномірно. Поступово будуть залучатися до розробки породи розкриву то правого, то лівого боку родовища.

Розглянуті також варіанти розвитку гірничих робіт на родовищах із вскиданням (рис. 3.26, к) або скиданням (рис. 3.26, л) рудного тіла при відповідних геологічних порушеннях. На початковому етапі розвитку гірничих робіт у таких умовах поглиблення дна кар'єру розглядається по найближчому положенню покладу до поверхні. Надалі, розвиток гірничих робіт на глибину відбувається по покладу з урахуванням його конфігурації, за тих умов, які були описані вище. При наявності подібних порушень, гірничі роботи з розробки порід розкриву крутонахиленими шарами також перерозподіляються на етапі переходу від одного положення покладу до іншого.

Важливе значення має напрям поглиблення дна кар'єру при етапному відпрацюванні крутонахиленими шарами. У якості прикладу для умов Полтавського ГЗК були визначені кути падіння залізородного родовища по висячому і лежачому бокам (рис. 3.28) [193].

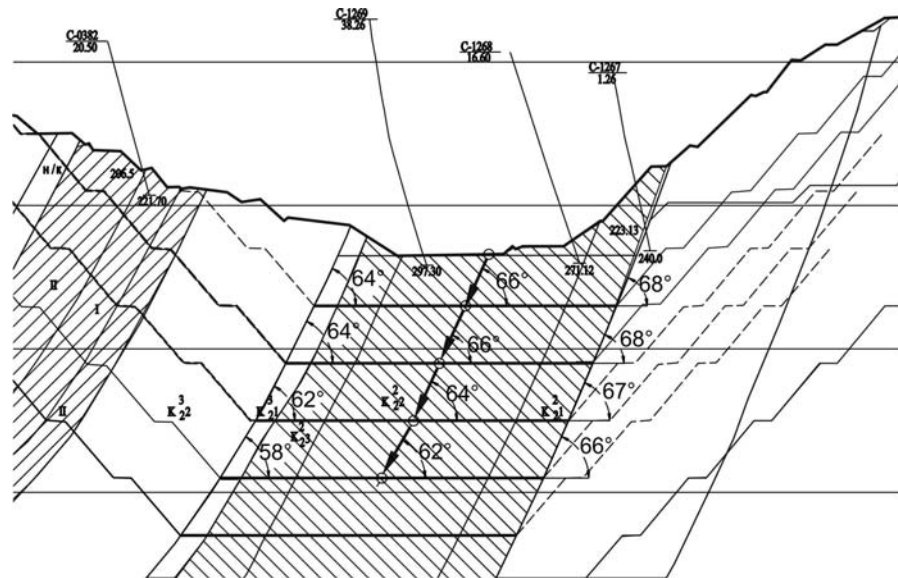


Рис. 3.28. Схема до визначення напрямку поглиблення дна на Горішне-Плавнинському родовищі в кар'єрі Полтавського ГЗК.

На підставі графічних побудов (рис. 3.28) підготовлені дані (табл. 3.7) по встановленню показників поглиблення дна кар'єру при етапному відпрацюванні крутонахиленими шарами. Встановлено, що кут поглиблення на кожному етапі змінюється від 66 до 62 градусів.

Таблиця 3.7

Показники напрямку поглиблення Горішне-Плавнинського родовища Полтавського ГЗКа

Горизонт	Кут залягання шару з боку висячого борта, град	Кут залягання шару з боку лежачого борта, град.	Кут поглиблення етапу, град	Потужність, м
- 270	64	68	66	210
- 310	64	68	66	213
- 350	62	67	64	217
- 390	58	66	62	225

Таким чином, встановлена можливість графоаналітичним методом визначати доцільний напрямок поглиблення дна кар'єру як на окремому горизонті, так і у межах блоку при етапному формуванні робочої зони. Напрямок розвитку робіт за глибиною визначається кутом падіння родовища,

що впливає на об'єми виймання порід розкриву, а також на кількість і ширину робочих майданчиків у крутонахилому шарі. Напрямок відпрацювання крутонахилених шарів по породах розкриву визначається виходячи з усереднення кутів формування бортів і етапів кар'єру, що забезпечують стійкий стан масиву при їх відпрацюванні [193]. Виконано аналіз стійкості уступів висотою 10, 12, 15, 20 м в умовах кар'єру Полтавського ГЗК. Значення показників стійкості укосів тимчасово неробочих ділянок борту кар'єра, висота яких варіювалася від 30 до 80 м, наведена у Додатку А. З урахуванням того, що борти кар'єру при відпрацюванні крутонахиленими виймальними шарами можуть бути складені як породами розкриву, так і пластами магнетитових залізистих кварцитів, враховувалась можливість їх будівництва по породах, які мають достатню стійкість.

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 3

1. Вдосконалена систематизація глибоких залізородних кар'єрів (за проф. Дриженко А.Ю.), яка дає можливість прогнозувати етапи розвитку та досліджені технологічні схеми формування робочої зони кар'єрного поля. В результаті систематизації кар'єрів були визначені сім їх типів за ознакою глибини відпрацювання.

2. Встановлений взаємозв'язок різних типів гірничого обладнання з технологічними схемами ведення робіт при відпрацюванні крутонахилених шарів. Вперше досліджені та класифіковані чотири варіанти сучасної комплексної механізації виймально-транспортного обладнання, які дозволили створити методику визначення раціональної ширини робочого майданчика крутонахилого шару. Параметри ширини робочого майданчика визначені від 35 до 96 м.

3. Дослідженнями встановлено, що при відпрацюванні за технологічними схемами зі збільшенням висоти окремого крутонахилого шару в борту від 45

до 75 м об'єми виймання порід розкриву збільшуються на 58% і це потребує більшого часу на підготовку корисної копалини до виймання.

4. На основі отриманого графіку зростаючих об'ємів виймання порід розкриву встановлено, що найкращі показники відповідають розвитку робочої зони кар'єру крутонахиленими шарами з розміщенням екскаваторних заходок на окремих уступах за принципом двостороннього формування борту по колу в одному напрямку і відповідно з використанням човникової схеми.

5. Запропоновано до впровадження нові схеми з розвитком гірничих робіт у плані. Перспективними при відпрацюванні залізородних родовищ крутонахиленими шарами є діагональні і поперечно-поздовжні схеми розвитку гірничих робіт, які відповідають інтенсивному розвитку робочої зони і мають найменші об'єми порід розкриву на початковому етапі.

6. З урахуванням технологічних схем визначено напрямок поглиблення дна кар'єру для Полтавського ГЗК, за розробленою методикою (п.2.7) при етапному формуванні робочої зони. Дослідження показали, що кут поглиблення на кожному етапі змінюється від 66 до 62 градусів, що призводить до зменшення ширини етапу зі сторони лежачого боку родовища і збільшення – зі сторони висячого боку, що впливає на об'єми виймання порід розкриву у крутонахилених шарах.

Основні наукові результати розділу 3 відображені в працях автора
[191, 193, 196, 208, 210, 211, 212, 213, 214, 215]

РОЗДІЛ 4

ДОСЛІДЖЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ФОРМУВАННЯ РОБОЧОЇ ЗОНИ КРУТОНАХИЛЕНИМИ ШАРАМИ НА ГЛИБОКИХ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРАХ

4.1 Визначення особливостей планування і розробки глибоких залізорудних кар'єрів крутонахиленими шарами

Технологічні схеми і їх розвиток залежать від параметрів робочої зони при розробці глибоких залізорудних кар'єрів. При вирішенні гірничих завдань складно встановити досить точні математичні залежності між умовами залягання і елементами системи розробки, з одного боку, і техніко-економічними результатами їх розвитку – з іншого. У цьому зв'язку важко в конкретних умовах знаходити оптимальні технологічні рішення, оскільки зміна гірничо-геологічних умов веде до необхідності більш досконалого визначення поточних об'ємів виймання порід розкриття і корисної копалини. Виникає необхідність у повній або частковій *ідеалізації гірничотранспортних умов*, уподібненні типів покладів і масивів гірських порід правильним геометричним фігурам, у спрощенні зв'язків між окремими операціями і процесами при їх виконанні [216]. Це знижує можливість ефективно і глибоко розкрити об'єктивно існуючі закономірності між виробничими процесами, зменшує точність і цінність результатів розрахунків і веде до того, що розрахункові формули, у більшості випадків, мають вузьке і, головним чином, методичне значення.

Отже, аналітичні прийоми дають цілком задовільні результати тільки при рішенні окремих приватних завдань, коли кількість взаємно зв'язаних факторів обмежені, а самі зв'язки піддаються нескладному і зручному математичному аналізу. До них можна віднести питання визначення продуктивності обладнання, транспортного обслуговування вибоїв і відвалів, окремі завдання по визначенню границь кар'єрів, раціональних схем їх розкриття і систем

розробки. При конкретному проектному або виробничому рішенні різних завдань досить часто враховують досвід попередніх розробок. Для цього у більшості випадків використовують технології ГПС, які є більш достовірними.

Особливостями розвитку гірничих робіт в умовах відпрацювання порід розкриву **крутонахиленими шарами є:**

1. Формування укосів робочих бортів кар'єру з кутами, наближеними до гранично допустимих значень. Будівництво таких бортів здійснюється шляхом групування уступів, формування етапу із групи уступів і відпрацювання їх зі створенням одного робочого майданчика, що переміщається вниз у міру відпрацювання шару.

2. Поетапне поглиблення дна кар'єру із планомірним керуванням положення розкривних виробок по глибині. При цьому розробка родовищ крутонахиленими шарами супроводжується систематичною зміною положення робочої зони і окремих екскаваторних блоків у кар'єрі, а також конфігурації траси транспортних майданчиків. По висоті робоча зона розділяється на ряд етапів із самостійним транспортним горизонтом на кожному з них. Етапи складаються із групи уступів: робочих і тимчасово законсервованих.

3. Група уступів у крутонахиленому шарі в границях кожного етапу відпрацьовується зверху вниз послідовно один за одним. Після формування розвалу, виймальний екскаватор проходить заходку уздовж довжини етапу. Число уступів у групі менше у верхній частині етапу і може бути збільшено в нижній. Це зв'язано, насамперед, з довжиною робочих блоків і швидкістю їх відпрацювання.

4. Етапи формують по скельних породах розкриву на фронтальних бортах кар'єру, починаючи від виходу корисної копалини на нижній розкривний уступ по лежачому і висячому боках родовища в поперечному розрізі; орієнтують їх уздовж простягання родовища; довжину робочих майданчиків на них приймають не менше нормативної довжини екскаваторних блоків, а ширина по низу може додатково включати уловлювальні майданчики.

5. Для забезпечення стійкості укосів тимчасово законсервованих ділянок

робочих бортів, кожний з уступів у границях етапу під час проведення буропідричних робіт бажано завідкошувати шляхом попереднього підривання екрануючих свердловин. При відпрацюванні крутонахилених шарів необхідно передбачити заходи щодо оборки укосів уступів і очищенню берм безпеки від крупних шматків породи.

6. Транспортний зв'язок між етапами відпрацювання і поверхнею забезпечується за рахунок формування тимчасових з'їздів у одному або двох торцях кар'єру при витягнутих по простяганню родовищах або ж шляхом формування спіралеподібних з'їздів. У випадку розміщення стаціонарних з'їздів у торці кар'єру потрібне будівництво тимчасових з'їздів при зниженні кожного крутонахилоного шару в етапі.

4.2 Аналіз параметрів формування робочої розкривної зони крутонахиленими шарами

Робочою зоною прийнято називати сукупність уступів, що перебувають в одночасній розробці [7]. Положення робочої зони визначають позначками нижніх майданчиків верхнього і нижнього (на певний момент часу) робочих уступів у кар'єрі. Робочою зоною є та частина кар'єрного поля, у якій на даний період експлуатації перебувають робочі майданчики, розміщене основне гірничотранспортне обладнання, більша частина внутрішньокар'єрних транспортних і енергетичних комунікацій і ведуться гірничі роботи з виймання порід розкриву і видобутку корисної копалини [28]. У робочій зоні кар'єру підтримують нормативні величини готових до виймання запасів корисної копалини і сумарну довжину фронту гірничих робіт, необхідну для стійкої і безпечної роботи кар'єру.

До основних **параметрів**, що характеризують робочу зону кар'єру, відносяться [28]: *довжина, ширина і глибина зони, сумарна площа, а також площа розкривної й видобувної зон, число розкривних і видобувних уступів, число і ширина робочих майданчиків, довжина фронту робіт з виділенням*

активного і резервного, довжина траншей і з'їздів, величина запасів, кути робочих бортів, напрямок і темп зниження гірничих робіт, напрямок і швидкість посування фронту гірничих робіт.

Відповідність робочої зони довгостроковій перспективі розвитку кар'єру буде дотриманою, якщо при проектуванні й плануванні гірничих робіт були прийняті рішення, засновані на математичному і графічному моделюванні динаміки розвитку робочого простору, детальному аналізі та оцінці можливих варіантів розвитку підприємства на тривалий період (10-15 років і більше). Це дуже трудомістка і складна робота, що досить оперативно і вірогідно може бути виконана лише за допомогою ЕОМ на базі геоінформаційних геологічних моделей родовищ і автоматизованих систем гірничо-геометричних розрахунків [28].

В умовах складноструктурних родовищ не завжди можуть бути досить чітко виділені границі розкривної та видобувної зон. Тому в загальній площі робочої зони виділяють видобувну її частину, що змінюється по місцю розташування, але стабільну по сумарній площі, довжина фронту гірничих робіт на якій повинна забезпечити задану продуктивність кар'єру по видобутку з урахуванням установленого режиму виймання різних сортів руд.

4.3 Дослідження стійкості порід в умовах Полтавського ГЗК

Число тимчасово неробочих уступів *п'яти*, які сформовані у крутонахиленому виймальному шарі, **залежить** від стійкості порід, кутів укосів і висоти окремих уступів. Фізико-механічні властивості порід розкриву і корисної копалини на кар'єрі Полтавського ГЗК наведені в табл. 4.1.

Аналіз графіків, наведених у Додатку А показує, що найкращі показники по стійкості борту тимчасово неробочої ділянки відповідають висоті окремих уступів 10 м. Однак, між окремими уступами залишаються майданчики шириною 1,5-2 м, що приводить до зменшення кута укосу борту кар'єра і викликає необхідність додаткового виймання порід розкриву. Такі майданчики

виникають у результаті неможливості буріння свердловин поблизу нижньої брівки укосу уступу. Після підривання і відпрацювання уступу, ці майданчики залишаються і в подальшому можуть обсипатися, у результаті чого утворюється суцільний укіс.

Таблиця 4.1

Фізико-механічні властивості порід залізорудного родовища ПГЗК

Тип породи	Зчеплення порід, т/м ²	Кут внутрішнього тертя, град	Об'ємна вага, т/м ³	Кут укосу уступу, град	Ширина майданчика між уступами b_i , м
Кора вивітрювання					
Амфіболіти	14,1	31	2,8	75	2
Кварцити безрудні	15	36	3,3	75	2
Сланці	6,7	31	2,5	75	2
Залізисті кварцити	9,8	22	3,2	75	2
Скельні породи					
Магнетитові кварцити К ₂₂	24,4	22,6	3,35	75	2
Магнетитові кварцити К ₂₃	21,3	19,8	3,4	75	2
Магнетитові кварцити К ₂₅	21	24,4	3,6	75	2
Плагіограніти, мігматити	19,4	22,2	2,7	75	2
Амфіболіти, сланці кварцево-рогообманково-біотитові	17,8	23	2,8	75	2

В умовах відпрацювання глибоких залізорудних кар'єрів найгіршим варіантом є посування крутонахиленого шару по залізистих кварцитах, що вивітрені. У цьому випадку висота тимчасово неробочої ділянки повинна бути не більш 30 м, це обумовлено незначною стійкістю порід, коефіцієнт запасу стійкості яких складає 1,1. Такі породи зустрічаються на контакті з корінними різновидами. Найбільш міцними і стійкими породами є безрудні кварцити.

В роботі встановлено, що коефіцієнт запасу стійкості тимчасово неробочих ділянок висотою від 30 до 80 м для порід залізорудного кар'єру змінюється в межах від 0,8 до 1,6 (див. Додаток А) [217]. Оптимальним можна вважати число уступів із 1-2 од., які поєднують в один укіс у верхній зоні кар'єру до глибини 30 м. Укіс тимчасово неробочих ділянок борту кар'єру на глибині 60-75 м слід формувати з 2-3 уступів, а нижче глибини 75 м – не більше 4 уступів.

4.4 Визначення швидкості пониження робочих майданчиків

Основні параметри, що впливають на швидкість пониження уступів при відпрацюванні крутих шарів – це продуктивність виймально-навантажувального обладнання, ширина майданчика і довжина робочої панелі. Мінімальна ширина робочого майданчика по скельних породах при однобічному навантаженні в засоби транспорту (рис. 4.1, а) – 35...36 м. Ширина крутого шару з урахуванням транспортної полоси, що розміщується вище основного робочого горизонту і слугує для переміщення транспорту до буропідривного блоку (рис. 4.1, б) – 64...65 м [218].

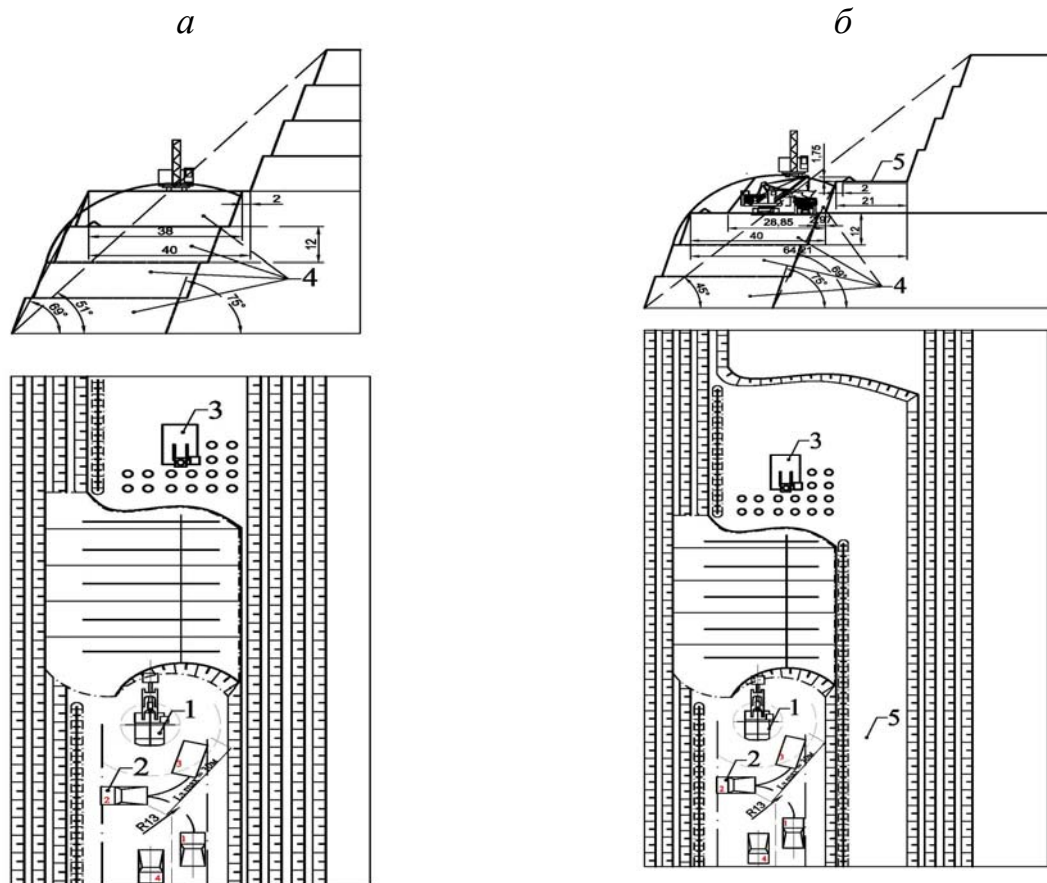


Рис. 4.1. Схема при відпрацюванні крутонахилених шарів з мінімальною шириною майданчика (а) і з використанням додаткового транспортного майданчика (б): 1 – екскаватор; 2 – автосамоскид; 3 – буровий верстат; 4 – уступи крутого шару; 5 – транспортний майданчик, що розміщується вище основного робочого горизонту і слугує для переміщення допоміжного транспорту до буропідривного блоку.

Для досліджень був обраний існуючий на ПГЗК екскаватор EX 3600-5 з ємністю ковша 23 м³. При цьому продуктивність цього екскаватору склала 17557 м³/зміну при навантаженні у автосамоскиди вантажністю 136 т. У результаті регресійного аналізу швидкості пониження уступів у крутому шарі була отримана аналітична залежність швидкості пониження гірничих робіт у крутому шарі від кількості уступів у крутому шарі, довжини виймального блоку і ширини робочого майданчика:

$$v = 220,75 - 12,4971 \cdot n - 0,06888 \cdot L - 1,00829 \cdot Шрп \text{ м/рік}, \quad (4.1)$$

де n – кількість уступів у крутому шарі (3-6), од.;

L – довжина блоку крутого шару, (від 600 до 1000) м;

Шрп – ширина робочого майданчика, (40-70) м.

Середня швидкість пониження крутого шару, що має параметри довжини – 800 м, ширини робочого майданчика – 55 м і відпрацьовується екскаватором EX 3600-5 складає 53,95 м/рік.

4.5 Визначення ширини робочих майданчиків при формуванні крутонахилених шарів

Одним з основних параметрів робочого уступу є ширина майданчика, яка визначається виходячи з габаритних розмірів застосовуваного гірничотранспортного обладнання та їх робочих характеристик. При відпрацюванні глибоких кар'єрів ширину робочих майданчиків намагаються зменшити, чим досягається більший кут укосу борту кар'єра і, відповідно, зменшення обсягів виймання порід розкриву. Однак, даний показник має свої обмеження. З урахуванням наявної на сьогоднішній день технології виймання скельних порід розкриву, фактична ширина робочих майданчиків змінюється від 40 до 60 м.

При відпрацюванні крутонахилених виймальних шарів залізничний транспорт може бути використаний лише на верхніх горизонтах кар'єру, оскільки формування тимчасово неробочих ділянок з декількох суміжних уступів і їх наступне відпрацювання призводить до необхідності демонтажу залізничних колій при переході на наступний горизонт шару. Відпрацювання крутонахилених шарів потребує використання більшою мірою автосамоскидів. Відповідно, майданчик для маневрування автотранспорту впливає на ширину робочого майданчика. Оскільки всі великовантажні автосамоскиди мають значний радіус повороту (10-16 м), основним способом маневрування і подачі автосамоскида під навантаження у вибої є тупикова схема. В окремих випадках може бути використана схема з формуванням ніші для заїзду автосамоскида і його розвороту. Однак, створення ніші додатково збільшує ширину робочих майданчиків.

У загальному випадку ширина робочого майданчика визначається по формулах, наведених у роботі. При відпрацюванні м'яких порід і використанні автомобільного транспорту з тупиковою схемою подачі машини під екскаватор (рис. 4.2, а) мінімально припустиму ширину майданчика пропонується визначати за формулою, яка враховує розміщення захисного пристрою

$$Ш_{pn} = z + s + a + p + b_3 + b_k + 2d, \text{ м}; \quad (4.2)$$

де z – ширина призми обрушення робочого уступу, м;

s – ширина ґрунтового вала, який орієнтує рух, м;

a – відстань від подошви ґрунтового валу до крайки проїзної частини автодороги, м;

p – ширина майданчика для маневрів автосамоскидів при подачі під навантаження, м;

b_3 – ширина майданчика для встановлення захисного пристрою, м;

b_k – ширина дренажної канави, м;

d – відстань від нижньої брівки уступу до дренажної канави, м;

k – відстань від вісі опори лінії електропередачі до верхньої брівки дренажної канави, м.

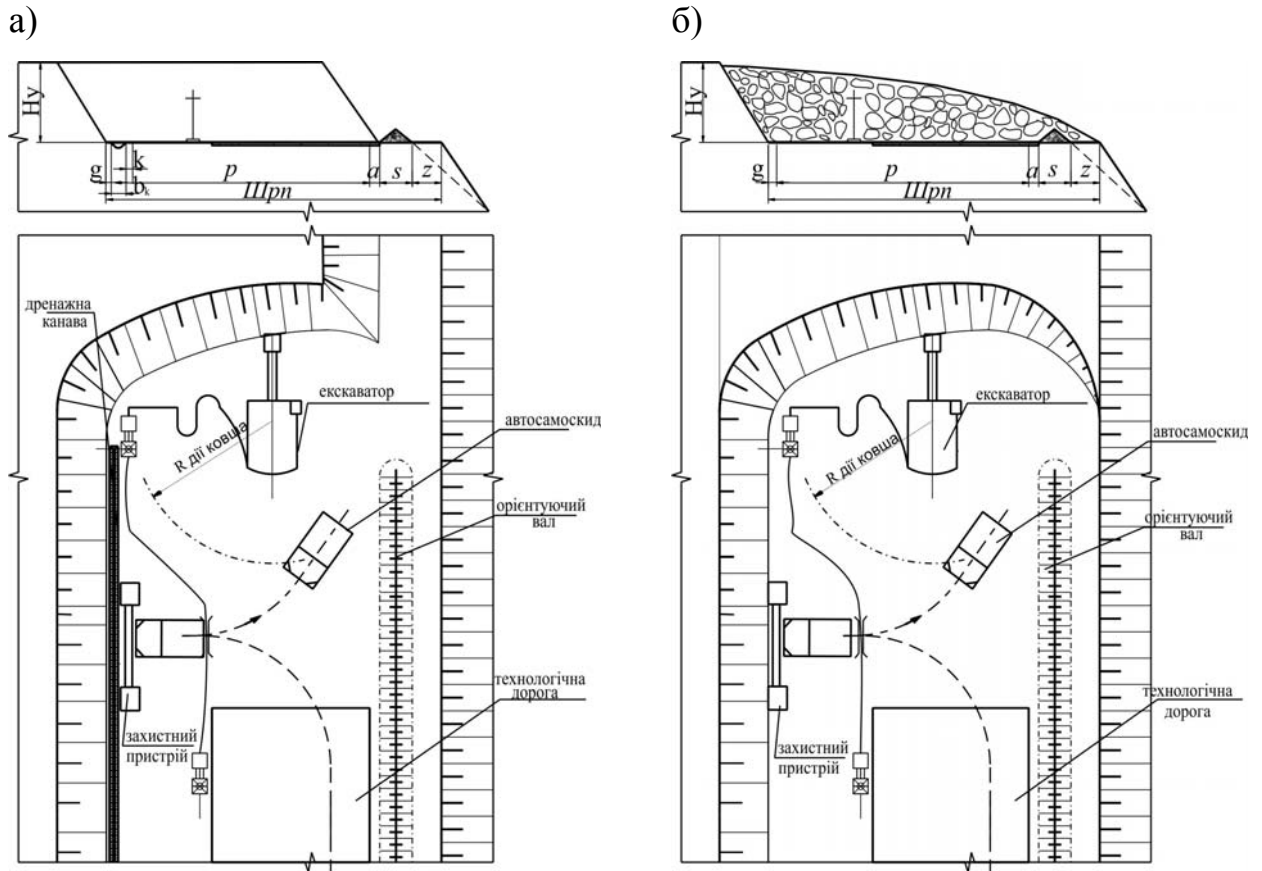


Рис. 4.2. Схеми до визначення ширини робочого майданчика при відпрацюванні м'яких (а) і скельних порід (б) з використанням захисного пристрою.

При експлуатації автомобільного транспорту (рис. 4.2, б), також як і при розробці уступів у м'яких породах, мінімально-припустима ширина майданчика (м) в зоні виймально-навантажувальних робіт при відпрацьовуванні скельних порід визначається за формулою, яка враховує розміщення захисного пристрою

$$\text{III}_{\text{рпз}} = a + s + z + p + b_3 + g, \quad (4.3)$$

де g – відстань між краєм майданчика для маневрів автосамоскидів при подачі під навантаження і підшовою розвалу (або нижньою брівкою уступу), м.

Ширина робочого майданчика впливає на об'єми виймання порід розкриву, на кути укосів робочих бортів і на число робочих майданчиків в етапах крутонахилених шарів.

4.6 Дослідження числа робочих майданчиків

При відпрацюванні робочої зони кар'єру крутонахиленими виймальними шарами число робочих майданчиків систематично змінюється при поглибленні дна. При цьому на число робочих майданчиків у шарі впливає кут падіння родовища, форма і умови залягання пласта, число уступів, що формуються на тимчасово неробочій ділянці шару, ширина робочого майданчика, кути укосу уступів на робочих і тимчасово неробочих ділянках, а також висота між суміжними робочими майданчиками в шарі. На рис. 4.3 показаний кар'єр 4 типу з глибиною відпрацювання 400 м. Кут падіння шару приймався у межах 90° , 75° і 55° [194].

Із послідовності відпрацювання етапів (рис. 4.3) видно, що при відпрацюванні вертикального родовища число робочих майданчиків однакове з лівої і правої сторони кар'єру. Число їх з глибиною поступово збільшується. Формування крутонахилених виймальних шарів при відпрацюванні крутонахилених і крутоспадаючих родовищ веде до зміни числа робочих майданчиків зі сторони висячого і лежачого боків родовища.

Висячий борт має більшу кількість майданчиків, що відпрацьовують, а відпрацювання лежачого борту кар'єра з поглибленням може «заморожуватися», тобто роботи на ньому в певний період припиняються, що потребує забезпечення довгострокової стійкості гірничих виробок. При подальшому поглибленні дна кар'єру роботи на ділянках лежачого борту відновляють. Таким чином, більша частина техніки буде зосереджена на ділянці висячого борту і значні обсяги виймання порід розкриву будуть здійснюватися саме на них. Робочі майданчики висячого борту будуть постійно змінювати своє положення в міру поглиблення дна і виробок кар'єру.

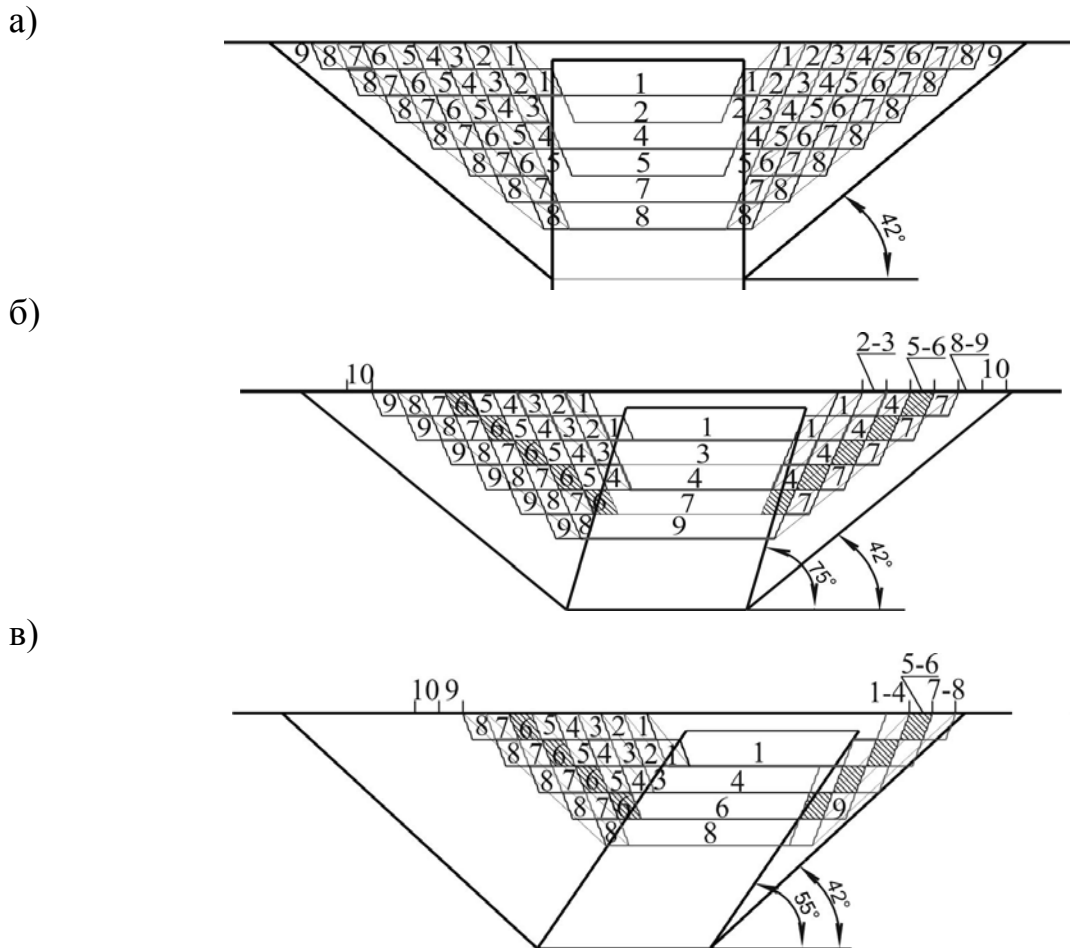


Рис. 4.3. Схеми формування крутонахилених шарів при різних кутах падіння родовища: а – 90° ; б – 75° ; в – 55° і ширині майданчиків 40 м (4 тип родовищ): 1-9 – крутонахилені шари.

Ширина робочого майданчика і кут укосу крутонахилоного шару впливають на кількість уступів, що знаходяться в розробці. На рис. 4.4 показані графіки зміни кількості майданчиків, які формують при відпрацюванні, залежно від поточної глибини кар'єру. Умовне родовище має кут падіння 75° . Із графіка видно, що при проектній глибині кар'єру 400 м кількість уступів у розробці поступово збільшується до певного значення, після чого їх число знижується при доробці кар'єру.

Пік кількості майданчиків 6 одиниць по висячому борту кар'єру при відпрацюванні майданчиками шириною 60 м приходить на позначку 300 м, а при відпрацюванні майданчиками шириною 40 м – на позначки 275 і 345 м.

Кількість майданчиків на лежачому борту на початковому етапі відпрацювання кар'єру буде дорівнювати їх кількості на висячому борту. Надалі основна робота відбувається на висячому борті. На певній глибині дна кар'єру роботи на лежачому борту можуть не вестися або виконуватися з невеликим посуванням. У міру необхідності і підготовки нових горизонтів по корисній копалині роботи на лежачому борті кар'єру інтенсифікують з показниками від 0 до 4-6 робочих майданчиків (рис. 4.4).

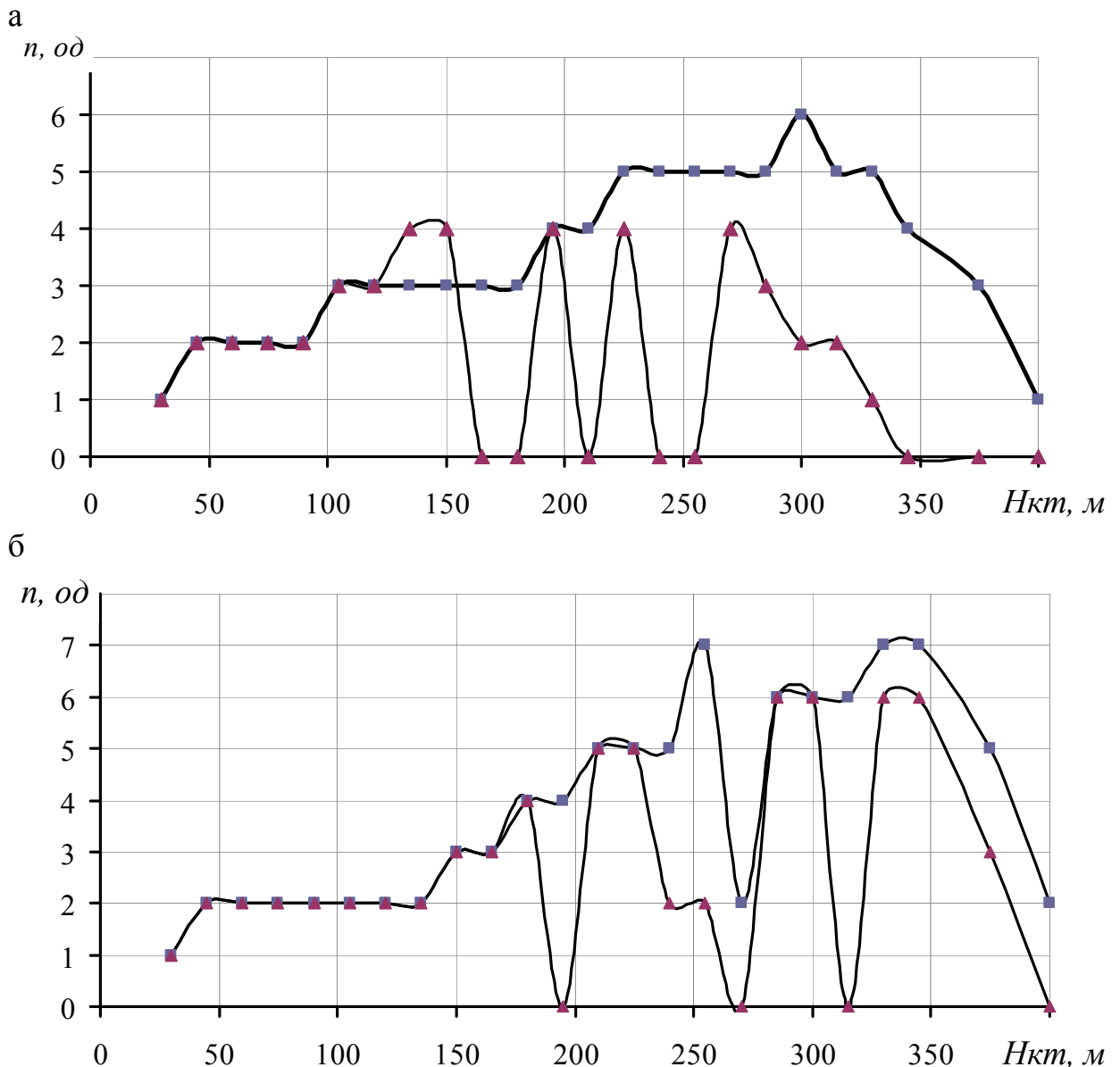


Рис. 4.4. Графіки залежності кількості уступів у розробці при зміні глибини дна кар'єру: а – при відпрацюванні майданчиків шириною 60 м; б – при відпрацюванні майданчиків шириною 40 м:

- кількість уступів, що відпрацьовується зі сторони висячого боку ;
- ▲— кількість уступів, що відпрацьовується зі сторони лежачого боку .

Таким чином, на кількість робочих майданчиків по породам розкриву при формуванні крутонахилених шарів впливає ширина робочого майданчика і кут падіння родовища. Зменшення кута падіння родовища веде до зниження кількості крутонахилених шарів з боку лежачого боку родовища і збільшенню – зі сторони висячого, з кожним етапом поглиблення дна кар'єру.

При виділенні окремих ділянок, які відпрацьовують за запропонованою технологічною схемою, обчислення площ може здійснюватися методом інтегралів або полярної системи координат. Графіки на рис. 4.8 дають можливість визначити на якій глибині частина гірничотранспортного обладнання при відпрацюванні борту зі сторони лежачого боку на деякий час буде вивільнятися, що відповідає положенню нуля на графіку.

Кількість уступів у розробці змінюється і відповідно буде змінюватися кількість ділянок, що відпрацьовується одночасно, що визначає продуктивність кар'єру по розкривним породам при відпрацюванні крутонахиленими шарами. Зміна положення дна кар'єру веде до зміни кута укосу бортів кар'єру.

4.7 Аналіз зміни кута укосу робочого борту при зміні поточної глибини дна кар'єру

Ширина робочих майданчиків при відпрацюванні порід розкриву крутонахиленими шарами впливає на кут укосу робочого борту кар'єра. Виконано дослідження зміни кута укосу робочого борту при формуванні кар'єрного поля крутонахиленими шарами (рис. 4.5) [217].

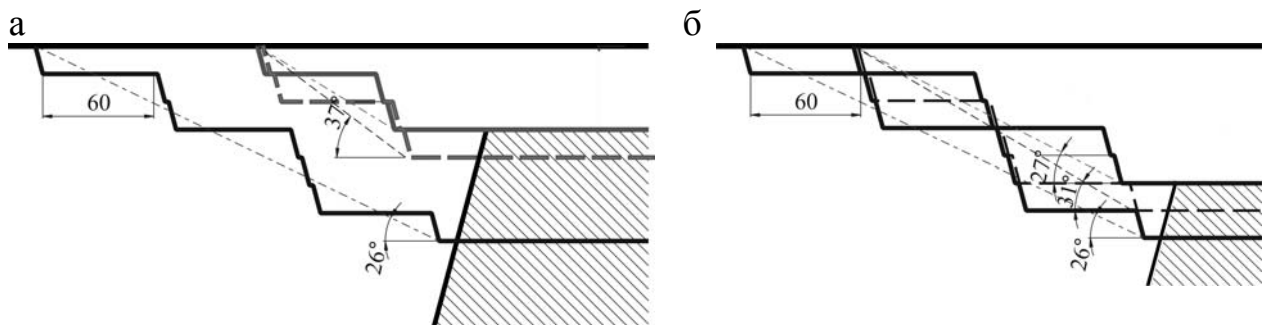


Рис. 4.5. Схема зміни кутів укосів робочих бортів при відпрацюванні крутонахиленими виймальними шарами: а – положення борту кар'єра на

початок відпрацювання; б – положення борту кар'єра при поглибленні дна кар'єру.

Ширина робочих майданчиків склала 40 і 60 м. Вихідні дані прийняті для 4 типу кар'єру. З урахуванням того, що здійснюється поступове поглиблення дна кар'єру, до роботи залучається різне число уступів. Відповідно цьому кут укосу може змінювати значення від 27 до 55 градусів – при ширині майданчика 60 м. При відпрацюванні уступу робочими майданчиками шириною 40 м кут укосу бортів кар'єру по висячому і лежачому боці родовища варіюється від 35 до 42 градусів [219].

Збільшення ширини робочого майданчика веде до зменшення значення кута укосу робочого борту кар'єра (рис. 4.6). На рис. 4.6 показані поліноміальні лінії тренда з найбільшим показником вірогідності апроксимації R. Сформований кут укосу робочого борту α (град) при відпрацюванні крутонахиленими виймальними шарами і поточній глибині розробки можна описати нижчеподаними рівняннями [217].

Для кар'єру із шириною майданчика 40 м:

- по висячому борту кар'єру з коефіцієнтом поліноміальної апроксимації $R^2 = 0,7128$

$$\alpha = 2 \cdot 10^{-8} H_{m.k}^4 - 2 \cdot 10^{-5} H_{m.k}^3 + 0,0071 \cdot H_{m.k}^2 - 1,048 H_{m.k} + 90,422, (4.4)$$

де $H_{m.k}$ – поточна глибина кар'єру, м;

- по лежачому борту кар'єру з коефіцієнтом поліноміальної апроксимації $R^2 = 0,7539$

$$\alpha = 2 \cdot 10^{-8} H_{m.k}^4 - 2 \cdot 10^{-5} H_{m.k}^3 + 0,008 \cdot H_{m.k}^2 - 1,1361 H_{m.k} + 92,566, (4.5)$$

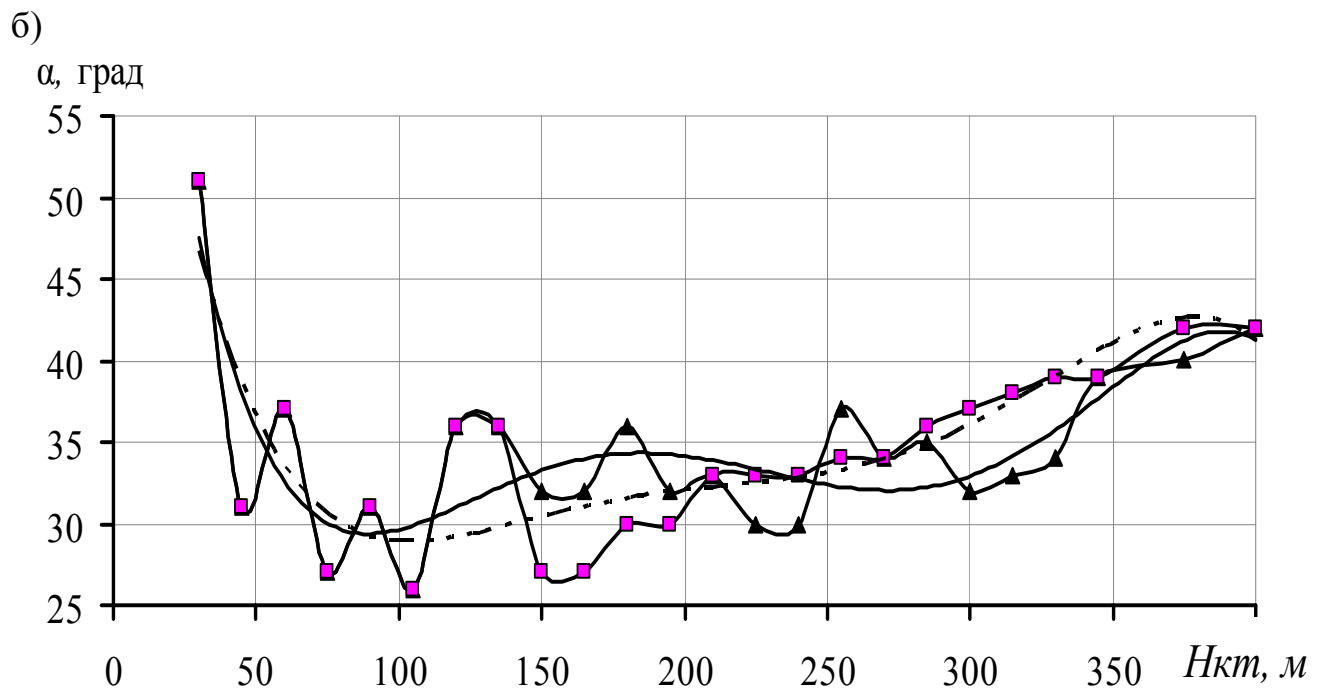
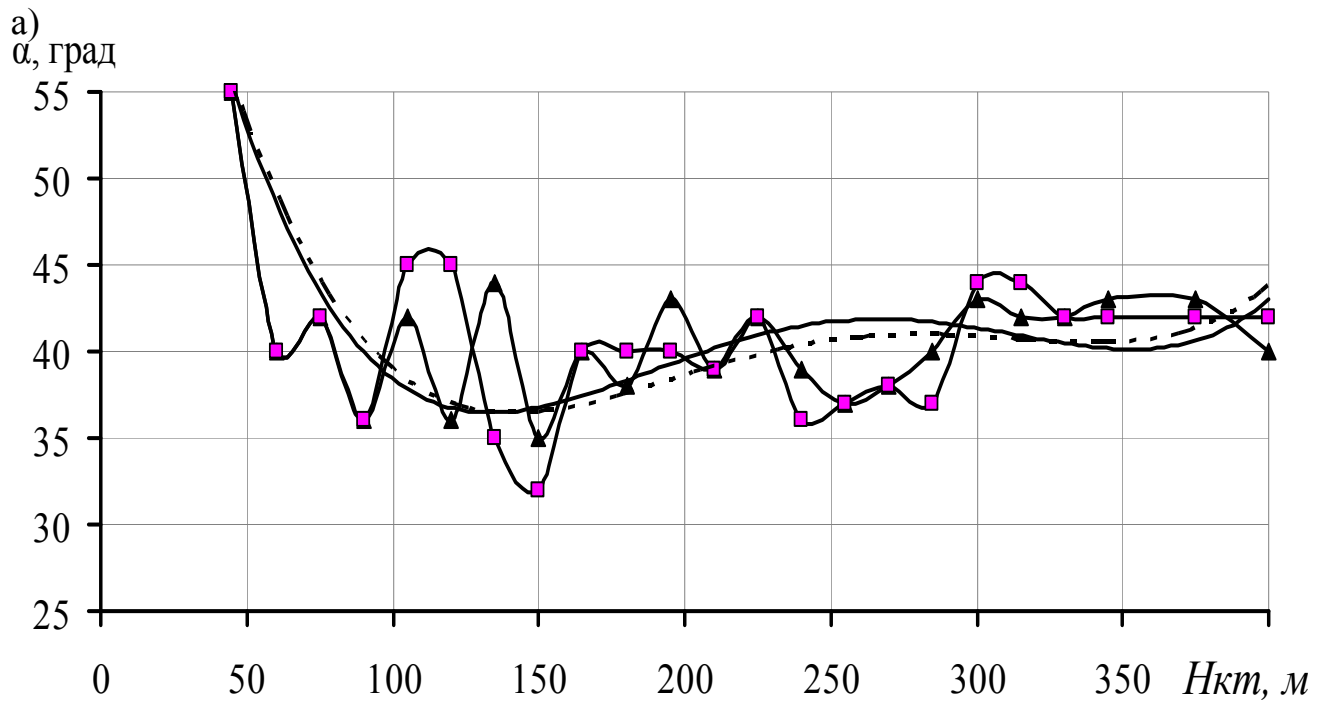


Рис. 4.6. Графіки зміни кутів укосів бортів кар'єру при збільшенні глибини кар'єру з шириною робочого майданчика 40 м (а) і 60 м (б):

- ▲— показники куту укосу висячого борту кар'єру, град;
- показники куту укосу лежачого борту кар'єру, град;
- Полі номі альний (показники куту укосу висячого борту кар'єру, град);
- - - Полі номі альний (показники куту укосу лежачого борту кар'єру, град).

Для кар'єру із шириною майданчика 60 м:

- по висячому борту кар'єру з коефіцієнтом поліноміальної апроксимації
 $R^2 = 0,6406$

$$\alpha = -2 \cdot 10^{-10} H_{m.k}^5 + 2 \cdot 10^{-7} H_{m.k}^4 - 10^{-4} \cdot H_{m.k}^3 + 0,0199 \cdot H_{m.k}^2 - 1,7416 H_{m.k} + 84,366, \quad (4.6)$$

де $H_{m.k}$ – поточна глибина кар'єру, м;

- по лежачому борту кар'єру з коефіцієнтом поліноміальної апроксимації
 $R^2 = 0,6884$

$$\alpha = -1 \cdot 10^{-10} H_{m.k}^5 + 2 \cdot 10^{-7} H_{m.k}^4 - 7 \cdot 10^{-5} \cdot H_{m.k}^3 + 0,0142 \cdot H_{m.k}^2 - 1,3405 H_{m.k} + 75,934, \quad (4.7)$$

Для кар'єрів Кривбасу розрахункові проектні кути бортів складають від 38 до 46 градусів. З рис. 4.6,а видно, що зменшення кута укусу робочого борту при відпрацюванні 40-метровими майданчиками припадає на глибину 150 м. При подальшому поглибленні кар'єру відбувається поступове збільшення кута укусу робочих бортів до 42-44 градусів. З рис. 4.6, б видно, що при формуванні бортів кар'єру з робочими майданчиками шириною 60 м кути укосів бортів кар'єру по висячому і лежачому боці родовища змінюються від 28 до 36 градусів. При відпрацюванні 60-метровими майданчиками найменші значення кутів укусу робочих бортів відповідають глибині 100-150 м і при цьому положенні борт найбільш стійкий. З урахуванням закладання кутів крутонахиленого шару і висоти тимчасово неробочих ділянок від 30 до 80 м необхідно забезпечити безпечну роботу кар'єру на нижче розташованих ділянках робочого борту кар'єру.

4.8 Дослідження висоти протиобвального уловлювального валу при відпрацюванні крутонахиленими шарами

На основі рішення залежності (2.66) встановлюється дальність відльоту брил у залежності від крутості укосу уступу і його висоти h_y . За даними розрахунками отриманий графік залежності $x_m = f(h_y)$ (рис. 4.7) [198].

Застосування уловлювальних полиць у кар'єрах приводить до збільшення об'ємів виймання порід розкриву або до втрат промислових запасів корисної копалини, якщо транспортні комунікації розташовані на його поверхні. При кутах укосу уступу $\alpha_y \geq 70^\circ$ падіння шматків породи близьке до вільного, що спричиняє незначний розліт порід у порівнянні з кутами $\alpha_y = 45^\circ \div 55^\circ$.

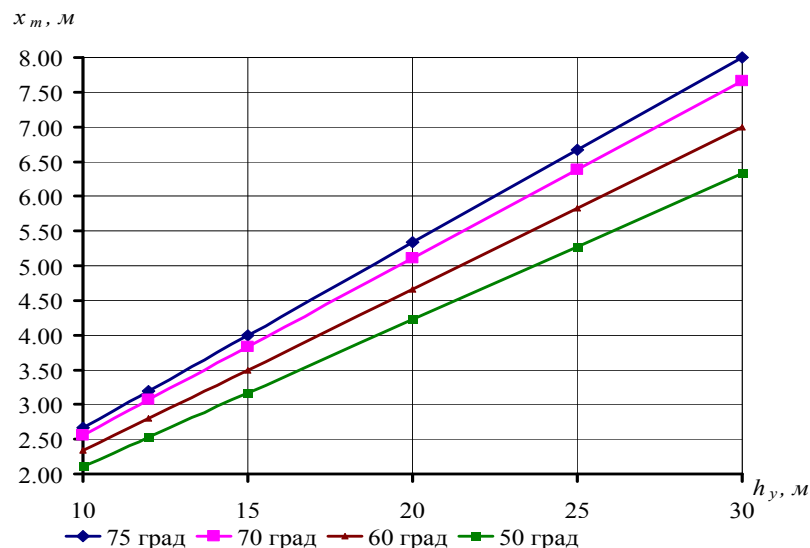


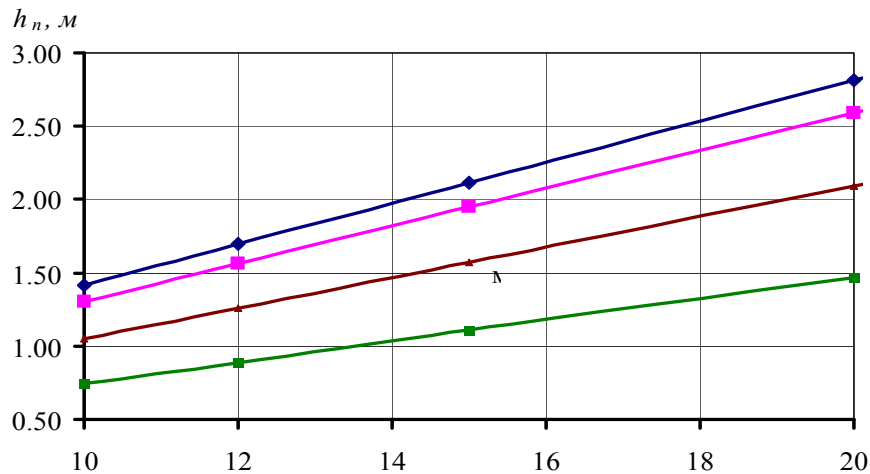
Рис. 4.7. Графік залежності ширини уловлювальної полиці x_m від висоти уступу h_y за формулою Е. К. Гречищева при різному закладенні кута укосу.

Для шматка породи, що скочується. Для шматка породи, що скочується (пункт 2.10.1) отримана формула (2.69), яка дозволяє одержати графіки залежності висоти протиобвального уловлювального валу від висоти уступу $h_n = f(h_y)$ при різному закладенні кута укосу. Для скельних порід (мігматити) з фізико-механічними характеристиками (об'ємна вага – 2,65 т/м³;

зчеплення падаючого шматка – $0,0005 \text{ т/м}^2$; кут внутрішнього тертя порід – 34° ; кут укосу породного вала – 40° ; кут внутрішнього тертя порід вала – 36° ; діаметр шматка – $0,5 \text{ м}$) побудовані графіки для окремих уступів висотою $10\text{--}20 \text{ м}$ (рис. 4.8, а) та уступів висотою $20\text{--}30 \text{ м}$ з горизонтальними полками шириною 1 м (рис. 4.8, б) [198].

Отримані графіки показують, що при об'єднанні декількох неробочих уступів висотою 10 м в один великий з кутом укосу 75° і горизонтальними полками шириною до 1 м , між уступами необхідно сформувати протиобвальний уловлювальний вал висотою до 2 м . Це дозволить на транспортних майданчиках безпечно переміщувати гірничу масу.

а)



б)

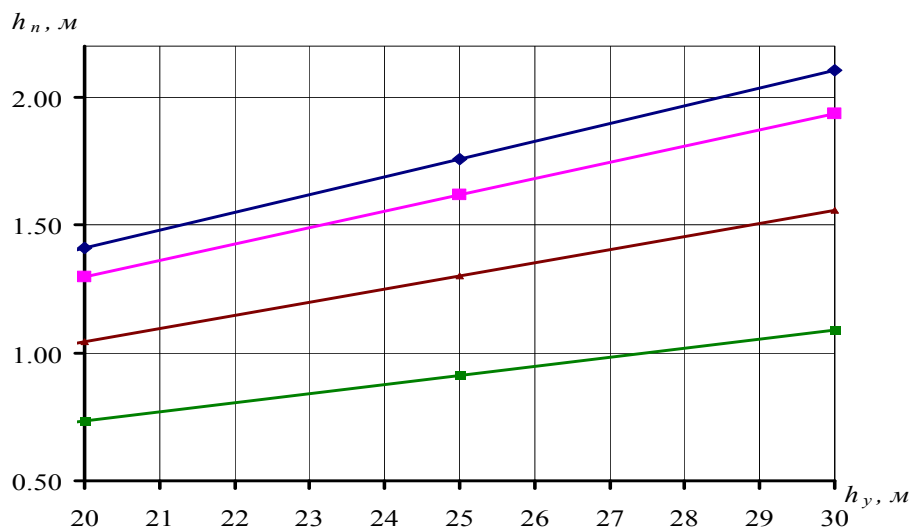
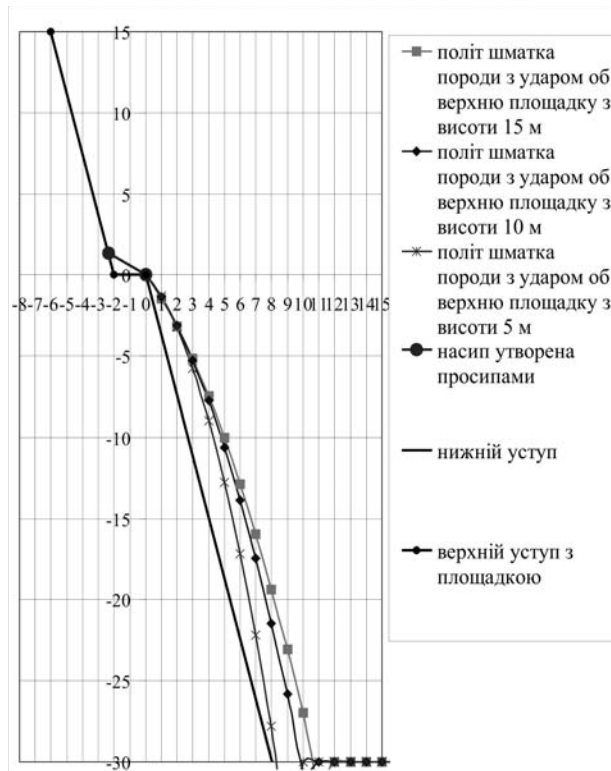


Рис. 4.8. Графіки залежності висоти протиобвального уловлювального валу h_n від висоти уступу h_y при різному закладенні кута укосу: а – одинарний уступ; б – строений уступ при наявності горизонтальних полиць:
 ◆ 75 град ■ 70 град ▲ 60 град ■ 50 град

Для шматка породи, що летить з верхнього уступу. На основі наведеної методики пункту 2.10.2 зроблені розрахунки і отримані схеми траєкторії руху шматка породи після зіткнення із проміжним горизонтальним майданчиком на різних горизонтах, а також відстані їхнього приземлення від нижнього майданчика. Ширина майданчика прийнята 2 м. Кут укосу 75° . Діаметр брил прийнятий 0,5 м. Приклад отриманих графічних зображень при висоті схилу 45м і відпрацюванні уступів висотою 15 м представлений на рис. 4.9 .

Подібні розрахунки були виконані для ділянок з висотою 40 м (висота уступу 10 м), 48 м (висота уступу 12 м) і 40 м (висота уступу 20 м) [201].

а



б

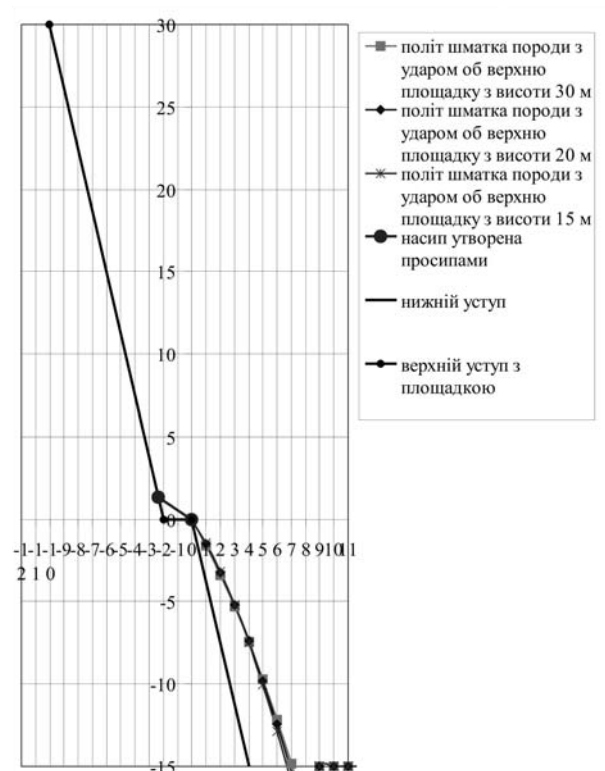


Рис. 4.9. Схеми траєкторії руху шматка породи з висоти 45 м, 40 і 35 м при різному положенні проміжного майданчика між уступами висотою 15 м: а – проміжний майданчик на висоті 30 м; б – проміжний майданчик на висоті 15 м.

На підставі отриманих розрахунків і графічних зображень складена табл. 4.2, що показує величину відстані відльоту шматків породи від нижньої

брівки уступу і можливу висоту їх підскоку на нижньому майданчику при різних кутах падіння.

Таблиця 4.2

Розрахункові значення відстані переміщення шматків породи при падінні з верхніх уступів етапу розробки порід розкриву

Висота укусу/ висота уступу, м	Висота відділення шматка над проміжним майданчиком, м	Розміщення проміжного майданчика із просипами по висоті, м	Кут відбиття шматка на нижньому майданчику, град.*	Відстань падіння шматка від нижньої брівки нижнього уступу, м*	Висота підскоку шматка на нижньому майданчику, м*
40/10	10	30	78/72	1,85/1,83	0,91/0,91
	8	30	79/73	1,36/1,14	0,74/0,74
	5	30	80/укіс	0,32/укіс	0,47/укіс
	20	20	73/65	3,14/3,87	1,71/1,66
	10	20	76/69	2,29/2,65	0,88/0,87
	5	20	78/73	1,22/1,12	0,45/0,46
	30	10	69/61	2,42/3,16	2,42/2,34
	20	10	69/60	2,38/3,11	1,61/1,55
	10	10	72/65	2,12/2,66	0,85/0,82
40/20	20	20	73/66	3,12/3,87	1,71/1,66
	10	20	76/69	2,29/2,66	0,88/0,87
	5	20	79/73	1,22/1,12	0,46/0,46
45/15	15	30	77/70	2,68/2,98	1,33/1,32
	10	30	78/72	1,84/1,83	0,91/0,91
	5	30	81/укіс	0,32/укіс	0,47/укіс
	30	15	70/62	3,04/3,89	2,45/2,38
	20	15	72/64	2,89/3,64	1,67/1,63
	15	15	74/66	2,69/3,34	1,28/1,25
48/12	12	36	78/73	1,87/1,74	1,09/1,1
	10	36	79/73	1,42/1,13	0,91/0,92
	5	36	укіс	укіс	укіс
	24	24	74/67	3,42/4,21	2,07/2,03
	12	24	77/71	2,47/2,81	1,08/1,07
	6	24	79/73	1,23/1,09	0,55/0,55
	36	12	68/60	2,74/3,48	2,88/2,78
	24	12	70/62	2,69/3,43	1,96/1,89
	12	12	73/66	2,34/2,98	1,03/1,00

Примітка: * – розрахунки виконані при кутах укусів уступів 75 градусів / 70 градусів; *укіс* – означає, що шматок упав не на горизонтальний майданчик, а на укіс уступу; ширина проміжного майданчика між уступами прийнята 2 м.

Згідно розрахунків, при формуванні укосів з кутами від 70 до 75 градусів, при визначеній висоті уступів і тимчасово неробочих їх ділянок, встановлюються середні показники необхідної ширини уловлювального майданчика в основі укосів і висота уловлювальної конструкції (рис. 4.10). У середньому безпечна зона від падіння брил перебуває на відстані 3,96 м від нижньої брівки, а висота уловлювальної конструкції повинна бути не менш 2,37 м. Як видно з табл. 4.2, при відпрацюванні окремих уступів висотою 10 м і постановці ділянки борту висотою 40 м у тимчасово неробоче положення, шматок породи, що летить із верхніх укосів уступу, може приземлитися на відстані 3,87 м і відскочить від підшви на висоту 2,42 м [201].

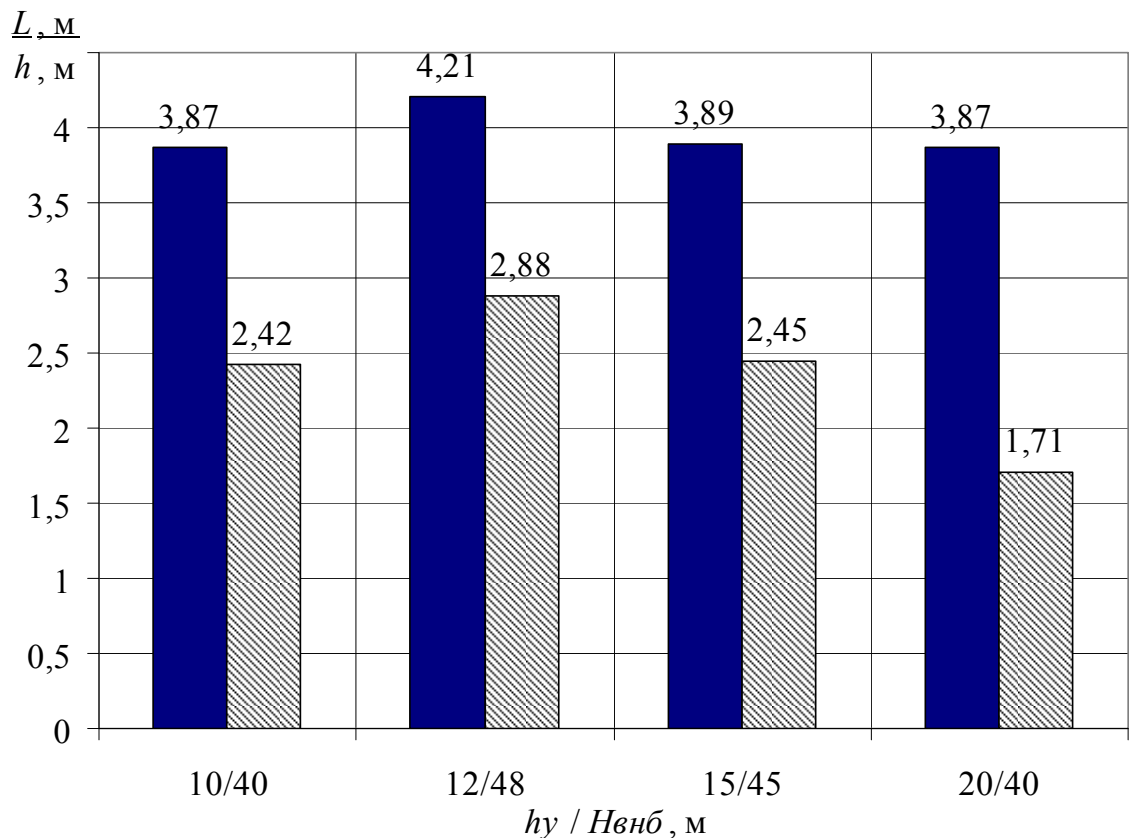


Рис. 4.10. Графіки дальності відльоту шматків гірської породи і висота їх відскоку від основи підшви уступу:

■ Дальність відльоту шматка породи ▨ Висота відскоку породи

При відпрацюванні гірничої маси уступами висотою 12 м з можливою постановкою ділянки борту висотою до 48 м у тимчасово неробоче положення, шматок породи, що летить із верхніх укосів, може приземлитися на відстані 4,21 м від нижньої брівки уступу і відскочить від підшви на висоту 2,88 м. Розробка уступів висотою 20 м та їх здвоювання до 40 м вимагає встановлення безпечних меж від падіння кусків на відстані не менш 3,87 м від нижньої брівки. При цьому можливий рикошет може привести до підскоку шматка на висоту 1,71 м. Уступи висотою 15 м з постановкою в тимчасово неробоче положення ділянки висотою 45 м вимагає врахування безпечного розташування огорожувальної конструкції на відстані 3,89 м від нижньої брівки нижнього уступу. В цьому випадку, згідно наведених розрахунків відбувається рикошет шматка породи з підскоком на висоту до 2,45 м. Отримані параметри дозволяють при заданих параметрах робочих уступів сформуванню уловлювальних і протиобвальних конструкцій, що дозволить захистити промислові об'єкти і працівників у робочій зоні кар'єру.

4.9 Розробка конструкцій протиобвальних споруд і заходи з забезпечення безпечної роботи обладнання

Утримуючі спорудження варто передбачати для запобігання зрушення, обвалення, обвалів і вивалів шматків породи при неможливості або економічній недоцільності зміни величини укосу уступу [198].

Уловлювальні спорудження і пристрої (стіни, сітки, вали, траншеї, полки з підпорними стінами, надовби) слід передбачати для захисту об'єктів від впливу осипів, вивалів, падіння окремих скельних уламків, а також обвалів породи у тому випадку, якщо їх попередження або улаштування утримуючих споруджень неможливо або економічно недоцільно. Уловлювальні стіни і сітки розташовують у підшві укосів уступів, що мають кути 25-35°.

Уловлювальні траншеї і полки з бордюрою стіною варто розміщувати в підшві обвалонебезпечних укосів групи уступів висотою до 60 м і крутістю

понад 35° для захисту від вивалів окремих уламків породи об'ємом до 1 м^3 . Уловлювальні вали (рис. 4.11) формують у підшві оголених обвалонебезпечних уступів великої довжини. Конструкції основних протиобвальних пристроїв і споруджень показані на рис. 4.12-4.15 [201].

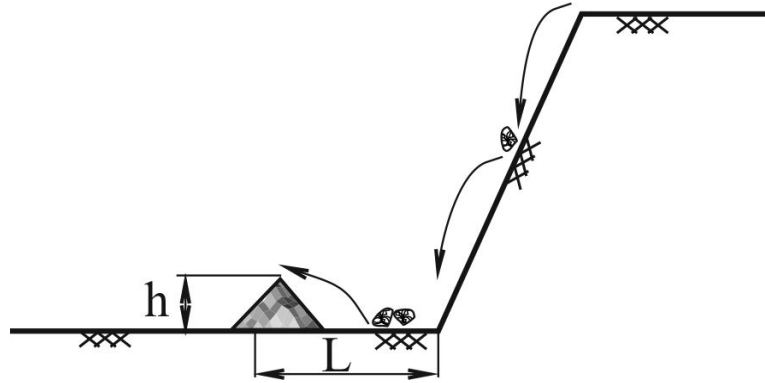


Рис. 4.11. Схема уловлювального вала з параметрами: h – висота валу; L – відстань відльоту шматка породи.

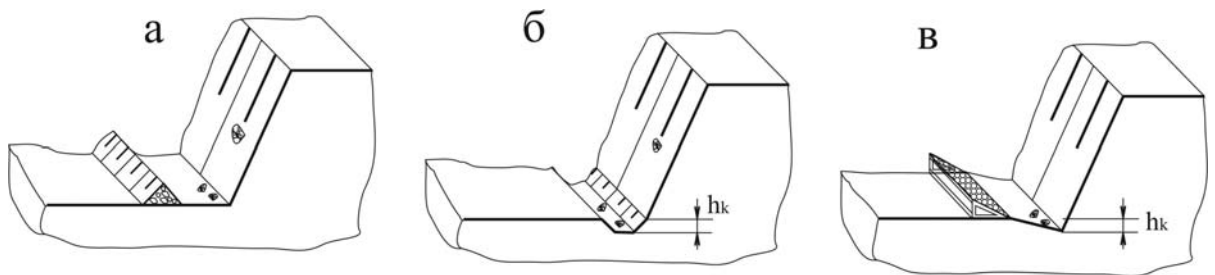


Рис. 4.12. Конструкції протиобвальних уловлювальних споруджень: а – ґрунтовий вал; б – уловлювальна канава (дренажна); в – переміщувана сітка похилої конструкції; h_k – глибина канави, м.

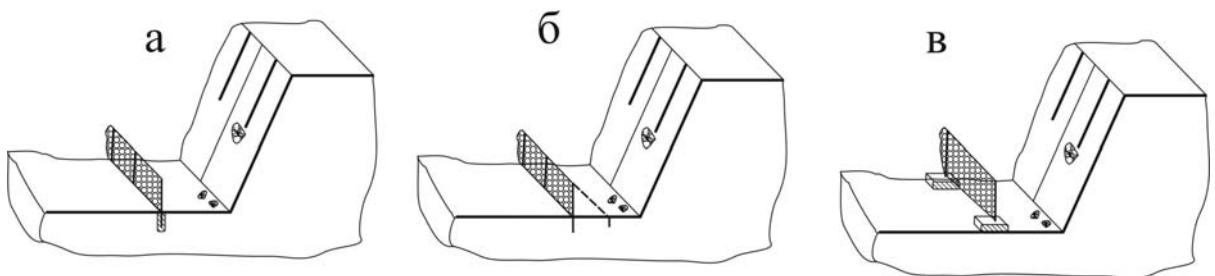


Рис. 4.13. Конструкції протиобвальних уловлювальних сіток: а – стаціонарна з бетонною основою; б – стаціонарна зі зміцненням гнучкими тягами; в – пересувна (розбірна).

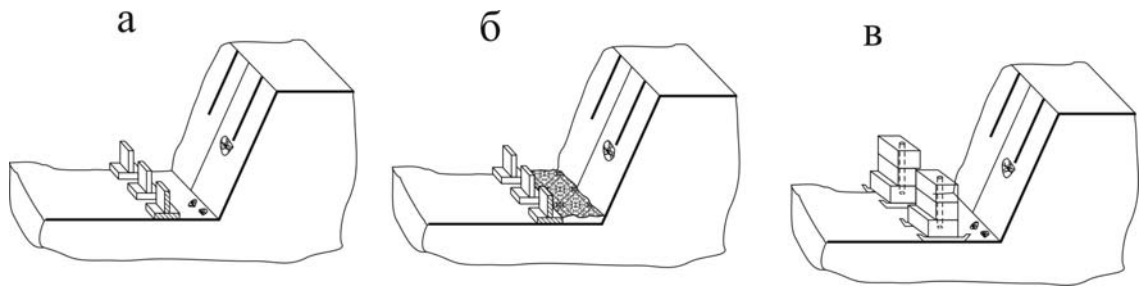


Рис. 4.14. Конструкції протиобвальних уловлювальних, пересувних бетонних споруд: а – бетонні блоки-уловлювачі; б – бетонні уловлювачі з м'якою «подушкою»; в – пересувні розбірні бетонні блоки.

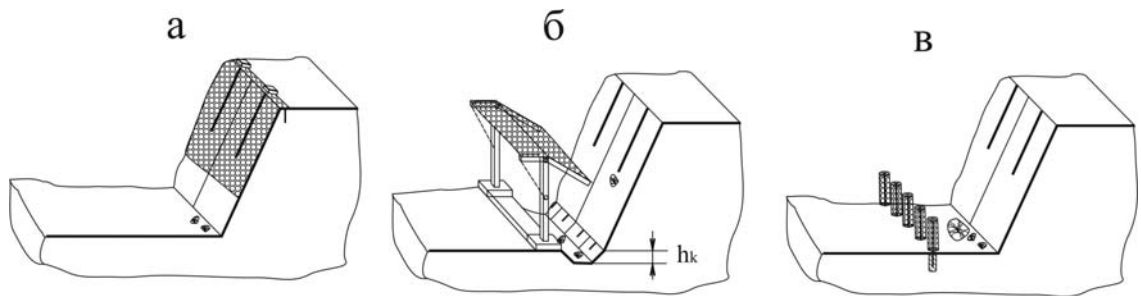


Рис. 4.15. Конструкції протиобвальних пристроїв: а – сітка на поверхні укосу уступу; б – пересувні рухливі пристрої; в – рулони сітки накручені на забетонований стрижень.

Стационарні захисні пристрої (рис. 4.15, а, в) або анкерне кріплення розташовують тільки на ділянках, які в розробку більше не будуть залучатися. Найнебезпечнішими ділянками робочих майданчиків є місця руху автосамоскидів поблизу схилів розташованого вище уступу. Під дією динамічних навантажень і при веденні буропідривних робіт схил уступу поступово втрачає свої стійкі властивості.

Найпоширенішою формою боротьби з проявами обвалів схилів уступів є вали, рови, кріплення із сіткою тощо [220]. Недоліком будівництва утримуючих валів є необхідність їх розміщення зі значною шириною і висотою на розвантажувальному майданчику біля нижньої брівки верхнього уступу. Висота утримуючого вала становить 3-4 і більше метрів, залежно від висоти і укосу уступу, і будується на майданчику шириною 4-6 метрів. Спорудження таких валів ускладнює очищення просипів.

Таким чином, формування безпечних умов при формуванні крутонахилених виймальних шарів можливо за рахунок пересувних протиобвальних пристроїв, що дозволяє скоротити ширину робочого майданчика на 3-4 м, а відповідно зменшити об'єми виймання порід розкриву. Запропоновані рішення дозволяють підвищити безпечне використання автосамоскидів і переміщення робітників у робочій зоні при відпрацюванні уступів висотою понад 30 м [201].

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 4

1. Виконано дослідження параметрів ефективного формування робочої зони та встановлено, що висота групи уступів крутонахилених шарів, що формують робочу зону, обмежується параметрами стійкого укосу. Науково обґрунтовано, що для глибоких залізородних кар'єрів України оптимальним за коефіцієнтом запасу стійкості є число уступів, що об'єднують в один укіс: верхня зона до глибини 30 м має один-два уступи; від глибини 30 м до глибини 60-75 м – формують два-три уступи; нижче глибини 75 м – не більше чотирьох уступів.

2. Встановлено, що параметр кута укосу робочого борту, який формується крутонахиленими шарами, може змінювати своє значення від 27 до 55 градусів – при ширині майданчика 60 м. Поступове зниження дна кар'єру, веде до того, що у крутонахиленому шарі в роботу залучають різне число розкривних уступів від 1 до 6-7 одиниць, що дозволяє розподілити робоче устаткування.

3. Визначено, що висячий борт кар'єру має більшу кількість майданчиків, що відпрацьовують, а відпрацювання лежачого борту кар'єру з поглибленням може «заморожуватися», тобто роботи на ньому в певний період припиняються, що потребує забезпечення довгострокової стійкості гірничих виробок.

4. Встановлені умови безпечного функціонування гірничих виробок при формуванні крутонахилених шарів, які передбачають на нижньому майданчику формування протиобвального уловлювального валу або захисної конструкції на

відстані 3,96 м від нижньої брівки уступу та за встановленою залежністю створювати бар'єр висотою не менше за 2,37 м.

5. Встановлена послідовність розробки уступів з визначенням їх кількості в етапі при формуванні крутонахилених шарів дозволяє перерозподіляти робоче виймально-навантажувальне і транспортне обладнання між висячим і лежачим бортами кар'єру, а технологічні схеми формування робочої зони з відповідними параметрами визначають можливість формування внутрішніх відвалів у виробленому просторі глибоких кар'єрів.

Основні наукові результати розділу 4 відображені в працях автора
[194,198, 201, 217, 218]

РОЗДІЛ 5
ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ І ТЕХНОЛОГІЇ
ВНУТРІШНЬОКАР'ЄРНОГО СКЛАДУВАННЯ ПОРІД РОЗКРИВУ ПРИ
ФОРМУВАННІ КАР'ЄРНОГО ПРОСТОРУ КРУТОНАХИЛЕНИМИ
ШАРАМИ

5.1 Формування внутрішніх відвалів в умовах діючих глибоких кар'єрів

Формування робочої зони визначає основні напрямлення здійснення гірничих робіт: поетапна розробка родовищ корисних копалин; зберігання розкриву, відходів переробки і вилучення супутніх мінералів в запланованих межах границь площі кар'єру; рекультивация гірничих виробок порушених ґрунтів для сільськогосподарських потреб, посадка лісів, парків і садів; використання остаточної виробленої площі для подальшого зберігання порід розкриву і відходів виробництва і розробки сусідніх родовищ з подальшим відновленням заповнених площ для потреб сільського і лісового господарства або для басейнів з прісною водою [221].

Практика і наукові вишукування показують, породи розкриву складують у зовнішні відвали, що займають значні площі. Їх систематичне розширення і значна відстань від кар'єрів призводить до значного здороження видобувних робіт. У той же час ряд родовищ характеризуються кутом падіння у межах 15-20°, що при відповідній організації їх відпрацювання дозволить використати вироблений простір для створення внутрішніх відвалів. [222]. Така можливість з'являється при почерговій розробці родовищ або їхніх окремих ділянок, а також використанні виробленого простору відпрацьованих раніше сусідніх кар'єрів або їх ділянок. Доцільно також розробляти родовища значної довжини етапами. Переміщення і складування порід розкриву при розробці крутонахилених шарів більш економічно у виробленому просторі. З метою спрощення технології й організації відвальних робіт при мінімальних витратах

на транспортування порід розкриву, засипання відпрацьованих кар'єрів слід здійснювати з денної поверхні. Якщо глибина кар'єру перевищує стійку висоту ярусу, складування порід розкриву у виробленому просторі глибоких кар'єрів здійснюють з уступів за умовами стійкості [204].

При спільному складуванні скельних і м'яких порід для забезпечення стійкості відвалів, збільшення результуючого кута їх укосу і стійкої висоти необхідно передбачати селективне відсипання порід. Проектування і створення внутрішніх відвалів в умовах глибоких кар'єрів на території України регламентується відповідним документом [157].

Відвали можуть бути одно- і багаторусними. Спорудження їх усередині кар'єрів виконують на окремих горизонтах або з поверхні на повну глибину виробленого простору [223]. Внутрішні відвали формують з перевалкою порід розкриву або стаціонарно. Схеми для класифікації порядку формування внутрішніх відвалів наведені на рис. 5.1 і у табл. 5.1 [224, 225, 226].

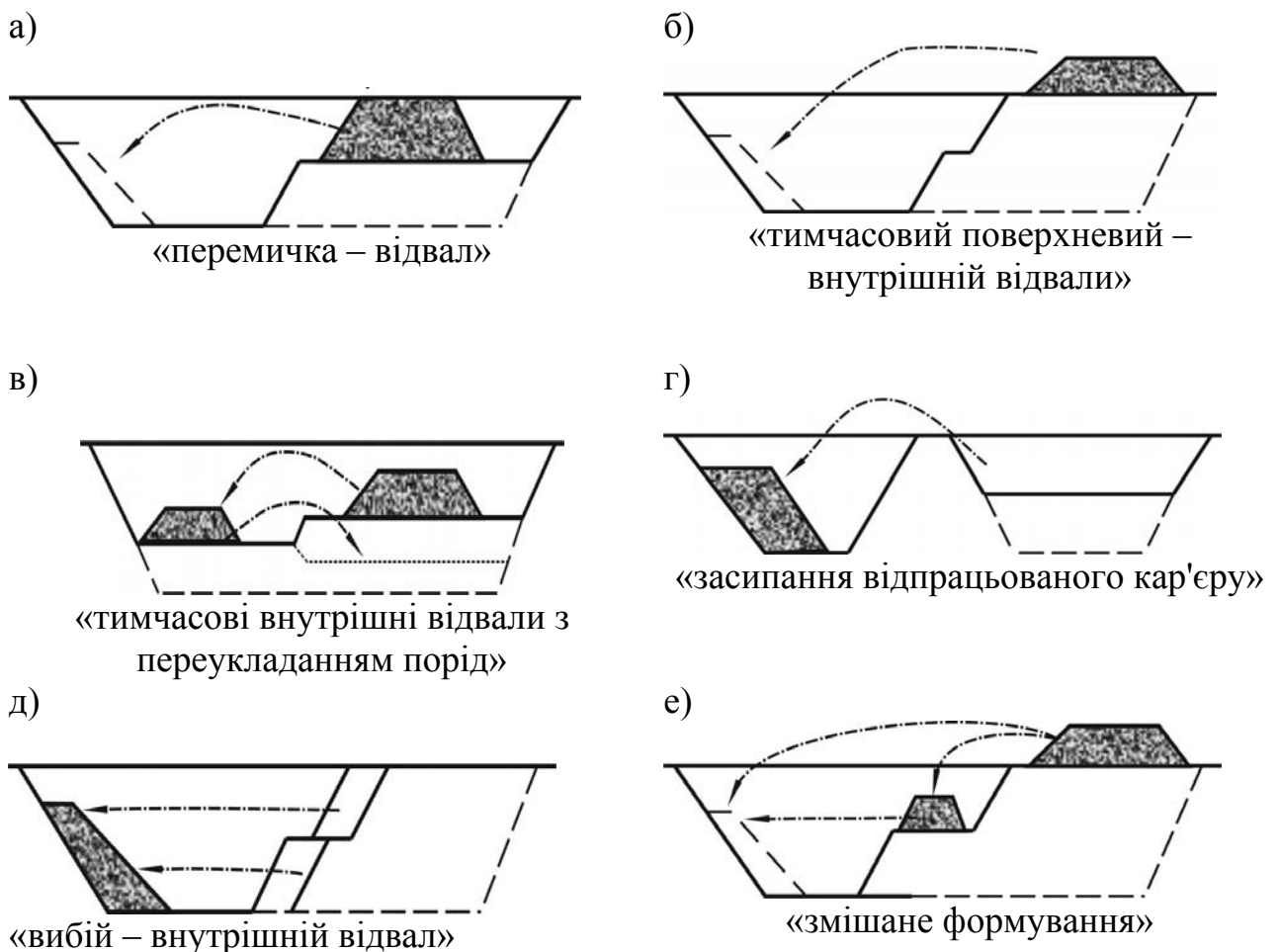


Рис. 5.1. Схеми формування внутрішніх відвалів у межах кар'єрного поля.

Таблиця 5.1

Класифікація схем формування внутрішніх відвалів

Спосіб формування внутрішнього відвалу	Технологія відвалоутворення	Спорудження відвалу в плані	Черговість відпрацювання кар'єру і формування внутрішнього відвалу
Тимчасове розміщення відвалів поперед фронту робіт на розкривних горизонтах	Відвал розміщується на сформованих майданчиках кар'єру з наступним перенесенням на глибокі горизонти (рис. 5.1, а) «перемичка – відвал»	У відпрацьованому торці(-ях) кар'єру уздовж лежачого або висячого бортів	Відвал формують після відпрацювання кар'єру першої черги
Тимчасове розміщення відвалів на поверхні кар'єрного поля	Відвал розміщується в межах гірничого відводу на поверхні й надалі переміщується усередину кар'єру (рис. 5.1, б) «тимчасовий поверхневий – внутрішній відвал»	У відпрацьованому торці(-ях) кар'єру уздовж лежачого або висячого бортів	Відвал формують після відпрацювання кар'єру першої черги
Тимчасове розміщення відвалів у межах робочої зони з наступною перевалкою	Внутрішній відвал переукладають із одного положення в інше до досягнення проектної позначки дна кар'єру (рис. 5.1, в) «тимчасові внутрішні відвали з переукладанням порід»	Ділянки у межах виробленого простору кар'єрного поля	Відвал формують у процесі переміщення маси порід по чергах (етапам) розвитку кар'єру
Стаціонарне розміщення відвалу у виробленому просторі відпрацьованого кар'єру з доставкою порід із сусідніх кар'єрів	Після відпрацювання кар'єру гірську породу із сусідніх кар'єрів звозять і засипають вироблений простір (рис. 5.1, г) «засипання відпрацьованого кар'єру»	По периметру, у відпрацьованому торці(-ях) кар'єру, уздовж лежачого або висячого бортів	Відвал формують після відпрацювання прилеглого кар'єру в його виробленому просторі
Стаціонарне розміщення відвалу із транспортуванням порід усередині кар'єру «вибій – внутрішній відвал»	Безпосередньо з вибоїв по наявних транспортних комунікаціях усередині кар'єру розкривні породи доставляють на відвал (рис. 5.1, д) «Вибій – внутрішній відвал»	У відпрацьованому торці(-ях) кар'єру, уздовж лежачого або висячого бортів	Відвал формують після відпрацьовування кар'єру першої черги в його виробленому просторі

Продовження таблиці 5.1

Спосіб формування внутрішнього відвалу	Технологія відвалоутворення	Спорудження відвалу в плані	Черговість відпрацювання кар'єру і формування внутрішнього відвалу
Комбіноване розміщення відвалу, що включає попередні варіації	Комбінація різних способів укладання і переукладання порід розкриву (рис. 5.1, е) «Змішане формування»	У відпрацьованих і невідпрацьованих ділянках виробленого простору кар'єрного поля	Відвал формують: в період будівництва кар'єру першої черги, у момент його експлуатації та після розвитку кар'єру першої черги

Застосування тієї або іншої схеми відвалоутворення обумовлено розмірами кар'єрного поля, фізико-механічними властивостями порід у бортах і тих, що розміщують у внутрішній відвал. Доставка порід розкриву з вибоїв може здійснюватися автомобільним, залізничним або конвеєрним транспортом. При доставці порід розкриву автомобільним транспортом найбільш ефективні схеми *a, в, д* (див. рис. 5.1). Запропонована класифікація визначає послідовність формування внутрішнього відвалу в межах глибокого кар'єру при доставці порід розкриву діючим транспортом. Найбільш трудомісткими є схеми *a, б, в, е* (див. рис. 5.1), які базуються на переукладанні порід розкриву в процесі складування.

Необхідність формування внутрішніх відвалів при відпрацюванні порід розкриву крутонахиленими шарами. Розробка крутонахиленими шарами глибоких кар'єрів супроводжується значними обсягами виймання порід розкриву. Ці породи переміщують у зовнішні відвали. Послідовність формування крутонахилених шарів призводить до необхідності підтримування ділянок виймання в нижній частині кар'єрного поля для забезпечення розкритих запасів корисної копалини. *З глибиною відстань транспортування порід розкриву від вибоїв у крутонахилених шарах до місць розвантаження на зовнішніх відвалах збільшується, що підвищує собівартість їх переміщення.*

Розміщення порід розкриву у зовнішні відвали є негативною стороною розробки глибоких кар'єрів, яке призводить до необхідності пошуку земельних площ під їхнє розміщення, сприяє негативному впливу на прилеглі території цих споруджень. Тому, виникає необхідність формування таких технологічних схем, які б дозволили більшу частину порід розкриву розмістити у внутрішньому просторі відпрацьованого кар'єру (рис. 5.2) [204].

При відпрацюванні крутонахилених шарів зменшення відстаней транспортування порід розкриву з нижніх горизонтів досягається за рахунок формування внутрішніх відвалів і виділення на родовищі черг розробки.

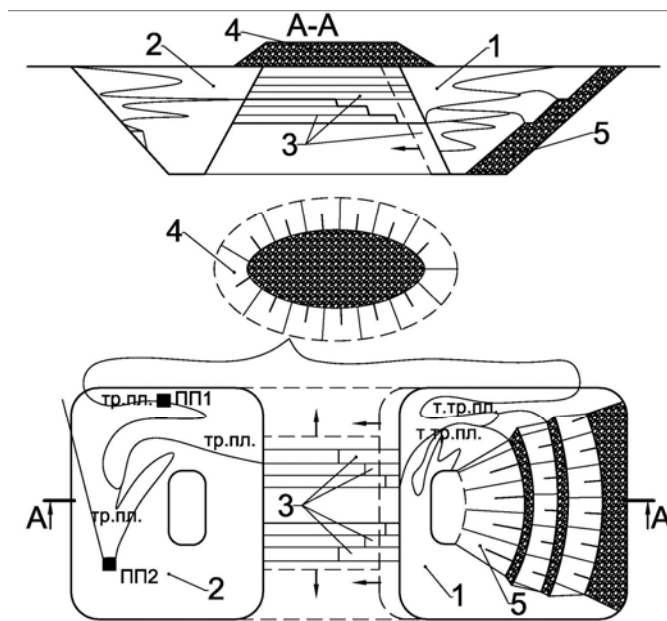


Рис. 5.2. Схема формування крутонахилених шарів і внутрішніх відвалів при відпрацюванні круто спадаючого родовища: 1 – вироблений простір кар'єру першої черги; 2 – вироблений простір кар'єру другої черги; 3 – крутонахилені шари (поздовжні і поперечні); 4 – зовнішній відвал; 5 – внутрішній відвал; тр.пл – транспортний майданчик; т.тр.пл. – тимчасовий транспортний майданчик; ПП – перевантажувальний пункт.

Запропонована послідовність формування кар'єрного поля крутонахиленими шарами (рис. 5.2) передбачає створення кар'єру першої (1) і кар'єру другої черг (2), в яких розміщують тимчасові і постійні транспортні майданчики і перевантажувальні пункти. Виймання порід розкриву

здійснюється в середній частині кар'єрного поля (3) за допомогою крутонахилених шарів, що формують уздовж і поперек простягання родовища (фронт переміщення робіт позначено стрілками). Розглянуто переміщення порід розкриву або у зовнішні (4), або у внутрішні (5) відвали. Поперечне посування крутонахиленими шарами дозволяє в подальшому розміщувати породи розкриву у внутрішній відвал, який нарощують вслід за посуванням фронту гірничих робіт.

Формування внутрішніх відвалів при такій схемі є більш перспективним і собівартість переміщення порід розкриву зменшується у рази (розділ 6.2). Виникає необхідність визначення параметрів кар'єру першої черги для розміщення внутрішнього відвалу для різних типів кар'єрів, здійснення досліджень параметрів робочого верхнього і нижнього майданчика на внутрішньому відвалі для створення умов безпечної роботи людей і обладнання [204].

За умови забезпечення необхідної стійкості порід передбачається складувати у вироблений простір виключно скельні породи. Немаловажне значення в рішенні поставлених проблем може зробити накопичений досвід експлуатації високих відвалів у виробленому просторі глибоких кар'єрів. При цьому деформації їх укосів не є закономірністю [19].

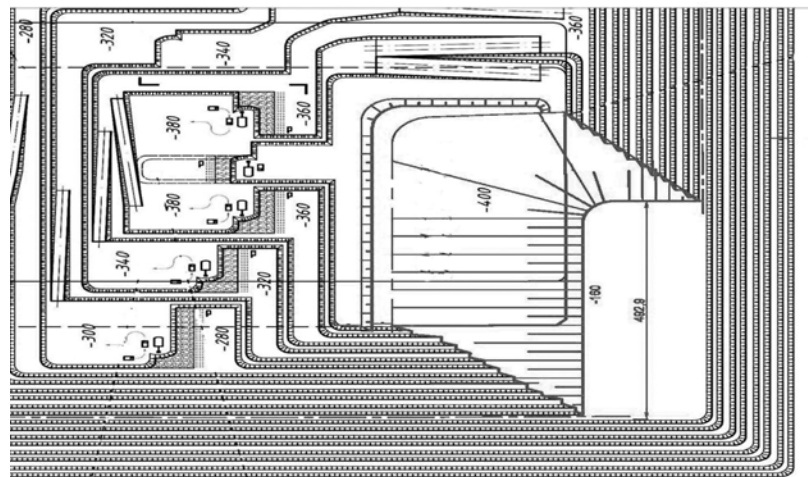
5.2 Складування порід розкриву при розробці витягнутих крутоспадаючих родовищ

При розробці глибоких кар'єрів передбачається виконувати гірничі роботи I-ї черги з досягненням проектного рівня дна і наступного складування в виробленому просторі порід розкриву II-ї черги розробки. При цьому розмір виробленого простору має вирішальне значення не тільки для розміщення поточного об'єму порід розкриву, а й наступних етапів розробки родовища. При відпрацюванні кар'єру крутонахиленими шарами з поперечним посуванням бортів кар'єру виконано аналіз виробленого простору типового кар'єру I-ї черги

(рис. 5.3), який показує, що при довжині й ширині дна 324 і 528 м та глибині 400 м є можливість складування поточного об'єму виймання порід розкриття із залишенням транспортних майданчиків по внутрішньому периметру шириною 40 м для здійснення автомобільних перевезень із нижнього уступу [226].

Для забезпечення стійких умов функціонування внутрішнього відвалу та запобігання засипання підшви відвалу великими шматками породи, що скочуються з укосу внутрішнього відвалу, уздовж його нижньої брівки формується упорна призма на висоту нижнього видобувного уступу із шириною поверху 30 м (рис. 5.3), що забезпечується пошаровим вивантаженням породи з автосамоскидів. Внутрішня ємність між укосом неробочого борта і упорною призмою засипається породами розкриття поточного виймання.

а



б

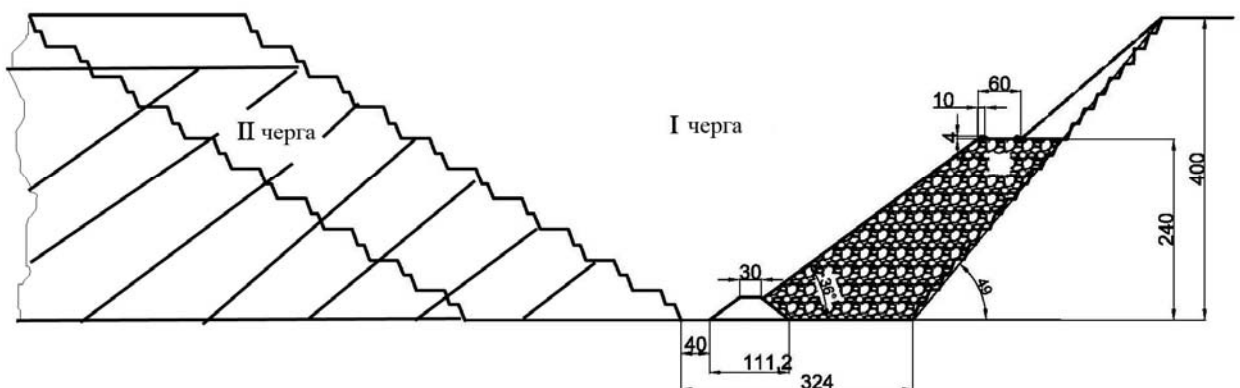


Рис. 5.3. Схема формування внутрішнього відвалу в кар'єрі I-й черги в плані (а) і на повздовжньому розрізі (б).

Висота нижнього ярусу внутрішнього відвалу I-ї черги приймається на рівні $2/3$ від дна кар'єру, що відповідає центру ваги виймання породи розкриву по лежачому боці родовища. Упорна призма запобігає розльоту великих шматків породи при формуванні укусу відвалу. Для умов її формування потрібно 6 млн м^3 порожньої скельної породи. Складування порід розкриву здійснюється бульдозерами або екскаваторами з подовженим устаткуванням.

При посуванні фронту відвальних робіт у поперечному напрямку від неробочого борту з боку висячого боку покладу з відставанням на відстані 60 м по його підшві відсипається II-га черга внутрішнього відвалу з формуванням наступної упорної призми. Відповідно до положення відпрацьованого кар'єру I черги до рівня денної поверхні можливо складувати близько 22 млн м^3 порід скельного розкриву. За рахунок зниження відстані транспортування порід розкриву до 1,5-2 км і зниження інтенсивності порушення земель зовнішніми відвалами досягається істотна економія фінансових ресурсів, зменшується парк автосамоскидів.

Формування відвалів при відпрацюванні крутонахиленими шарами.

Формування крутонахилених шарів не дає можливості в зоні їх формування одночасно розміщувати породи розкриву у виробленому просторі. При цьому виникає необхідність постійного його розширення у відповідності зі швидкістю посування фронту видобувних робіт. Запропоновано нову технологічну схему формування виробленого простору глибокого кар'єру крутонахиленими виймальними шарами з наступним формуванням у ньому внутрішнього відвалу (рис. 5.4) [227, 228].

Для вирішення поставлених завдань по удосконаленню технологічної схеми відкритої розробки крутоспадаючих рудних родовищ, пропонується шляхом визначення послідовності розробки родовища з одночасним відпрацюванням породи розкриву крутонахиленими шарами і їх складуванням у виробленому просторі, управляти обсягами їх виймання і складування, поліпшити транспортну схему, управляти процесом розробки при спрощенні

схеми відпрацювання родовища і, за рахунок цього, зменшити витрати часу на освоєння родовища, підвищити ефективність його розробки в цілому.

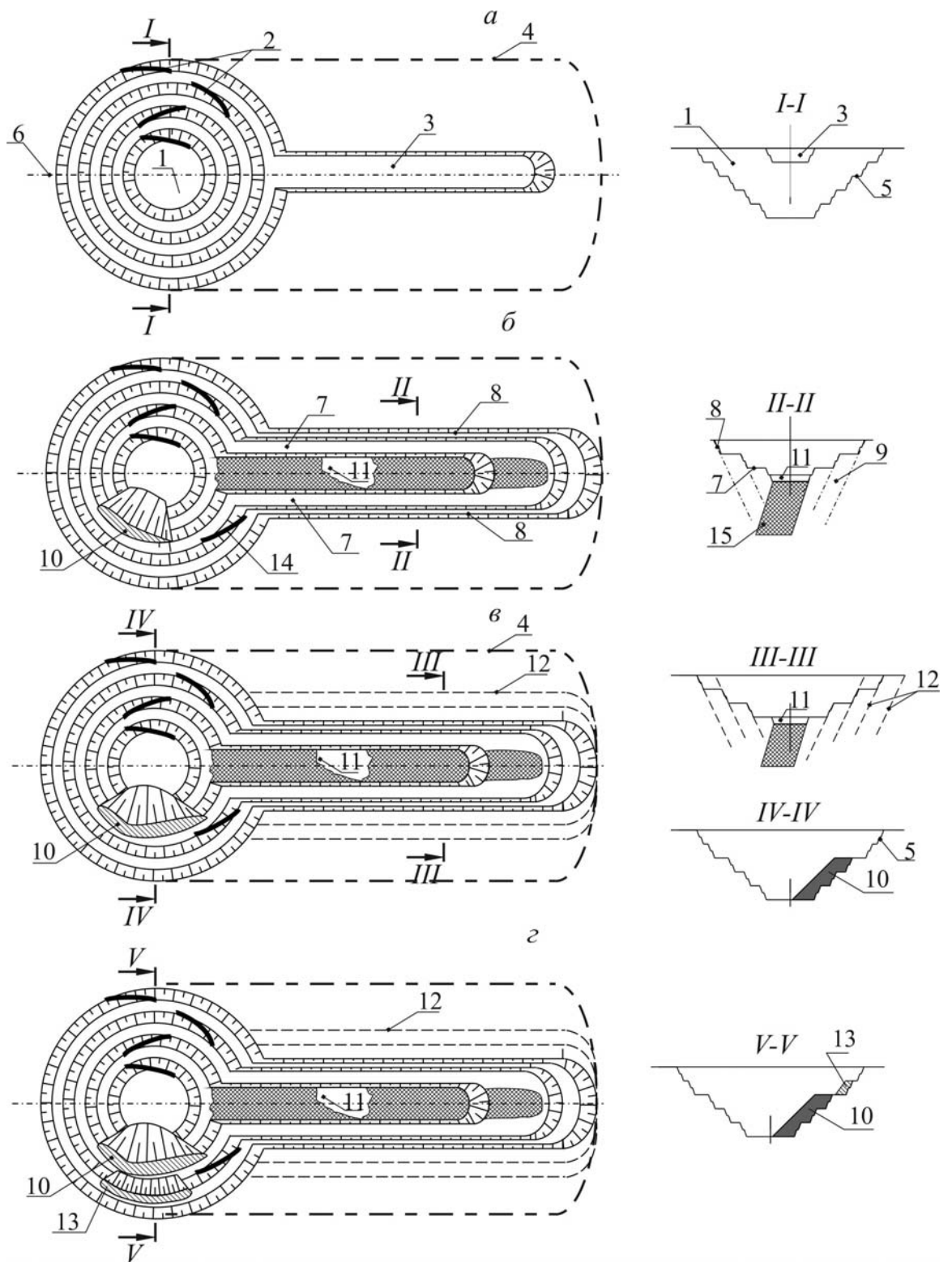


Рис. 5.4. Схема формування кар'єру крутонахиленими шарами із внутрішнім відвалоутворенням порід розкриття.

Нова технологічна схема відкритої розробки крутоспадаючих родовищ корисних копалин реалізується шляхом формування робочої зони з відпрацюванням порід розкриву крутонахиленими шарами, транспортуванням корисних копалин на денну поверхню, попередньо кар'єрне поле розділяють на черги відпрацювання. При цьому в процесі відпрацювання першої черги формують кар'єр у проектних контурах одного з торців із з'їздами на одному з бортів, а майданчики майбутнього відвалу – на іншому, із проходкою центральної випереджувальної траншеї уздовж лінії простягання родовища для відпрацювання корисної копалини, відносно якої далі виймають породи розкриву крутонахиленими шарами в кар'єрі другої черги з переміщенням їх до внутрішнього відвалу кар'єру першої черги.

Реалізація нової технологічної схеми розробки досліджуваних родовищ пропонується здійснювати на кар'єрах 3-7 типів (згідно класифікації див. табл. 3.1) в такий спосіб [228]. Попередньо кар'єрне поле розділяють на черги послідовного відпрацювання. Спочатку, в процесі відпрацювання першої черги формують кар'єр 1 у проектних контурах 5 з капітальними з'їздами 2 на одному з бортів і майданчиків майбутнього відвалу – на інших (див. рис. 5.4). У подальшому формують кар'єр першої черги уздовж лінії простягання родовища 6, у межах поздовжніх границь кар'єрного поля 4. Транспортування корисної копалини і порід розкриву на денну поверхню при формуванні кар'єру першої черги здійснюють по капітальних з'їздах 2.

Відпрацювання кар'єру другої черги починають із проведення центральної випереджувальної траншеї 3 уздовж лінії простягання родовища 6, відносно якої ведуть відпрацювання порід розкриву крутонахиленими виймальними шарами 9. Кар'єр другої черги формують по породах розкриву шляхом створення робочих майданчиків 7 крутонахилених шарів у межах поздовжніх ділянок 12. Між робочими майданчиками 7 формують тимчасово неробочі ділянки 8, які представлені суміжними по висоті уступами у кількості від двох до чотирьох одиниць. Розкриття нижніх горизонтів кар'єру другої черги здійснюють за допомогою траншеї 11, яку проходять по корисній

копалині 15 з відповідних майданчиків кар'єру першої черги. Будівництво випереджувальної траншеї 11 здійснюють після підготовки і відпрацювання верхніх горизонтів кар'єру першої черги із робочими майданчиками 7 по породах розкриву.

Породи розкриву з кар'єру другої черги по транспортним комунікаціям на майданчиках 7, капітальним 2 і тимчасовим з'їздам 14 переміщують на спеціально підготовлені майданчики кар'єру, де здійснюється відсіпка нижнього ярусу 10 внутрішнього відвалу, а потім, при відповідному формуванні майданчиків нижнього ярусу, відсипають породу у верхній ярус внутрішнього відвалу 13. Будівництво тимчасових з'їздів 14 дозволяє скоротити відстань транспортування порід розкриву на внутрішній відвал 10 у зоні між кар'єром першої і другої черги. У процесі розробки руди з формуванням випереджувальної траншеї здійснюється підготовка нових запасів до виймання. Таким чином, здійснюється процес керування об'ємами видобутку руди і виймання порід розкриву з переміщенням їх до внутрішнього відвалу.

Технічний результат такої схеми розробки досягається шляхом виділення черг розвитку кар'єрного поля. Кар'єр першої черги формують в проектних контурах із з'їздами на одному з бортів, а майданчиків майбутнього відвалу – на інших. Формування кар'єру другої черги здійснюється крутонахиленими шарами по скельним породам розкриву із відповідним їх відпрацюванням зверху вниз до руди. За рахунок цього досягається можливість проведення випереджувальної траншеї по руді і формування внутрішнього багатоярусного відвалу у виробленому просторі кар'єру першої черги. При цьому спрощується транспортна схема усередині кар'єру, виключається переміщення порід розкриву до зовнішніх відвалів, що забезпечує значне зменшення капітальних витрат, поліпшується керування вийманням порід розкриву і корисних копалин.

Запропонована схема ведення відкритих гірничих робіт із внутрішнім відвалоутворенням дозволяє отримати значну економію матеріальних і грошових ресурсів, поліпшити екологічний стан навколо кар'єру. В умовах будівництва і експлуатації наприклад Єрістовського кар'єру нова технологічна

схема дозволяє збільшити кут укосів робочих бортів до 30-35°. Робочі майданчики крутонахилого шару формуються шириною 60 м. Розкривна траншея споруджується шириною 50 м. Формування внутрішнього відвалу дозволяє зменшити на 65% витрати на відчуження землі, зменшити відстань транспортування на 3-6 км і, відповідно, одержати значний економічний ефект.

З урахуванням двостороннього розкриття родовища і відпрацювання його крутонахиленими шарами, формування внутрішнього відвалу відбувається за схемою, наведеною на рис. 5.5.

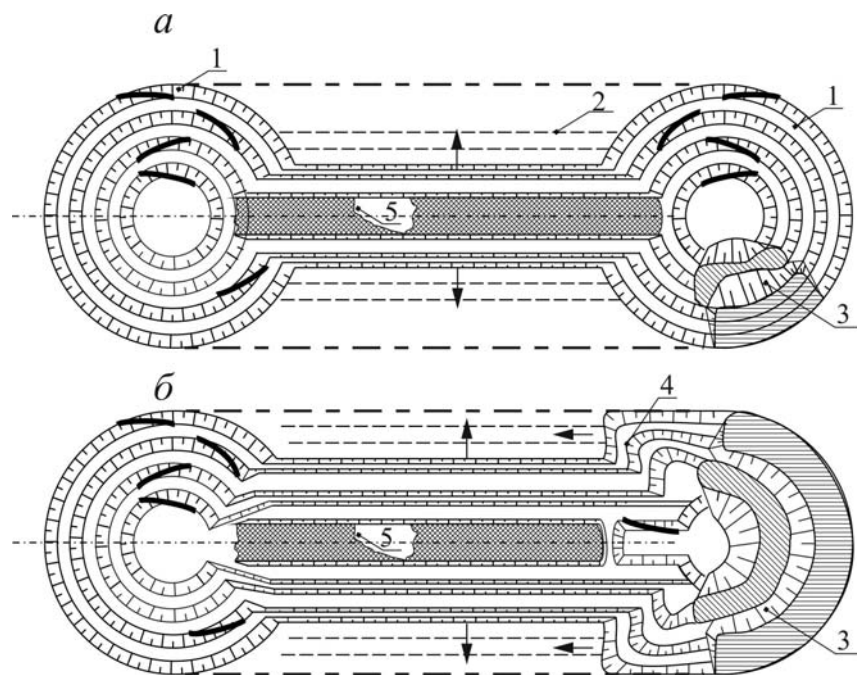


Рис. 5.5. Схема розвитку гірничих робіт в кар'єрі при крутонахилому відпрацюванні порід розкриття на початку формування внутрішнього відвалу (а) з наступним розвитком відвальних і гірничих робіт (б): 1 – кар'єри першої черги в торцях родовища; 2 – границі поздовжніх крутонахилених шарів ; 3 – внутрішній відвал; 4 – поперечні крутонахилені шари; 5 – поздовжня траншея.

Схема розвитку гірничих робіт передбачає відпрацювання родовища по торцях кар'єру з наступним засипанням одного із них. У міру формування внутрішнього відвалу здійснюється подальше виймання порід розкриття крутонахиленими шарами і залучення до розробки нижче лежачих рудних уступів (рис. 5.5, б). Таким чином, у робочій зоні кар'єру здійснюється

відпрацювання порід розкриву крутонахиленими шарами, як уздовж простягання, так і поперек його або діагональним фронтом.

Представлена схема (див. рис. 5.5) дозволяє переміщувати значні об'єми порід розкриву до внутрішнього відвалу по транспортних комунікаціях усередині кар'єру. Формування внутрішнього відвалу може здійснюватися як одним ярусом з земної поверхні, так і багатоярусне – на декількох горизонтах. Відвальний фронт переміщується вслід за поперечним переміщенням розкривного фронту гірничих робіт з одночасним збільшенням об'ємів порід розкриву, що складуються в кар'єрі.

5.3 Дослідження технології складування порід розкриву з одно- і багатоярусним формуванням відвалу

Технологія складування порід розкриву суцільним укосом передбачає розміщення їх з верхнього майданчика внутрішнього відвалу й наступним переміщенням униз під дією сил гравітації та ваги порід, що розміщують зверху. Недоліком технології складування суцільним укосом є те, що в міру укладання гірських порід відбувається їх усадка (злежування), а це з метою безпеки ведення відвальних робіт вимагає декількох ділянок для роботи відвального обладнання.

Формування відвалів у плані визначає напрямок переміщення обладнання поверхнею з урахуванням його робочих параметрів і безпечних умов експлуатації (рис. 5.6, 5.7) [225]. Переміщення робочого обладнання в плані визначається розмірами ділянки складування порід розкриву й швидкістю посування відвальної заходки. На швидкість посування великий вплив здійснюють фізико-механічні властивості складованих порід та їхня стійкість, а також інтенсивність зсуву верхньої брівки свіжовідсипаних порід і довжина сформованої ділянки відвалу. Переміщення обладнання за човниковою безперервною схемою (рис. 5.6, а) при великій довжині відвалу може відбуватися, якщо його формування здійснюється без яких-небудь проявів

зрушення призми відсипаних порід. Таке переміщення відвальних робіт у плані можливе при використанні обладнання незначної маси з подовженим робочим обладнанням.

Якщо ж відвальні породи піддаються процесам зрушення і виникають тріщини на верхньому майданчику, то можливо використовувати човникову схему переміщення обладнання з холостим поверненням на вихідну позицію (рис.5.6, б). Така схема може бути використана при будь-якому відвальному обладнанні. За час переміщення у вихідну позицію відвальні породи отримають необхідну усадку і достатню стійкість. При незначній довжині фронту відвальних робіт переміщення відвальної заходки можливо здійснювати короткими ділянками (рис. 5.6, в). Таке переміщення не вимагає тривалого часу на перегін обладнання. Для такого відвалу у процесі може бути використане будь-яке відвальне обладнання, що забезпечує достатню стійкість укусу відвалу.

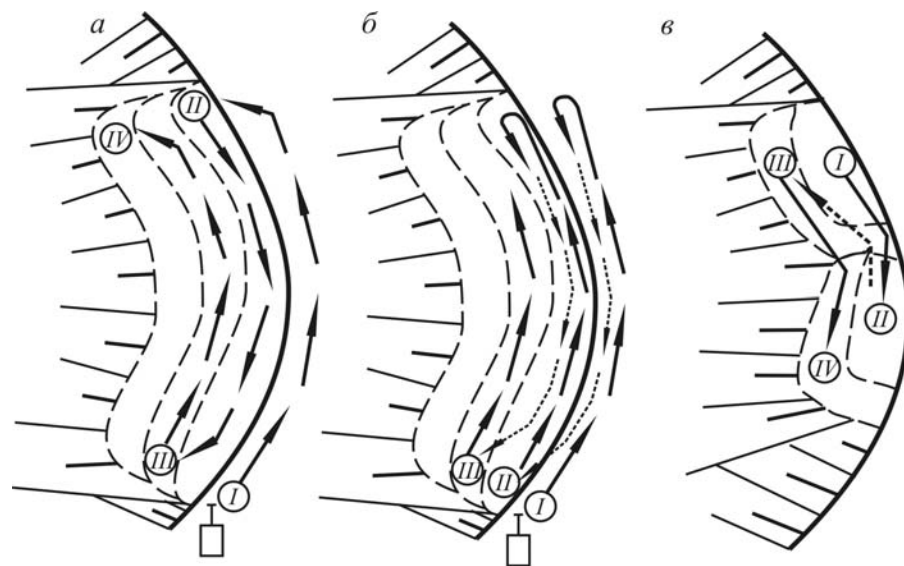


Рис. 5.6. Схеми формування внутрішнього відвалу в плані: *а* – човникова з безперервним переміщенням відвального обладнання на стійких майданчиках; *б* – човникова з холостим поверненням обладнання; *в* – відпрацювання з коротким по довжині відвальним фронтом:

- ▶ напрямок руху обладнання при формуванні відвалу;
- - -▶ напрямок руху обладнання при холостому переміщенні;
- Ⓛ позначка послідовності створення відвалу.

Якщо відвальні породи є нестійкими і процес їх злежування є довгим, то можливо використовувати схему переміщення робочого обладнання відвального ярусу від середини до його крил (рис. 5.7). Така схема дозволяє мати коротке плече холостого ходу. За час відсипання одного з крил на другому відбувається усадка раніше відсипаних порід, збільшується стійкість укусу відвалу і майданчиків для розміщення робочого обладнання

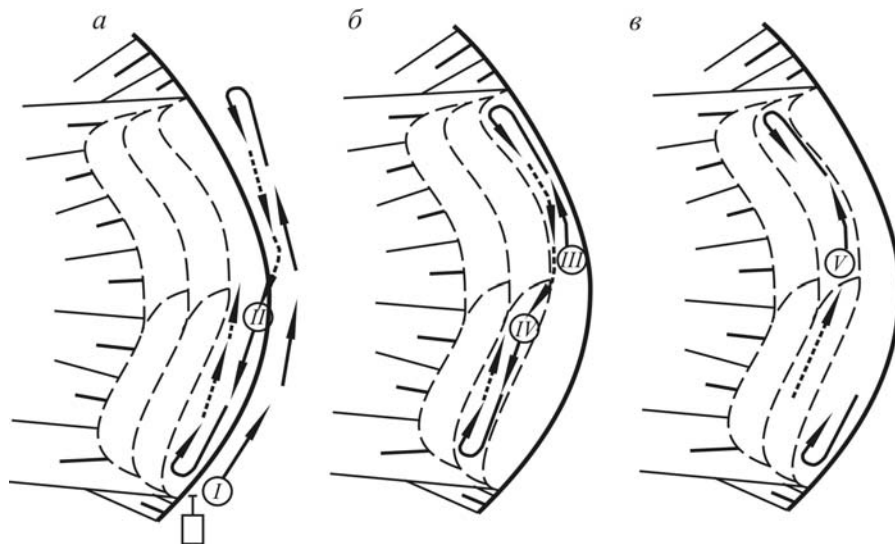


Рис. 5.7. Схеми формування внутрішнього відвалу в плані з рухом робочого обладнання від середини до «крил» відвального ярусу: *а*, *б*, *в* – відповідно, напрямок переміщення обладнання на різних етапах.

При формуванні відвалу з привантаженням укусу породами розкриву до певного періоду часу вони перебувають у стійкому і граничному стані. Коефіцієнт стійкості при цьому дорівнює або більше одиниці. При порушенні зазначених вище умов відбувається деформація укусів відвалів. Вони виникають у вигляді оповзання породи або осипу її в приконтурній частині відвалу і характеризуються параметрами «призми оповзання». Подібні деформаційні процеси спостерігаються на внутрішньому відвалі кар'єру №1 ВАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» [206]. У зрушення втягуються породи розкриву в об'ємах призми оповзання, що має місце у верхній частині відвального укусу. Спочатку на майданчику відвального ярусу з'являються заколи, які поступово розвиваються в тріщини уздовж його верхньої брівки.

Потім гірнича маса в призмі оповзання починає зміщуватися вниз по укусу, утвореному під кутом ρ (див. рис. 2.27). На протязі декількох місяців масив відсипаних скельних порід поступово ущільнюється, здобуваючи стійкий стан. Найбільшої величини напруги деформації досягають у середній частині поверхні ковзання на границі призми упору із призмою активного тиску. Тому пластичні деформації починають проявлятися, насамперед, у середній частині поверхні ковзання, де напруги найбільші.

Унаслідок деформації середньої частини заходки відвального ярусу верхня частина зсувного масиву починає просідати. У ній утворюється тріщина – «закіл». Осідання масиву, що заколовся, при високому ярусі може досягати 3-5 м, у той час як у нижній його частині повного зрізу не відбувається, а спостерігається лише спучування порід.

Поява заколів, що перетворюються у тріщини на поверхні майданчиків відвалу, свідчить про порушення умови граничної рівноваги масиву закладованих порід [206]. У цьому випадку сумарні сили, що зрушують $\Sigma F_{\text{сдві}}$ перевищують утримуючі сили – $\Sigma F_{\text{уді}}$. Досвід формування внутрішнього відвалу на кар'єрі №1 ВАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» показує, що в результаті привантаження укусу відвалу додатковою гірничою масою через певний час відбувається оповзання навису. Первісна щілина відриву формується на відстані 4-14 м від верхньої брівки відвалу. Просідання порід спостерігаються на глибину до 0,5-2,5 м.

Площу оповзання, залежно від характеристик породи при куті внутрішнього тертя 34° і знаючи висоту розвантаження екскаваторів, можна визначити за графіком на рис. 5.8. Криві на графіку рис. 5.8 показують, що при формуванні внутрішнього відвалу чим вище здійснюється висота скидання порід розкриву, тим більша поперечна площа, що формується з цих порід. При відсипанні порід, що розміщуються під кутом 40° при висоті скидання 6 м поперечна площа оповзання відвалу складає 480 м^2 , при 8 м – 500 м^2 , при 10 м – 1100 м^2 , при 15 м – 2490 м^2 . Зі збільшенням кута укусу відвалу зменшується поперечна площа оповзання відвалу відповідно до графіку на рис. 5.8 [205].

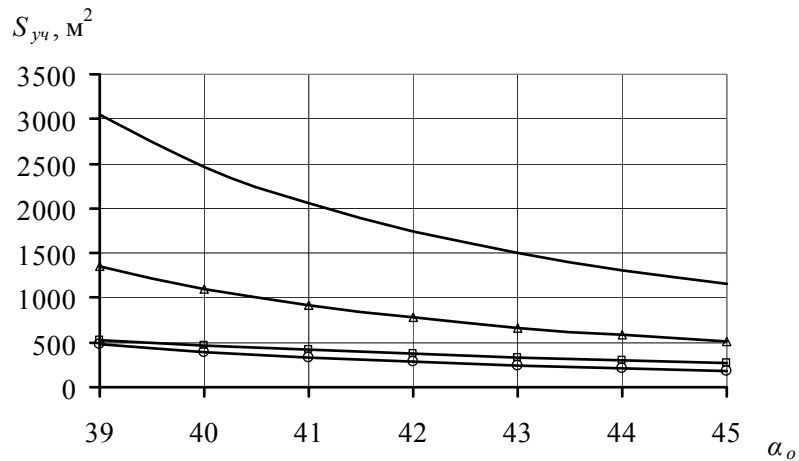


Рис. 5.8. Графіки площі $S_{уч}$ призми оповзання відвалу залежно від кута формованого відвалу з урахуванням висоти розвантаження екскаваторів:

—○— Нр=6м —□— Нр=8м —△— Нр=10м — Нр=15м

Виконані також розрахунки обсягів породи при роботі різнотипного обладнання при відсипанні однієї заходки різної довжини (рис. 5.9).

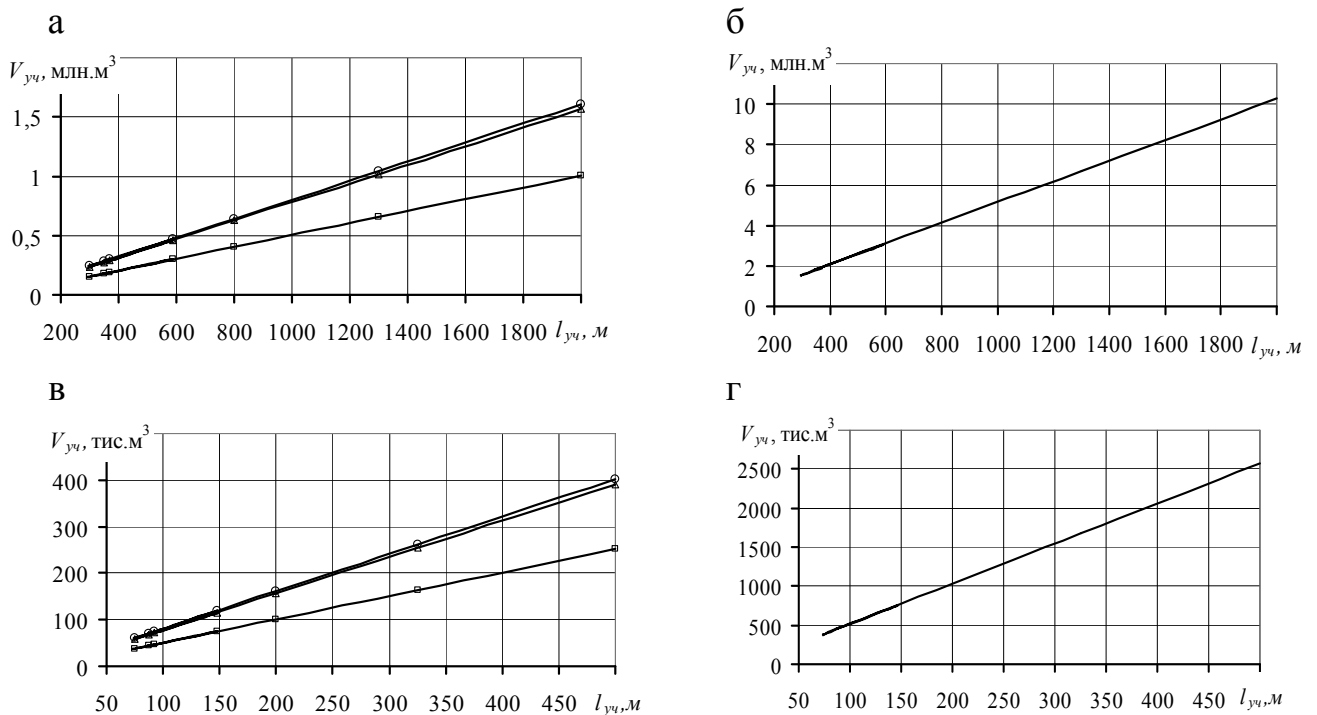


Рис. 5.9. Графіки залежності об'ємів розкривних порід від довжини ділянки внутрішнього відвалу при проходці однієї відвальної заходки екскаватором: а, б – породи розкриву розміщують по всьому борту; в, г – породи розкриву розміщують на ділянці:

—○— ЕКГ-6,3У —□— ЕКГ-8І —△— ЕКГ12,5 — ЕШ-6/45

Для поліпшення визначення об'ємів, що складують на відвальній ділянці для певного типу екскаватора розраховані і відображені показники на графіках рис. 5.9. Збільшення об'ємів відсипання відбувається пропорційно довжині відповідної ділянки. Наприклад, при відсипанні внутрішнього відвалу екскаватором ЕШ-6/45 (рис. 5.9 б, г) при формуванні відвалу на ділянці довжиною 400 м складують об'єми у кількості – 2 млн м³, при довжині 1000 м – 4,6 млн м³, при 1400 м – 6,6 млн м³ [225].

Відсипку відвальних заходок ведуть ділянками довжиною по 200-300 м. При утворенні небезпечних зрушень породи відвальні роботи на робочій ділянці припиняють і переносять на сусідню. Після стабілізації зрушення відвальних порід протягом 2-3 місяців, роботи на законсервованій ділянці відновляють. Загальний фронт відвальних робіт варто розділяти на 3-5 ділянок. Контроль за зрушенням відвальних порід здійснюють постійно шляхом маркшейдерських вимірів і візуально протягом усього строку роботи [204].

5.3.1 Дослідження параметрів кар'єру першої черги при формуванні внутрішніх відвалів

Мінімальний майданчик для розміщення порід розкриву у виробленому просторі визначається виходячи з положення сформованого неробочого борту кар'єра і кута укосу внутрішнього відвалу. На цей час багато глибоких кар'єрів мають проектний кут укосу неробочих бортів у межах від 30 до 47 градусів. Типові кар'єри у відповідності з наданою раніше класифікацією мають параметри внутрішніх відвалів, які наведені в табл. 5.2, 5.3. Виходячи із цієї класифікації і середніх кутів укосів на фронтальних і торцевих бортах, а також кутів укосів, що формують поверхні відвалів, можна визначити мінімальний нижній майданчик для складування розкривних порід. На параметри цього майданчика впливає висота відвалу, послідовність його формування, кількість ярусів і фізико-механічні властивості порід, а також наявність або відсутність призми упору уздовж нижньої брівки.

Таблиця 5.2

Параметри формування кар'єру першої черги і внутрішнього відвалу з урахуванням зони можливого зрушення укусу відвалу і викочування з нього великих брил породи

Параметр	Тип кар'єру						
	1	2	3	4	5	6	7
Вид кар'єру	Відносно глибокий	Помірко-вано глибокий	Середньої глибини	Середньої глибини	Глибокий	Глибокий	Надглибокий
Глибина внутрішнього відвалу, м	300,0	400,0	500,0	600,0	700,0	800,0	1000
Довжина відвалу поверхню, м	1000,0	1200,0	1600,0	2500,0	2800,0	3000,0	3900
Довжина відвалу низом, м	370,0	300,0	590,0	350,0	800,0	1300,0	2000
Кут укусу торцевого борту кар'єра, град:	35,0	36,0	37,0	47,0	47,0	36,0	29
Кут укусу відвалу (скельні породи), град	35	35	35	35	35	35	35
Ширина відвалу в основі, м	0,0	20,7	50,6	297,4	346,9	41,4	0
Довжина дна кар'єру при наявності зони скочування порід,	113,0	133,7	163,6	410,4	459,9	154,4	113
Площа дна кар'єру першої черги	41810,0	40111,9	96495,4	143632,9	367954,4	200736,7	226000
Мінімальний об'єм кар'єру першої черги, млн м ³	121,3	235,4	493,5	941,6	1554,0	2256,5	5516,4
Площа поперечного перерізу відвалу, м ²	0,0	4141,3	12637,9	89213,9	121430,1	16565,1	–
Об'єм розкривних порід на першому етапі, млн м ³ :							
-у зовнішньому відвалі;	74,8	172,1	303,0	742,7	935,3	1273,4	2740,7
-у внутрішньому відвалі кар'єру першої черги	0,0	1,2	7,5	31,2	97,1	21,5	–
Об'єм корисної копалини в межах кар'єру першої черги, млн м ³	46,5	62,1	183,1	167,7	521,6	961,6	2768,3
Середній коефіцієнт розкриву при відпрацюванні кар'єру першої черги, м ³ /м ³	1,6	2,8	1,7	4,6	2,0	1,3	0,99

Таблиця 5.3

Параметри формування кар'єру першої черги і внутрішнього відвалу з відсіпанням упорної призми

Параметр	Тип кар'єру						
	1	2	3	4	5	6	7
Вид кар'єру	Відносно глибокий	Помірко-вано глибокий	Середньої глибини	Середньої глибини	Глибокий	Глибокий	Надглибокий
Глибина внутрішнього відвалу, м	300,0	400,0	500,0	600,0	700,0	800,0	1000
Довжина відвалу поверхнею, м	1000,0	1200,0	1600,0	2500,0	2800,0	3000,0	3900
Довжина відвалу низом, м	370,0	300,0	590,0	350,0	800,0	1300,0	2000
Кут укосу торцевого борту кар'єра, град:	35,0	36,0	37,0	47,0	47,0	36,0	29
Кут укосу відвалу (скельні породи), град	35	35	35	35	35	35	35
Ширина відвалу в основі, м	0,0	20,7	50,6	297,4	346,9	41,4	0
Довжина дна кар'єру при наявності упорної призми, м	175,0	195,7	225,6	472,4	521,9	216,4	175
Площа дна кар'єру першої черги, м ²	64750,0	58711,9	133075,4	165332,9	417554,4	281336,7	350000
Мінімальний об'єм кар'єру першої черги, млн м ³	135,5	255,6	532,0	991,0	1632,4	2390,9	5792,2
Площа поперечного перерізу відвалу, м ²	0,0	4141,3	12637,9	89213,9	121430,1	16565,1	
Об'єм розкритих порід на першому етапі, млн м ³ :							
- у зовнішньому відвалі;	81,5	184,2	321,6	779,3	979,3	1329,4	2833,4
- у внутрішньому відвалі кар'єру першої черги	0,0	1,2	7,5	31,2	97,1	21,5	
Об'єм корисної копалини в межах кар'єру першої черги, млн м ³	54,0	70,2	202,9	180,4	556,0	1040,0	2951,5
Середній коефіцієнт розкриття при відпрацюванні кар'єру першої черги, м ³ /м ³	1,5	2,6	1,6	4,5	1,9	1,3	0,96

Висота внутрішнього відвалу може змінюватися від 60 м у кожному ярусі, до 300 м і більше (проектна глибина кар'єру) – при відсипанні одним ярусом. Єдиним заходом, що дозволяє безпечно відсипати відвал на значну висоту є використання обладнання з подовженим робочим органом. Найбільша висота окремого ярусу при формуванні зовнішніх відвалів орієнтовно призначається в наступних межах [158]: при відсипанні скельних порід – 30-60м; при відсипанні піщаних порід – 15-30м; при відсипанні глинистих порід – 10-20м.

Площа поперечного перерізу сформованого первісного насипу при досягненні дна кар'єру для різних типів кар'єрів, відповідно до прийнятої класифікації, наведена на рис. 5.10 і 5.11. Параболічне положення отриманих графіків указує на те, що залежно від величини кута укосу борту кар'єра закладеного у проекті, відсипання породи буде здійснюватися або за схемою рис. 2.28 (а), чи за схемою рис. 2.28 (б). Параболічні графіки характерні для кар'єрів 1-3 і 6 типів. Для кар'єрів 4, 5, 7 типів характерні відносно лінійні графіки. Це пов'язано з тим, що кути укосів бортів кар'єру і внутрішніх відвалів значно відрізняються між собою.

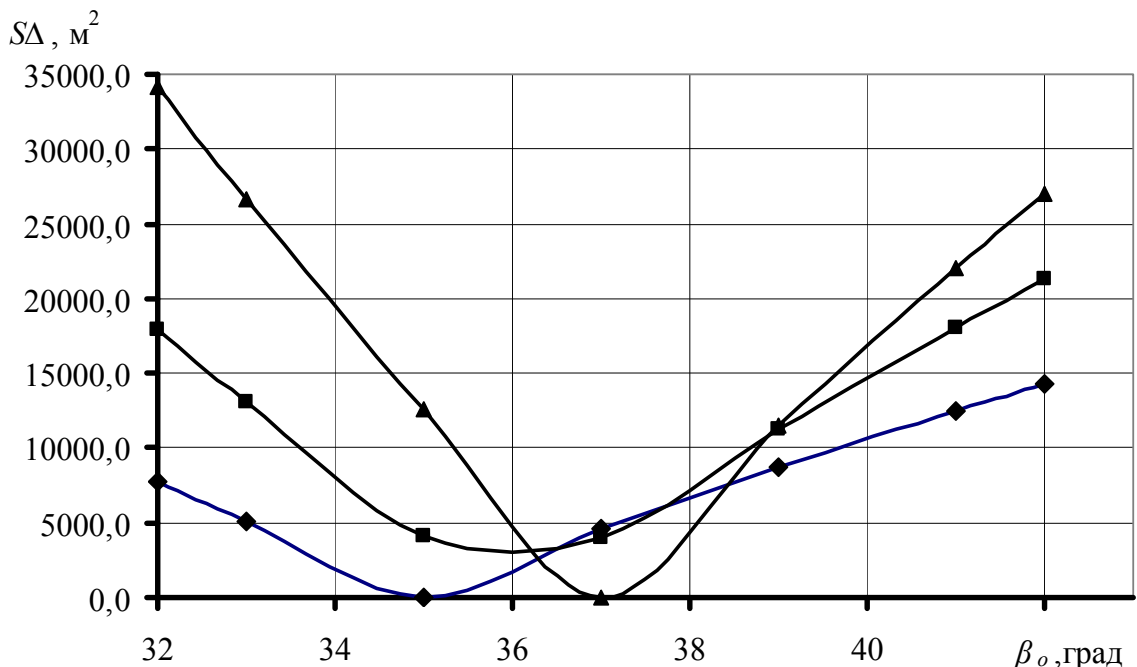


Рис. 5.10. Графіки залежності площі поперечного перерізу внутрішнього відвалу від значення його кута укосу для кар'єрів 1-3 типу:

—◆— 1 тип —■— 2 тип —▲— 3 тип

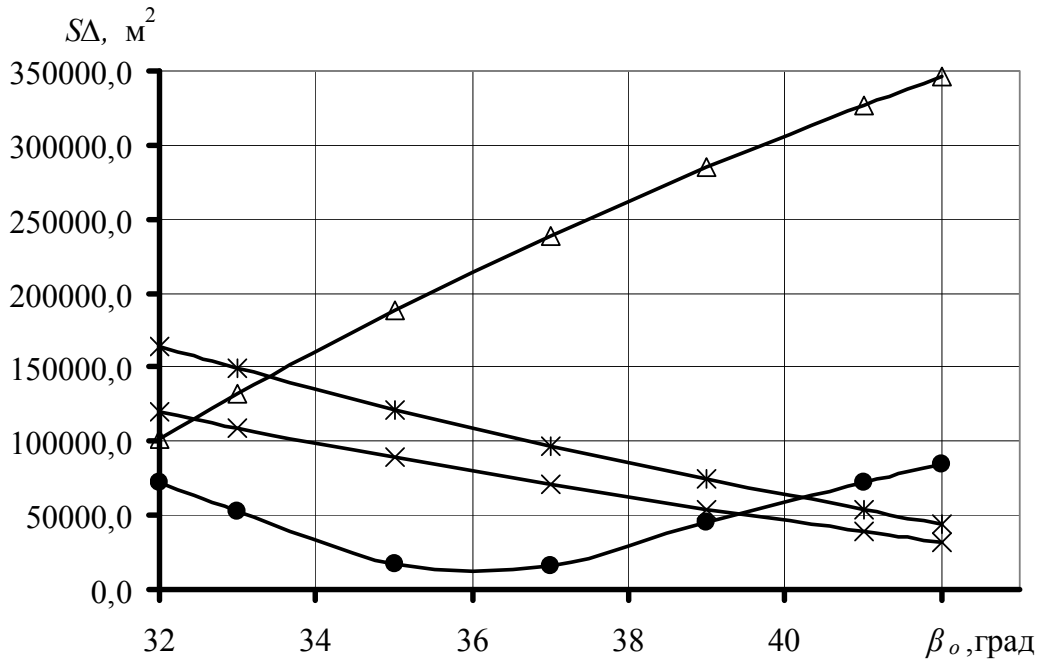


Рис. 5.11. Графіки залежності площі поперечного перерізу внутрішнього відвалу від значення його кута укосу для кар'єрів 4-7 типу:

—×— 4 тип —*— 5 тип —●— 6 тип —△— 7 тип

Об'єм порід розкриву (m^3), які укладають до внутрішнього відвалу у початковий період до досягнення дна кар'єру визначається за формулою

$$V_I = S_{\Delta} \cdot L_{60}. \quad (5.1)$$

Однак, у формулі 5.1 не враховувалось розпушення порід під час складування, і те, що породи злежуються на протязі певного періоду. У зв'язку з цим розглядається положення, коли породи встоялися і придбали необхідну стійкість. Об'єми порід розкриву, розташовуваних у внутрішньому відвалі в початковий період до досягнення внутрішнього відвалу дна кар'єру показані на рис. 5.12 і 5.13.

Мінімальна довжина дна кар'єру при наявності зони скочування порід для 1 типу кар'єру рекомендується не менш 113 м, 2 типу – 133,7 м, 3 типу – 163,6 м, 4 типу – 410 м, 5 типу – 459,9 м, 6 типу – 459,9 м, 7 типу – 113 м. При відсипанні в основі внутрішнього відвалу упорної призми довжина дна кар'єру

рекомендується для кар'єру 1 типу – 175 м, 2 типу – 195 м, 3 типу – 225,6 м, 4 типу – 472,4 м, 5 типу – 521,9 м, 6 типу – 216,4 м, 7 типу – 175 м.

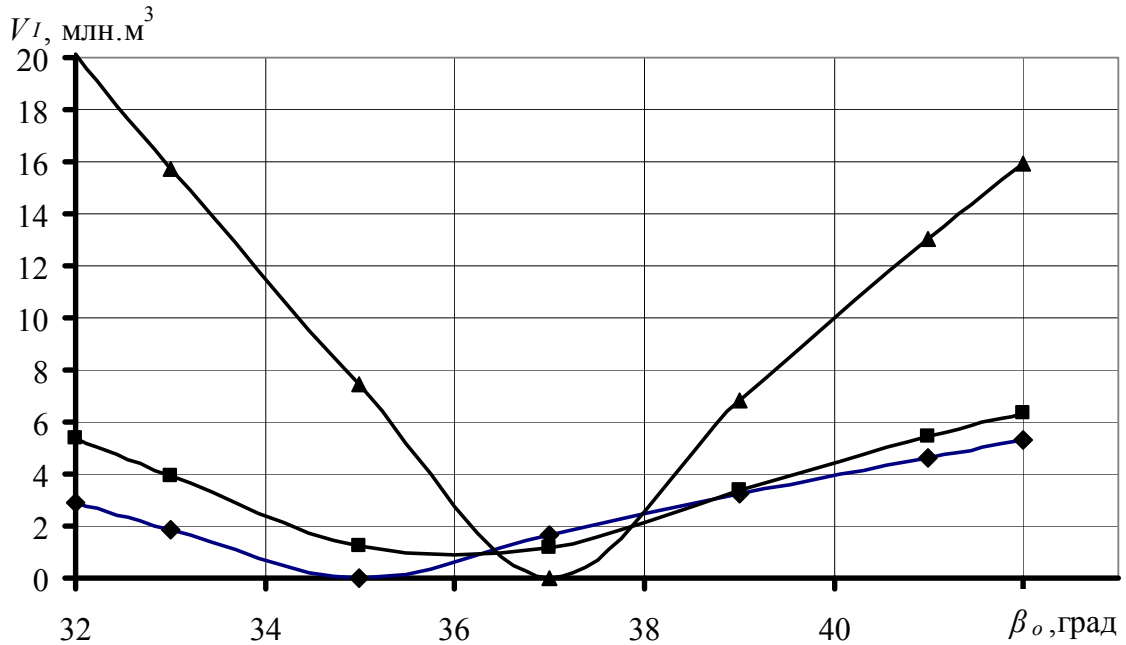


Рис. 5.12. Об'єм порід розкриття, розташовуваних у внутрішньому відвалі в початковий період до досягнення дна кар'єру (для кар'єрів 1-3 типу):

◆ 1 тип ■ 2 тип ▲ 3 тип

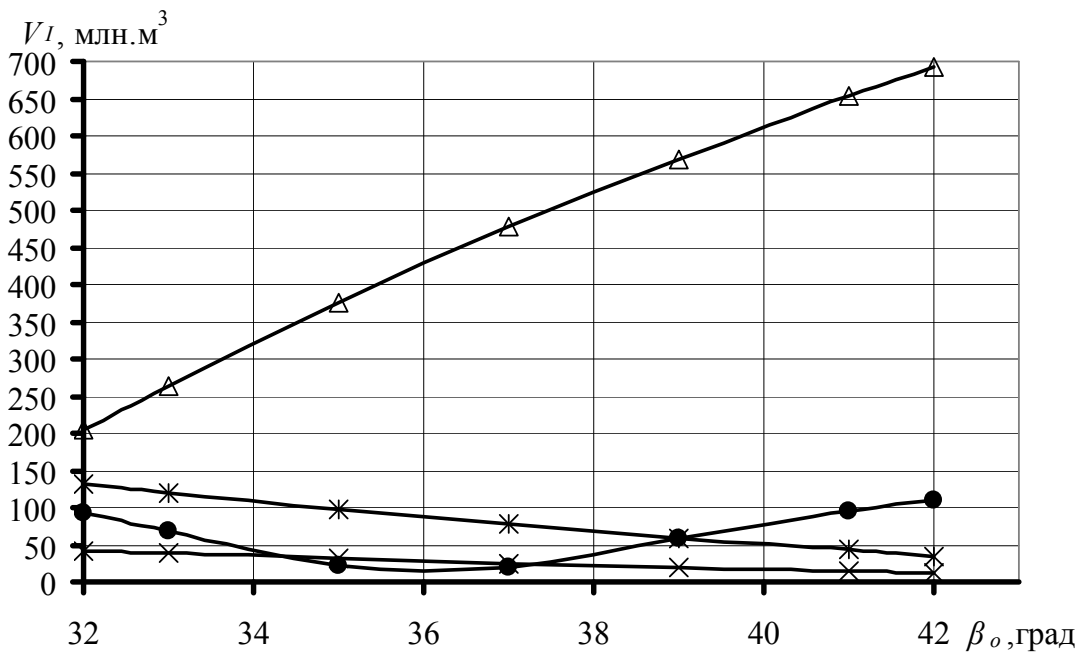


Рис. 5.13. Об'єм порід розкриття, розташовуваних у внутрішньому відвалі в початковий період до досягнення дна кар'єру (для кар'єрів 4-7 типу):

× 4 тип * 5 тип ● 6 тип ▲ 7 тип

Отримані показники дозволяють прогнозувати об'єми порід розкриву, які розташовують у виробленому просторі кар'єру першої черги. Для типових кар'єрів визначені параметри дна кар'єру першої черги, що дозволяє безпечно розміщувати породи розкриву з або без будови упорної призми.

5.3.2 Дослідження схем формування нижніх майданчиків внутрішніх відвалів

При відсипанні порід розкриву з земної поверхні або з майданчика концентраційного горизонту в кар'єрі можна виділити наступні схеми формування внутрішнього відвалу. **Перша** орієнтована на відсипання порід розкриву зверху на нижній майданчик без попереднього формування упорної призми. У цьому випадку для забезпечення безпечної роботи обладнання на дні кар'єру в районі нижньої бровки внутрішнього відвалу виділяють зону, що передбачає розміщення масиву сповзаючого відвалу або викочування великих брил порід розкриву (рис. 5.14).

З метою безпеки, зона небезпечного майданчика шириною B_3 обмежується спеціальними показниками про ведення відвальних робіт. У даній зоні заборонений рух транспортних засобів і пересування працівників. Ця зона постійно переміщується попереду нижньої бровки відвальної заходки. Крок переміщення відвальної заходки $Ш_0$ залежить від робочих параметрів виймально-навантажувального обладнання, зайнятого у формуванні відвалу. Довжина відвального фронту може дорівнювати довжині торцевого борту на початковому етапі складування відвалу. Надалі, в міру відпрацювання родовища, вона збільшується, а відповідно поширюється і площа дна кар'єру під внутрішнім відвалом.

Таким чином, **мінімально необхідна ширина нижнього майданчика (м)** для формування відвалу без упорної призми становить

$$Ш_{pn1}^{min} = B_0 + B_3, \quad (5.2)$$

де B_o – ширина майданчика під відвал, м;

B_3 – ширина зони сповзання відвалу або викочування брил породи, м.

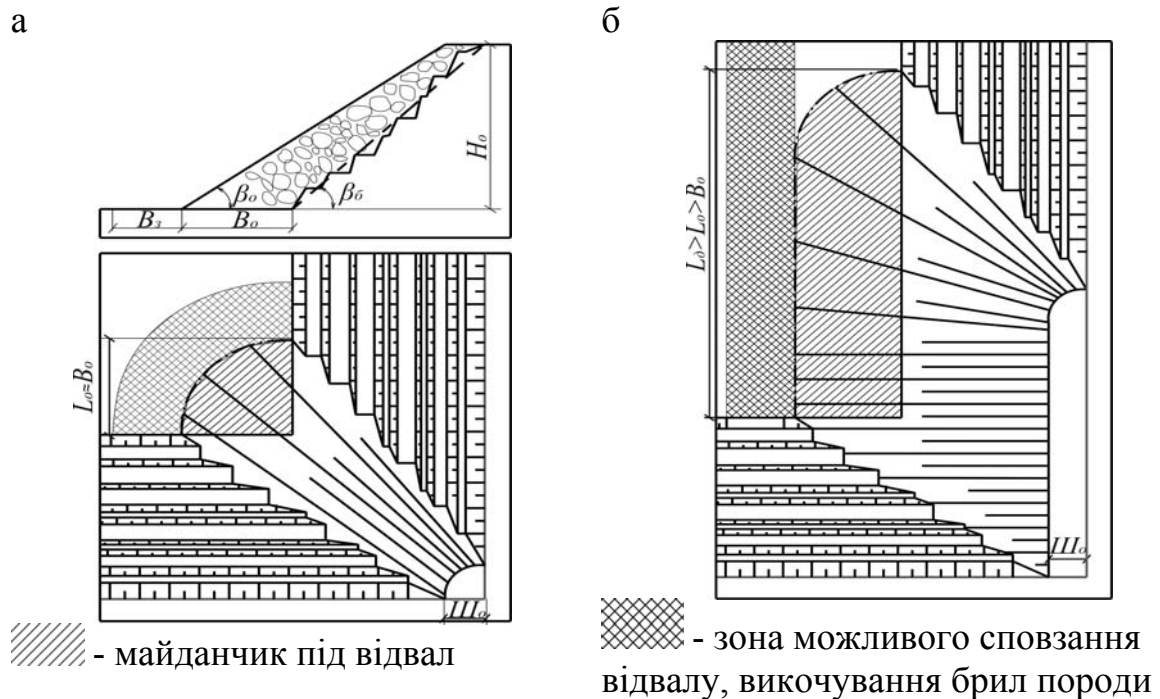


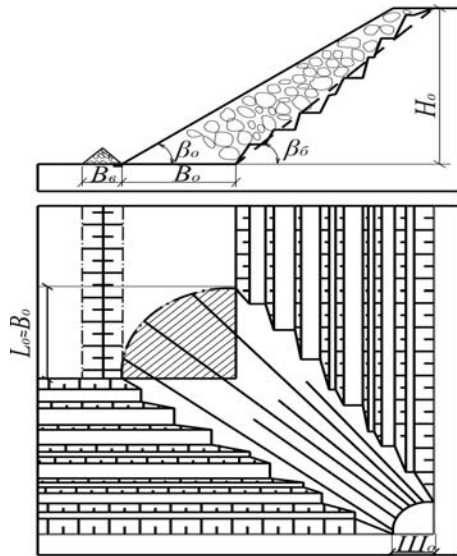
Рис. 5.14. Схеми формування мінімально необхідного майданчика для складування порід розкрити на дні виробленого простору: а – початковий період відвалоутворення; б – наступне відсипання внутрішнього відвалу.

Виконані дослідження [229] показали, що максимально можлива відстань викочування брил відвальної породи буде відповідати безпечній відстані між зонами ведення гірничих і відвальних робіт у кар'єрі. Відстань відкоту шматків породи від нижньої бровки сформованого внутрішнього відвалу може становити від 45 до 110 метрів. Величина розкиду шматків розмірами 700 мм на основі відвалу складає від 25 до 75 м, а для шматка з середнім діаметром 550 мм – від 45 до 50 м. Для забезпечення безпеки спільного ведення відвальних і видобувних робіт необхідно на нижньому горизонті відвалу формувати захисне огороження.

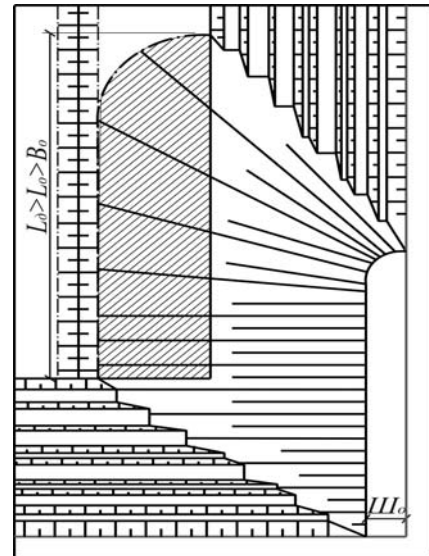
Друга схема внутрішнього відвалоутворення передбачає попереднє формування на дні кар'єру або у основі нижнього відвального уступу упорної

призми (рис. 5.15). Упорна призма в поперечному перерізі може мати форму трапеції або трикутника.

а



б



/// - майданчик під відвал

Рис. 5.15. Схема формування мінімально необхідного майданчика для складування порід розкриття усередині виробленого простору кар'єру з попереднім відсипанням упорної призми: а – початковий період відвалоутворення; б – наступне відсипання порід в період експлуатації.

Висота такої призми може бути від 4-6 до 15 м. Висота відвалу або відвального ярусу визначає висоту упорної призми, в залежності від розглянутих вище фізико-механічних властивостей порід і технології відвалоутворення. Упорна призма розміщується уздовж відпрацьованого борту на відстані B_0 від нижньої брівки. Після її облаштування починається формування внутрішнього відвалу. При цьому ширина нижнього майданчика (м) складе

$$Ш_{pn2}^{min} = B_0 + B_0, \quad (5.3)$$

де B_0 – ширина майданчика під будівництво внутрішнього відвалу, м;

B_0 – ширина майданчика для будівництва упорної призми в основі

відвалу, м.

Залежність ширини відвалу в основі B_o для типових кар'єрів показана на рис. 5.16. Кут укосу відвалу прийнятий для умов розвитку його у торцевій частині типових кар'єрів.

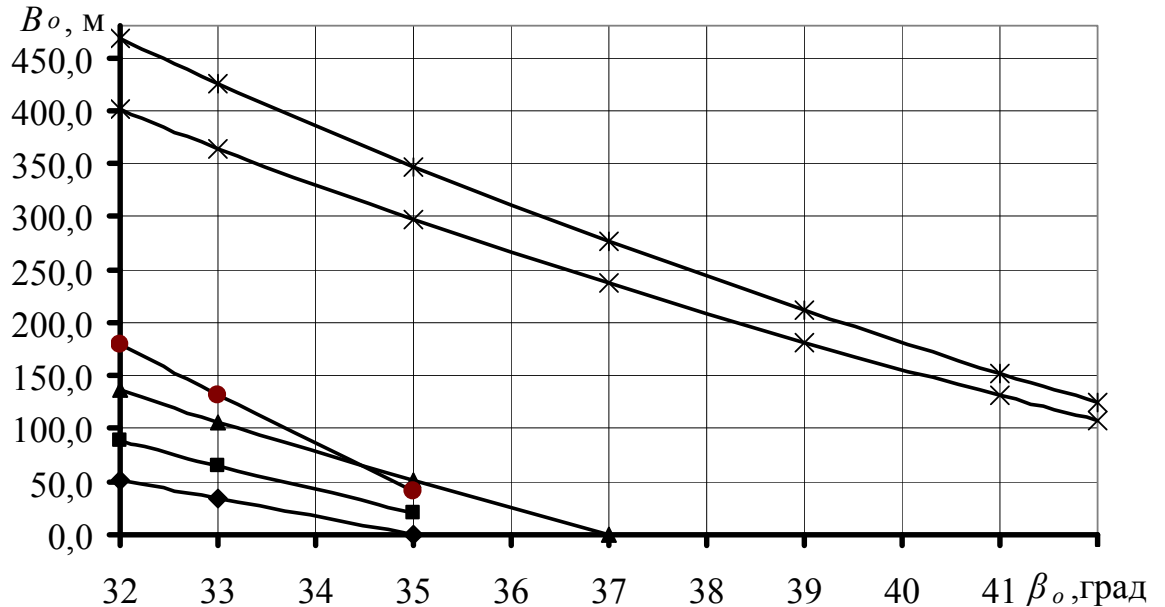


Рис. 5.16. Графік залежності ширини основи внутрішнього відвалу B_o від кута укосу його закладення α_o для типових кар'єрів:

◆ 1 тип ■ 2 тип ▲ 3 тип ✕ 4 тип * 5 тип ● 6 тип

Мінімальна **ширина дна кар'єру** (м) для запровадження другої схеми може бути визначена за формулами:

– для відвалу з кутами укосу борту менше укосу відвалу (див. рис. 2.28, а) із шириною зони зрушення або викочування окремих шматків породи

$$B_{\text{дна}}^{\text{min}} = B_p + T + B_z, \quad (5.4)$$

де B_p – ширина розвалу гірських порід при веденні підричних робіт, м;

T – ширина транспортної смуги, м;

– для відвалу з кутами укосу борту менше укосу відвалу (див. рис. 2.28, а) з відсіпанням упорної призми

$$B_{\text{дна}}^{\text{min}} = B_p + T + B_{\epsilon}, \quad (5.5)$$

– для відвалу з кутами укошу борту більше укошу відвалу (див. рис. 2.28, б) із шириною зони зрушення або викочування окремих шматків породи

$$B_{\text{дна}}^{\text{min}} = B_p + T + Ш_{\text{рн1}}^{\text{min}}, \quad (5.6)$$

– для відвалу з кутами укошу борту більше укошу відвалу (див. рис. 2.28, б) з відсипанням упорної призми

$$B_{\text{дна}}^{\text{min}} = B_p + T + Ш_{\text{рн2}}^{\text{min}}. \quad (5.7)$$

На підставі отриманих формул зроблені розрахунки і отримані графіки для визначення мінімальної ширини дна кар'єру, необхідної для формування внутрішнього відвалу (рис. 5.17, 5.18). Це дає можливість на основі даних показників кар'єру оцінювати можливі параметри внутрішнього відвалу і визначати схеми його формування.

При наявності зони зрушення і викочування шматків породи

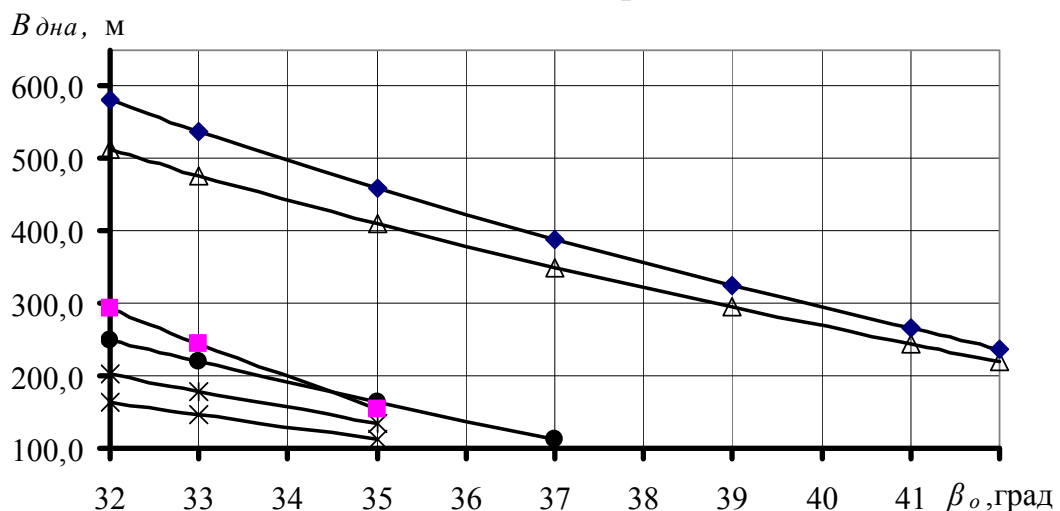


Рис. 5.17. Графік залежності довжини дна кар'єру $B_{\text{дна}}$, необхідної для формування внутрішнього відвалу від кута його закладення β_o для типових кар'єрів при досягненні дном максимальної глибини:

—x— 1 тип —*— 2 тип —●— 3 тип —△— 4 тип —◆— 5 тип —■— 6 тип

При наявності упорної призми

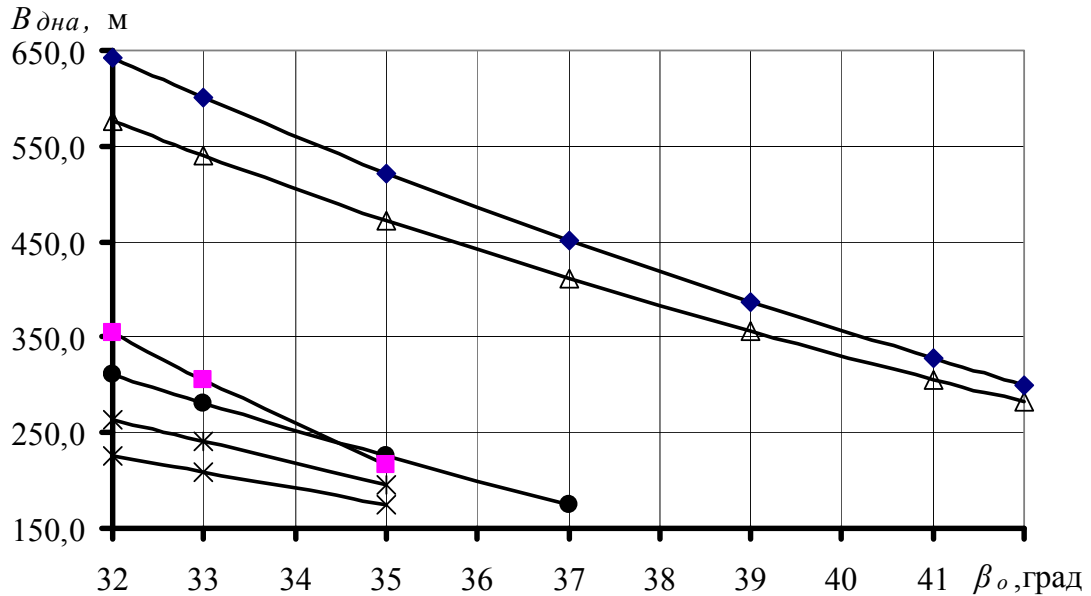


Рис. 5.18. Графік залежності довжини дна кар'єру $l_{\text{дна}}$, необхідної для формування внутрішнього відвалу від кута його закладення β_o для типових кар'єрів при досягненні дном максимальної глибини

—×— 1 тип —*— 2 тип —●— 3 тип —△— 4 тип —◆— 5 тип —■— 6 тип

5.3.3 Встановлення площі, що відводиться під створення піонерного насипу відвалу та її конфігурація

Площа, що необхідна для створення піонерного насипу внутрішнього відвалу, (див. рис. 5.14, 5.15) визначається виходячи з конфігурації проектного дна кар'єру. Якщо параметри проектного дна кар'єру мають значні розміри, то площа піонерного насипу (м^2) може бути визначена для кутового його формування за формулою

$$S = \frac{1}{4} \pi H_o^2 (\text{ctg} \beta_o - \text{ctg} \beta_o)^2, \quad (5.8)$$

де H_o – висота формування внутрішнього відвала, м;

β_{σ} , β_o – відповідно кути укосів неробочого борту і внутрішнього відвалу в кар'єрі, град.

При формуванні внутрішнього відвалу уздовж довжини прямолінійного борту в кар'єрі необхідна площа (m^2) може бути визначена за формулою

$$S = \frac{1}{2} \pi H_o^2 (ctg\beta_{\sigma} - ctg\beta_o)^2. \quad (5.9)$$

При криволінійній поверхні площа визначається по конфігурації проекції нижньої брівки борту кар'єра з урахуванням формування нижньої брівки внутрішнього відвалу на відстані (m) не менш

$$L_n = H_o (ctg\beta_{\sigma} - ctg\beta_o). \quad (5.10)$$

З метою безпечної роботи обладнання і переміщення техніки по дну кар'єра слід витримувати зону зрушення відвала або викочування брил породи (див. рис. 5.14). Для цього можна скористатися формулою (2.66), заснованою на численних статистичних даних по визначенню раціональної ширини уловлювального майданчика B_3 (m).

Таким чином, загальна необхідна площа (m^2) для піонерного насипу і кутового формування насипу з урахуванням визначеної зони можливого зрушення відвалу або викочування брил можна записати у вигляді

$$S = \frac{1}{4} \pi (H_o^2 (ctg\beta_{\sigma} - ctg\beta_o)^2 + B_3^2). \quad (5.11)$$

Параметри ширини уловлювального майданчика при різних кутах закладення і висоті внутрішнього відвалу наведені в табл. 5.4.

Таблиця 5.4

Ширина уловлювального майданчика B_3 (м)

Висота укусу, м	Кут сформованого укусу відвалу, град			
	36	38	40	42
45	8,1	8,3	8,5	8,7
60	10,8	11,1	11,3	11,6
75	13,5	13,8	14,2	14,5
100	18,0	18,4	18,9	19,3
150	27,0	27,7	28,3	29,0
200	36,0	36,9	37,8	38,7

Зі збільшенням глибини, а відповідно і висоти внутрішнього відвалу, процес викочування крупних окремоостей порід на певній його висоті припиняється внаслідок сил тертя і зіткнення рухомих шматків між собою. При додатковому навантаженні на площу відвалу виникають процеси зрушення і порушення його тіла. За даними внутрішнього відвалоутворення на кар'єрі №1 ОАО «АрселорМіттал Кривий Ріг» даний процес відбувається хвилеподібно. У певний період хвиля зрушення зупиняється і, після додаткового навантаження, може відновити свій рух вниз до досягнення стійкого стану. Об'єми зрушення відвальних порід розкриву, швидкість їх переміщення, а також часові характеристики є перемінними випадковими величинами, значення яких залежать від виду гірської маси, фізико-механічних і хімічних властивостей, крупності шматків породи, швидкості відсипання, кліматичних умов тощо.

5.4 Обґрунтування параметрів робочого майданчика на внутрішньому відвалі при експлуатації гірничого обладнання

При ярусному відсипанні внутрішнього відвалу його робочі майданчики на початковому етапі утворюються за рухунок створених майданчиків крутонахилених шарів. Тому ці початкові майданчики на горизонтах відсипання внутрішнього відвалу повинні мати певні розміри при застосуванні різноманітного відвального обладнання.

Бульдозерні відвали

Формування бульдозерного відвалу в умовах створених крутонахилених шарів супроводжується створенням невеликих робочих майданчиків і мобільністю обладнання. Незначна маса бульдозерів дозволяє менш тиснути на основу відвалу і відповідно зменшується сили, що зрушують під час створення відвалу, збільшується його стійкість. При багатократних зрушеннях поверхні відвалу, кількість відвальних фронтів у розрахунку на одиницю обладнання визначається з урахуванням резерву в розмірі 20% [158].

Відвал нарощується до проектної висоти шляхом пошарового складування порід. При цьому утворюють первісний відвал шириною поверхнею 50-100 м. Відстань переміщення породи бульдозерами становить 4-5 м. Бульдозерне відвалоутворення в умовах малих по ширині майданчиків і формуванні внутрішніх відвалів на майданчиках, що залишають після відпрацювання порід розкриву крутонахиленими шарами, є найбільш перспективним.

Для реалізації бульдозерного відвалоутворення фронт ділиться на три ділянки, кожна із яких формується довжиною не менш 100 м (рис. 5.19).

На випереджувальній ділянці відвалу уздовж нижньої брівки вище розташованого уступу здійснюється розвантаження автосамоскидів на відстані не ближче 3 м від неї. У міру нагромадження відвальних конусів здійснюється будівництво уловлювального вала, що одночасно є упорною призмою для верхнього ярусу відвалу. Ширина уловлювального вала становить 12 м при його висоті 3 м. З метою економії дизельного палива можливе спорудження відвальних конусів без спорудження уловлювального вала, однак їхнє розміщення повинне бути таким же, як і уловлювальний вал [205].

На другій відвальній ділянці здійснюється розвантаження автосамоскидів для формування безпосередньо майданчиків відвалу. Третя відвальна ділянка призначена для зштовхування порід розкриву під укіс відвального ярусу з використанням бульдозера. У міру посування відвального фронту відбувається

усадка порід і, при необхідності, здійснюється їх підсипання з наступним плануванням.

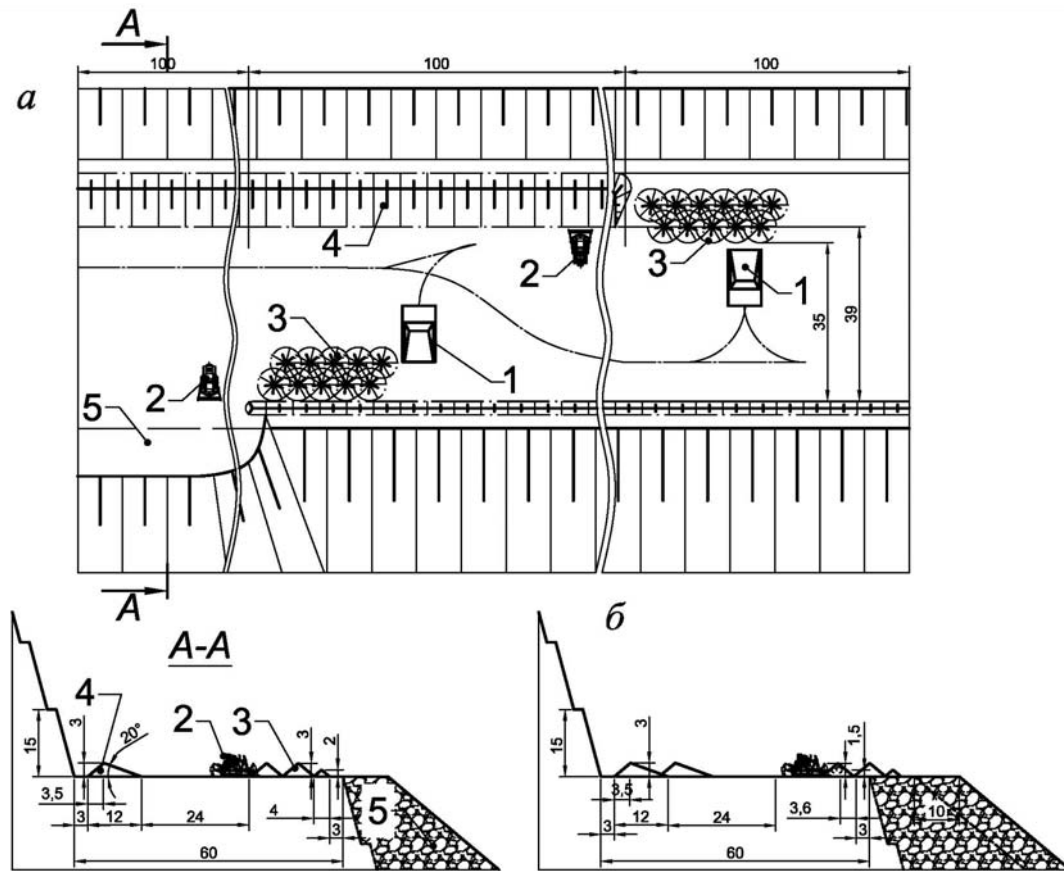


Рис. 5.19. Схема формування внутрішнього бульдозерного відвалу з доставкою порід розкриття автосамоскидами на початковому етапі (а) і наступним розвитком відвалоутворення (б): 1 – автосамоскид; 2 – бульдозер; 3 – відвальні конуси після розвантаження автосамоскидів; 4 – уловлювальний вал (упорна призма); 5 – сформований внутрішній відвал.

Після відпрацювання крутонахилоного шару, ширина відвального майданчика для початку складування скельної породи розкриття повинна становити [205].

$$Ш_{от} = b_{\bar{o}} + b_{np} + T + n_{\kappa} \cdot (2 \cdot h_a \cdot ctg \alpha_{ск}) + b_e + Z, \text{ м} \quad (5.12)$$

де $b_{\bar{o}}$ – ширина майданчика від нижньої брівки укосу відвалу до уловлювального вала, м;

b_{np} – ширина уловлювального вала (упорної призми), м;

T – ширина транспортної полоси, м;

n_k – число відвальних конусів, що розташовані поперек відвального майданчика, од.;

h_a – висота конуса розвантаження породи автосамоскидом, м;

$\alpha_{ск}$ – кут природного укосу насипу, град;

$b_в$ – ширина валу безпеки, м;

Z – ширина призми можливого обвалення, м.

Для забезпечення мінімальної ширини транспортної полоси при внутрішньому відвалоутворенні вона повинна бути не менш радіусу розвороту автосамоскида. Графік на рис. 5.20 дає можливість визначити мінімальну ширину майданчика при бульдозерному відвалоутворенні з урахуванням робочих габаритів автосамоскидів різних виробників.

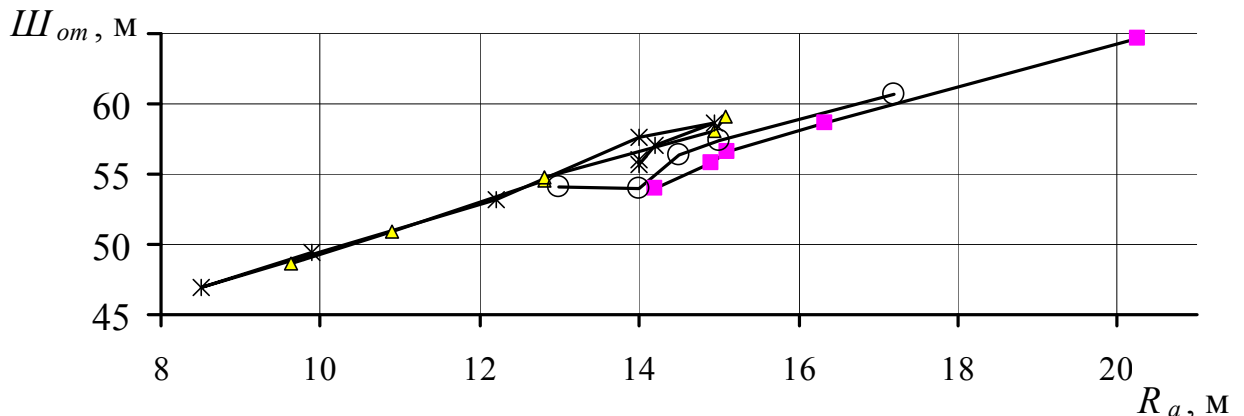


Рис. 5.20. Ширина відвального майданчика в залежності від радіусу повороту автосамоскидів при бульдозерному відвалоутворенні

—■— CAT —▲— Hitachi —*— KOMATSU —○— БелАЗ

Поярусне внутрішнє відвалоутворення на майданчиках здійснюється послідовно, починаючи з нижньої групи уступів. Формування ярусів відвалів на верхніх майданчиках починають після спорудження і посування відвального фронту на нижніх майданчиках. Будівництво верхнього яруса відвалу відбувається після того, як буде забезпечена відстань B_{min} відповідної проекції внутрішнього відвалу від верхньої брівки майданчика верхнього ярусу до

нижньої з додатковим спорудженням трьох гребенів уловлювального валу (рис. 5.21).

$$B_{\min} = H_{\text{я}} \cdot (\text{ctg} \alpha_{\text{отв}} - \text{ctg} \alpha_{\text{сл}}) + 3 \cdot b_{\text{нр}}, \text{ м}, \quad (5.13)$$

де $H_{\text{я}}$ – висота відвального ярусу (групи уступів у крутонахиленому шарі), м;

$\alpha_{\text{отв}}, \alpha_{\text{сл}}$ – відповідно кути укосів відвалу і крутонахилоного шару, град.

Нижній ярус формується із шириною відвальної заходки від 5 до 10 м. Три гребені уловлювального валу відіграють роль демпферної подушки, яка поглинає енергію руху шматків породи, що скочуються з верхнього відвального ярусу.

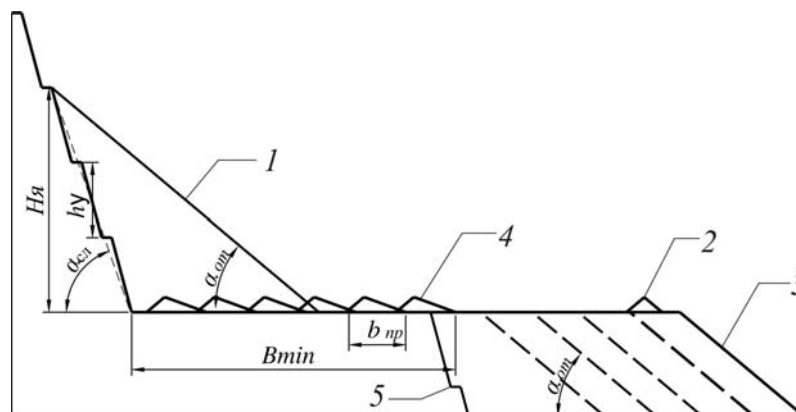


Рис. 5.21. Схема формування багатоярусного відвалу: 1 – внутрішній відвал верхнього ярусу при трьохступних крутонахилених шарах в етапі; 2 – відвальні конуси розвантаження автосамоскидів зі сторони нижнього уступу; 3 – внутрішній відвал нижнього ярусу; 4 – відвальні конуси розвантаження автосамоскидів зі сторони верхнього уступу; 5 – існуюче положення уступів при формуванні внутрішнього відвалу.

Об'єм скельних порід, що складується з верхнього майданчика на початковому етапі формування відвального ярусу буде становити [205].

$$V_{ял} = (H_{я} \cdot (\operatorname{ctg}\alpha_{отв} - \operatorname{ctg}\alpha_{сл}) \cdot l_{yo} - \frac{1}{2} h_{np} \cdot b_{np} \cdot \left(\frac{H_{я} \cdot (\operatorname{ctg}\alpha_{отв} - \operatorname{ctg}\alpha_{сл})}{b_{np}} \right)) \cdot l_{yo}, \text{ м}^3 \quad (5.14)$$

де l_{yo} – довжина відвального фронту, м;

h_{np} – висота уловлювального вала (упорної призми), м.

Раціональне застосування бульдозерного відвалоутворення досягається за рахунок поділу відвального фронту на ділянки, формування гребенів уловлювальних валів і будівництва бульдозерного відвалу ярусами, які формують від нижнього майданчика крутонахилого шару послідовно із включенням у процес відвалоутворення вище розташованих майданчиків.

Екскаторні відвали

Технологія екскаваторного відвалоутворення детально описана в роботах [223, 224, 230]. При доставці порід поїздами і створення внутрішнього відвалу з поверхні кар'єру парк відвальних екскаваторів корегується по числу відвальних тупиків. Довжина відвальних тупиків приймається залежно від конкретних умов експлуатації і може змінюватися від 0,5 до 2,0 км. Крок пересувки залізничних колій на відвалах залежно від типу відвального обладнання варто приймати: при екскаваторах ЭКГ-4.6Б, ЭКГ-5А – 21м, ЭКГ-8И, ЭКГ-10 – 27м, ЭКГ-12,5-15 – 34м, ЭКГ-20 – 40м, ЭШ- 6/40 – 60м, ЭШ-10/70 – 110 м. Застосування поїздів можливе тільки на верхньому ярусі внутрішнього відвалу. Укос відвальної західки на 1/3 висоти складає 42° , в середній і нижній – 36° . Через 2...3 місяця нависання породи об'ємом до 30 тис.м³ сповзає донизу кар'єру. Первинна щілина (тріщина) відриву відбувається на відстані 8-10 м від вренної брівки відвалу. На верхньому майданчику внаслідок ущільнення дроблених порід виникають щіли і просадка глибиною 0,5...1 м. Експлуатація в таких умовах екскаватору масою більш 800 т небезпечно [223].

Формування внутрішнього екскаваторного відвалу з використанням автосамоскидів показана на рис. 5.22. Схема передбачає на майданчику, що сформований крутонахиленим шаром, будується верхній розвантажувальний майданчик і нижній де складують породи розкриття і розміщується екскаватор.

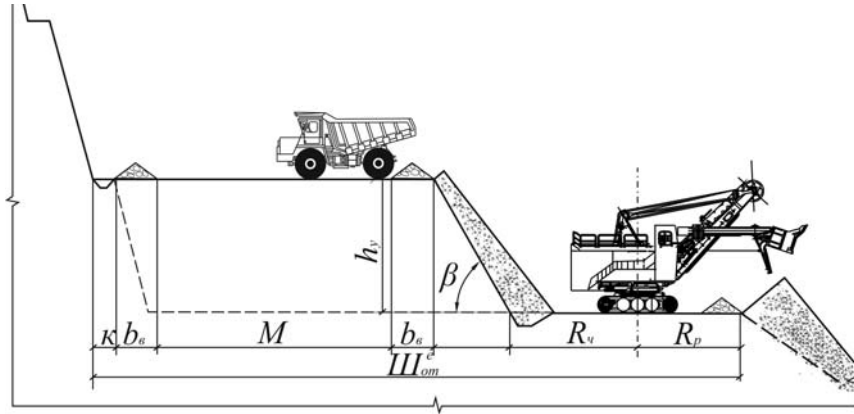


Рис. 5.22. Схема внутрішнього екскаваторного відвалу при формуванні ярусів.

Загальна ширина майданчика при екскаваторному відвалоутворенні визначається за формулою [205].

$$Ш_{от}^e = 2 \cdot b_{г} + \kappa + M + h_y \cdot ctg\beta + R_{ч} + R_p, \text{ м}, \quad (5.15)$$

де $b_{г}$ – ширина майданчика під розміщення валів безпеки зі сторони вище та нижче розташованих уступів, м;

κ – ширина дренажної канави, м;

M – ширина верхнього майданчика для маневру автосамоскиду, м;

h_y – висота уступу, м;

β – кут укосу відвального уступу, м;

$R_{ч}, R_p$ – радіуси відповідно черпання і розвантаження екскаватору, м.

На відміну від відомих схема при формуванні крутонахилених шарів потребує розміщення додаткового валу безпеки на верхньому відвальному майданчику, уздовж верхніх уступів, що формуються крутонахиленими шарами.

Ширина відвального майданчика з урахуванням робочих параметрів екскаваторів і автосамоскидів показана на графіку рис. 5.23.

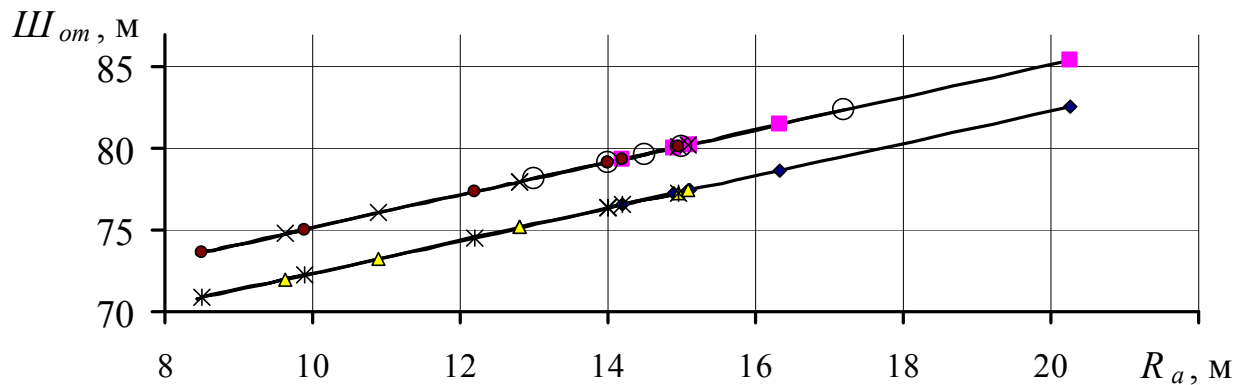


Рис. 5.23. Ширина відвального майданчика в залежності від радіусу повороту автосамоскидів при екскаваторному відвалоутворенні:

- ◆ КАТ (ЕКГ-6,3Ус)
- ◆ КАТ (ЕКГ-18)
- ▲ Hitachi (ЕКГ-6,3Ус)
- × Hitachi (ЕКГ-18)
- × КОМАТСУ (ЕКГ-6,3Ус)
- КОМАТСУ (ЕКГ-18)
- БелАЗ (ЕКГ-18)

Збільшення габаритного радіусу автосамоскида веде до пропорційного збільшення ширини майданчика при екскаваторному відвалоутворенні із застосуванням екскаваторів механічна лопата.

Конвеєрні відвали

Конвеєрне відвалоутворення при внутрішньому складуванні порід можливо здійснювати з поверхні кар'єру. Схема формування відвалу визначається з урахуванням умов розташування відвалу на генеральному плані, річних об'ємів порід розкриття, що транспортують, і сумарного об'єму їх складування. Крок пересувки відвального конвеєра приймається рівним ширині заходки. При відсипанні відвалу паралельними заходками довжину відвального фронту визначають, виходячи з мінімальної частоти переміщення відвального конвеєра за час експлуатації комплексу з урахуванням рельєфу місцевості.

Згідно проекту інституту «Південгіпроруда» у цей час відвалоутворення в кар'єрі №1 «АрселорМіттал Кривий Ріг» виконується екскаваторним способом. На північному борті кар'єру встановлений драглайн ЕШ - 6/45, який черпаючи

скельну породу розкриву із прийомного бункера, відсипає її у вироблений простір. Скельну породу в приймальний бункер драглайну доставляють автосамоскидами БілАЗ-75145 вантажопідйомністю 120 т і САТ-785С вантажопідйомністю 136 т.

Існуюча на підприємстві технологічна схема відвалоутворення на північному борті кар'єру № 1 ВАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» із застосуванням екскаватора при наявності значних розмірів призми зрушення відвальних порід на цей час є небезпечною, а застосування екскаваторів ЭШ-15/90, ЭШ-10/90, ЭШ-6/90 або іншого екскаватора з довжиною стріли не менш 90 м, недоцільно. До того ж, значна маса екскаватора – понад 1700 т, буде здійснювати підвищені динамічні навантаження на прибортовий масив внутрішнього відвалу.

Для складування скельних порід розкриву як альтернативний варіант застосовуваному способу засипання кар'єру, розглянутий конвеєрний відвалоутворювач із паралельним переміщенням уздовж фронту відвальних робіт [230, 231]. Пропонується технологічна схема (Додаток Д), принцип дії якої полягає в перевантаженні скельної породи розкриву з автомобільного транспорту на відвалоутворювач через завантажувальний бункер з подальшим переміщенням її у відвал конвеєром (рис. 5.24).

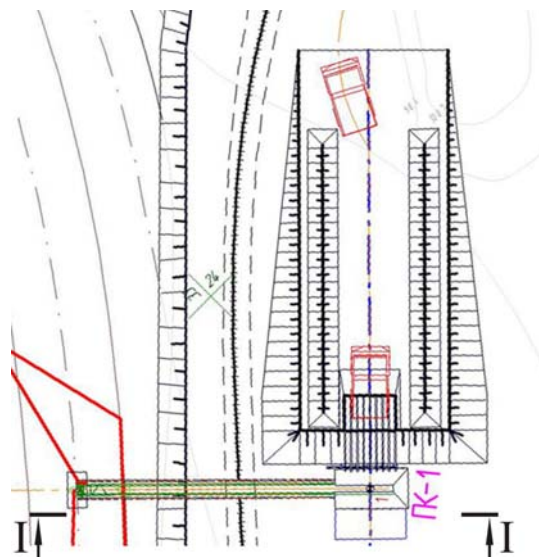


Рис. 5.24. Установа для складування скельних порід розкриву із застосуванням конвеєрного відвалоутворювача (вид у плані).

На підготовленому майданчику влаштовується тимчасовий насип зі скельних порід. Автосамоскид по насипу заднім ходом вїжджає на естакаду, розвантажує скельну породу в перевантажувальний бункер ємністю не менш 75 м³. У нижній частині бункера встановлений пластинчастий живильник, яким відвальна маса транспортується на стрічковий конвеєр. Стрічковим конвеєром скельна порода переміщається у вироблений простір кар'єру і складається у внутрішній відвал. Формування тимчасового насипу виконують фронтальним колісним навантажувачем з об'ємом ковша 5-6 м³. Переміщення установки виконують за допомогою того ж навантажувача по спеціально сконструйованих залізобетонних плитах. За одну годину роботи така установка здатна прийняти до 6 автосамоскидів. Розрахункова продуктивність її становить 957 тис м³/рік. Установка має масу на порядок менше, ніж екскаватор. Керування нею може здійснюватися дистанційно [205].

Етапи будівництва внутрішнього відвалу із застосуванням конвеєрної установки (рис. 5.25) включають: підготовку промайданчика для розміщення основного відвального обладнання; розміщення вагончика-побуту і підключення ЛЕМ до енергетичних пунктів; монтаж експериментально-дослідної відвальної установки; підготовка щебеневої подушки під її розміщення; монтаж плит і розміщення на них експериментально-дослідницької установки; будівництво насипу під естакаду і огорожень; підключення кабелю до дослідної-експериментально-дослідницької установки та її апробація; формування внутрішнього відвалу (завезення порід розкриву автосамоскидами, розвантаження в прийомний бункер, переміщення порід з бункеру у відвал); відсипання наступної заходки.

Робочий майданчик при формуванні відвалу експериментальною конвеєрною установкою складається із майданчика можливого зрушення порід, насипу під естакаду, ширини валу безпеки, транспортної смуги руху автосамоскидів. Ширина робочого майданчика (м) при заданих умовах визначається за формулою [205].

$$Ш_{pn} = Z_n + C + Ш_e + Ш_{mp} + v_{кан}, \quad (5.16)$$

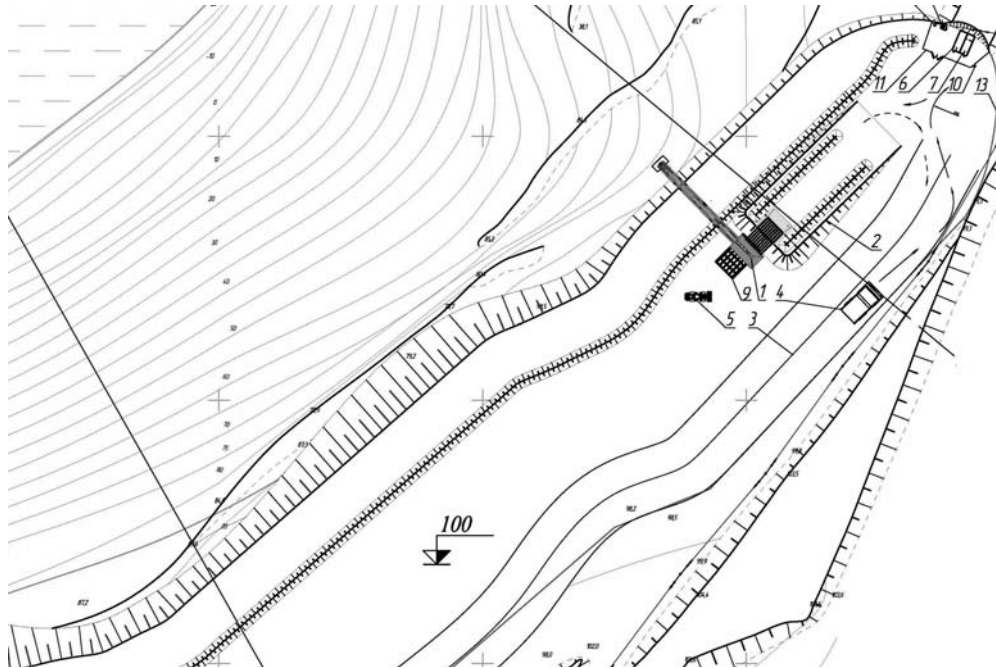


Рис 5.25. Схема роботи обладнання конвеєрної установки при відвалоутворенні в кар'єрі №1 ВАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»: 1 – конвеєрний від валоутворювач; 2 – насип під естакаду для автотранспорту; 3 – автодорога; 4 – автосамоскид; 5 – навантажувач.

де Z_n – призма можливого зрушення, м (для умов кар'єру №1 – 18,5 м);

C – відстань від естакадного насипу до транспортної смуги (7,9 м);

$Ш_e$ – ширина смуги під насип естакади, м (35,6 м);

$Ш_{mp}$ – ширина транспортної смуги, м;

$v_{кан}$ – ширина водовідвідної каналу, м (3 м);

$$Ш_e = Ш_0 + 2B_e + 2C + 2H_e \text{ctg}\beta, \quad (5.17)$$

де $Ш_0$ – ширина дороги естакадного насипу, м;

H_e – висота естакадного насипу, м (4,5 м);

β – кут укосу естакадного насипу, град.

Переміщення тимчасового насипу естакади здійснюється на відстань 10 м, що відповідає кроку для складування 1050 м^3 породи.

Ширина відвального майданчика буде змінюватися при зміні параметрів транспортного обладнання при формуванні внутрішнього відвалу конвеєрним відвалоутворювачем (рис. 5.26).

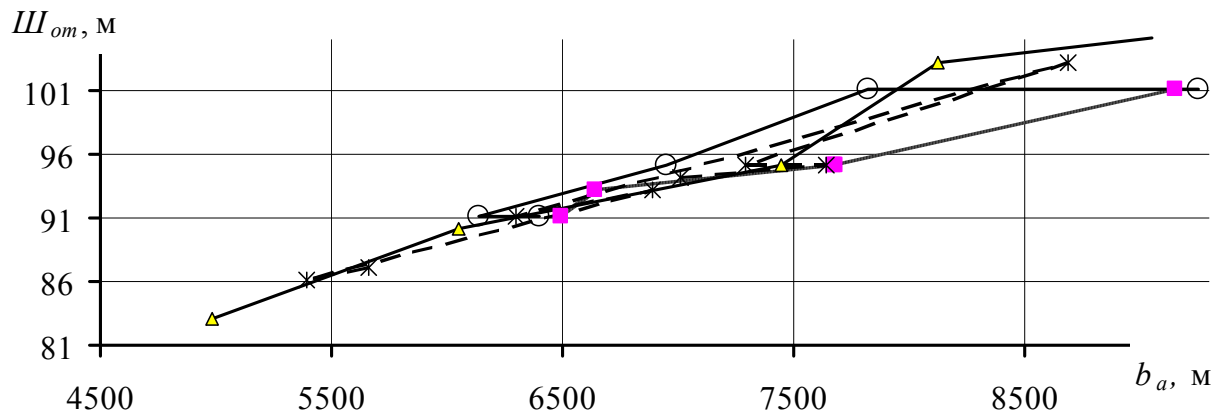


Рис. 5.26. Ширина відвального майданчика в залежності від ширини автосамоскидів при відвалоутворенні експериментальним консольним відвалоутворювачем

—■— CAT —▲— Hitachi —*— KOMATSU —○— БелАЗ

В умовах відпрацювання порід розкриву крутонахиленими шарами для внутрішнього відвалоутворення з поверхні кар'єру найбільш прийнятним устаткуванням є екскаватор драглайн, механічна лопата з подовженим робочим устаткуванням або конвеєрні відвалоутворювачі з попереднім перевантаженням і дробленням скельних порід розкриву. Внутрішньокар'єрне складування порід розкриву ярусами з доставкою автосамоскидами рекомендується робити із застосуванням бульдозерів або екскаваторів механічна лопата з подовженим робочим устаткуванням.

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 5

1. Обґрунтовані параметри робочих майданчиків і виробленого простроу кар'єру при використанні крутонахилених шарів для створення умов розміщення внутрішніх відвалів розкриву та запропонована класифікація

формування внутрішніх відвалів, що дозволяє визначати спосіб переміщення та засипання відпрацьованих глибоких кар'єрів. Рекомендується до використання п'ять технологічних схем відвалівалоутворення. Для відпрацювання бортів кар'єрів крутонахиленими шарами при розробці глибоких родовищ слід приймати схему «вибій – внутрішній відвал».

2. Встановлений взаємозв'язок між висотою розвантаження екскаваторів механічна лопата та поперечною площею призми зрушення внутрішнього відвалу, яка впливає на об'єми розміщення порід розкриву на відвальному фронті при формуванні відвалів всередині виробленого простору глибокого кар'єру.

3. Встановлені параметри внутрішніх відвалів при відпрацюванні кар'єру першої черги відповідно до виконаної систематизації кар'єрів (для 1-7 типів), та визначені мінімальні об'єми будівництва кар'єру першої черги, що дозволило визначити частку об'ємів, які розташовують у зовнішньому відвалі, а з розвитком робочої зони – у внутрішній відвал.

4. Дослідженнями встановлено, що технологія бульдозерного відвалоутворення передбачає будівництво робочого майданчика з шириною 50-69 м, використання екскаваторного відвалоутворення з обладнанням ЕКГ – майданчика шириною 73-80 м, технологія відвалоутворення з використанням конвеєрного відвалоутворювача ширини майданчика від 91 до 105 м, відповідно, майданчики при постановці бортів крутонахиленими шарами у проектне положення повинні бути не менш визначених.

5. Запропоновані нові технологічні рішення, які відрізняються способом формування кар'єрного простору із використанням крутонахилених шарів, зменшенням капітальних витрат, спрощенням транспортних вантажопотоків переміщення порід розкриву у внутрішні відвали по транспортних комунікаціям у середині кар'єру і сприяють покращенню екології навкруги кар'єру. Вказані рішення підтверджені патентами на винахід [227, 235].

Основні наукові результати розділу 5 відображені в працях автора [204, 205, 221, 222, 223, 225, 226, 227, 228, 230]

РОЗДІЛ 6

РОЗРОБКА РЕКОМЕНДАЦІЙ З ТЕХНОЛОГІЇ ФОРМУВАННЯ КРУТОНАХИЛЕНИХ ШАРІВ І ВНУТРІШНІХ ВІДВАЛІВ НА ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРАХ

6.1 Обґрунтування параметрів і напрямку відпрацювання порід розкриття крутонахиленими шарами в умовах глибоких кар'єрів

Відповідно до проведених досліджень і використовуючи відомі параметри кар'єрів їх систематизовано на базові типи за проектною глибиною розробки. Для цього на сучасному етапі здійснено їх розподіл за типами на сім груп (див. табл. 3.1). При цьому, до першого типу віднесено кар'єри глибиною до 300 м і визначено їх як відносно глибокі, а до сьомого типу – надглибокі кар'єри із глибиною 1000 і більше метрів. У міру відпрацювання кар'єрних полів, їх дорозвідки і планування зміни напрямку посування при зростанні глибини розробки виймальних робіт вони можуть переходити від одного типу до іншого.

Для вирішення проблем відпрацювання глибоких кар'єрів крутонахиленими шарами пропонується визначити тип конкретного існуючого кар'єру за наданою класифікацією (див. розділ 3.1). Відповідно до типу кар'єру визначаються параметри крутонахилених шарів і внутрішніх відвалів після підготовки кар'єру першої черги.

Тип кар'єру 1 (відносно глибокий). Проектна глибина – 300 м. За наведеною класифікацією подібні кар'єри мають довжину екскаваторних блоків до 1000 м і відносяться до 1 групи (див. табл. 3.2). Мінімальний об'єм кар'єру першої черги – 121-135 млн м³. У кар'єрі першої черги відсутні внутрішні відвали у зв'язку з незначними параметрами робочої зони і кар'єрного поля. Рекомендована ширина робочих майданчиків – 40 м, а ширина крутонахилого шару 53-55 м. З урахуванням можливої продуктивності кар'єру 1 типу пропонується використання 1 варіанту комплексної механізації.

Схема розвитку фронту гірничих робіт на борту рекомендується з двома з'їздами в одному напрямку або човникова схема (див. розділ 2.6).

Тип кар'єру 2 (помірковано глибокий). Проектна глибина – 400 м. Відповідно до наведеної класифікації (див. табл. 3.2) кар'єри мають довжину екскаваторного блоку від 1000 до 1500 м і відносяться відповідно до 1 або 2 групи. Мінімальний об'єм кар'єру першої черги – 235-255 млн м³. У кар'єрі першої черги відпрацювання на першому етапі об'єми порід розкриву внутрішнього відвалу розміщують у кількості 1,2 млн м³. Рекомендується ширина робочих майданчиків 40-60 м. Ширина крутонахиленого шару від 65 до 80 м. При продуктивності кар'єру по корисній копалині 4,5 млн м³ на рік доцільно використання 1 або 2 варіанту комплексної механізації (див. табл. 3.1). Схема розвитку фронту гірничих робіт для кар'єрів 1 і 2 типу з повздовжнім розміщенням фронту гірничих робіт.

Тип кар'єру 3 (середньої глибини). Проектна глибина – 500 м. Відповідно до наведеної класифікації (див. табл. 3.2) кар'єри мають довжину екскаваторного блоку від 1500 до 2500 м і відносяться відповідно до 2, 3 або 4 групи (див. табл. 3.2). Мінімальний об'єм кар'єру першої черги – 493-532 млн м³. У кар'єрі першої черги відпрацювання на першому етапі об'єми порід розкриву внутрішнього відвалу розміщують у кількості 7,5 млн м³. Рекомендується ширина робочих майданчиків 50-60 м. Ширина крутонахиленого шару від 65 до 90 м. При продуктивності кар'єру по корисній копалині 10,1 млн м³ на рік доцільно використання 2 або 3 варіанту комплексної механізації (див. табл. 3.5).

Тип кар'єру 4 (середньої глибини). Проектна глибина – 600 м. Відповідно до наведеної класифікації (див. табл. 3.2) кар'єри мають довжину екскаваторного блоку від 1500 до 3000 м і відносяться відповідно до 2, 3, 4 або 5 групи (див. табл. 3.2). Мінімальний об'єм кар'єру першої черги – 941-991 млн м³. У кар'єрі першої черги відпрацювання на першому етапі об'єми порід розкриву внутрішнього відвалу розміщують у кількості 31,2 млн м³. Рекомендується ширина робочих майданчиків 50-60 м. Ширина

крутонахиленого шару від 65 до 90 м. При продуктивності кар'єру по корисній копалині 7,3 млн м³ на рік доцільно використання 2 або 3 варіанту комплексної механізації (див. табл. 3.5).

Тип кар'єру 5 (глибокий). Проектна глибина – 700 м. Відповідно до наведеної класифікації (див. табл. 3.2) кар'єри мають довжину екскаваторного блоку від 1500 до 3000 м і відносяться відповідно до 2, 3, 4 або 5 групи (див. табл. 3.2). Мінімальний об'єм кар'єру першої черги – 1554-1632 млн м³. У кар'єрі першої черги відпрацювання об'єми порід розкриття внутрішнього відвалу розміщують у кількості 97,1 млн м³. Рекомендується ширина робочих майданчиків 50-60 м. Ширина крутонахиленого шару від 65 до 145 м. При продуктивності кар'єру по корисній копалині 34,2 млн м³ на рік доцільно використання 3 або 4 варіанту комплексної механізації (див. табл. 3.5).

Тип кар'єру 6 (глибокий). Проектна глибина – 800-900 м. Відповідно до наведеної класифікації (див. табл. 3.2) кар'єри мають довжину екскаваторного блоку від 1500 до 3000 м і відносяться відповідно до 2, 3, 4 або 5 групи (див. табл. 3.2). Мінімальний об'єм кар'єру першої черги – 2256-2390 млн м³. У кар'єрі першої черги відпрацювання на першому етапі об'єми порід розкриття внутрішнього відвалу розміщують у кількості 21,5 млн м³. Рекомендується ширина робочих майданчиків 50-60 м. Ширина крутонахиленого шару від 65 до 90 м. При продуктивності кар'єру по корисній копалині 30,3 млн м³ на рік доцільно використання 3 або 4 варіанту комплексної механізації (див. табл. 3.5).

Тип кар'єру 7 (надглибокий). Проектна глибина – 1000 м. Відповідно до наведеної класифікації (див. табл. 3.2) кар'єри мають довжину екскаваторного блоку від 2500 до 3000 м і відносяться відповідно до 4 або 5 групи (див. табл. 3.2). Мінімальний об'єм кар'єру першої черги – 5516-5792 млн м³. Рекомендується ширина робочих майданчиків 50-60 м. Ширина крутонахиленого шару від 65 до 90 м. При продуктивності кар'єру по корисній копалині 44,2 млн м³ на рік доцільно використання 3 або 4 варіанту комплексної механізації (див. табл. 3.5).

Схема розвитку фронту гірничих робіт в плані для кар'єрів 3-7 типів рекомендується з комбінацією діагональних і повздовжніх блоків з посуванням при нарізанні нового крутонахиленого шару до лежачого або висячого борту кар'єру.

При відпрацюванні глибоких кар'єрів ширину робочих майданчиків намагаються зменшити, чим досягається більший кут укосу борту кар'єра і, відповідно, зменшення обсягів виймання порід розкриву. Однак, даний показник має свої обмеження. З урахуванням наявної на сьогоднішній день технології виймання скельних порід розкриву, фактична ширина робочих майданчиків змінюється від 40 до 60 м.

З урахуванням того, що здійснюється поступове поглиблення дна кар'єру, до роботи залучається різне число уступів. При відпрацюванні різного числа уступів кут укосу може змінювати значення від 27 до 55 градусів – при ширині майданчика 60 м. При відпрацюванні уступу робочими майданчиками шириною 40 м кут укосу бортів кар'єру по висячому і лежачому боці родовища варіюється від 35 до 42 градусів.

Зменшення кута укосу робочого борту при відпрацюванні 40-метровими майданчиками припадає на глибину 150 м, на цій глибині буде забезпечений найбільший показник стійкості. При подальшому поглибленні кар'єру відбувається поступове збільшення кута укосу робочих бортів. При формуванні бортів кар'єру з робочими майданчиками шириною 60 м кути укосів бортів кар'єру по висячому і лежачому боці родовища змінюються від 28 до 36 градусів. При відпрацюванні 60-метровими майданчиками найменші значення кутів укосу робочих бортів відповідають глибині 100-150 м.

При відпрацюванні робочої зони кар'єру крутонахиленими виймальними шарами число робочих майданчиків систематично змінюється при поглибленні дна. При цьому на число робочих майданчиків у шарі впливає кут падіння родовища, форма і умови залягання пласта, число уступів, що формуються на тимчасово неробочій ділянці шару, ширина робочого майданчика, кути укосу

уступів на робочих і тимчасово неробочих ділянках, а також висота між суміжними робочими майданчиками в шарі.

Висячий борт має більшу кількість майданчиків, що відпрацьовують, а відпрацювання лежачого борту кар'єра з поглибленням може «заморожуватися», тобто роботи на ньому в певний період припиняються, що потребує забезпечення довгострокової стійкості гірничих виробок. При подальшому поглибленні дна кар'єру роботи на ділянках лежачого борту відновлюють. Таким чином, більша частина техніки буде зосереджена на ділянці висячого борту і значні обсяги виймання порід розкриву будуть здійснюватися саме на них.

Ширина робочого майданчика і кут укосу крутонахилого шару впливають на кількість уступів, що знаходяться в розробці. Графіки зміни кількості майданчиків (див. рис. 4.4), які формують при відпрацюванні крутонахилених шарів, показують що цей показник залежить від поточної глибини кар'єру. При куті падіння родовища 75° і при проектній глибині кар'єру 400 м кількість уступів у розробці поступово збільшується до 6-7 одиниць, після чого їх число знижується при доробці кар'єру.

Пік кількості майданчиків по висячому борту кар'єру при відпрацюванні майданчиками шириною 60 м приходить на позначку 300 м, а при відпрацюванні майданчиками шириною 40 м – на позначки 275 і 345 м. Кількість майданчиків по лежачому борту на початковому етапі відпрацювання кар'єру буде дорівнювати їх кількості по висячому борту. Надалі основна робота відбувається на висячому борті. При досягненні дна кар'єру глибини в межах 150-200, 220-250 та 320-350 м роботи на лежачому борту припиняють або відбувається невелике посування. У міру необхідності і підготовки нових горизонтів по корисній копалині роботи на лежачому борті кар'єру інтенсифікують з показниками від 0 до 4-6 робочих майданчиків (див. рис. 4.4).

Верхні горизонти у кожному етапі поглиблення кар'єру необхідно відпрацьовувати двома або трьома екскаваторами з висотою шару 30 м. Нижні горизонти в етапі можна відпрацьовувати з висотою групи уступів від 45 до

75 м. При цьому необхідно враховувати стійкість укосів порід, що відпрацьовують. Групи тимчасово неробочих і робочих уступів в крутонахиленому шарі у цілому формують висоту робочої зони по породах розкриву.

Фронт гірничих робіт, залежно від прийнятої схеми відпрацювання родовища, може мати різноманітний напрямок посування (див. рис. 3.23). При розробці крутоспадаючого шароподібного родовища з умовно постійним кутом падіння, відпрацювання може здійснюватися з формуванням діагонального фронту гірничих робіт (див. рис. 3.23, а), поздовжніми або поперечними блоками (див. рис. 3.23, в), діагональними і поздовжніми блоками за простяганням (див. рис. 3.23, і).

Результати аналізу розвитку робочої зони у плані (див. розділ 3.7) дозволяють рекомендувати діагональні і клинові схеми переміщення уступів у кар'єрах 3-7 типів щодо лінії простягання родовища. Для кар'єру 4 типу (проектна глибина 600 м) був зроблений гірничо-геометричний аналіз з урахуванням можливих схем розвитку фронту гірничих робіт. Після перетворення графіка гірничо-геометричного аналізу у календарний графік (рис. 6.1) видно, що відпрацювання порід розкриву за діагональною схемою (кут закладення діагоналей 30° щодо лінії простягання родовища) вимагає значних об'ємів виймання розкриву на початковому періоді та зниження їх при подальшому відпрацюванні. Збільшення об'ємів виймання на останньому етапі пов'язане з необхідністю зміни напрямку відпрацювання при доробці об'ємів розкриву, що залишилися, у торці кар'єру.

Відпрацювання порід розкриву за клинковою схемою (кут розміщення уступів до лінії простягання 30°) веде до зменшення довжини фронту розкривних робіт і вийманню порід розкриву до зіткнення клинового фронту робіт із протилежним торцем кар'єру. При досягненні клином торця відбувається зниження, а потім підвищення обсягів виймання порід розкриву. Це також пов'язане з доробкою порід розкриву, що залишилися у торці кар'єру і необхідності підтримки певної довжини фронту гірничих робіт. Розвиток

гірничих робіт поздовжніми і поперечними блоками пов'язаний з вийманням однакових об'ємів розкривних порід до моменту підходу випереджального блоку до протилежного торця кар'єру по простяганню.

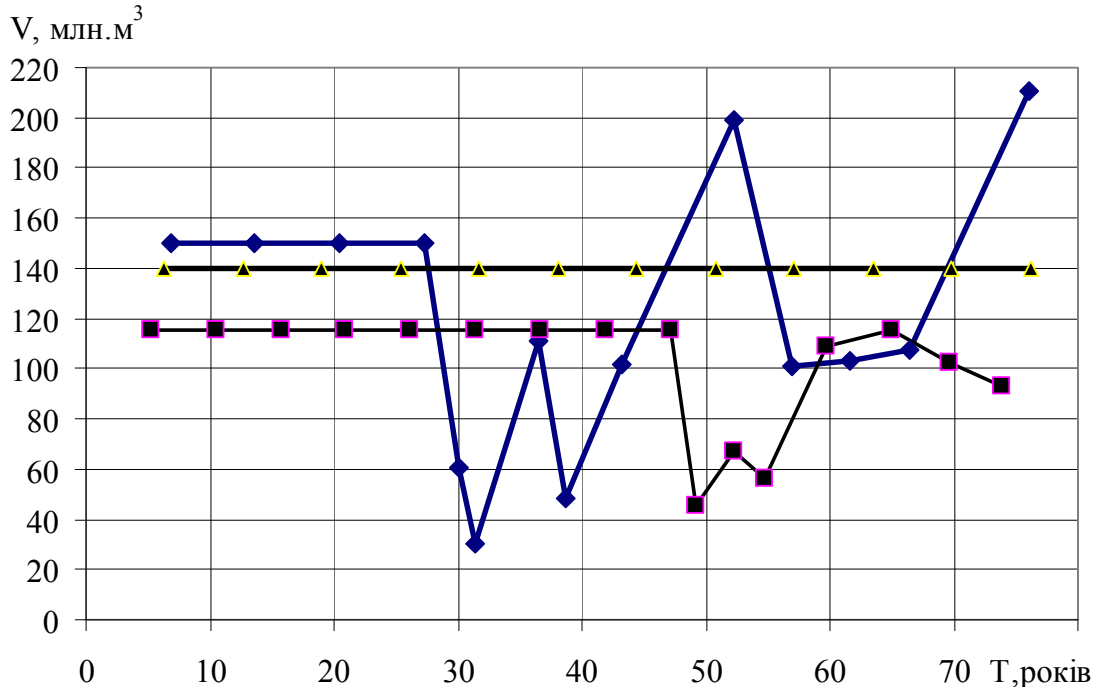


Рис. 6.1. Графік відпрацювання розкривних порід за різними схемами розвитку гірничих робіт у плані:

- ◆ діагональна схема розвитку фронту гірничих робіт;
- клинова схема розвитку фронту гірничих робіт;
- ▲ схема розвитку фронту гірничих робіт поздовжніми і поперечними блоками.

Таким чином, при однобічному фронті розвитку гірничих робіт на витягнутих родовищах рекомендується діагональна схема. Зниження об'ємів виймання порід розкриття у наступних періодах дасть можливість здійснити накопичення грошових і матеріальних ресурсів.

Виконані економічні розрахунки виймання порід розкриття по наведених витратах (рис. 6.2) дозволили виявити найбільш ефективну схему розвитку робочої зони на борту кар'єру. Виходячи з отриманих результатів (розділ 3.5), розробку ділянок уздовж борту слід робити крутонахиленими шарами за човниковою схемою або за схемою з розробкою двома з'їздами в одному напрямку на горизонті. Дані схеми, згідно розрахунків, мають змінно зростаючі

витрати на протязі 8 років і малі строки відпрацювання, пов'язані з підготовкою корисної копалини до виймання.

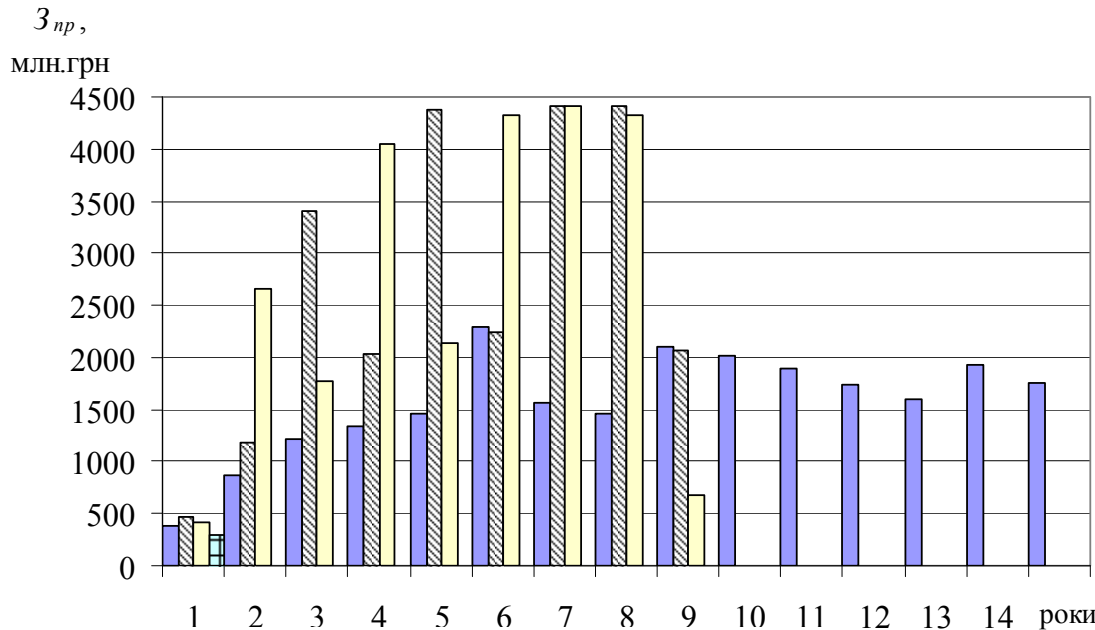


Рис. 6.2. Сумарні наведені витрати по технологічному комплексу при відпрацюванні порід розкриття за різними схемами розвитку борта кар'єру:

- звичайна схема розконсервації (рис.2.10);
- ▨ човникова схема розконсервації (рис. 2.14);
- розробка з двома з'їздами в одному напрямку (рис.2.13);
- формування двох з'їздів із протилежних сторін горизонту (рис.2.12).

Високі сумарні наведені витрати за човниковою схемою і схемою з розробкою двома з'їздами в одному напрямку характеризуються малим строком існування бортів кар'єру, що складені породами розкриття, і можливістю відпрацювання їх крутонахиленими шарами. Звичайна схема розвитку гірничих робіт на уступі вимагає повного розносу бортів кар'єру. За часом вона має більшу тривалість, що при доробці уступів на кар'єрах неприпустимо. Окрім того, при звичайних схемах розвитку робочої зони з послідовним відпрацюванням горизонтів і посуванням бортів виникне зниження об'ємів підготовленої до виймання руди, що негативно позначиться на економічних показниках гірничорудного підприємства.

Використання схеми із двома зустрічними з'їздами є неефективним унаслідок скорочення об'ємів виймання порід розкриву і необхідністю надалі відпрацьовувати борт кар'єру з експлуатацією тільки одного з'їзду.

6.2 Рекомендації з відпрацювання кар'єру крутонахиленими виймальними шарами із різними комплексами механізації

Найбільш поширеними в Україні є кар'єри 3 і 4 типу, середньої глибини за класифікацією (проектна глибина 500-600 м), розробляють пластові родовища з кутом падіння 60-70°.

При розробці глибокого кар'єру 4 типу максимальна кількість вибоїв при відпрацюванні крутонахилених шарів відповідно до розділу 4.2.2, досягає 8-9 одиниць. Розглянуто технологічну схему розміщення вибоїв по горизонтах (рис. 6.3), а також змінні витрати по процесах виймання порід розкриву відповідно по висячому (рис. 6.4) і лежачому бортах кар'єру (рис. 6.5) з відповідною механізацією підготовки, виймання та перевезення розкривних порід.

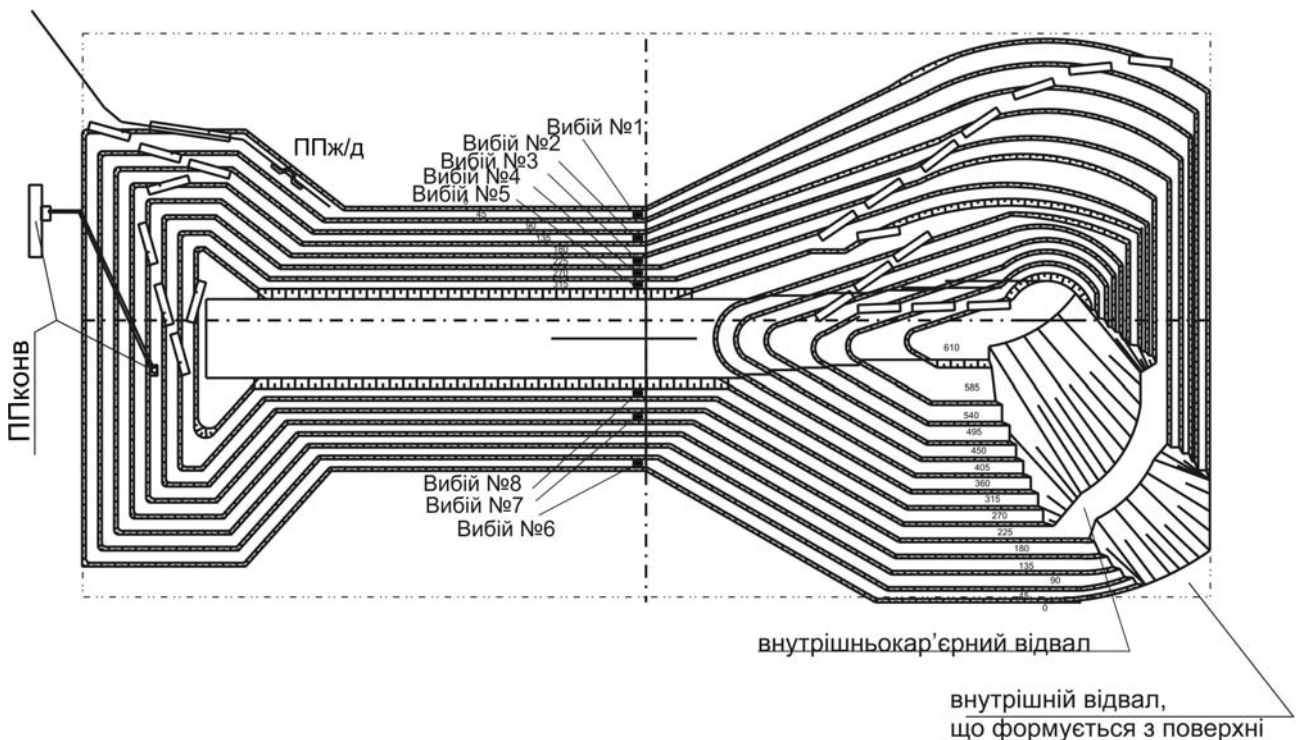


Рис. 6.3. Схема розвитку гірничих робіт крутонахиленими шарами зі складуванням порід розкриву у внутрішньому відвалі.

Відповідно до представленої схеми (див. рис. 6.3) відпрацювання крутонахиленими шарами здійснюється діагональними блоками в торцях кар'єру і поздовжніми – усередині його центральної частини. Транспортування порід розкриву усередині кар'єру здійснюється автосамоскидами безпосередньо до зовнішнього або внутрішнього відвалів, а також до перевантажувальних пунктів з наступним переміщенням конвеєрним і залізничним транспортом. Конвеєрний підйомник має похиле положення щодо горизонтів торцевого борту. При використанні крутонахилого конвеєру положення траси може бути перпендикулярним щодо торця кар'єру.

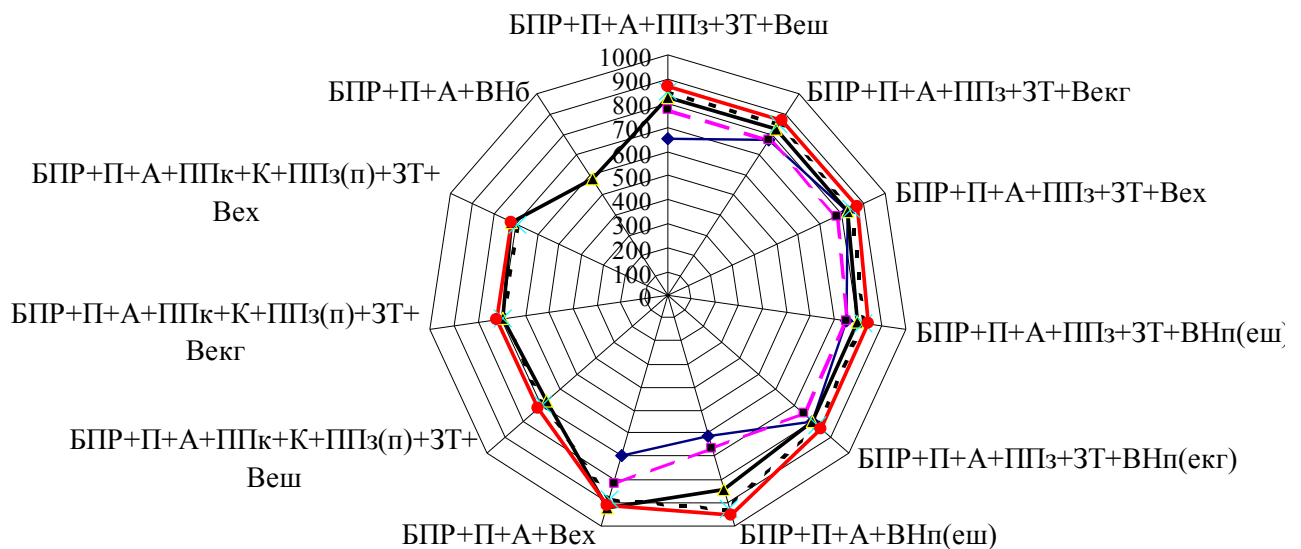


Рис. 6.4. Схема витрат по процесам виймання порід розкриву на висячому борту кар'єру, тис грн:

—◆— 1 вибій —■— 2 вибій —▲— 3 вибій - ×- 4 вибій —●— 5 вибій

БПР – буропідривні роботи; **П** – навантаження екскаваторами тип Hitachi EX1900 ($E=12\text{м}^3$); **А** – транспортування автосамоскидами; **ЗТ** – залізничний транспорт; **К** – конвеєрний транспорт; **ППз** – екскаваторний перевантажувальний пункт із автомобільного на залізничний транспорт; **ППк** – дробильний перевантажувальний пункт із автомобільного на конвеєрний транспорт; **ППз(п)** – екскаваторний перевантажувальний пункт із конвеєрного складу на залізничний транспорт; **Веш** – зовнішнє відвалоутворення із

застосуванням драглайна ЕШ-6/45; **Векг** – зовнішнє відвалоутворення із застосуванням ЕКГ-6,3Ус; **Вех** – зовнішнє відвалоутворення із застосуванням гідравлічного екскаватора тип Hitachi EX2500 ($E=15\text{м}^3$); **ВНп(еш)** – внутрішнє відвалоутворення з денної поверхні із застосуванням ЕШ-6/45; **ВНп(екг)** – внутрішнє відвалоутворення з денної поверхні із застосуванням ЕКГ-6,3Ус; **ВНб** – внутрішньокар'єрне бульдозерне відвалоутворення по ярусах.

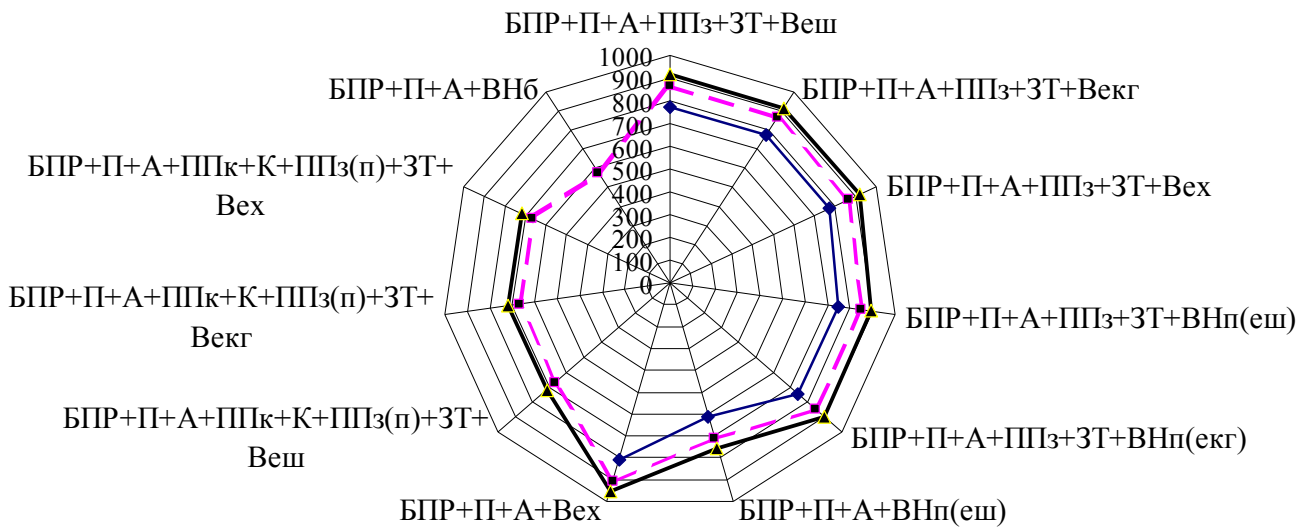


Рис. 6.5. Схема витрат по процесам виймання порід розкриття на лежачому борті кар'єру, тис грн:

—◆— 6 вибій —■— 7 вибій —▲— 8 вибій

Аналіз положення гірничого обладнання щодо поверхні, по глибині та витрат на виймання, переміщення і складування порід розкриття показує, що при відпрацюванні висячого борта кар'єру 4 типу крутонахиленими виймальними шарами з 1-го вибою (гор.+45) і 2-го вибою (гор.+135) мінімальні витрати на розробку виникають при транспортуванні розкриття комбінованим автомобільно-залізничним транспортом з переміщенням її у зовнішні відвали, а також вивозом розкриття автотранспортом у внутрішні відвали, що формують з поверхні. Загальні витрати на виконання виробничих процесів наведені в таблиці 6.1.

Таблиця 6.1

Витрати по процесах виймання порід розкриву з вибоїв, тис грн

Процеси	Висячий борт кар'єру					Лежачий борт кар'єру		
	1 вибій, гор.+45	2 вибій, гор.+135	3 вибій, гор.+225	4 вибій, гор.+270	5 вибій, гор.+315	6 вибій, гор.+45	7 вибій, гор.+225	8 вибій, гор.+315
БПР+П+А+ ППз+ЗТ+Веш	651,8168	772,6575	821,6565	846,1561	870,6556	771,0005	868,9986	917,9977
БПР+П+А+ ППз+ЗТ+Векг	772,8517	772,8517	821,8508	846,3503	870,8498	771,1947	869,1929	918,1919
БПР+П+А+ ППз+ЗТ+Вех	821,171	772,1719	821,171	845,6705	870,1701	770,5149	868,5131	917,5122
БПР+П+А+ППз +ЗТ+ВНп(еш)	747,4083	747,4083	796,4074	820,907	845,4065	745,7514	843,7495	892,7486
БПР+П+А+ ППз+ЗТ+ВН п(экг)	796,6016	747,6026	796,6016	821,1012	845,6007	745,9456	843,9437	892,9428
БПР+П+ А+ВНп(еш)	611,2664	660,2655	839,1033	923,1325	947,632	611,2664	709,2646	758,2636
БПР+П+А+ Вех	690,5675	811,4082	919,9369	884,9068	909,4063	809,7512	907,7494	956,7484
БПР+П+А+ ППк+К+ ППз(п)+ ЗТ+Веш			668,2503	692,7499	717,2494		668,2503	717,2494
БПР+П+А+ ППк+К+ ППз(п)+ ЗТ+Вэкг			692,9441	692,9441	717,4436		668,4446	717,4436
БПР+П+А+ ППк+К+ +ППз(п) +ЗТ+Вех			716,7638	692,2643	716,7638		667,7648	716,7638
БПР+П+А+ ВНб			576,7644				576,7644	

Примітка: Сіримі клітками відзначені найменші витрати за комплексом обладнання і процесами виймання порід розкриву.

Встановлено, що при відпрацюванні 3-го вибою (гор.+225), 4 вибою (гор.+270) і 5-го вибою (гор.+315) найкращим є комбінація автомобільно-залізничного транспорту і автомобільно-конвеєрного транспорту. При відпрацьовуванні 3-го вибою з урахуванням формування внутрішньокар'єрного багатоярусного відвалу і транспортного зв'язку між ним і відвальним розвантажувальним майданчиком, спостерігаються найменші витрати (див. рис. 6.4). Відпрацювання порід розкриву на лежачому боці покладу характеризується мінімальними витратами при переміщенні розкривних порід

від вибоїв автомобільним транспортом у внутрішній відвал, зформований з поверхні, або у внутрішньокар'єрний багатоярусний відвал, а також на перевантажувальні пункти залізничного транспорту і конвеєрний підйомник (рис. 6.5) [204].

Застосування комбінованого транспорту при розробці глибоких кар'єрів крутонахиленими шарами показує, що в період їх будівництва переміщення порід здійснюється, переважно, з використанням автосамоскидів. У подальшому, при достатньому розносі бортів, на верхні горизонти поступово вводиться залізничний транспорт, як більш продуктивний і економічний. У період нарощування виробничої потужності підготовка нових горизонтів здійснюється винятково із застосуванням автосамоскидів. Корисну копалину переміщують на поверхню автотранспортом або перевантажують в залізничний на верхніх горизонтах [232].

В умовах відпрацювання порід розкриву крутонахиленими шарами перевантажувальні роботи при використанні автомобільно-залізничного транспорту можуть здійснюватися на спеціально обладнаних екскаваторних або безекскаваторних перевантажувальних пунктах. Вони розміщуються на неробочих ділянках бортів кар'єру, займаючи майданчики шириною 60-80 м і по фронту – до 120-150 м і більше. Аналіз графіків залежності продуктивності перевантажувальних пунктів (рис. 6.6) при різних схемах їх компоновки показує, що при завантаженні залізничних вагонів більша продуктивність досягається при експлуатації віброживильників.

Однак, застосування віброживильників вимагає спорудження бункерів, що стримує їх використання на кар'єрах [190]. У той же час розміри перевантажувального пункту, особливо при відпрацьовуванні порід розкриву крутонахиленими шарами, впливають на об'єми їх виймання і рознос бортів кар'єру. Схеми розміщення ПП характеризуються наступними параметрами: шириною верхнього маневрово-розвантажувального майданчика; шириною нижнього навантажувального майданчика; відстанню між суміжними ПП по фронту горизонту; довжиною ділянки уступу (борта кар'єру), що консервують

під ПП і транспортні комунікації, а також довжиною складу.

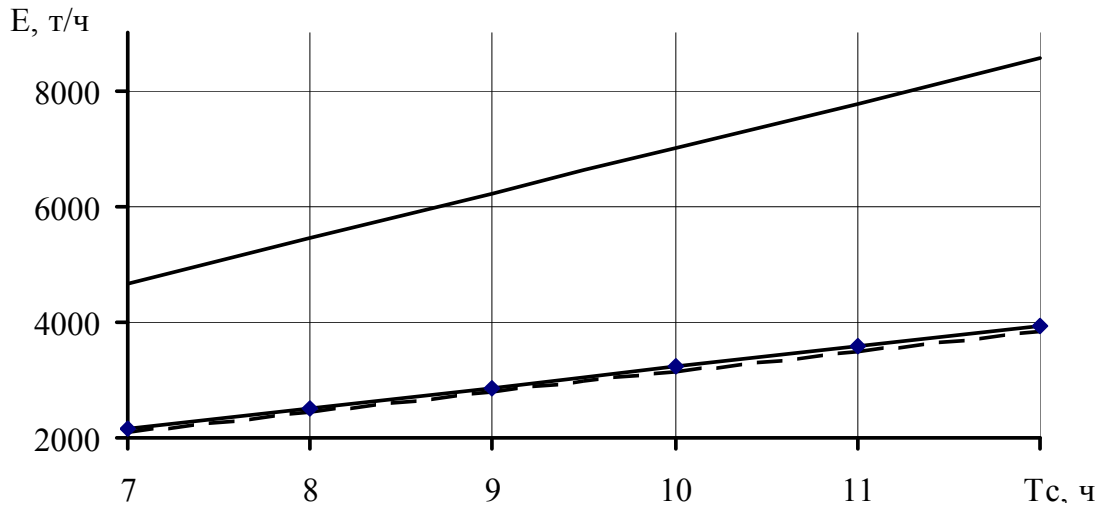


Рис. 6.6. Залежність продуктивності перевантажувального пункту (Е) при експлуатації екскаваторів ЕКГ-8І, ЕКГ-10 і 2-х віброживильників протягом зміни (Тс):

— — Екскаватор ЕКГ-8І
 —◆— Екскаватор ЕКГ-10
 — Віброживильники (2 одиниці)

Мінімальна довжина складу гірничої маси L_{mn} (м) повинна відповідати довжині потягу, а також ємності складу і визначатися за формулою:

$$\text{для складу } L_{mn} = \frac{V}{h \cdot A}, \text{ м; для потягу } L_{mn} \leq L_{\text{сост}} = l_{\text{лок}} + n_{\text{д}} \cdot l_{\text{д}}, \quad (6.1)$$

де L_{mn} – довжина складу перевантажувального пункту, м;

$L_{\text{сост}}$ – довжина поїзда, м;

$l_{\text{лок}}, l_{\text{д}}$ – відповідно довжина локомотива і вагона, м.

Загальна ширина складу $Ш_{mn}$ (м) визначається за формулою

$$Ш_{mn} = Шв + h \cdot ctg\alpha + Шн, \quad (6.2)$$

де $Шв$ – ширина верхнього маневрово-розвантажувального майданчика, м;

h – висота уступу (складу), м;

α – кут укосу складу, град.;

$Шн$ – ширина нижнього майданчика перевантажувального пункту, м.

У роботі запропонована нова конструкція перевантажувального пункту, що розміщується на неробочому борті кар'єру з діючими залізничними коліями [233]. Безекскаваторні перевантажувальні пункти розміщують на невеликих майданчиках, що знижує об'єми гірничо-будівельних робіт з розносу бортів кар'єру. Пропонується безекскаваторний перевантажувальний пункт глибокого кар'єру, котрий складається з бункеру, встановленому на неробочому уступі над залізничним шляхом, під'їдні автошляхи і верхнього майданчика. На відміну від відомих, на залізницю облаштовані шляхопроводи, що з'єднанні з відповідними автодорогами для в'їзду автосамоскидів на верхній розвантажувальний майданчик (рис. 6.7) [189].

До обох сторін верхнього розвантажувального майданчика зі сторони нижче лежачих уступів проводять відповідні в'їзні траншеї з будівництвом шляхопроводів над залізничною колією.

Від робочих екскаваторів у нижній частині кар'єру автосамоскиди доставляють гірську масу по відповідному насипному в'їзді на розвантажувальний майданчик і після маневру розвантажують її в бункер. З бункера гірську масу завантажують у думпкари потягу двома або трьома віброживильниками. Керування процесом завантаження думпкарів здійснює оператор з пункту керування. У випадку відсутності потягу, на верхньому розвантажувальному майданчику автосамоскиди розвантажують гірничу масу уздовж бічних сторін бункера у вали, які, при необхідності, зіштовхуються вниз і плануються бульдозером.

Запропонована конструкція перевантажувального пункту дозволяє одержати у сукупності значну економію матеріальних і грошових ресурсів. Так,

при експлуатації кар'єру №3 ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» автомобільним транспортом на перевантажувальний пункт із тупиковим розташуванням залізничної колії доставляють щорічно біля 5 млн м³ гірської маси.

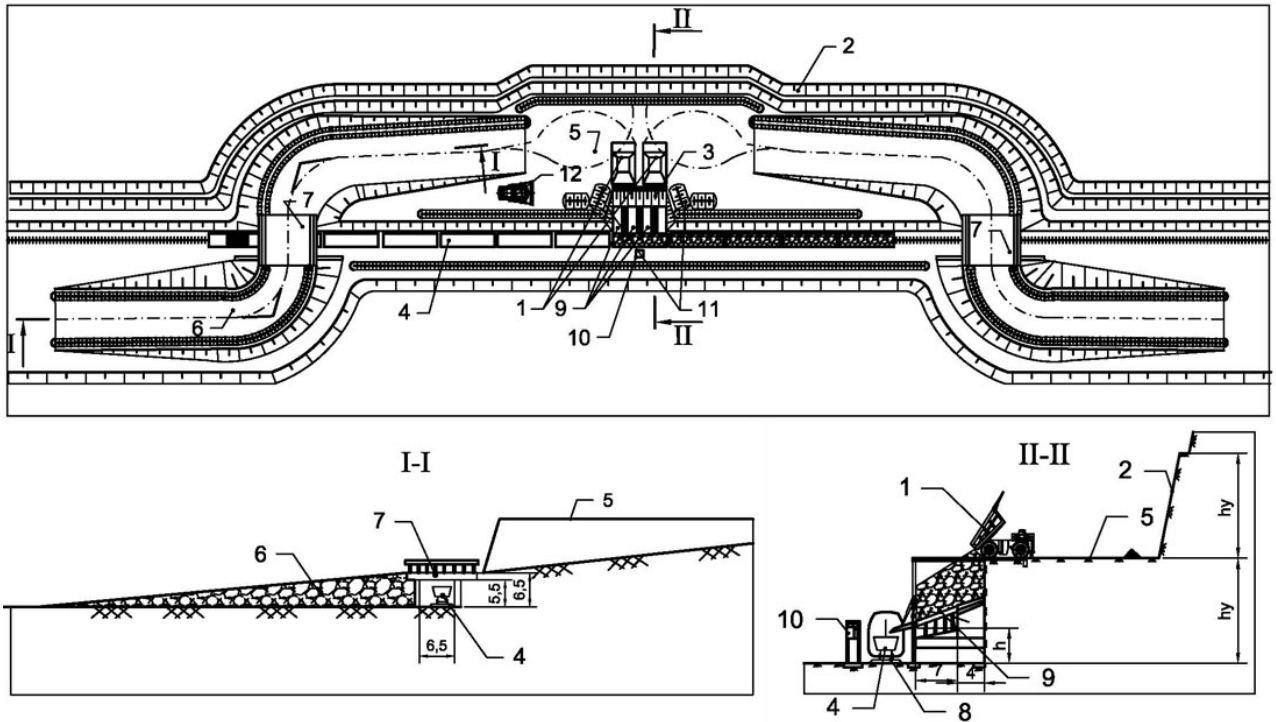


Рис. 6.7. Схема перевантажувального пункту в глибокому кар'єрі: 1 – автосамоскид; 2 – уступ на неробочому борті кар'єру; 3 – акумулюючий бункер; 4 – залізничний потяг; 5 – верхній розвантажувальний майданчик; 6 – автомобільний з'їзд; 7 – автомобільний шляхопровід; 8 – залізнична колія; 9 – віброживильники; 10 – пункт керування завантаженням потягу; 11 – ємність для гірської маси; 12 – бульдозер.

Економічна ефективність впровадження такої конструкції перевантажувального пункту складає 1,5 млн грн/рік. За рахунок зменшення відстані перевезення гірської маси і зниження часу завантаження потягу, в цілому підвищується продуктивність перевантажувальних пунктів, що дозволяє значну частину порід розкриття переміщувати за менший час.

Згідно розділу 3.4 (див. табл.3.5) при використанні екскаваторів з ємністю ковша 8-15 м³ (варіант 1), слід використовувати автосамоскиди з

вантажопідемністю 65-155 т, а при ємності ковша 15-25 м³ (варіант 2) автосамоскиди – 120-200 т, що відповідає радіусам для маневрування автосамоскидів відповідно 9,931 і 13,162 м (див. рис. 3.17). При висоті уступу 12 м мінімальна ширина майданчика складе 53 м (див. рис. 3.18), при 15 м – 55 м. Для початку формування внутрішнього відвалу ширина відвального майданчика повинна складати для бульдозерного відвалоутворення (див. рис. 5.20) для 1 варіанту 48 м, а для 2 варіанту – 55 м. При формуванні внутрішнього відвалу екскаватором ЕКГ-6,3Ус (див. рис. 5.23) майданчик повинен складати для 1 варіанту 72 м, а для 2 варіанта – 76 м. Таким чином, для розробки крутонахиленими шарами рекомендується 1 і 2 варіант комплексної механізації згідно табл. 3.5 з використанням бульдозерного відвалоутворення у початковому періоді. Визначена ширина робочого майданчика при цьому складає 55 м. При збільшенні ширини майданчика внутрішнього відвалу до 76 м можливе використання екскаваторного відвалоутворення.

6.3 Дотримання умов безпечного відпрацювання крутонахилених шарів

Крутонахилені виймальні шари формуються шляхом будівництва тимчасово неробочих укосів борту між робочими майданчиками в кар'єрі. Число тимчасово неробочих уступів в етапі слід визначати на підставі розрахунків по стійкості цих ділянок бортів. При цьому коефіцієнт запасу стійкості тимчасово неробочих ділянок висотою від 30 до 80 м для порід залізородних кар'єрів Кривбасу змінюється в межах від 0,8 до 1,6. Оптимальним можна приймати число уступів, які поєднують в один укіс до глибини 30 м – 1-2 одинці; до глибини 60-75 м – 2-3 уступи; нижче глибини 75 м – не більш 4 уступів.

На підставі отриманих розрахунків і графічних зображень (розділ 4.8) встановлено, що максимальна відстань від нижньої брівки уступу на робочому майданчику до місця падіння шматка може становити – 4,21 м. У середньому

безпечна зона перебуває на відстані 3,96 м, а висота уловлювальної конструкції повинна бути не менше 2,37 м. Для запобігання руху шматків породи, що скочуються, необхідно відсипання на основі уступу зм'якшуючої щебеневої подушки і будівництво уловлювального валу.

Безпека робочих и неробочих майданчиків. Основними інженерними заходами щодо зниження обвальних процесів є пристрої уловлювальних споруджень, захист гірських порід від вивітрювання, закріплення масиву та різноманітні профілактичні заходи. В умовах кар'єрних робочих майданчиків формування постійних уловлювальних і укріпних споруджень із застосуванням металевих елементів небажано.

При відпрацюванні гірничої маси уступами висотою 12 м з можливою постановкою ділянки борту висотою до 48 м у тимчасово неробоче положення, шматок породи, що летить із верхніх укосів, може приземлитися на відстані 4,21 м від нижньої брівки уступу і відскочить від підшви на висоту 2,88 м. Розробка уступів висотою 20 м та їх здвоювання до 40 м вимагає встановлення безпечних меж від падіння кусків на відстані не менш 3,87 м від нижньої брівки. При цьому можливий рикошет може привести до підскоку шматка на висоту 1,71 м. Уступи висотою 15 м з постановкою в тимчасово неробоче положення ділянки висотою 45 м вимагають врахування безпечного розташування огорожувальної конструкції на відстані 3,89 м від нижньої брівки нижнього уступу. В цьому випадку, згідно наведених розрахунків відбувається рикошет шматка породи з підскоком на висоту до 2,45 м [201].

Уловлювальні траншеї і полки з бордюрою стіною варто розміщувати в підшві обвалонебезпечних укосів групи уступів висотою до 60 м і крутістю понад 35° для захисту від вивалів окремих уламків породи об'ємом до 1 м^3 . Уловлювальні вали формують у підшві оголених обвалонебезпечних уступів великої довжини. Конструкції основних протиобвальних пристроїв і споруджень показані на рис. 4.12-4.15.

З метою вдосконалення конструкцій пристроїв, що вловлюють шматки породи, що скочуються, вдосконалена схема для захисту майданчика на

неробочому борті кар'єру [234]. За рахунок вдосконалення і впровадження нових конструктивних рішень досягається можливість істотно зменшити ширину транспортного майданчика і захистити автосамоскиди від падіння великих шматків породи, і за рахунок цього, знизити об'єми гірничо-капітальних робіт по облаштуванню тимчасово неробочих уступів в робочій зоні (рис. 6.8, 6.9).

Нова конструкція захисного пристрою рухома, що досить актуально в робочій зоні кар'єру. У міру необхідності, цей пристрій може переміщуватися по робочому майданчику й розміщуватися біля нижньої брівки уступу. Принцип його роботи заснований на накопиченні гірської маси в розтягнутій сітці, з наступним розвантаженням її під дією ваги породи в канаву. Рухливість уловлювального пристрою дозволяє переміщувати його вслід за гірничими роботами на уступі [201].

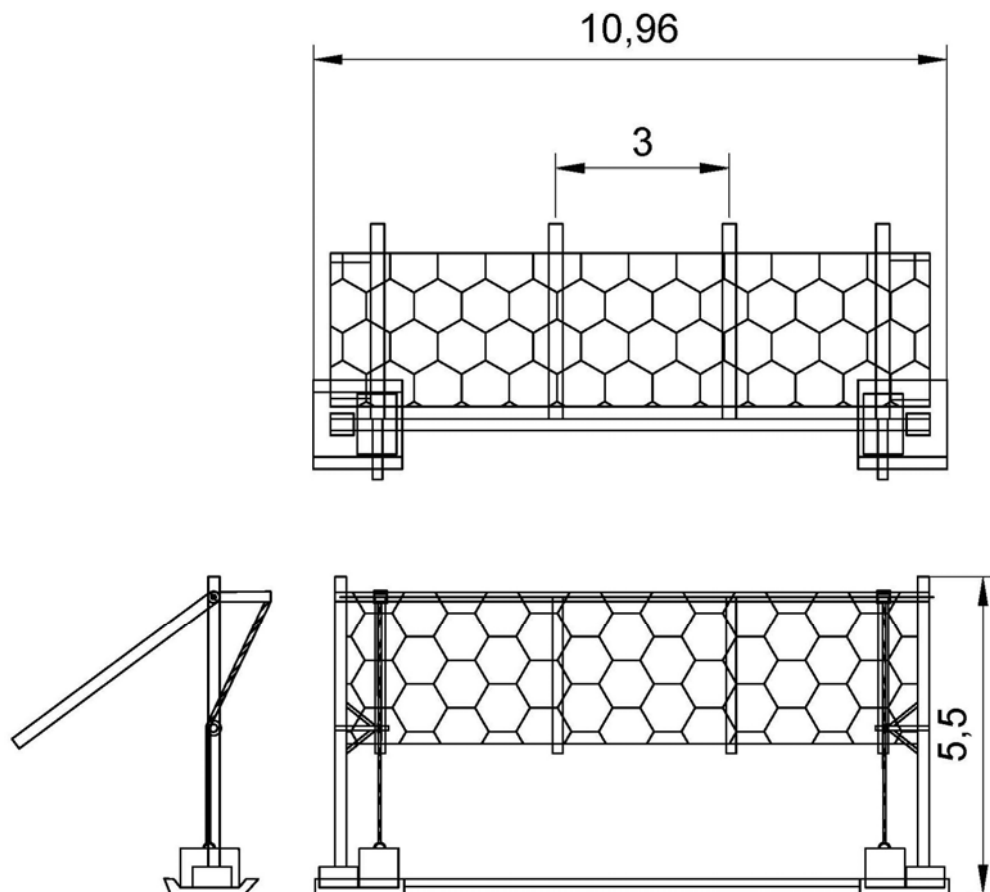


Рис. 6.8. Пристрій для захисту майданчика від шматків породи, що скочуються (види).

У міру накопичення шматків гірської маси в канаві, відбувається переміщення пристрою убік і очищення канави із застосуванням екскаватора (див. рис. 6.8). Запропонована конструкція [201, 234], що дозволяє зменшити ширину робочого майданчика і захистити від падіння великих шматків породи автосамоскиди, які здійснюють маневри розвороту і руху на робочому майданчику. Вона дозволяє одержати у сукупності значну економію матеріальних і грошових ресурсів. Так, при розробці кар'єру №3 ПАО «АрселорМіттал Кривий Ріг» автомобільним транспортом у кар'єрі обслуговують 4 перевантажувальних пункти з довжиною кожного 300 м.

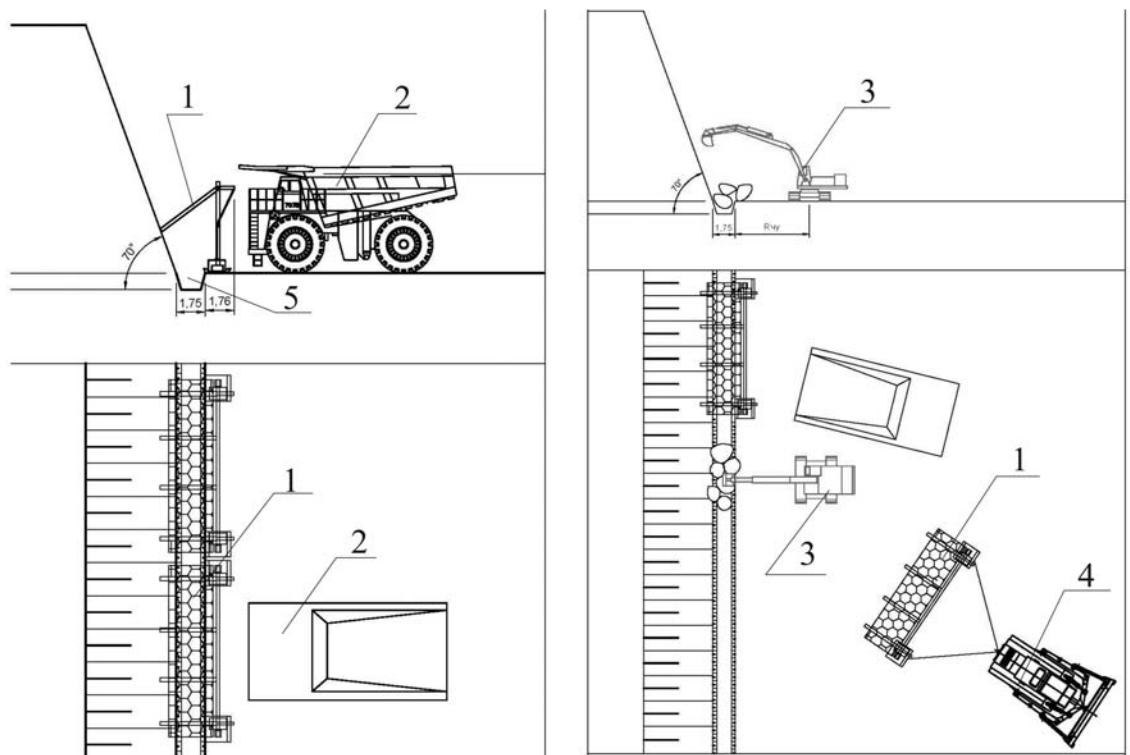


Рис. 6.9. Схеми розміщення захисного пристрою і очищення уловлювального майданчика від шматків породи, що обвалилися: 1 – пристрій для захисту майданчика; 2 – кар'єрний автосамоскид; 3 – екскаватор; 4 – бульдозер; 5 – уловлювальна канава (дренажна).

Для запобігання утворення обвалів на вище розташованих уступах у зоні дії перевантажувальних майданчиків виконують попередню заукоску уступів і

покривають їх захисною металевою сіткою. При висоті уступу 15 м площа укусу становить 4500 м^2 у розрахунку на один перевантажувальний пункт. Собівартість зміцнення становить $C_n=600$ грн на 1 м^2 . Зменшення витрат на виконання протиобвальних заходів C (грн) на перевантажувальних майданчиках за рахунок використання запропонованого захисного пристрою визначається за формулою

$$C = n \cdot (S_y \cdot C_n - l_{mn} / l_c \cdot Z_3) = 4 \cdot (4500 \cdot 600 - 60 / 10 \cdot 30000) = 360000,$$

де n – кількість перевантажувальних пунктів у кар'єрі, од.;

S_y – площа уступу, що вкривається захисною сіткою з анкеруванням, м^2 ;

$l_{mn} = 60 \text{ м}$; $l_c = 10 \text{ м}$ – відповідно довжина перевантажувальної ділянки і однієї секції захисного пристрою, м;

$Z_3 = 30000$ грн – вартість однієї секції захисного пристрою.

Як видно з наведених розрахунків, використання пристрою для захисту перевантажувальних майданчиків від обвалення шматків породи з укусу вище розташованого уступу є досить ефективним і дозволяє безпечно використовувати рух автосамоскидів на майданчиках невеликих розмірів.

6.4 Порядок формування внутрішніх відвалів при розробці глибокого кар'єру крутонахиленими виймальними шарами

Формування крутонахилених шарів не дає можливості одночасно розміщувати на ділянці борту зформованих шарів, в робочій зоні внутрішні відвали. При цьому у випадку їх тимчасового розміщення на робочих майданчиках виникає необхідність постійного переміщення цих відвалів, що супроводжується значними капітальними і експлуатаційними витратами. Робоча зона кар'єру при відпрацюванні крутонахиленими шарами постійно розширюється і змінює своє положення по глибині. Унаслідок цього формування постійних відвалів у цій зоні буде ускладнено.

Запропоновані варіанти класифікації порядку формування внутрішніх відвалів, що наведені на рис. 5.1 і у табл. 5.1 [224, 226] можливо використовувати під час перед проектних розробок.

Доставка порід розкриву з вибоїв може здійснюватися автомобільним, залізничним або конвеєрним транспортом залежно від прийнятої технології комплексної механізації в кар'єрі. При доставці порід розкриву автомобільним транспортом найбільш ефективні схеми *a*, *в*, *д* (див. рис. 5.1).

При витягнутих родовищах ефективно використання залізничного і конвеєрного транспорту, оскільки вони добре вписуються в вироблений простір кар'єрів і суттєво знижують собівартість переміщення порід розкриву, особливо на верхніх горизонтах.

Запропонована класифікація визначає послідовність формування внутрішнього відвалу в межах глибокого кар'єру при доставці порід розкриву діючим транспортом. При виборі тієї або іншої схеми формування внутрішнього відвалу велику роль грають параметри кар'єрного поля і послідовність його відпрацювання. Найбільш трудомісткими є схеми *a*, *б*, *в*, *е* (див. рис. 5.1), які базуються на переукладанні порід розкриву в процесі складування.

Об'єм заскладованої породи на ділянці до моменту початку зрушення умовно можна обмежити висотою розвантаження, оскільки далі розміщувати породу на даній ділянці стане неможливим. Площа оповзання, залежно від характеристик породи при куті внутрішнього тертя 34° можна визначити, знаючи висоту розвантаження екскаваторів. При формуванні внутрішнього відвалу чим вище здійснюється висота скидання порід розкриву, тим більша поперечна площа, що формується з цих порід. При відсипанні порід, що розміщуються під кутом 40° при висоті скидання 6 м поперечна площа оповзання відвалу складає 480 м^2 , при 8 м – 500 м^2 , при 10 м – 1100 м^2 , при 15 м – 2490 м^2 . Зі збільшенням кута укосу відвалу зменшується поперечна площа оповзання відвалу.

Збільшення об'ємів відсипання відбувається пропорційно довжині відповідної ділянки. Наприклад, при відсипанні внутрішнього відвалу екскаватором ЕШ-6/45 при формуванні відвалу на ділянці довжиною 400 м складають об'єми у кількості – 2 млн м³, при довжині 1000 м – 4,6 млн м³, при 1400 м – 6,6 млн м³.

Відсипку відвальних заходок ведуть ділянками довжиною по 200-300 м. При утворенні небезпечних зрушень породи відвальні роботи на робочій ділянці припиняють і переносять на сусідню. Після стабілізації зрушення відвальних порід протягом 2-3 місяців, роботи на законсервованій ділянці відновляють. Загальний фронт відвальних робіт варто розділяти на 3-5 ділянок. Контроль за зрушенням відвальних порід здійснюють постійно шляхом маркшейдерських вимірів і візуально протягом усього строку роботи.

Типові кар'єри у відповідності з наданою раніше класифікацією мають параметри внутрішніх відвалів, які наведені в табл. 5.2, 5.3. Виходячи із цієї класифікації і середніх кутів укосів на фронтальних і торцевих бортах, а також кутів укосів, що формують поверхні відвалів, можна визначити мінімальну ширину нижнього майданчика для складування розкривних порід.

При відпрацюванні кар'єру першої черги формування внутрішнього відвалу здійснюється з залишенням зони можливого зрушення або з відсипанням упорної призми. Мінімальна довжина дна кар'єру при наявності зони скочування порід для 1 типу кар'єру рекомендується не менш 113 м, 2 типу – 133,7 м, 3 типу – 163,6 м, 4 типу – 410 м, 5 типу – 459,9 м, 6 типу – 459,9 м, 7 типу – 113 м. При відсипанні в основі внутрішнього відвалу упорної призми довжина дна кар'єру рекомендується для кар'єру 1 типу – 175 м, 2 типу – 195 м, 3 типу – 225,6 м, 4 типу – 472,4 м, 5 типу – 521,9, 6 типу – 216,4 м, 7 типу – 175 м.

Отримані показники дозволяють прогнозувати об'єми порід розкриву, які розташовують у виробленому просторі кар'єру першої черги. Для типових кар'єрів визначені параметри дна кар'єру першої черги, що дозволяє безпечно розміщувати породи розкриву з або без будови упорної призми.

При формуванні борту кар'єру крутонахиленими шарами для забезпечення внутрішнього відвалоутворення необхідно сформувати відвальні майданчики. Ширина відвального майданчика для початку складування скельної породи розкриву залежить від габаритів транспортних засобів. Так, при бульдозерному відвалоутворенні при використанні автосамоскидів з радіусом розвороту 10,9 м ширина відвального майданчика повинна становити 50 м, при радіусі розвороту 12,8 м – 54 м, при радіусі розвороту 15 м – 59 м, при радіусі 20 м не менш 64 м. При формуванні екскаваторних ярусів внутрішнього відвалу екскаваторами ЕКГ-6,3 Ус або ЕКГ-18 при використанні автосамоскидів з радіусом розвороту 10,9 м ширина відвального майданчика повинна становити 73-76 м, при радіусі 12,8 м – 75-78 м, при 20 м – 79-80 м. При формуванні внутрішнього відвалу з використанням експериментального конвеєрного відвалоутворювача на ширину робочого майданчика буде впливати ширина автосамоскиду, тому що необхідно сформувати насип для заїзду і розвантаження транспорту у прийомний бункер. Так, при ширині автосамоскиду 6,4 м ширина відвального майданчика буде становити 91 м, при ширині 7,6 м – 95 м, при ширині 9,1 м – 101-105 м.

Запропоновано нову технологічну схему формування виробленого простору кар'єру крутонахиленими виймальними шарами з наступним формуванням внутрішнього відвалу (див. рис. 5.4). Технічний результат цієї технологічної схеми досягається шляхом виділення черг розробки кар'єрного поля. При цьому, кар'єр першої черги формують із з'їздами на одному із бортів, а майданчики майбутнього відвалу – на інших. Формування наступних черг розвитку кар'єру здійснюють крутонахиленими шарами по скельним породам розкриву з відповідним їх відпрацюванням зверху вниз до границь залягання рудного пласту. За рахунок цього досягається можливість проведення випереджувальної траншеї по корисній копалині і формування внутрішнього багатоярусного відвалу в виробленому просторі кар'єру першої черги.

Формування внутрішнього відвалу може здійснюватися за схемою, що наведена на рис. 5.5, яка враховує двостороннє розкриття і відпрацювання

крутонахилених шарів посередині родовища [235]. Нова технологічна схема (див. рис. 6.10) передбачає відпрацювання родовища по торцях кар'єру на повну глибину з наступним засипання виробленого простору породами розкриву. У міру формування внутрішнього відвалу в торці кар'єру здійснюється відпрацювання порід розкриву з формуванням крутонахилених виймальних шарів в центральній частині кар'єрного поля.

Фронт гірничих робіт переміщується діагональним посуванням уступів від торців до середини кар'єру, а в середині до повздовжніх бортів. Представлена схема дозволяє переміщати значні об'єми порід розкриву у внутрішній відвал по транспортних комунікаціях всередині кар'єру. Формування відвалу може здійснюватися як одним ярусом з поверхні, так і з декількох робочих горизонтів при багатоярусному відвалоутворенні.

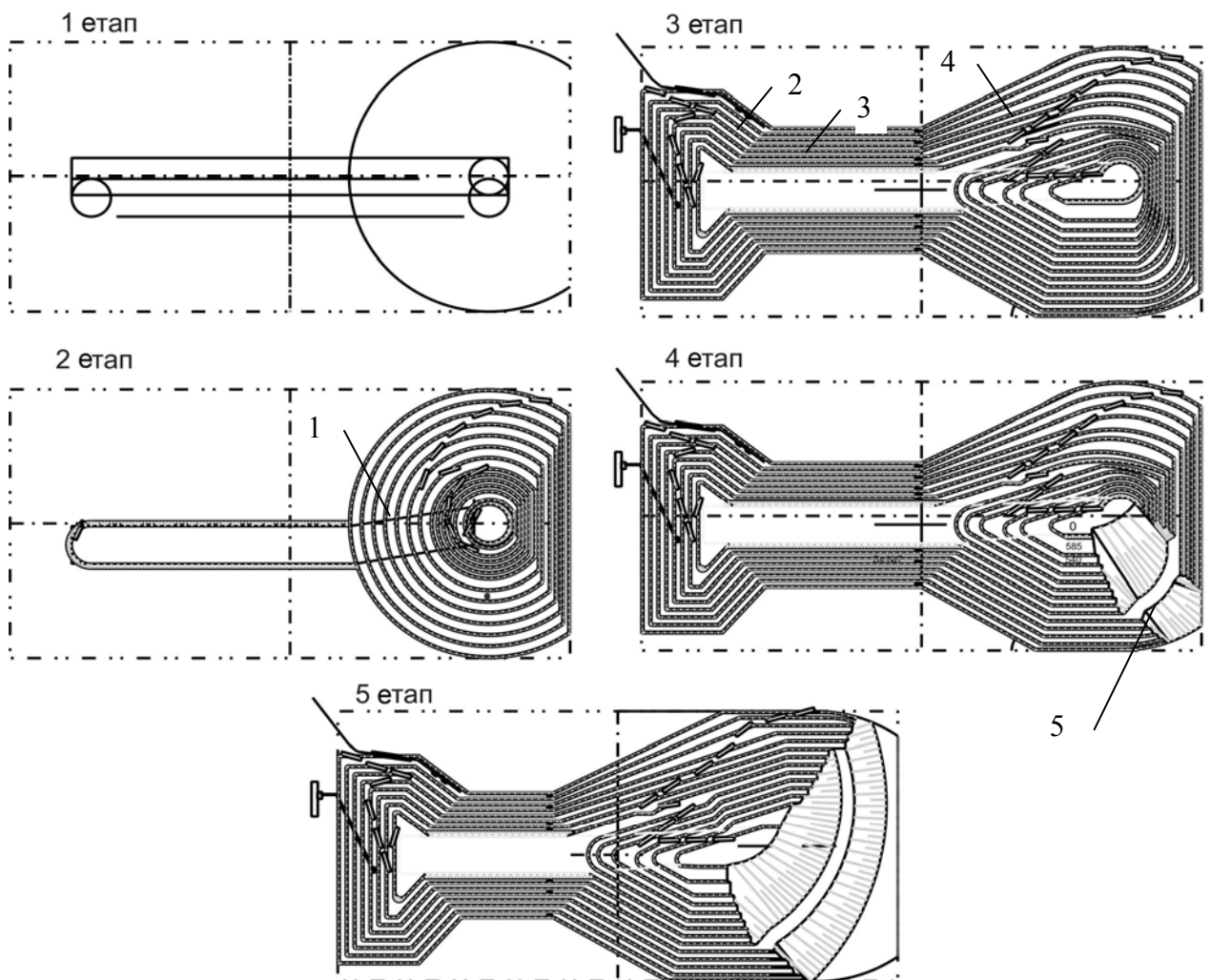


Рис. 6.10. Технологічна схема відпрацювання кар'єрного поля крутонахиленими шарами з поздовжнім та діагональним фронтом робіт: 1 –

кар'єр першої черги; 2 – кар'єр другої черги; 3 – крутонахилені виймальні шари уздовж простягання родовища; 4 – крутонахилені виймальні шари з діагональним розміщення фронту гірничих робіт; 5 – внутрішній відвал.

Відсипання відвальних заходок ведуть на ділянках довжиною по 200-300 м. При утворенні небезпечних процесів зрушень свіжовідсипаної породи, відвальні роботи на цій ділянці призупиняють і переводять на сусідню. Після стабілізації відвальних порід протягом 2-3 місяців, роботи на законсервованій ділянці відновлюють. Загальну довжину фронту відвальних робіт варто розділяти на 3-5 ділянок.

Мінімальна ширина нижнього майданчика для розміщення порід розкриву визначається виходячи з положення сформованого борту кар'єра і кута укосу сформованого відвалу. Натепер, багато глибоких кар'єрів мають у середньому кут укосу неробочих бортів у межах від 30 до 47°. Типові кар'єри по отриманій класифікації характеризуються параметрами внутрішніх відвалів, що наведені в табл. 5.2, 5.3.

Бульдозерне відвалоутворення в умовах малих по ширині майданчиків, що залишаються після відпрацювання порід розкриву крутонахиленими виймальними шарами, є найбільш перспективним. Потужні бульдозери є достатньо маневреними, що дозволяє здійснювати відвалоутворення за їх допомогою на протяжному фронті відвальних робіт.

При екскаваторному внутрішньому відвалоутворенні для безпечної роботи екскаватора в умовах підприємства ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» при відсипанні основного відвального ярусу драглайном ЭШ-6/45 формується заходка шириною 14 м із дроблених скельних порід розкриву. Доставляються вони залізничними поїздами. ЭШ-6/45 розташовується в 30 м від осі залізничної колії (рис. 6.11).

Напрямок руху екскаватору при його переміщенні орієнтується валом, що обгороджує. Вал нарощується в напрямку посування екскаваторного вибою з

наступним прибиранням із протилежної сторони. Вісь руху драглайна розташована в 29,4 м від границі осідання і обвалення свіжовідсипаної заходки.



Рис. 6.11. Складування порід розкриву у відпрацьованому кар'єрі №1 ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» екскаваторами ЭКГ-4У і ЭШ-6/40.

Для складування розкривних скельних порід пропонується використання стрічкового відвалоутворювача. Для цього пропонується технологічна схема, принцип дії якої складається в перевантаженні скельної породи розкриву з автомобільного транспорту на відвалоутворювач через завантажувальний бункер із попереднім дробленням порід розкриву. Після процесу дроблення стрічковий конвеєр переміщує породи у відвал. При відсипанні відвалу паралельними заходками довжину відвального фронту визначають, виходячи з мінімальної частоти переміщення відвального обладнання із урахуванням рельєфу верхньої бровки відпрацьованого кар'єру.

Границі відвального поля обмежені розмірами залишкового простору виробленого кар'єру №1 ПрАТ «АМКР», який обмежений на заході – границями кар'єру № 2-біс, на півночі, сході і півдні – неробочими бортами, частково засипаними породами розкриву. Ширина виробленого простору кар'єру поверхнею становить біля – 950 м, довжина – 990 м. Об'єм

виробленого простору кар'єру №1, який можливо засипати, становить близько 75 млн м³. В кар'єр №1 постійно прибувають підземні води, рівень яких на даний час досягає відмітки –23,5 м. Місце будівництва дослідно-промислової ділянки визначено на південно-східному борті кар'єру №1.

Технологічна частина введення відвалу до експлуатації містить у собі ряд робіт з монтажу обладнання, підготовці робочого майданчика і безпосередньо відвалоутворення. Після підготовки робочого майданчика з поверхні на горизонті плюс 100,00 м здійснений монтаж експериментально-дослідної установки. Готову експериментально-дослідну установку розмістили на спеціальних плитах, розташованих поблизу вала за допомогою автокрана. Як тільки установка була завершена, слідом виконали будівництво породного насипу для під'їзду автосамоскидів (рис. 6.12).



Рис. 6.12. Експериментально-дослідна установка на кар'єрі №1.

У міру заповнення внутрішнього відвалу експериментально-дослідна установка переміщувалася в нове положення за допомогою навантажувача. З урахуванням формування вала безпеки по ходу руху експериментально-дослідної установки за допомогою навантажувача переміщався в нове положення вал. Після формування вала безпеки уздовж можливої лінії зрушення укосу відвалу тим же навантажувачем переміщувався і насип під естакаду. Єдиним недоліком описаної конструкції є велика довжина і вага розвантажувальної консолі (рис. 6.13).



Рис. 6.13. Робота експериментально-дослідної установки на кар'єрі №1.

У результаті роботи устаткування виявлено, що динамічні навантаження і вага скельної породи на стрічці відвального конвеєру, приводять до виникнення перекидаючого моменту обладнання. Для вирішення цієї проблеми знадобилось встановлення додаткових упорів для підтримки розвантажувальної стріли.

Переміщення гірської маси у середині кар'єру при відпрацюванні крутонахиленими шарами здійснюється автосамоскидами. Ширина відвального майданчика при бульдозерному і екскаваторному відвалоутворенні буде залежати від радіусів розвороту автосамоскидів і робочих параметрів відвального обладнання. При формуванні відвалу за допомогою експериментального конвеєрного відвалоутворювача ширина відвального майданчика з урахуванням насипу, що формується для заїзду автосамоскиду залежить від його ширини і габаритів відвальної консолі. Реалізація досліджень проблеми розробки технологічних схем відпрацювання порід розкриття крутонахиленими шарами та внутрішньому відвалоутворенні розглянута в умовах кар'єру №1 (Додаток Д). Згідно рис. 5.20, 5.23 і 5.26 були отримані залежності відвального робочого майданчика від габаритів транспортних засобів і робочих параметрів відвального обладнання (табл. 6.2) [205].

Таблиця 6.2

Ширина майданчиків при внутрішньому відвалоутворенні

Автосамоскиди	Формула визначення ширини відвалу, м	Показник апроксимації	Залежність
Бульдозерне відвалоутворення			
CAT	$Ш_{om} = -0,1202 \cdot R_a^2 + 5,8643 \cdot R_a - 4,8766$, де R_a – радіус розвороту автосамоскида	0,9971	поліноміальна
Hitachi	$Ш_{om} = 1,8512 \cdot R_a$, м	0,996	лінійна
COMATSU	$Ш_{om} = 0,0341 \cdot R_a^2 + 0,9689 \cdot R_a + 36,323$	0,9821	поліноміальна
БелАЗ	$Ш_{om} = 0,0474 \cdot R_a^2 + 0,2586 \cdot R_a + 42,311$	0,9286	поліноміальна
Еккскаваторне відвалоутворення			
CAT Hitachi COMATSU БелАЗ	$Ш_{om} = R_a + 62,4$ (ЕКГ-6,3Ус) $Ш_{om} = R_a + 65,2$ (ЕКГ-18)	1,0 1,0	лінійна лінійна
Експериментальний конвеєрний відвалоутворювач			
CAT	$Ш_{om} = 4 \cdot 10^{-7} \cdot b_a^2 - 0,0033 \cdot b_a + 94,981$, де b_a – ширина автосамоскиду	0,9751	поліноміальна
Hitachi	$Ш_{om} = -1 \cdot 10^{-7} \cdot b_a^2 - 0,0075 \cdot b_a + 49,349$	0,996	поліноміальна
COMATSU	$Ш_{om} = 3 \cdot 10^{-7} \cdot b_a^2 - 0,001 \cdot b_a + 72,818$	0,9782	поліноміальна
БелАЗ	$Ш_{om} = -2 \cdot 10^{-7} \cdot b_a^2 + 0,0292 \cdot b_a - 26,61$	0,9574	поліноміальна

Використання вищенаведених залежностей дозволяє визначити ширину внутрішнього відвального майданчика і відповідно при відпрацюванні крутонахиленими шарами заздалегідь підготувати їх для розміщення обладнання і проведення робіт із внутрішнього відвалоутворення.

Технологічна схема відпрацювання кар'єрного поля крутонахиленими шарами з поздовжнім та діагональним фронтом робіт дозволяє формування внутрішнього відвалу як з робочих горизонтів, так і з денної поверхні.

6.5 Обґрунтування технології формування крутонахилених шарів і внутрішніх відвалів в умовах кар'єру Полтавського ГЗК

Борти кар'єру. Гірничі роботи в кар'єрі Полтавського ГЗК (ПГЗК) здійснюють з використанням крутих шарів з тимчасовою консервацією і наступною розконсервацією ділянок фронтальних бортів. Така ділянка може

займати висоту від 80 до 120 м. В роботі виконано аналіз застосування технологічної схеми, що передбачає формування ділянок висотою від 45 до 60 м.

Напрямок відпрацювання порід розкриву крутонахиленими шарами визначається виходячи з усереднення кутів формування бортів. Для Полтавського ГЗК кути відпрацювання становлять для лежачого боку – 30-37°; для висячого боку – 32-39°. Кут поглиблення дна кар'єру в етапах змінюється від 66 до 62 градусів, в середньому 64 градуси.

Дослідження стійкості порід на тимчасово неробочих ділянках кар'єру дозволили визначити число уступів, які можливо безпечно формувати при відпрацюванні крутонахиленими виймальними шарами. Встановлено, що коефіцієнт запасу стійкості тимчасово неробочих ділянок висотою від 30 до 80 м для порід кар'єру Полтавського ГЗК змінюється в межах від 0,8 до 1,6 (див. Додаток А). Оптимальним можна вважати число уступів із 1-2 од., які поєднують в один укїс у верхній зоні кар'єру до глибини 30 м. Укїс тимчасово неробочих ділянок борту кар'єру на глибині 60-75 м слід формувати з 2-3 уступів, а нижче глибини 75 м – не більше 4 уступів [217].

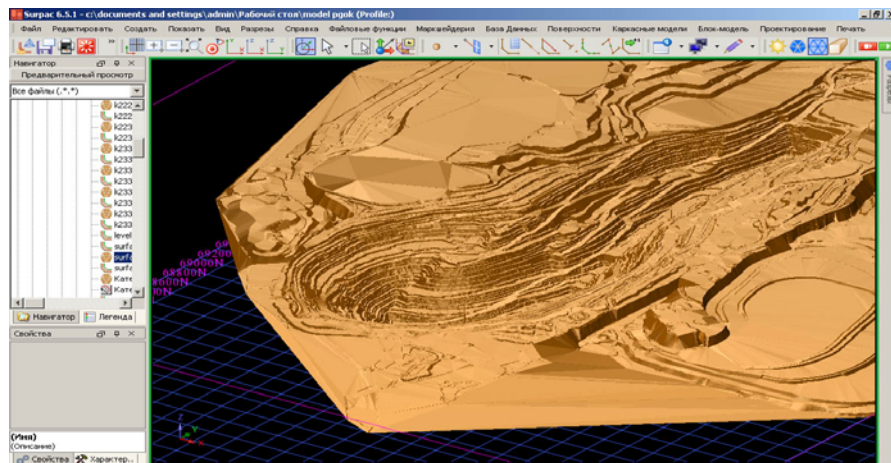
Ширина робочого майданчика. З урахуванням наведеної методики в розділі 3.4 і при використанні в кар'єрі великовантажних автосамоскидів (136-200 т), висоті розкривних уступів 15 м, що відповідає комплексній механізації – 2 варіант за таблицею 3.5 і використанні схеми що наведена на рис. 3.9, (б) ширина нижнього робочого майданчика для кар'єру Полтавського ГЗК повинна становити не менш – 37 м. Рекомендована ширина – 40 м.

Безпека роботи транспорту в кар'єрі забезпечується за рахунок формування утримуючого ґрунтового валу безпеки. Основні показники дослідження висоти підскоку шматка на нижньому майданчику згідно досліджень (розділ 4.8) для кар'єру ПГЗК становлять від 0,47 до 2,45 м, а відстань падіння шматка від нижньої брівки з вище розташованих уступів для умов розробки уступів висотою 15 м становить від 0,32 м до 3,89 м. При улаштуванні валу висотою 3,5 м зі скельних порід кут його укусу становить 38-40°, а ширина майданчика під його розміщення – 4,48-4,86 м. Таким чином, вал

висотою 3,5 м забезпечує достатню безпеку для рухомого транспорту всередині кар'єру.

Об'єми виймання порід розкритву і видобутку корисної копалини. З метою визначення об'ємів робіт на кар'єрі ПГЗК була створена за допомогою програмного забезпечення Surpac цифрова топографічна модель (ЦТМ) кар'єру і спрощена ЦТМ та блокова модель родовища залізної руди пачок K^2_2 , K^2_3 які є найбільш цінними і видобуваються на теперішній час у кар'єрі (рис. 6.14).

а



б

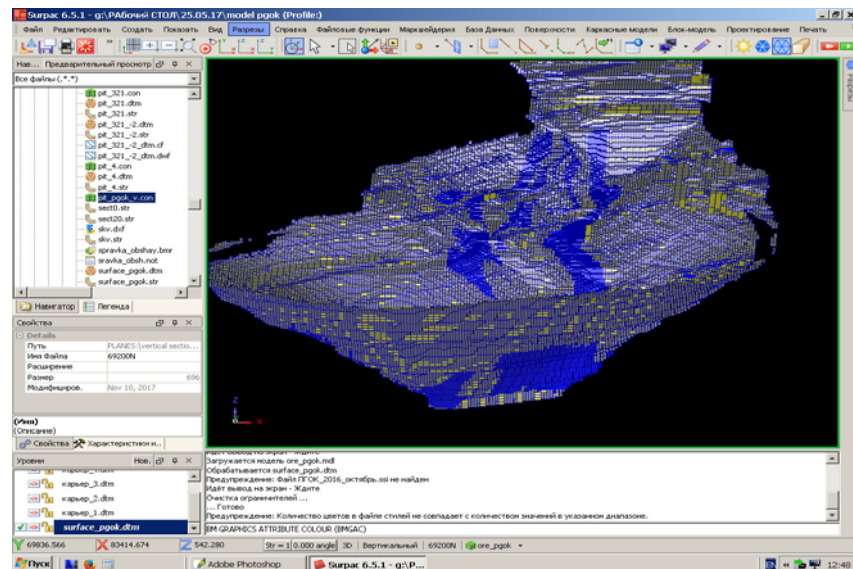


Рис. 6.14. Цифрова топографічна модель кар'єру ПГЗК (а) і блокова модель родовища (б).

За допомогою програми були створені ЦТМ наступних положень кар'єрного поля по етапам при відпрацюванні за існуючою технологією з висотою бортів 80-100 м і технологічною схемою відпрацювання

крутонахилених шарів, що пропонується (45-60 м). Отримані розрізи з відповідним положенням гірничих робіт наведені на рис. 6.15. Розрахунки об'ємів розкривних порід та корисної копалини на різних етапах по горизонтах виймання та їх параметри наведені на рис. 6.16, 6.17 в табл.6.3 [236].

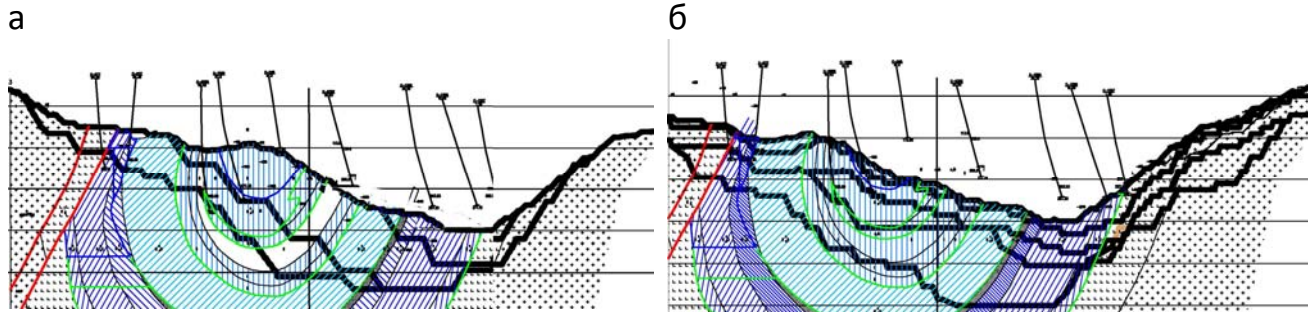


Рис. 6.15. Розріз положення гірничих робіт при відпрацюванні за поточною схемою (а) та схемою (б), що пропонується.

Таблиця 6.3

Параметри крутонахилених шарів в кар'єрі ПГЗКа

Параметри	Західний борт				Східний борт		
	етап 1	етап 2	етап 3	етап 4	етап 1	етап 2	етап 3
Горизонт розміщення етапу, м	-277,8	-336,9	-386,9	-386,9	-150,0	-252,6	-252,6
Кількість шарів в 1 етапі, од.	6	7	5	6	3	3	2
Ширина робочого майданчика, м	60	60	60	62	65	65	60
Зниження панелі, м/рік	50,0	50,0	50	50,0	50,0	50,0	50,0
Кут борта, град	46	46	46	46	44	44	44
Середня довжина ділянки, м	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0
Обсяг розкривних порід в крутому шарі, тис. м ³	12426	14629,2	6416,4	9549	11344,2	12253,2	3991,2
Обсяг руди в крутому шарі, тис. м ³	1785	1654,8	2797,8	2353,2	-	-	-
Час відпрацювання етапу, років	1,55	1,78	1,01	1,30	1,24	1,34	0,44

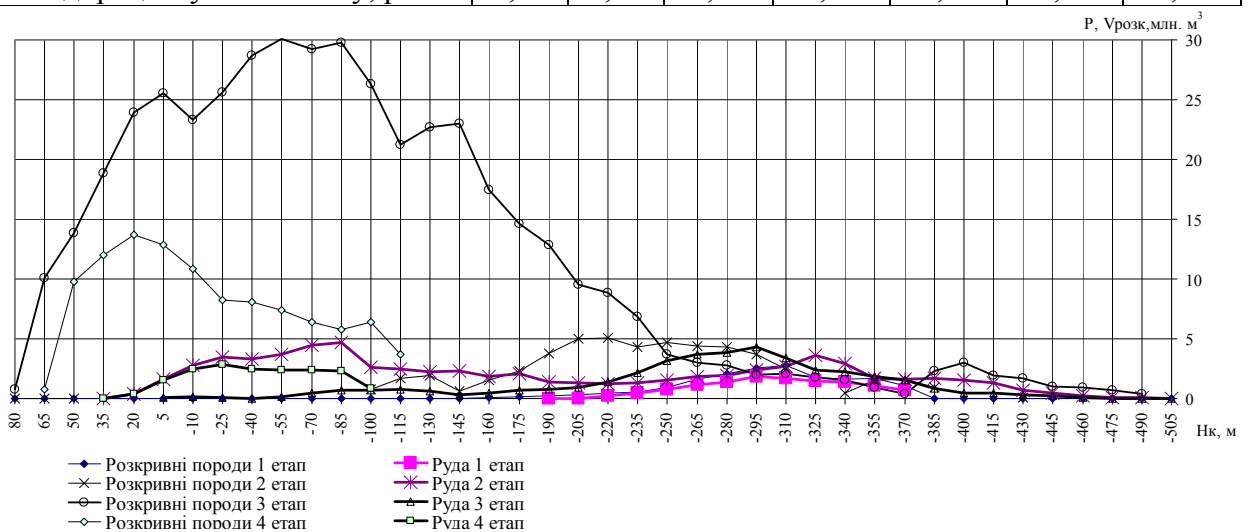


Рис. 6.16. Графік виймання порід розкритву та корисної копалини по етапам відпрацювання на горизонтах за існуючою технологічною схемою.

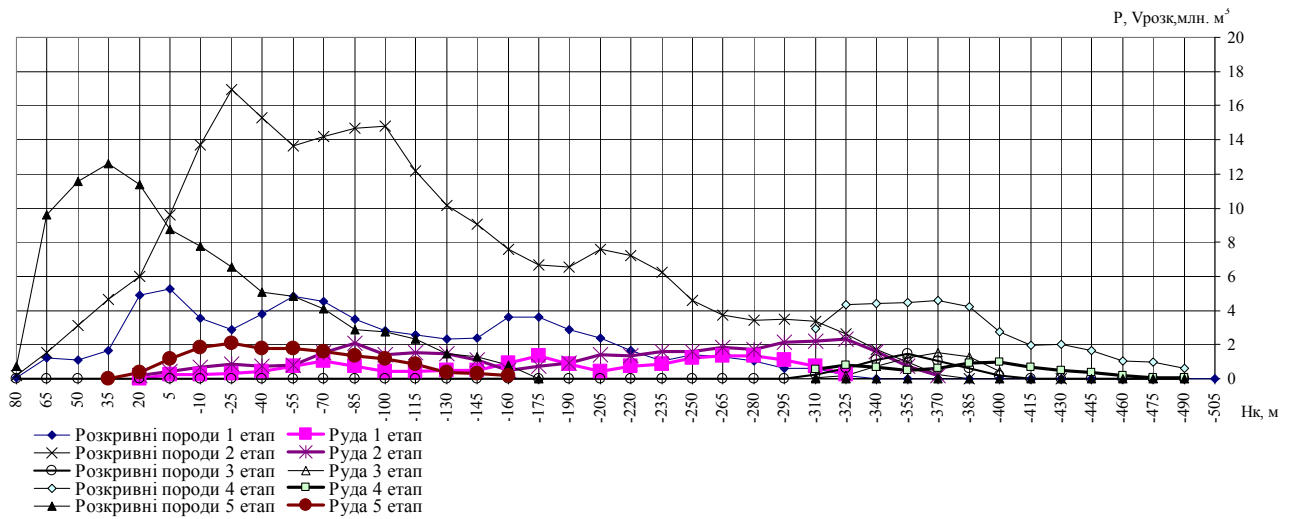


Рис. 6.17. Графік виймання порід розкриття та корисної копалини по етапам відпрацювання на горизонтах за технологією, що пропонується.

Згідно отриманих графіків рис. 6.16, 6.17 сумарний дисконтований ефект від технології, що пропонується, протягом 9 років складе:

$$\Delta E_0 = E_{02} - E_{01} = 2,812 \cdot 10^{11} - 2,793 \cdot 10^{11} = 1,883 \text{ млрд. грн.},$$

де E_{01} , E_{02} – сумарний дисконтований дохід відповідно, за існуючою та технологічною схемою що пропонується, грн.;

Відпрацювання крутих шарів здійснюється зверху донизу. Відповідно визначають об'єми і напрямки відпрацювання наступних крутих шарів для підготовки наступних об'ємі руди до виймання. Таким чином, відбувається безперервний процес підготовки корисної копалини до виймання і відпрацювання крутими шарами гірської маси.

В умовах кар'єру ПГЗК при формуванні 4 уступів по 12 м можливість пониження гірничих робіт у крутому шарі при ширині робочого майданчика 40 м становить 95 м/рік, а при ширині робочого майданчика 65 м – 55 м/рік. Отримані середні показники швидкості пониження крутого шару, що відпрацьовується екскаватором EX 3600-5 складають – 53,95 м/рік [218].

Об'єм піку виймання порід розкриття за існуючою технологічною схемою припадає на горизонти з відміткою мінус 40, мінус 85 м і становить понад 28-

30 млн м³. При формуванні кар'єрного простору за технологічною схемою, що пропонується, найбільші об'єми становлять 15-17 млн м³ і відповідають горизонтам з відмітками мінус 25, мінус 100 м. З урахуванням сформованого родовища видобуток корисної копалини на 1 етапі при формуванні за технологією, що пропонується може здійснюватися як на нижніх горизонтах, так і верхніх, розпочинаючи від відмітки плюс 20 м (див. рис. 6.17). У той же час при формуванні кар'єрного простору (1 етап) за існуючою технологічною схемою видобуток може бути здійснений лише на нижніх горизонтах, починаючи з відмітки мінус 190 м (див. рис. 6.16).

Внутрішні відвали. Складування внутрішніх відвалів в умовах кар'єру ПГЗК можливе лише після формування кар'єрного простору в торці кар'єру [237]. Для розрахунків об'ємів складування порід розкриття був використаний програмний продукт K-mine. Отримана цифрова топографічна модель виробленого простору ПГЗК, що сформована крутонахиленими шарами дозволила визначити послідовність і обсяги розміщення розкривних порід в кар'єрі. Варіант етапів формування відвалу наведений на рис. 6.18.

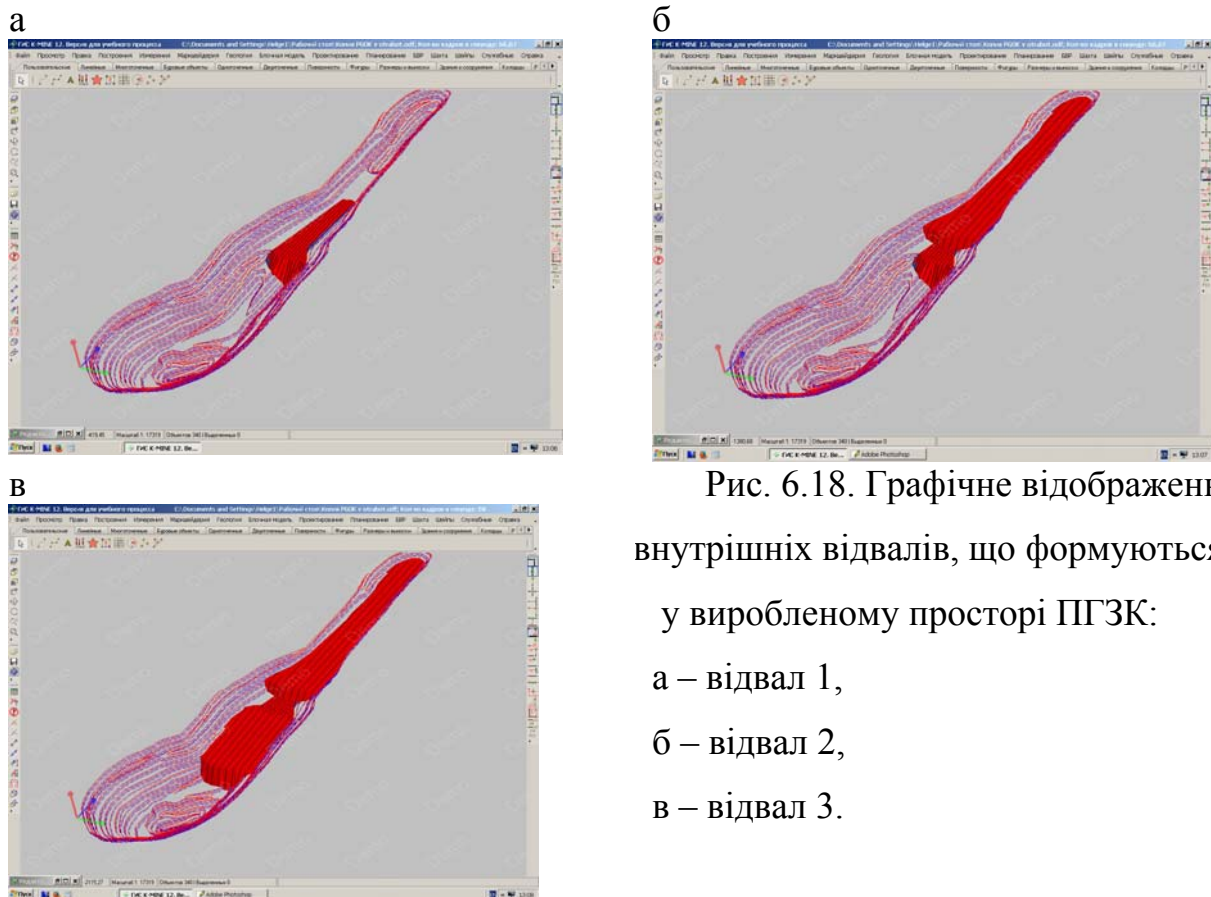


Рис. 6.18. Графічне відображення внутрішніх відвалів, що формуються у виробленому просторі ПГЗК:
 а – відвал 1,
 б – відвал 2,
 в – відвал 3.

Пропонується відвали формувати ярусами (в роботі вони позначені відвал 1, відвал 2, відвал 3). Перший ярус формується в середній частині кар'єрного поля між горизонтами з відмітками мінус 100 та мінус 350 м. Наступним етапом є вивезення порід розкриву з південної частини та засипання північного частини кар'єру до горизонту з відміткою мінус 170 м. Подальше формування внутрішніх відвалів рекомендується в південному напрямку з горизонту мінус 100 до мінус 350 м. Визначені об'єми порід розкриву, що розміщують у виробленому просторі під час формування відвалів рис. 6.19.

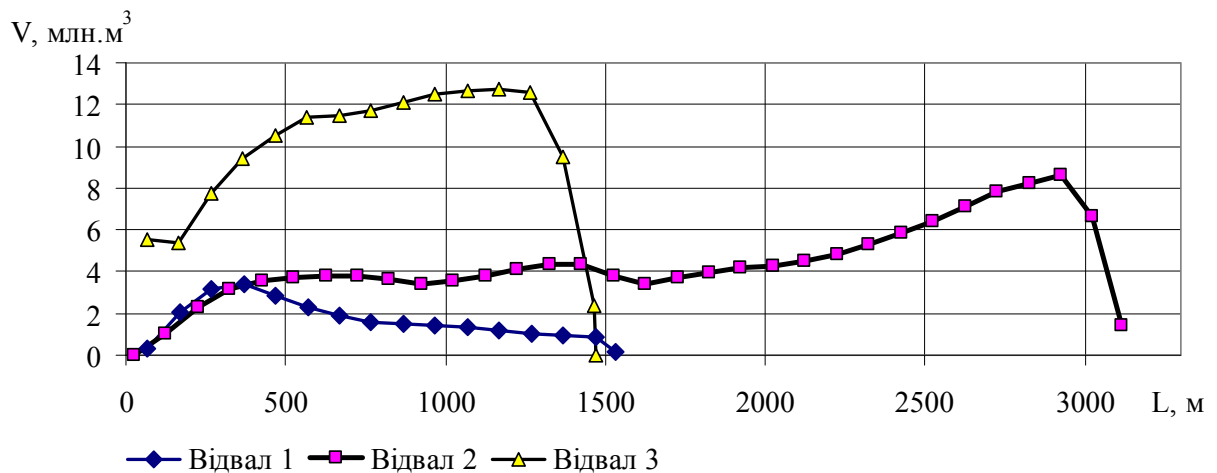


Рис. 6.19. Графік розміщення об'ємів порід розкриву у виробленому просторі кар'єру ПГЗК на кожні 100 м по довжині формування відвалів.

Загальні об'єми по першому відвалу становлять 26,2 млн м³. Об'єми другого відвалу становлять 138,7 млн м³. Об'єми третього відвалу – 147,6 млн м³.

Таким чином, в умовах ПГЗК є можливість розробки порід розкриву крутонахиленими шарами висотою 45-60 м, що дозволяє на початковому етапі виймати корисну копалину на верхніх горизонтах і в подальшому формувати внутрішні відвали. Використання розроблених методів і схем формування крутонахилених шарів дозволять у порівнянні з існуючою технологією удосконалити гірничі роботи на кар'єрі Полтавського ГЗК і підвищити безпеку ведення робіт на нижніх горизонтах (Додаток В, Г).

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 6

1. Розроблено та апробовано на цифровій моделі рекомендації з формування бортів крутонахиленими шарами з наступним складуванням порід розкриву у виробленому просторі. Визначено, що для глибоких кар'єрів 1 та 2 типів реалізація відпрацювання крутонахиленими шарами здійснюється за рахунок повздовжнього розміщення фронту гірничих робіт, а для кар'єрів 3-7 типів рекомендується комбінація відпрацювання з діагональним і повздовжнім формуванням фронту гірничих робіт на бортах.

2. Встановлено, що ефективний розвиток фронту гірничих робіт доцільно здійснювати із застосуванням діагональної та поперечно-повздовжньої схем відпрацювання в плані із проведенням випереджувальних виробок, при цьому темп пониження робіт в крутонахиленому шарі по породам розкриву слід приймати від 20 до 80 м/рік, а середній показник швидкості пониження крутого шару для екскаватора ЕХ 3600-5 має значення понад 50 м/рік.

3. Доведено, що розподіл вантажопотоків в глибокому кар'єрі, що формують крутонахиленими шарами, супроводжується витратами, які при доставці порід розкриву автосамоскидами у яруси внутрішнього відвалу складають – 758 тис грн., а при переміщенні порід у зовнішній відвал комбінованим автомобільно-залізничним транспортом або автомобільним транспортом збільшуються відповідно до 917 і 956 тис грн.

4. Встановлено, що мінімальна ширина робочого майданчика 55 м дає можливість рекомендувати створення бульдозерного відвалу всередині глибокого кар'єру, а при збільшенні ширини майданчика внутрішнього відвалу до 76 м можливе використання екскаваторного відвалоутворення.

5. Вперше запропоновані нові захисні конструктивні рішення, використання яких дозволяє зменшити ширину робочого майданчика на 4-5 м і захистити обладнання і людей від падіння великих шматків породи при відпрацюванні крутоспадних родовищ крутонахиленими шарами.

6. Апробована цифрова модель кар'єру та родовищ Полтавського ГЗК в

програмному продукті Surpac, яка дозволила розрахувати об'єми виймання порід розкриву та корисної копалини за двома варіантами. Рекомендовно в умовах розробки кар'єру ПГЗК формувати крутонахилені шари висотою 45-60 м, що дозволяє при подальшій розробці родовища виймати корисну копалину на нижніх горизонтах в інтенсивному режимі і формувати трьохярусні внутрішні відвали.

Основні наукові результати розділу 6 відображені в працях автора [189, 190, 201, 204, 205, 217, 218, 226, 232, 235, 236]

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

Дисертація є закінченою науковою роботою, у якій вперше на основі встановлених результатів досліджень вирішена актуальна науково-практична проблема обґрунтування теоретичних та методичних засад оптимізації технологічних рішень та конструктивна розробка на їх основі практичних рекомендацій щодо проектування системи відпрацювання крутоспадних залізородних родовищ крутонахиленими шарами з внутрішнім відвалоутворенням на глибоких кар'єрах. Обґрунтування основ технології інтенсивного розвитку робочої зони кар'єрів за допомогою крутонахилених шарів для створення умов розміщення внутрішнього відвалу та створення рекомендацій з формування бортів кар'єрів при розробці залізородних родовищ, у сукупності дозволяють суттєво знизити експлуатаційні витрати при видобутку залізних руд, підвищити ефективність і безпечність ведення гірничих робіт.

Найбільш важливі наукові і практичні результати роботи полягають у наступному:

1. За рішеннями, що впровадженні на сьогодні, технологія розробки залізородного родовища крутонахиленими шарами потребує значних витрат на транспортування й відвалоутворення розкривних порід на поверхні кар'єру, а область її застосування обмежена складною організацією транспортних вантажопотоків. Досвід багатьох гірничих підприємств не дає можливість використовувати переваги цієї технології через недостатнє її теоретичне й науково-методичне обґрунтування, зокрема технологічних схем та параметрів формування внутрішніх відвалів.

2. Наукові основи технологій розробки залізородних родовищ крутонахиленими шарами полягають у встановленні нових закономірностей розвитку глибоких кар'єрів із визначенням зв'язків між параметрами робочої зони і технологічними схемами розвитку фронту робіт, які надають можливість

поступово, безпечно здійснювати розробку залізорудних родовищ і розміщувати розкрив у внутрішні відвали.

3. Встановлено, що найкращі показники зростаючих об'ємів виймання порід розкриву відповідають розвитку робочої зони крутонахиленими шарами з формуванням екскаваторних заходок за принципом двостороннього відпрацювання горизонтів по колу, а також при формуванні уступу за човниковою схемою.

4. Обґрунтовано методи керування фронтом гірничих робіт при формуванні крутонахилених шарів, що враховують основні параметри залізорудного кар'єру, визначають взаємозв'язок між шириною крутонахиленого шару, схемою розробки уступів, механізацією гірничих робіт і які впливають на етапи, напрями і послідовність розвитку кар'єрного поля і внутрішнього відвалу.

5. Вперше визначена математична залежність між параметрами крутонахилених шарів і темпом поглиблення розкривних робіт у робочій зоні кар'єру. Нова залежність доводить, що висота поточного крутонахиленого шару залежить від довжини фронту уступу на поточному і на верхньому горизонтах, висоти крутонахиленого шару, що відпрацьовують зверху, а також встановлено, що зі збільшенням глибини відпрацювання покладу, фронт на розкривних уступах буде зменшуватися на 7,4 % на кожні 100 м поглиблення.

6. Встановлений взаємозв'язок між параметрами робочої зони глибокого кар'єру, який показує, що із глибиною, при формуванні робочого майданчика шириною від 35 до 60 м, довжина фронту гірничих робіт на уступі зменшується з 2050 м до 1440 м, а висота групи уступів у крутонахиленому шарі зростає від 30 до 80 м, що дозволило визначити технологічні схеми формування робочої зони.

7. Науково доведено, що поступове зниження дна кар'єру веде до того, що при залучанні різної кількості розкривних уступів у крутонахиленому шарі, кут укосу робочого борту по породам розкриву може змінювати своє значення, при цьому відпрацювання лежачого борту кар'єру з поглибленням може

«заморожуватися», тобто роботи на ньому в певний період припиняються, що потребує забезпечення довгострокової стійкості гірничих виробок.

8. Науково обґрунтовані можливі безпечні зони на робочому майданчику від нижньої брівки уступу при відпрацюванні крутонахиленими шарами в скельних породах, що дозволило встановити безпечні відстані для роботи гірничотранспортного обладнання.

9. Науково обґрунтовано, що на діючих кар'єрах зі збільшенням глибини кар'єру висота групи уступів з 2-3 одиниць, але не більш 4-х крутонахилоного шару в етапі зростає і обмежується стійкістю укошу, що утворюється.

10. Встановлені аналітичні залежності для визначення ширини майданчиків внутрішнього відвалу при формуванні борту залізрудного кар'єру крутонахиленими шарами, з використанням бульдозерних, екскаваторних, конвеєрних технологій відвалоутворення, що дозволило обґрунтувати область застосування їх або всередині кар'єру, або при формуванні внутрішнього відвалу з поверхні.

11. Розроблено рекомендації з обґрунтування раціональних технологічних схем відпрацювання залізрудних кар'єрів крутонахиленими шарами, які сприяють розвитку екологічних схем видобутку корисних копалин зі зменшеними об'ємами зовнішніх відвалів, зменшенню витрат, спрощенню транспортних вантажопотоків з переміщення порід розкриву у внутрішні відвали.

12. Розроблено методику розрахунків параметрів при застосуванні технології формування крутонахилених шарів і внутрішніх відвалів на глибоких залізрудних кар'єрах, яку впроваджено у вигляді основних наукових рішень і рекомендацій, що затверджені та погоджені в ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України, на ПрАТ «Полтавський ГЗК» та в НТУ «Дніпровська політехніка». Використання наукових основ формування крутонахилених шарів і внутрішніх відвалів підтверджені актами впровадження матеріалів у робочих проектах «Геотранс», науково-дослідній роботі НДГРІ КНУ, в умовах рудоуправління ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Дослідження техніко-економічних показників гірничодобувних підприємств України та ефективності їх роботи в умовах змінної кон'юнктури світового ринку залізорудної сировини : монографія / Бабець Є.К., та інш. Кривий Ріг: Вид. Р.А. Козлов, 2015. 319 с.
2. Мінеральні ресурси України. ДНВП «Геоінформ України» / щорічник під ред. Примушко С.І. Київ, 2018. 271 с.
3. Инструкция по применению Классификации запасов и ресурсов полезных ископаемых государственного фонда недр к месторождениям руд черных металлов (железа, марганца, хрома). Офіц. вісн. України від 06.12.2002. 2002. №47. С. 370.
4. Нормативний документ ГКЗ України: Про затвердження Інструкції про зміст, оформлення і порядок подання на розгляд Державної комісії по запасах корисних копалин матеріалів геолого-економічних оцінок родовищ металічних і неметалічних корисних копалин. Київ, 1995. №35. 43 с. URL: <http://zakon5.rada.gov.ua/laws/show/z0394-95>.
5. Економічна геологія родовищ залізистих кварцитів / Рудько Г.І. та ін. Київ: Вид-во "Академпред", 2010. 272 с.
6. Ржевский В.В., Ревазов М.А. Принципы управления состоянием бортов глубоких карьеров // Горный журнал. 1975. №1. С. 38-42.
7. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Уч.для вузов. Часть1,2 [4-е изд., перераб. и доп.]. М.: Недра, 1985. – 549 с.
8. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. [Изд. 3-е перераб. и доп.]. М.: Недра, 1978. – 541 с.
9. Ржевский В.В., Трубецкой К.Н. Задачи горной науки в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых // Горный журнал. 1988. №1. С. 21-23.
10. Арсентьев А.И. Определение производительности и границ карьера. М.: Недра, 1970. – 319 с.

11. Арсентьев А.И., Полищук А.К. Развитие методов определения границ карьеров. Л.: Наука, 1967. – 96 с.
12. Научные основы проектирования карьеров / Ржевский В.В. и др. М.: Недра, 1971. 600 с.
13. Высокпроизводительные глубокие карьеры / Новожилов М.Г. и др. М.: Недра, 1984. 188 с.
14. Новожилов М.Г. Открытые горные работы: учеб. М.: Госгортехиздат, 1961. – 462 с.
15. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых / Новожилов М.Г. и др. М.: Недра, 1971. 552 с.
16. Технологические параметры глубоких карьеров / Новожилов М.Г. и др. М.: Недра, 1982. 175 с.
17. Интенсификация горных работ в карьерах / Арсентьев А.И. и др. – М.: «Недра», 1965. 278 с.
18. Дриженко А.Ю., Козенко Г.В., Рикус А.О. Відкрита розробка залізних руд України: стан і шляхи удосконалення: Монографія. Д.: Національний гірничий університет, 2008. – 452 с.
19. Дриженко А.Ю. Восстановление земель при горных разработках. М.: Недра, 1985. – 240 с.
20. Дриженко А.Ю. Карьерные технологические горнотранспортные системы: монография. Д.: НГУ, 2011. – 544 с.
21. Четверик М.С. Вскрытие горизонтов глубоких карьеров при комбинированном транспорте. К.: Наукова думка, 1986. – 188 с.
22. Мельников Н.В. Совершенствование методов проектирования и планирования горных работ в карьере. Л.: Наука, 1981. – 280 с.
23. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам, 4-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1982. – 414 с.
24. Мельников Н.В. Избранные труды: Состояние и проблемы развития горной науки и техники. М.: Наука, 1992. – 230 с.

25. Открытая разработка крутопадающих месторождений с внутренним отвалообразованием / Шапарь А.Г. и др.. Киев: Наук. думка, 1992. 115 с.

26. Шапарь А.Г., Краснопольский И.А., Копач П.И. Ресурсосбережение в технологических процессах открытой разработки полезных ископаемых. Киев: Наук. думка, 1992. – 152 с.

27. Автоматизированное проектирование карьеров: Учебное пособие для вузов / В.С. Хохряков и др. М.: Недра, 1985. 263 с.

28. Хохряков В.С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых: Учеб. для техникумов [5-е изд., перераб. и доп.]. М.: Недра, 1991. – 336 с.

29. Циклично-поточная технология на глубоких карьерах. Перспективы развития / Четверик М.С. та ін. Кривой Рог: Дионис (ФЛ-П Чернявский Д.А.), 2012. 356 с.

30. Томаков П.И., Наумов. И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ: Учебник для вузов [2-е изд. перераб. и доп.]. М.: Недра, 1986. – 312 с.

31. Томаков П.И., Манкевич В.В. Открытая разработка угольных и рудных месторождений. М.: МГГУ, 1995. – 612 с.

32. Справочник. Открытые горные работы / К.Н. Трубецкой и др. – М.: Горное бюро, 1994. 590 с.

33. Открытая разработка месторождений на больших глубинах / В.В. Ржевский и др. // Горный журнал. 1988. №5. С. 13-19.

34. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В. Проектирование карьеров: Учебн. для вузов: в 2т. [2-е изд., прераб. и доп.]. М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. Т.1. – 519 с.

35. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В. Проектирование карьеров: Учебн. для вузов: в 2т. [2-е изд., прераб. и доп.]. М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. Т.2. – 535 с.

36. Проектирование карьеров: Учебник: / К.Н. Трубецкой и др. [3-е изд., перераб.]. М.: Высш. шк., 2009. 694 с.

37. Скоростное строительство и освоение глубоких карьеров / Мустафина А.М. и др. Алма-Ата: Наука, КазССР, 1977. 255 с.

38. Экономико-математическое моделирование параметров карьеров / М.Г. Новожилов и др. М.: Недра, 1971. 200 с.

39. Обоснование оптимальных параметров открытых горных выработок на Криворожских карьерах / Перегудов В.В. и др. Кривой Рог: Дионис, 2012. – 412 с.

40. Оводенко Б.К. Управление горными работами на карьерах. М.: Недра, 1978. – 192 с.

41. Анистратов Ю.И. Система разработки месторождения крутыми слоями. Сб. «Технология, механизация и организация горных работ». М.: Наука, 1969.

42. Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. Проектирование карьеров. М.: Изд-во НПК «ГЕОМОС Лимитед», 2003. – 168 с.

43. Прокопенко В.И. Теория и способы обеспечения устойчивой работы комплексов оборудования на глубоких железорудных карьерах / Прокопенко Василий Иванович: Автореф. дис... д-ра техн. наук: 05.15.03 / Московск. горн. ин-т. -М., 1988. -30 с.

44. Костромитинов К.Н. Оптимизация технологии открытых горных работ. Иркутск: Изд-во Иркут. ун-та, 1982. – 82 с.

45. Попов В.Н., Байков Б.Н. Технология отстройки бортов карьеров. М.: Недра, 1991. – 252 с.

46. Арсентьев А.И. Современные проблемы проектирования и планирования горных работ в карьере // Проблемы теории проектирования карьеров. Сб. науч. тр. 1990. С. 4-6.

47. Оценка режимов вскрышных работ для глубоких карьеров / Б.Н. Тартаковский и др. К.: Наукова думка, 1970. 15 с.

48. Малышева Н.А., Сиренко В.Н. Технология разработки месторождений нерудных строительных материалов. М.: Недра, 1977. – 392 с.

- 49.Фисенко Г.Л., Галустьян Э.Л. Глубоким карьерам – новую конструкцию бортов // Горный журнал. 1975. №9. С. 66-68.
- 50.Юматов Б.П., Бунин Ж.В., Папичев В.И. Методика выбора оптимального варианта разработки отдельных участков месторождения // Горный журнал. 1976. №7. С. 19-22.
- 51.Кузнецов Н.Н. Двухстадийный разнос погашенных бортов карьеров // Горный журнал. 1979. №3. С. 23-24.
- 52.Фелоненко М.А., Ратушный В.М. Схема разноса постоянных бортов глубоких карьеров Кривбасса // Горный журнал. 1980. №10. С. 20-21.
- 53.Черных А.Н., Брылин В.Д. Реконструкция Сибайского меднорудного карьера // Горный журнал. 1980. №10. С. 21-22.
- 54.Оводенко Б.К., Решетняк С.П., Кампель Ф.Б. Развитие горных работ на временно нерабочем борту // Горный журнал. 1981. №1. С. 31-32.
- 55.Колибаба В.Л., Станиславский Л.Я. Определение этапов вскрытия и отработки глубоких горизонтов карьера для поддержания проектной мощности // Горный журнал. 1981. №3. С. 34-37.
- 56.Астафьев Ю.П., Михайлов А.М. Интенсификация вскрышных работ – основной путь дальнейшего развития карьеров Кривбасса // Горный журнал. 1981. №5. С. 19-25.
57. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров [изд. 2, перераб. и доп.]. М.:Недра, 1978. 231 с.
- 58.Васильев М.В., Саканцев Г.Г. Оптимизация параметров рабочей зоны глубоких карьеров // Горный журнал. 1981. №8. С. 21-23.
- 59.Кумченко Н.Н. Направления совершенствования технологии разработки вытянутых крутопадающих месторождений // Горный журнал. 1991. №9. С. 34-36.
- 60.Фисенко Г.Л., Глозман Г.Р., Кагермазова С.В. Повышение устойчивости уступов скальных и полускальных пород на карьерах в условиях многолетней мерзлоты // Горный журнал. 1980. №5. С. 18-20.

61.Шарииков А.Ш., Будков В.П., Ермолович Е.А. Опыт предотвращения деформаций уступов в неустойчивых породах // Горный журнал. 1982. №2. С. 22-24.

62.Шпаков П.С., Попов И.И. Расчет параметров карьерных откосов на основе численно-аналитических методов // Горный журнал. 1988. №1. С. 26-28.

63.Зотеев В.Г., Якунин В.В., Морозов В.Н. Устойчивость бортов и уступов глубоких карьеров // Горный журнал. 1988. №8. С. 35-38.

64.Галустьян Э.Л. Прогнозирование деформаций карьерных уступов // Горный журнал. 1989. №8. С. 22-25.

65.Несмеянов Б.В., Городничев Г.Н., Чачкис А.Б. Анализ состояния и пути повышения устойчивости бортов карьеров цветной металлургии // Горный журнал. 1989. №10. С. 26-27.

66.Обеспечение устойчивости и пути повышения углов наклона бортов железорудных карьеров / А.В. Фролов и др. // Горный журнал. 1992. №5. С. 30-37.

67.Галустьян Э.Л., Йоффе А.М., Шеметов П.А. Обеспечение устойчивости откосов нерабочих уступов на участках расположения крутой конвейерной траншеи // Горный журнал. 1992. №7. С. 19-21.

68.Возможности корректировки параметров бортов и уступов в действующем глубоком карьере / Э.Л. Галустьян и др. // Горный журнал. 1992. №12. С. 17-21.

69.Попов В.Н., Попова О.В. Выбор рациональных конструкций нерабочих бортов карьеров // Горный журнал. 1999. №1. С. 39-41.

70.Несмашный Е.А., Романенко А.В. Прогноз устойчивости бортов рудных карьеров // Горный журнал. 1999. №2. С. 36-37.

71.Быковцев А.С., Беленко А.П., Сытенков В.Н. Определение рациональной формы борта глубоких карьеров // Горный журнал. 1999. №2. С. 33-35.

72.Галустьян Э.Л., Веретельник И.П. Предупреждение крупномасштабных разрушений бортов карьеров путем поэтапной оценки их устойчивости // Горный журнал. 1999. №2. С. 25-28.

73.Полищук С.З., Голуб В.В., Федянин А.С. Оценка фактора объемности при обосновании рациональной конструкции бортов карьера «Мурунтау» // Горный журнал. 2007. №5. С. 71-73.

74.Антонов Ф.А., Демин А.М. Построение предельных контуров откосов для глубоких карьеров. М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1965. – 52 с.

75.Демин А.М. Устойчивость открытых горных выработок и отвалов / Демин А.М. – М.:«Недра», 1973. –232 с.

76.Демин А.М. Методика прогноза нарушений устойчивости открытых горных выработок и отвалов / Демин А.М. – М.: ИГД, 1972. – 33 с.

77.Ильин А.И., Гальперин А.М., Стрельцов В.И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. М.: Недра, 1985. – 248 с.

78. Антоненко Л.К., Ткачев А.Ф. Требования к формированию бортов глубоких карьеров на промежуточных контурах // Устойчивость и технология формирования бортов и отвалов на глубоких карьерах. Сб.науч.тр. ИГД (Свердловск). 1987. №83. С. 26-28.

79.Зотеев В.Г. Основные проблемы формирования предельных контуров карьеров в скальных породах // Устойчивость и технология формирования бортов и отвалов на глубоких карьерах. Сб.науч.тр. ИГД (Свердловск). 1987. №83. С. 33-37.

80.Галустьян Э.Л., Сафронова М.А. Геомеханическое обоснование рациональных схем вскрытия и направления развития работ в карьерах // Горный журнал. 2001. №12. С. 20-24.

81.Ильин С.А., Опарин В.А., Сапаков Е.А. О расконсервации и разносе борта Златоуст-Беловского карьера при переходе на повторную открытую разработку месторождения // Горный журнал. 1992. №4. С. 44-46.

82.Оводенко Б. К., Аршииов С. С. Временно нерабочие борта в карьере. Л.: Недра, 1977. – 177 с.

83.Рахимов В.Р., Авакумов А.Л. Отработка месторождений крутыми слоями в условиях отставания вскрышных работ // Горный журнал. 1997. №7. С. 30-33.

84.Гравитационные аспекты обеспечения безопасности работ в прибортовой зоне карьера / С.П. Решетняк и др. // Горный журнал. 2005. №2. С. 69-72.

85.Кравченко Ф.А., Рубцов С.К., Силкин А.А. Ведение горных работ в условиях сокращения рабочей зоны глубокого карьера // Горный журнал. 2007. №5. С. 30-33.

86. Лотоус В.В. Техничко-технологическая модернизация железорудного карьера Полтавского ГОКа // Горный журнал. 2009. №11. С. 96-98.

87.Бурыкин С.И. Отечественные открытые горные работы: этапы и направления развития // Горный журнал. 2010. №1. С. 95-99.

88.Дриженко А.Ю. Этапная отработка вскрышных пород железорудных карьеров крутонаклонными выемочными слоями // Горный журнал. 2011. №2. С. 25-28.

89.Анісімов О.О. Управління режимом гірничих робіт залізорудних кар'єрів при відпрацюванні розкривних порід круто похилими шарами: дис. канд. техн. наук: 05.15.03: захист 31.05.2007 / наук. кер. Дриженко А.Ю. Дніпропетровськ: НГУ, 2007. 188 с.

90. Коноваленко В.Я. Метод оптимизации параметров бортов карьеров при разработке крутопадающих месторождений кимберлитов // Горный журнал. 2012. №4. С. 33-35.

91.Техничко-технологический комплекс для доработки запасов на глубинных горизонтах алмазорудных карьеров / Акишев А.Н. и др. // Горный журнал. 2012. №12. С. 39-43.

92.Параметры временно нерабочего борта и технология его разноса над добычной рабочей зоной / Косолапов А.И. и др. // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2009. №9. С. 387-392.

93. Слободянюк В.К. Перспективы дальнейшего развития открытой разработки железорудных месторождений Украины // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. №5. С. 70-81.

94. Еремин Г.М. Выбор метода оптимизации параметров и развития горных работ в карьере при разработке крутопадающих и наклонных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2012. №3. С. 110-117.

95. Ильин С.А. Нагорные карьеры мира. М.: «Мак-Инвест», 1993. – 224 с.

96. Трубецкой К.Н., Шапарь А.Г. Малоотходные и ресурсосберегающие технологии при открытой разработке месторождений. М.: Недра, 1993. – 272 с.

97. Курбатова О.А., Харин А.З. История развития горной механики: Учебн. пособие. Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2004. – 137 с.

98. Трубецкой К.Н. Технология применения и параметры карьерных погрузчиков. М.: Недра, 1985. – 264 с.

99. Трубецкой К.Н., Леонов Е.Р., Панкевич Ю.Б. Комплексы мобильного оборудования на открытых горных работах. М.: Недра, 1990. – 255 с.

100. Беляков Ю.И. Проектирование экскаваторных работ. М.: Недра, 1983. – 349 с.

101. Беляков Ю.И. Совершенствование технологии выемочно-погрузочных работ на карьерах. М.: Недра, 1977. – 295 с.

102. Фохт Л.Г. Одноковшовый погрузчик. М.: Стройиздат, 1986. – 110 с.

103. Репин Н.Я. Оборудование и технологии выемочно-погрузочных работ // Горный журнал. 2009. №11. С. 57-60.

104. Пастихин Д.В., Толипов Н.У. Влияние конструкции рабочего борта карьера на производительность экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2010. №1. С. 185-192.

105. Аникин К.В. Исследование влияния длины рабочего фронта и ширины рабочей площадки на уступе на производительность экскаваторно-

автомобильного комплекса оборудования // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. №2. С. 147-149.

106. Технология отработки вскрыши высокими уступами с применением экскаваторов-кранлайнов / Трубецкой К.Н. и др. // Горный журнал. 2000. №3. С. 31-34.

107. Бойко Г.Х., Цветков В.Н. Новое в производстве и освоении кранлайнов // Горный журнал. 2001. №1. С. 51-52.

108. Высокоуступная технология открытых горных работ на основе применения кранлайнов / К.Н. Трубецкой и др. // Горный журнал. 2005. №4. С. 40-43.

109. Вскрытие глубоких горизонтов карьеров / А.Ю. Дриженко и др. М.: Недра, 1994. – 288 с.

110. Кумачев К.А. Пути совершенствования планирования вскрышных работ на карьерах // Горный журнал. 1981. №8. С. 24-26.

111. Яковлев В.Л., Фесенко С.Л. Транспорт глубоких карьеров // Горный журнал. 1988. №12. С. 24-27.

112. Смирнов В.П., Лель Ю.И. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. Екатеринбург: УрО РАН, 2002. – 355 с.

113. Карьерный автотранспорт: состояние и перспективы / Мариев П.Л. и др. СПб.: Наука, 2004. 429 с.

114. Новые транспортные средства и комплексы для глубоких карьеров / А.Г. Ворошилов и др. // Горный журнал. 2006. №8. С. 35-39.

115. Мариев П.Л., Егоров А.Н., Войтов В.Т. Особенности работы карьерных самосвалов в условиях глубоких карьеров и повышенных уклонов карьерных дорог // Горный журнал. 2011. №10. С. 63-66.

116. Акишев А.Н., Бабаскин С.Л., Зырянов И.В. Обоснование области применения транспортных съездов с повышенными уклонами // Горный журнал. 2011. №8. С. 83-86.

117. Технологические и конструктивные основы повышения уклонов карьерных автодорог / Яковлев В.Л. и др. // Горный журнал. 2012. №1. С. 78-81.

118. Simulation of the dump trucks in deep pits. VI International conference / A. Drizhenko and other // Transport problems 2014: VI International conference, Katowice (Poland): Silesian University of Technology, 2014. P. 153-157.
119. Анисимов О.А. Исследование горнотехнических параметров при использовании автосамосвалов в глубоких карьерах // 36. науч. праць НГУ. 2008. №30. С. 66-70.
120. Витязев О.В. Ввод железнодорожного транспорта на глубокие горизонты карьеров // Горный журнал. 1989. №6. С. 23-25.
121. Яковлев В.Л., Витязев О.В. Железнодорожные транспортные схемы глубоких карьеров // Горный журнал. 2000. №3. С. 35-37.
122. Дриженко А.Ю., Анисимов О.А., Козенко Г.В. Методика расчета параметров железнодорожного транспорта при отработке глубинной зоны железорудных карьеров // Науковий вісник НГУ. 2007. №10. С. 11-14.
123. Юдин А.В., Линев В.П. Перспективность применения типовых решений переносных перегрузочных пунктов в глубоких карьерах // Горный журнал. 1982. №5. С.21-25.
124. Пригунов А.С., Бро С.М., Гуменик И.Л. Современное состояние и перспективы применения циклично-поточной и поточной технологий открытой разработки в Кривбассе // Горный журнал. 2003. №4-5. С. 62-65.
125. Исследование эффективности использования крутонаклонных конвейеров в глубоких карьерах / Дриженко А.Ю. и др. // Горный журнал Казахстана. 2015. №6. С.36-41.
126. Поляков Н.С., Тартаковский Б.Н., Друкованный М.Ф. Циклично-поточная и поточная технология горных работ для глубоких карьеров Кривбасса. К.:Наукова думка, 1972. – 198 с.
127. Литвин И.З., Шилин А.Н. Дробильно-перегрузочные пункты в карьерах с ЦПТ // Горный журнал. 1980. №3. С 30-32.
128. Технические направления при проектировании открытых горных разработок / В.Межевых и др. // Горный журнал. 1981. №4. С.11-13.

129. Шилин А.Н. Пути интенсификации вскрышных работ на карьерах // Горный журнал. 1981. №5. С.15-19.
130. Опыт разработки наиболее экономичных транспортных схем при проектировании карьеров / А.В. Андрущенко и др. // Горный журнал. 1983. №10. С. 14-16.
131. Шешко Е.Е. Картавый А.Н. Эффективный транспорт для глубоких карьеров // Горный журнал. 1998. №1. С. 53-56.
132. Вайсберг Л.А., Баранов В.Ф. Состояние и перспективы развития циклично-поточных технологий // Горный журнал. 2002. №4. С. 35-40.
133. Разработка и обоснование технологических схем ЦПТ в условиях действующих и проектируемых карьеров / А.М. Йоффе и др. // Горный журнал. 2003. №4-5. С. 57-62.
134. Яковлев В.Л. Перспективные решения в области циклично-поточной технологии глубоких карьеров // Горный журнал. 2003. №4-5. С. 51-56.
135. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Комплекс ЦПТ карьера «Мурунтау»: опыт эксплуатации и перспективы развития // Горный журнал. 2003. №8. С. 26-30.
136. Эффективность проектируемого комплекса ЦПТ-руда с крутонаклонным конвейером для карьера «Мурунтау» / Н.И. Кучерский и др. // Горный журнал. 2005. №11. С. 59-63.
137. Потапов М.Г., Шешко Е.Е. Транспортное оборудование открытых горных разработок: состояние и тенденции развития // Горный журнал. 2009. №11. С. 61-63.
138. Мальгин О.Н., Ларионов Е.Д., Шелепов В.И. Проектирование, конструктивные и технологические особенности комплекса ЦПТ-РУДА с крутонаклонным конвейерным подъемником // Горный журнал. 2013. №8. С. 49-53.
139. Опыт проектирования и строительства скипового подъемника на Сибайском карьере / Симаков П.Г. и др. // Горный журнал. 1975. №10. С. 20-23.

140. Кулешов А.А., Тарасов Ю.Д. Автомобильный карьерный подъемник с автономным приводом // Горный журнал. 2001. №1. С. 53-56.
141. Семенов Г.М. Комбинированный транспорт глубоких карьеров на основе контейнерных подъемников // Горный журнал. 2004. №1. С. 80-81.
142. Макеев А.Ю. Гравитационный транспорт на карьерах // Горный журнал. 2004. №2. С. 63-65.
143. Яковлев В.Л. Состояние, проблемы и пути совершенствования открытых горных разработок // Горный журнал. 2009. №11. С. 11-13.
144. Голенко Д.И. Статистические методы сетевого планирования и управления. М.:Наука, 1967. – 400 с.
145. Гольштейн Е.П. Новые направления в линейном программировании. М.: Советское радио, 1966 – 527 с.
146. Оптимизация параметров карьеров на электронно-вычислительных машинах / Коллективная монография под ред. Н.В. Мельникова. М.: Наука, 1968. 96 с.
147. Веницкий К.Е., Реентович Э.И. Применение математических методов при проектировании карьеров. М.:ЦНИИЭ и НТИ, 1968. –114 с.
148. Веницкий К.Е. Оптимизация технологических процессов на открытых разработках. М.: «Недра», 1976. – 280 с.
149. Реентович Э.И. Обоснование оптимальных решений для открытых разработок. М.: Наука, 1982. – 167 с.
150. Симкин Б.А., Шкута Ю.К. Теория горно-геометрического проектирования карьеров. М.: Наука, 1986. – 93 с.
151. Шумилин М.В. Геолого-экономические основы горного бизнеса. М.: Изд. ВНИИМС "Минеральное сырье", 1998. – 168 с.
152. Openwork scheduling for steep-grade iron-ore deposits with the help of near-vertical layers / V. Panchenko and other // Mining of Mineral Deposits. 2021. № 15(1). P. 87–95.
153. Капутин Ю.Е. Горные компьютерные технологии и геостатика. СПб: Недра, 2002. – 424 с.

154. Новожилов М.Г., Тартаковский Б.Н., Четверик М.С. Горногеометрический анализ и режим горных работ карьеров. Киев: Наукова думка, 1971. – 144 с.
155. Еремин Д.И., Ягфарова Н.И., Абишев Д.А. Алгоритм Лерча-Гроссмана и его реализация на центральном и графическом процессорах: (Современные тенденции технических наук: материалы III междунар. науч. конф. (г. Казань, 2014) // Рубрика 1. Информатика и кибернетика. 2014. С. 8-13. URL: <http://www.moluch.ru/conf/tech/archive/123/6334/> (дата звернення: 13.02.2018)
156. Achireko P. Application of Modified Conditional Simulation and Artificial Neural Networks to Open Pit Optimization. Dalhousie University Daltech, Halifax, Nova Scotia, 1998. – p. 201.
157. Положення про проектування внутрішнього відвалоутворення та складування відходів виробництва в залізорудних і флюсових кар'єрах / М.М. Надточенко // Наказ Міністерства промислової політики України від 17 серпня 2004 року N 412. URL: <http://zakon5.rada.gov.ua/laws/show/z1027-04>.
158. Русский И.И. Технология отвальных работ и рекультивация на карьерах. М.:Недра, 1979. – 221 с.
159. Шапарь А.Г. Новые технологии отвалообразования на основе управления состоянием природных и техногенных массивов // Горный журнал. 1988. №1. С.24-26.
160. Технология отсыпки внутреннего отвала скальных вскрышных пород при разработке крутопадающих месторождений / Н.А. Зинько и др. // Горный журнал. 2007. №5. С. 63-64.
161. Эффективность внутреннего отвалообразования на карьерах ОАО «СевГОК» / Дядечкин Н.И. и др. // Горный журнал. 2000. №8. С. 12-14.
162. Романенко А.В. Оценка области применения технологии разработки крутопадающих месторождений с внутренним отвалообразованием этапами // Горный журнал. 2002. №4. С. 87-89.

163. Саканцев Г.Г. Ресурсосберегающие технологии при разработке рудных месторождений с использованием выработанного пространства // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2008. №8. С. 226-234.
164. Медведева О.А. Параметры глубоких железорудных карьеров при их доработке. Киев: Наукова думка, 2013. – 127 с.
165. Дриженко А.Ю. , Анисимов О.А. Управление выемкой пород вскрыши при формировании выработанного пространства глубоких карьеров почвоуступными крутонаклонными слоями // Форум горняков – 2013, Матеріали міжнародної конференції, Дніпропетровськ, 2013. С. 168-172.
166. Поддержание производительности мощных железорудных карьеров при понижении горных работ / Дриженко А.Ю. и др. // Горный журнал. 1991. №9. С. 28-32.
167. Регулирование вскрышных работ в глубоких карьерах / Усынин В.И. и др. Л.: Наука, 1982. – 188 с.
168. Дриженко А.Ю., Богданов В.М. Обоснование параметров поэтапного развития глубоких карьеров // Горный журнал. 1988. №6. С. 46-50.
169. Косолапов А.И., Пташник А.И. Исследование потенциальных возможностей интенсификации производственной мощности карьеров при этапной разработке крутопадающих месторождений в современных условиях // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. №6. С. 50-56.
170. Косолапов А.И., Пташник А.И. Технология разработки крутопадающих месторождений при интенсификации производственной мощности карьера // Горный информационно-аналитический бюллетен. 2011. №9. С. 75-79.
171. Андросов А.Д. Развитие технологии реконструкции глубоких карьеров Якутии. Новосибирск: Наука. Сиб. Отд-ние, 1991. – 103 с.
172. Танайно А.С. Автоматизация проектирования карьеров. Горно-геометрические расчеты. Новосибирск: Наука, 1986. – 194 с.

173. Основные этапы проектирования крупнейших железорудных предприятий Украины / Богословский Ю.С. и др. // Горный журнал. 1983. №9. С. 7-9.
174. Антоненко Л.К., Зотеев В.Г., Коваленко А.И. Развитие горных работ в глубоких карьерах // Горный журнал. 1989. №1. С. 23-27.
175. Рогатин Н.Н. Пути интенсификации строительства глубоких карьеров // Горный журнал. 1983. №2. С. 33-35.
176. Линев В.П., Рубинштейн С.Б., Холодняков Г.А. Регулирование текущего коэффициента вскрыши углом наклона рабочих бортов карьера // Горный журнал. 2001. №5. С. 23-26.
177. Сапаков Е.А. Прогрессивная технология открытой разработки месторождений медных руд по методу Р.Б. Юна // Горный журнал. 2002. №5. С. 39-43.
178. Ракишев Б.Р. Рабочая зона карьера и ее параметры // Горный журнал. 2003. №3. С. 17-21.
179. Шилин А.Н. К вопросу об интенсификации вскрышных работ на карьерах // Интенсификация горных работ на железорудных карьерах. ИГД Свердловск. 1983. Вып. 72. С.83-87.
180. Гилевич Г.П. Справочное руководство по составлению планов развития горных работ на карьерах по добыче сырья для производства строительных материалов. М.:Недра, 1988. – 142с.
181. Анисимов О.А. Загальні методи керування фронтом гірничих робіт із розробкою бортів крутонахиленими шарами // Збірник наукових праць НГУ. 2019. №58. С. 46-55.
182. Нападайло В.А., Матвеев А.С., Панченко В.В. Оперативное планирование и управление горным производством на карьерах. М.:Недра, 1976. – 191 с.
183. Сысоев А.А. Инженерно-экономические расчеты для открытых горных работ: учеб. Пособие. Кемерово:ГУ КузГТУ, 2005. – 179 с.

184. Астахов А.С., Каменецкий Л.Е., Чернегов Ю.А. Экономика горной промышленности. М.: Недра, 1982. – 408 с.
185. СОУ-Н МПП 73.020-078-1:2007. Нормы технологического проектирования предприятий с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых. Часть 1. Офиц. изд. К.: Минпромполити Украины, 2007. 223 с.
186. Анисимов О.А. Скорость понижения вскрышных уступов при разработке глубоких карьеров почвоуступными крутонаклонными слоями // Збірник наукових праць НГУ. 2014. №45. С. 90-94.
187. Anisimov O. The development of deep pits steep slope layers // Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining. 2015. P. 243–246. (Scopus).
188. Анисимов О.А. Технологические решения размещения основных транспортных коммуникаций при формировании рабочей зоны карьеров крутонаклонными слоями // Збірник наукових праць НГУ. 2018. №54. С. 28-38.
189. Модернизация перегрузочных устройств при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте в глубоких карьерах / Молдабаев С.К. и др. // Горный журнал Казахстана. 2016. №6. С. 26-33.
190. Анализ использования перегрузочных пунктов глубоких карьеров при эксплуатации автосамосвалов в комбинации с магистральными видами транспорта / Молдабаев С.К. и др. // Горный журнал Казахстана. Алматы, 2015. №2. С. 34-38.
191. Молдабаев С.К., Анисимов О.А. Перспективные схемы производства эксплуатационных и горно-подготовительных работ в глубоких рудных карьерах // Горный журнал Казахстана. 2018. № 10. С. 8-11.
192. Anisimov O. Efficiency of the development of iron ore pits in the application of steep dipping layers // Materials of the International Scientific & Practical Conference “Energy Efficiency and Energy Saving 2017”, Dnipro: NMU, 2017. P. 10.

193. Анисимов О.А. Методика визначення напрямку поглиблення дна кар'єру // Збірник наукових праць НГУ. 2020. №62. С. 16-25.
194. Анисимов О.А. Параметры рабочих бортов глубоких карьеров при формировании рабочей зоны крутонаклонными слоями // Збірник наукових праць НГУ. 2017. №52. С.47-56.
195. Шапарь А.Г. Механика горных пород и устойчивость бортов карьера. К.: Вища школа, 1973. – 120 с.
196. Анисимов О.А. Технологии строительства и разработки глубоких карьеров: монография. Д.: Национальный горный университет, 2015. – 272 с.
197. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ: Учебник для вузов. М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 473с.
198. Анисимов О.А. Обоснование параметров противообвальных улавливающих валов для предотвращения процессов обрушения откосов уступов в карьерах // Збірник наукових праць НГУ. 2010. Т.34. с. 53-59.
199. Ломтадзе В.Д. Инженерная геология. Инженерная геодинамика. Л.: Недра, 1977. – 479 с.
200. Рекомендации по проектированию земляного полотна дорог в сложных инженерно-геологических условиях / Утв. Г. Хасхачих. Москва: ВНИИ транспортного строительства, 1974. 316 с.
201. Formation of safety conditions for development of deposits by open mining / Anisimov O. and other // // Ukrainian school of mining engineering. 2018. №60. P.1-11. (Scopus).
202. Каюмова А.Н. Геомеханическое обоснование параметров камнепада к построению безопасных уступов и берм бортов карьеров: автореф. дис. на соиск. науч. степени канд. техн. наук: спец. 25.00.20: захист 24.03.2011 / наук. кер. Сашурин А.Д. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2011. 23 с.
203. Тарасов В.Н., Бояркин Г.Н. Теория удара в теоретической механике и ее приложение в строительстве: Учеб. Пособие. Омск: Изд-во ОмГТУ, 1999. – 120 с.

204. Анисимов О.А. Вирішення проблем розміщення внутрішніх відвалів при формуванні бортів глибоких кар'єрів крутонахиленими шарами // Збірник наукових праць НГУ. 2020. №60. С. 17-25.

205. Anisimov O.O. Research on parameters of the working area on an internal dump for developing open pits // Scientific bulletin of National Mining University. 2018. №1. P. 11–17 (Scopus).

206. Дриженко А.Ю., Анисимов О.А. Отчет о НИР «Разработка основных положений методики подготовки выработанного пространства глубоких карьеров для складирования пород вскрыши текущей выемки». Днепропетровск-Алматы: ГосВУЗ «НГУ», Казахский НТУ им. К.И. Сатпаева, 2014. – 80 с.

207. Ржевский В.В., Золотарев Н.Д. Технология и комплексная механизация открытой добычи угля, руд и нерудных ископаемых. Москва, 1964. Ч.1., 1964. – 112 с.

208. Анисимов О.А. Систематизация глубоких карьеров по длине экскаваторных блоков при извлечении вскрыши // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць. Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. 2014. Вип.117. С. 28-32.

209. СНиП 2.05.07–91. Строительные нормы и правила. Промышленный транспорт. М.: Госстрой СРСР, 1991. 82 с.

210. Анисимов О.А. Механизированные комплексы в условиях разработки крутопадающих месторождений крутонаклонными слоями // Форум гірників –2016: матеріали міжнародної наук.-техн. конф., Дніпропетровськ, 2016. Том 2. С. 72-76.

211. Анисимов О.А. Исследование формирования механизированных комплексов и их влияние на ширину крутонаклонного слоя при отработке крутопадающих месторождений // Збірник наукових праць НГУ. 2017. №50. С.26-32.

212. Анисимов О.А. Определение максимальной высоты забоя взорванной горной массы при работе фронтальных погрузчиков // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць. Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. 2013. Вип.110. С. 15-22.

213. Технология разработки глубоких железорудных карьеров с возможностью складирования пород вскрыши на отработанных горизонтах / Дриженко А.Ю. и др. // Форум гірників – 2007: матеріали міжнародної конференції, Дніпропетровськ. 2007. С. 141-145.

214. Анисимов О.А. Формирование рабочего борта карьера крутонаклонными слоями // Зб. наук. праць НГУ. 2007. №29. С. 18-22.

215. Анисимов О.А. Исследование схем расконсервации временно нерабочих бортов карьера пластового крутопадающего месторождения // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць. Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. 2008. Вип.77. С. 3-8.

216. Научные основы проектирования карьеров / Ржевский В.В. и др. М.: Недра, 1971. 600 с.

217. Анісімов О.О. Дослідження зміни кута укосу робочого борту кар'єру з відпрацюванням порід розкриття крутонахиленими шарами // Качество минерального сырья. Сборник научных трудов: КНУ. 2017. №4. С.557-563.

218. Анісімов О.О., Леонтюк І.В., Воробйова О.М. Визначення швидкості пониження робочих площадок крутих шарів в залежності від технологічних схем в умовах Полтавського ГЗК // Зб. наук. праць НГУ. 2018. №53. С. 17-25.

219. Анісімов О.О. Формування бортів крутими шарами при відпрацюванні глибоких залізорудних кар'єрів // Програма міжнародної науково-технічної конференції «Форум гірників -2018». 2018. С.10.

220. А.Ю. Дриженко Открытые горные работы: учеб. для студ.высш. учеб. завед. [2-е издание]. Дн-ськ:ГосВУЗ «НГУ», 2014. – 543 с.

221. Alternative technologies of opencast mining with minimum ecological disturbance / A.Yu.Dryzhenko and other // Scientific Reports on Resource Issues 2013. Supported by the IUR Partner Universities. 2013. Val.1, Part II. P. 52-57.

222. Дриженко А.Ю., Анисимов О.А., Козенко Г.В. Организация подготовки выработанного пространства железорудных карьеров к складированию пород вскрыши // Проблемы открытой разработки месторождений полезных ископаемых: Материалы междунар. науч.-техн. конф., Екатеринбург: УГГУ, 2010. С. 145-149 с.

223. Дриженко А.Ю., Анисимов О.А., Козенко Г.В. Организация засыпки отработанных глубоких карьеров // Проблемы карьерного транспорта: материалы IX между. науч.-практ. конф., Екатеринбург: УрО РАН, 2008. С. 72-75.

224. Дриженко А.Ю., Анисимов О.А. Отчет о НИР «Разработка эффективной технологии применения мощных экскаваторно-автомобильных комплексов в глубоких карьерах с переходом на внутреннее отвалообразование» (заключ.). Днепропетровск-Алматы: ГосВУЗ «НГУ», Казахский НТУ им. К.И. Сатпаева, 2015. – 84 с.

225. Анисимов О.О. Технологічні схеми внутрішнього відвалоутворення та визначення параметрів экскаваторних відвалів при відпрацюванні глибоких кар'єрів // Збірник наукових праць НГУ. 2017. №51. С.18-28.

226. Features of internal stacking during mining of steeply dipping mines / A.Drizhenko and other // 24th World Mining Congress, Mining in a world of innovation, Underground mining, Rio de Janeiro, 2016. P. 143-153.

227. Спосіб відкритої розробки крутоспадних родовищ корисних копалин: Патент на корисну модель 110939 Україна: МПК E21C41/00 / Анисимов О.О. №и 2016 04181; заявл. 15.04.2016; опубл. 25.10.16, Бюл.№20.

228. Спосіб відкритої розробки крутоспадних родовищ корисних копалин: патент на винахід 117835 UA: МПК E21C41/26 / Анисимов О.О. №а 2016 03525; заявл. 04.04.2016; опубл. 10.10.2018, Бюл. №19.

229. Баранов И.В. Определение параметров комбинированного отвалообразования на железорудных карьерах: дис. на соискание науч. степени канд. техн. наук: 05.15.03: захист __.__.2013. / науч. рук. Близиюков В.Г. Кр. Рог: ГВУЗ «КНУ», 2013. 176 с.

230. Дриженко А.Ю., Анисимов О.А. Технологии внутреннего отвалообразования на отработанных глубоких железорудных карьерах или их участках // Сб. трудов межд. науч.-практ. конф. «Инновационные технологии и проекты в горно-металлургическом комплексе, их научное и кадровое сопровождение», Алматы: Каз НТУ, 2014. с. 176-181.

231. Проект «Складування порід розкриву у вироблений простір кар'єру №1 «ПАТ АрселорМіттал Кривий Ріг» із застосуванням експериментально-дослідної установки з об'ємом складування 1600 тис м³»: [Пояснювальна записка 110045 / керівник Анісімов О.О.]. Дніпропетровськ: ДВНЗ «НГУ», 2012. Т.1. – 68 с.

232. Analysis of usage of transshipment points in deep pits in the operation of dump trucks in combination with major means of transport/ Moldabayev S.K. and other // MPES 2015. Smart Innovation in Mining. Sandton Convention Centre, Johannesburg, South Africa, 2015. p.1147-1154.

233. Перевантажувальний пункт глибокого кар'єру: патент на корисну модель 100940 UA, Україна: МПК E21C41/00 (2015.01). / Дриженко А.Ю., Анісімов О.О., Молдабаєв С.К. №u 2015 02994; заявл. 31.03.2015; опубл. 10.08.15, Бюл.№15.

234. Пристрій для захисту площадки кар'єру: патент на корисну модель 102008, Україна: МПК E21C41/00, E01F7/00 / Дриженко А.Ю., Анісімов О.О., Молдабаєв С.К. № u2015 03681; заявл. 20.04.15; опубл. 12.10.15. Бюл. №19.

235. Спосіб відкритої розробки крутоспадних родовищ корисних копалин: патент на винахід 122149 UA: МПК E21C41/26 / Анісімов О.О., Черняєв О.В. №a 2018 00718; заявл. 25.01.2018; опубл. 25.09.20, Бюл.№18.

236. Анисимов О.А. Формування бортів глибокого кар'єру крутими шарами // Збірник наукових праць НГУ. 2018. №55. С. 8-17.

237. Спрогіс В.С., Анісімов О.О. Комп'ютерне моделювання формування внутрішнього відвалу в умовах кар'єру Полтавського ГЗК // *«Молодь: наука та інновації»*: матеріали V Всеукраїнської науково-технічної конференції студентів, аспірантів і молодих вчених, Дніпро, 2017. Т.1. С. 72-73

ДОДАТКИ

Додаток А. Дослідження залежності висоти тимчасово неробочих уступів (ТНУ) від коефіцієнта запасу стійкості для уступів різної висоти

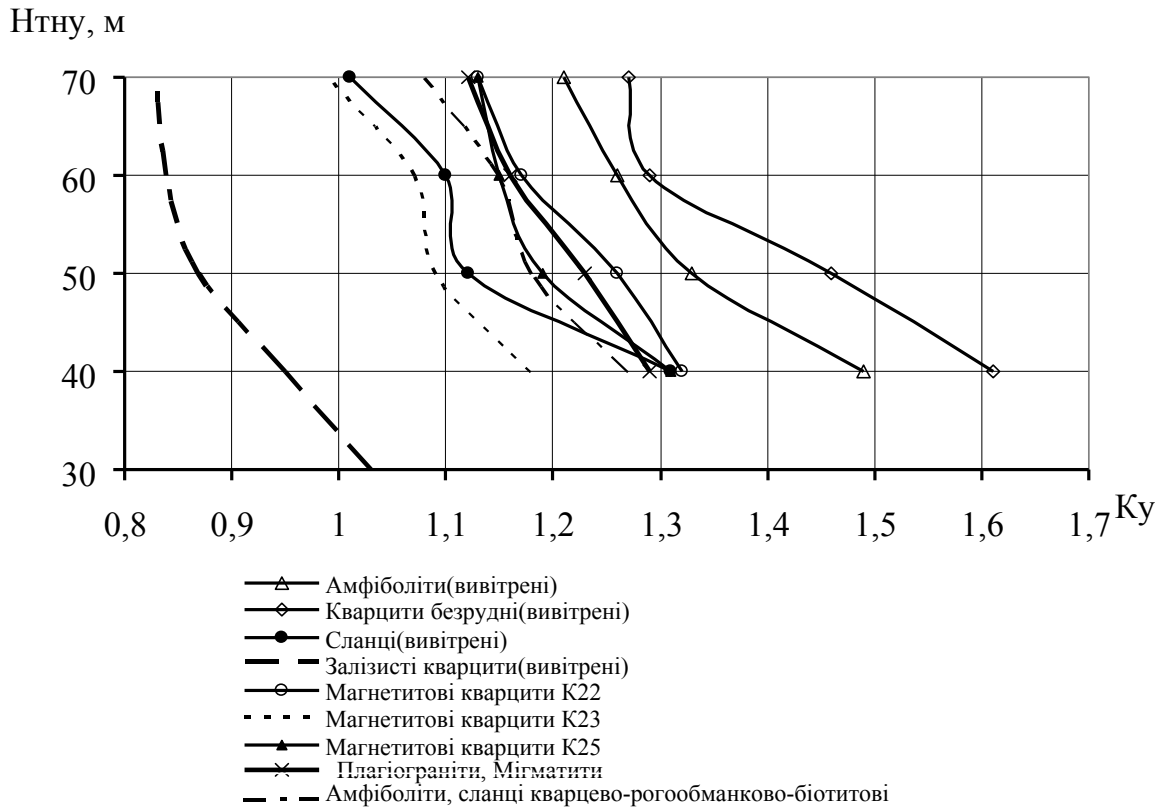


Рис. А.1. Графік залежності висоти ТНУ від коефіцієнта запасу стійкості при висоті уступів 10 м

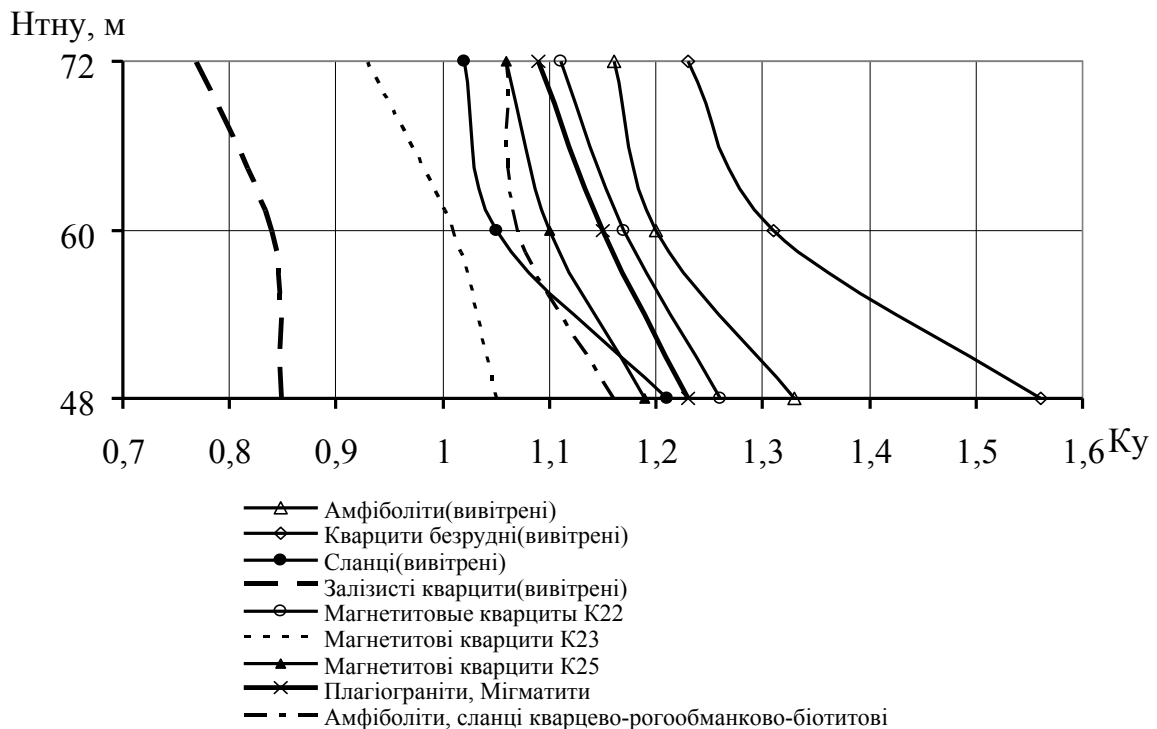


Рис. А.2. Графік залежності висоти ТНУ від коефіцієнта запасу стійкості при висоті уступів 12 м

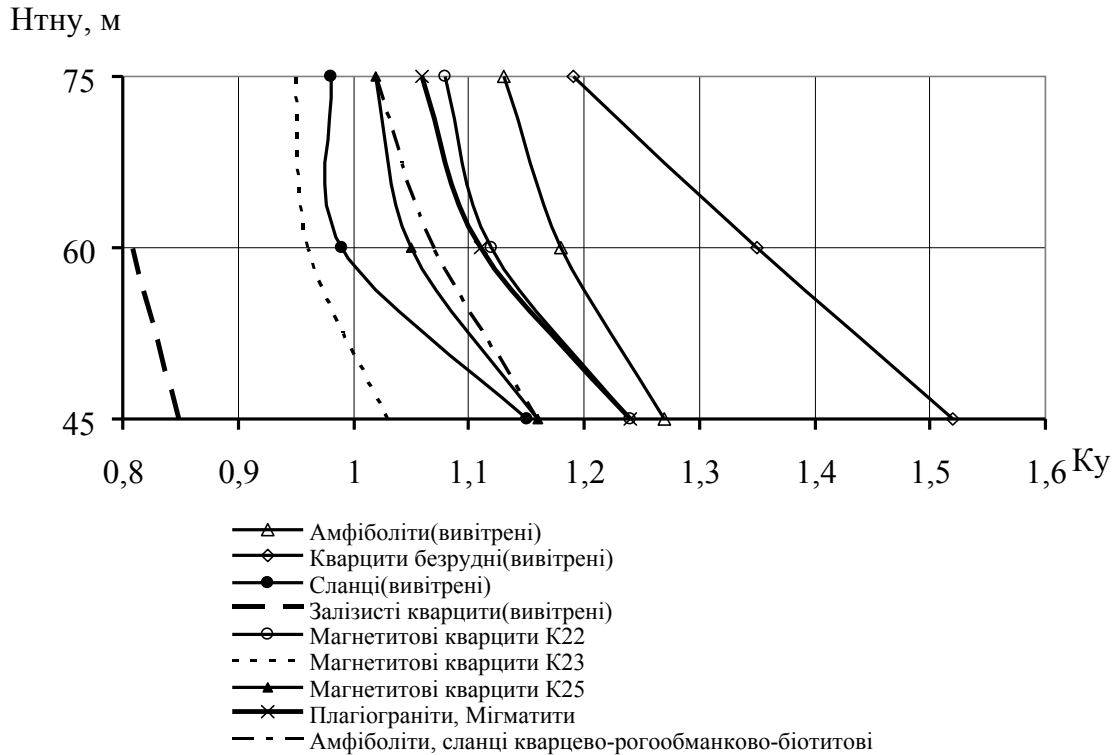


Рис. А.3. Графік залежності висоти ТНУ від коефіцієнта запасу стійкості при висоті уступів 15 м

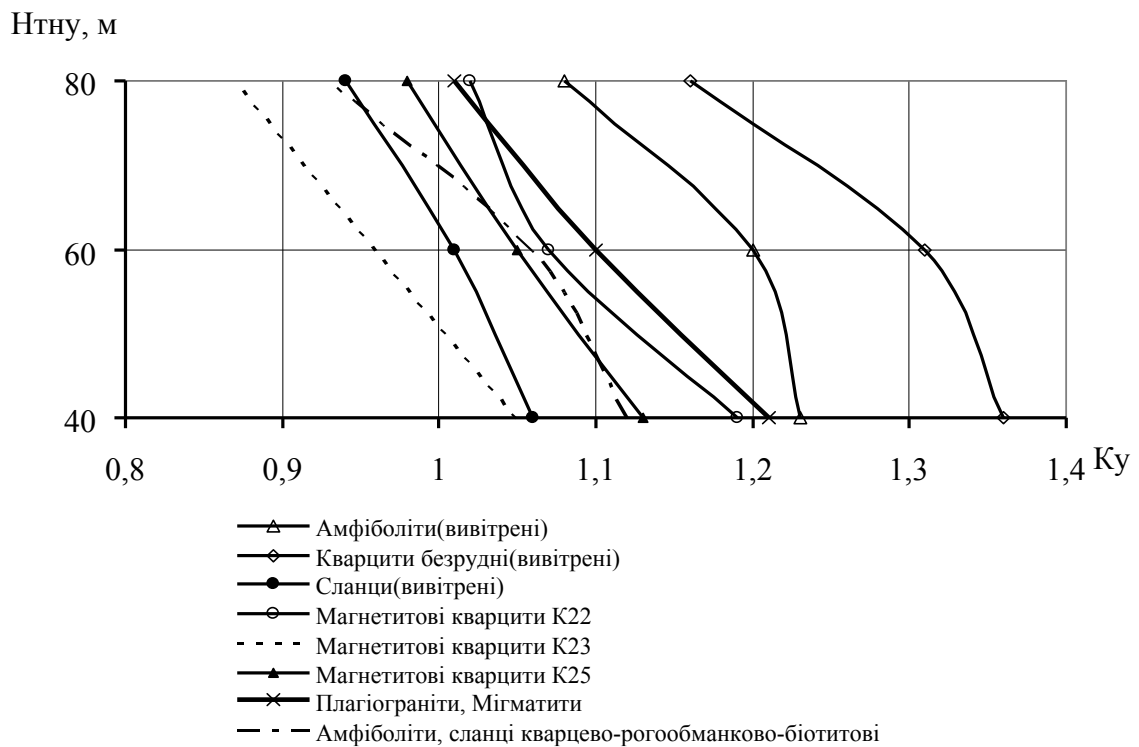


Рис. А.4. Графік залежності висоти ТНУ від коефіцієнта запасу стійкості при висоті уступів 20 м

Акт про використання результатів дисертаційної роботи



ЗАТВЕРДЖУЮ

Директор НДГРІ КНУ

к.т.н., проф.

Бабець Є.К.

« 02 » 2020р.

АКТ

про використання результатів дисертаційної роботи

к.т.н. Анісімова Олега Олександровича

«Наукові основи визначення схем відпрацювання крутонахилених шарів і складування порід розкриву на залізородному кар'єрі»

Результати роботи спрямовані на вирішення актуальної наукової і прикладної проблеми розробки та обґрунтування технологічних схем відпрацювання порід розкриву у бортах крутонахиленими шарами при інтенсивному формуванні робочої зони залізородних кар'єрів та внутрішньому відвалоутворенні. Отримані результати було використано в умовах кар'єрів №2-біс, №3 та №1 ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» при виконанні робіт за договором №84 від 17.01.2020р. НДГРІ КНУ:

- дослідження можливих схем розробки порід розкриву і складування в умовах кар'єру №1;
- порівняння існуючих технологічних схем і визначення їх переваг і недоліків;
- дотримання умов визначення безпечних умов проведення гірничих робіт;
- рішення щодо реалізації технологічних схем в умовах кар'єрів, що розробляють залізородні родовища і здійснюють засипку глибокого кар'єру №1 внутрішнім відвалом.

Зазначені результати були використані при складанні звіту НДР і в подальшому будуть використані при підготовці робочого проекту розробки кар'єрів №2-біс і №3. Використання запропонованих технологічних схем дозволять виймати породи розкриву і складувати їх у вироблений простір глибокого кар'єру із врахуванням безпечного ведення гірничих робіт.

Відповідальний виконавець,

Провідний науковий співробітник, к.г.-м.н.,

О.Ю. Грицай

Довідка

від 04 червня 2018 р.

про використання рекомендацій науково-дослідної роботи О.О. Анісімова «Методи і технології формування бортів крутонахиленими шарами по породах розкриву» на ОАО «Полтавський ГЗК».

В рекомендаціях здійснено обґрунтування послідовності розробки бортів глибоких кар'єрів, що з урахуванням існуючого положення гірничих виробок кар'єру Полтавського ГЗК є важливим. Наведена методика визначення доцільного кута напрямку розвитку гірничих робіт за глибиною. Встановлено показники поглиблення дна кар'єру Полтавського ГЗК при етапному відпрацюванні крутонахиленими шарами. Встановлено, що кут поглиблення на кожному етапі змінюється від 66 до 62 градусів.

Встановлені залежності темпу зниження робочої зони по породах розкриву від темпу зниження видобувних робіт до проектного значення дна кар'єру, за якими можна в часі прогнозувати об'єми та напрямки виймання гірничої маси. Встановлено, що основним показником, що може зв'язати ці значення, є час відпрацювання горизонту на дні кар'єра, за який необхідно перемістити крутонахилений шар зверху донизу.

В умовах обмеженого простору робочої зони при формуванні крутонахилених виймальних шарів на діючому кар'єрі ПГЗК раціонально застосувати одну із технологічних схем, яка забезпечує послідовний розвиток кар'єрного поля, що намічена до впровадження в робочому проекті та при плануванні гірничих робіт. Отримані схеми і показники експлуатації гірничотранспортного устаткування дозволяють виконати попередню оцінку комплексу обладнання, а також послідовність відпрацювання розкривних уступів при формуванні крутонахилених виймальних шарів.

Встановлено, що коефіцієнт запасу стійкості тимчасово неробочих ділянок висотою від 30 до 80 м в прибортових масивах порід кар'єру Полтавського ГЗК змінюється в межах від 0,8 до 1,6. Оптимальним можна

вважати число уступів із 1-2 од., які об'єднують в один укiс у верхній зоні кар'єру до глибини 30 м. Укiс тимчасово неробочих ділянок борту кар'єра на глибині 30-75 м слід формувати з 2-3 уступів, а нижче зазначених глибин – не більше 4 уступів.

Безпечне формування укосів є пріоритетним напрямком розвитку гірничих робіт. Згідно розрахунків, при формуванні укосів з кутами від 70 до 75 градусів, при визначеній висоті уступів і тимчасово неробочих їх ділянок, встановлюються параметри необхідної ширини уловлювальної площадки в основі укосів і висота протиобвальної уловлювальної конструкції в умовах відпрацювання крутонахилених виймальних шарів. Згідно рекомендацій безпечна зона від падіння брил перебуває на відстані 3,96 м від нижньої брівки, а висота уловлювальної конструкції повинна бути не менш 2,37 м.

Використання розроблених методів і схем формування крутонахилених шарів дозволять у порівнянні з існуючою технологією удосконалити гірничі роботи на кар'єрі Полтавського ГЗК і підвищити безпеку ведення робіт на нижніх горизонтах.

В.о. Першого заступника
Голови Правління ПрАТ «ПЗК»

Заступник начальника
технічного відділу ПрАТ «ПЗК»



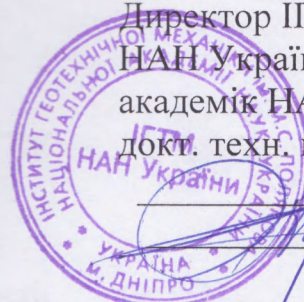
О.Г. Борисевич

Д.В. Вінівітін

ЗАТВЕРДЖУЮГолова Правління ПрАТ
«Полтавський ГЗК»

Лотоус В.В.

17.09 20 18 р.

ПОГОДЖЕНОДиректор ІГТМ ім. М.С. Полякова
НАН України
академік НАН України,
докт. техн. наук., проф.

А.Ф. Булат

05.09 20 18 р.

ПОГОДЖЕНОПроректор з наукової роботи НТУ
«Дніпровська політехніка»
член-кореспондент НАН України,
докт. техн. наук.

О.С. Бешта

07.09 20 18 р.

МЕТОДИКА**«Формування бортів крутонахиленими шарами при
відпрацюванні глибоких кар'єрів»**

Дніпро-Горішні Плавні, 2018

РОЗРОБНИКИ

Заступник начальника
технічного відділу ПрАТ «ПГЗК»



Д.В. Вінівітін

Зав. кафедрою ВГР
НТУ «Дніпровська політехніка»,
докт. техн. наук., проф.



Б.Ю. Собко

Професор кафедри ВГР
НТУ «Дніпровська політехніка»,
Лауреат Державної премії України,
докт. техн. наук, проф.



А.Ю. Дриженко

Доцент кафедри ВГР
НТУ «Дніпровська політехніка»,
канд. техн. наук., с.н.с.



О.О. Анісімов

С.н.с. відділу геомеханічних основ
технологій відкритої розробки родовищ
ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України
канд. техн. наук., с.н.с.



О.А. Бубнова

Зміст

ВСТУП

Вступ	4
1 Обрунтування послідовності розробки бортув глибоких кар'єрів	5
2 Методика визначення напрямку поглиблення дна кар'єру	11
3 Технологічні схеми при відпрацюванні крутонахиленими шарами	21
4 Число розкривних шарів і видобувних уступів у робочій зоні кар'єру	33
5 Безпека ведення гірничих робіт. Методика визначення висоти уловлювального валу при падінні шматка породи на ділянці борту кар'єру	36
6 Рекомендації з відпрацювання кар'єру крутонахиленими виймальними шарами із різними комплексами механізації	46
7 Системне методичне забезпечення оперативного планування гірничих робіт	48
Використанні джерела	55
Додаток А. Залежності висоти тимчасово неробочих уступів (ТНУ) від коефіцієнта запасу стійкості для уступів різної висоти ПГЗК	56

Існуючі проекти гірничих робіт передбачають їх розробку до глибини 500...700 м. При експлуатації глибоких кар'єрів поряд з видобутком руди основний обсяг гірської маси припадає на виймання порід розкриву. При цьому переважними у їх складі є скельні різновиди. Статистика і практика відпрацювання глибоких кар'єрів показує, що для зменшення обсягів виймання порід розкриву борти кар'єрів відбудовують із постановкою в тимчасово неробоче положення – етапами.

Гірничі роботи на глибоких кар'єрах виконують із виділенням етапів (черг), які враховують положення робочої зони на певний період часу, як по глибині, так і у плані. Виділення етапів, у свою чергу, дає можливість формувати внутрішні тимчасові або постійні відвали в процесі розвитку гірничих робіт. Одночасне виймання порід розкриву та їхнє складування в межах виробленого простору глибоких кар'єрів дозволяють на певному етапі їхнього розвитку зберегти від порушення величезні площі орних земель на поверхні.

У обставинах, що склалися, технологія відпрацювання порід розкриву крутонахиленими шарами є найбільш перспективною, тому що дозволяє в прискореному режимі підготувати до розробки запаси руди, забезпечити своєчасне виймання порід розкриву і дає можливість сформувати внутрішній відвал у виробленому просторі.

Роботу виконано в рамках Договору про співпрацю між Національний гірничий університет та Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України від 30 травня 2016.

1. Обґрунтування послідовності розробки бортів глибоких кар'єрів

Відпрацювання кар'єрного поля може здійснюватися за умови забезпечення транспортного зв'язку між поверхнею і діючими вибоями. Наявність споруджуваних або діючих з'єднів буде визначати подальший напрямок розвитку гірничих робіт діючих і проєктованих ділянок глибокого кар'єру. На теперішній час багато глибоких кар'єрів опинилися в умовах, коли видобувались значні об'єми руди з відставанням відкриття борту розкриття. При цьому заборговування об'ємів борту розкриття здійснювалося за рахунок створення тимчасово неробочих бортів в кар'єрі. У той же час, планування розвитку гірничих робіт на глибоких кар'єрах та їх наступне відпрацювання можливе по декількох напрямках.

Відпрацювання кар'єрів за *стандартною* технологією розвитку гірничих робіт по породам розкриття з бортами, поставленими у тимчасово неробоче положення. Для цього необхідно відпрацювання верхніх горизонтів у напрямку до проєктивних граней кар'єру з послідовним залученням нижніх горизонтів до експлуатації. Це досить тривалий період, що передбачає розкриття і підготовку нових запасів корисної копалини (рис. 1.1). Окрім фактора часу, дана технологія характеризується капітальними витратами, що постійно збільшуються, у період будівництва нових з'єднів, вимагає відкриття значних об'ємів борту розкриття у верхній зоні кар'єру. Відбувається поступове виположування борту. При відносно безпечному веденні гірничих робіт підготовка запасів корисної копалини буде здійснена тільки після відпрацювання самого нижнього розкриттєвого горизонту. На рис. 1.1 він представлений позицією 14. Після посування ділянки робочого борту кар'єра в положення, з якого починають формування нормальних площадок на уступах, реконструкція вважається закінченою і відбувається планова експлуатація родовища.

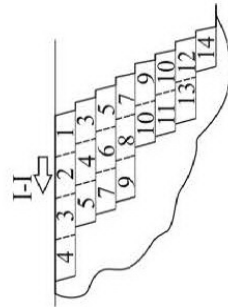


Рис. 1.1. Технологічна схема ведення гірничих робіт при стандартному відпрацюванні борту, що поставлений у граничне положення: позиції 1...14 - послідовність відпрацювання горизонтів.

Розвиток гірничих робіт при послідовному розширенні робочих площадок на кожному горизонті кар'єру відбувається в порядку, показаному на рис. 1.2. Спочатку відпрацьовується порода на першому горизонті з наступним залученням до розробки нижніх. На останньому етапі розвитку

гірничих робіт відкриття борту розкриття здійснюють тільки на трьох горизонтах. При цьому відкриття об'єми Q_1, Q_2, Q_3 , які складають загальний об'єм відкриття V .

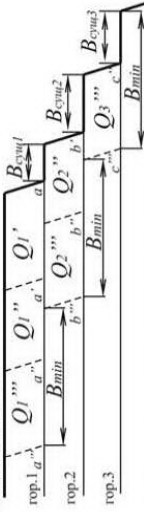


Рис. 1.2. Порядок розвитку гірничих робіт з відкриттям борту розкриття при розширенні площадок до мінімально необхідних розмірів.

Якщо на ділянці борту довжиною L_m , що має k зменшених робочих площадок $B_{срм,1}, B_{срм,2}, B_{срм,k}$, потрібно створити мінімально припустимі робочі площадки B_{min} , то на кожному уступі висотою H_1, H_2, \dots, H_k необхідно відкрити об'єми V_1, V_2, \dots, V_k (м³) [1]. Щоб створити робочу площадку шириною B_{min} на горизонті k , на верхньому уступі необхідно відкрити об'єм розкриття, що визначається з формули

$$V_k = k \cdot B_{min} \cdot \sum_{i=1}^k H_i \cdot L_m$$

Загальний об'єм борту розкриття $\sum_{k=1}^k V_k$ (м³), що відкриття при розширенні на ділянці L_m визначається з рівняння

$$\sum_{k=1}^k V_k = V_1 + V_2 + \dots + V_k = (B_{min} - B_{срм,k}) \cdot H_k \cdot L_m + [2B_{min} - (B_{срм,k} + B_{срм,k-1})] H_{k-1} \cdot L_m + [kB_{min} - (B_{срм,1} + B_{срм,2} + \dots + B_{срм,k})] H_{k-1} \cdot L_m$$

Період реконструкції кар'єру (місяців), що має k зменшених робочих площадок, визначається з виразу

$$t_p = t_1 + t_2 + t_3 + \dots + t_k$$

де $t_1, t_2, t_3, \dots, t_k$ – тривалість розширення 1-го, 2-го, ..., k -го горизонтів відповідно, місяців.

Час t_1 , необхідний для відпрацювання об'єму Q_1 на першому горизонті, складається із часу $t_{срм}$ і $t_{осн}$. Час $t_{срм}$ (місяців) визначається залежно від числа екскаваторів n_1 і їх продуктивності $Q_{осн}$ (м³) і в так по всіх горизонтах

$$t_{осн} = \frac{Q_1}{n_1 \cdot Q_{осн}}$$

Додатковий час $t_{осн}$ (місяців) потрібен для здійснення комплексу допоміжних робіт, тому що розвал підірваної гірської маси, завичай, перекриває робочу площадку доти, поки її ширина не досягне певних

розмірів. Якщо застосовується варіант із попереднім проведенням транспортної смуги після масового вибуху (запізнений транспорт), то

$$t_{\text{дон}} = \frac{Q_{\text{пер}}}{Q_{\text{мес}}}$$

де $Q_{\text{пер}}$ – об'єм переескавації, м³,

$$Q_{\text{пер}} = \eta_{\text{пер}} \cdot Q_1,$$

де $\eta_{\text{пер}}$ – усереднений коефіцієнт переескавації.

Таке ведення гіричних робіт може значно знизити темп поглиблення кар'єру і час на відпрацювання запасів корисних копалин. При розширенні вузьких робочих площадок з відпрацюванням першої ескаваторної заходки тушковим вибосом тривалість (місяців) формування робочої площадки $B_{\text{сум}}$ на першому горизонті до B_{min} визначається за формулою [1]

$$t_k = \frac{Q_k}{\eta_b \cdot c_{\text{зсп}} \cdot Q_{\text{мес}}}$$

де $c_{\text{зсп}}$ – усереднений коефіцієнт зниження продуктивності ескаваторів при відпрацюванні першої заходки тушковим вибосом.

При відпрацюванні уступу за звичайною схемою транспортний зв'язок забезпечується за рахунок формування широких площадок і наявних з'їздів. Широка площадка містять у собі транспортну смугу із наскрізним проїздом. Формування й підтримка таких площадок збільшує об'єм виймання порід розкриття. При веденні підвирних робіт ці смуги пересічаються розвалом розпуленої породи, однак забезпечують безпечну роботу нижчележачих горизонтів.

Відпрацювання бортів кар'єру кривими виймальними шарами з формуванням двох з'їздів із протилежних сторін горизонту, характеризується тим, що на нижньому горизонті забезпечується доступ до вибосу, а на верхньому – до бурового блоку (рис. 1.3). Основним недоліком даної технологічної схеми відпрацювання є зменшування на довжину з'їздів із двох сторін протяжність робочого фронту преських робіт на кожному наступному горизонті.

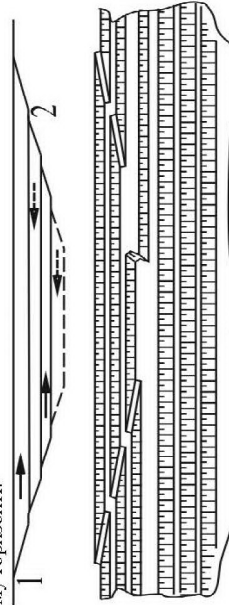


Рис. 1.3. Технологічна схема відпрацювання порід розкриття кривоначиленим виймальним шаром при формуванні двох з'їздів із протилежних сторін горизонту. 1, 2 - послідовність відпрацювання уступів.

Якщо на ділянці борту довжиною L_m що має k зменшених робочих горизонтів із ширяною існуючих площадок $B_{\text{сум}1}, B_{\text{сум}2}, \dots, B_{\text{сум}k}$, потрібно створити площадку з мінімально припустимою шириною B_{min} , то на кожному уступі висотою h_1, h_2, \dots, h_k необхідно виділити об'єми порід V_1, V_2, \dots, V_k (м³). Визначення цих об'ємів здійснюється за формулою

$$V_k = (B_{\text{min}} - B_{\text{сум}k}) \cdot h_k \cdot \left(L_m - 2 \cdot \frac{1000h_k}{i_p} \right),$$

де i_p – робочий ухил граєи, ‰.

Загальний об'єм розкриття $\sum_k V_k$ (м³), що виймається при розширенні ділянки довжиною L_m складає

$$\begin{aligned} \sum_k V_k = & V_1 + V_2 + \dots + V_k = (B_{\text{min}} - B_{\text{сум}1}) \cdot h_1 \cdot \left(L_m - 2 \cdot \frac{1000h_1}{i_p} \right) + \\ & + (B_{\text{min}} - B_{\text{сум}2}) \cdot h_2 \cdot \left(L_m - 4 \cdot \frac{1000h_2}{i_p} - 2 \cdot l_o \right) + \dots + \\ & + (B_{\text{min}} - B_{\text{сум}k}) \cdot h_k \cdot \left(L_m - (2 \cdot k) \cdot \frac{1000h_k}{i_p} - 2 \cdot k \cdot l_o \right), \end{aligned}$$

де l_o – довжина горизонтальних транспортних площадок на граєи, м. Час $t_{\text{зсп}}$, необхідний для відпрацювання об'єму V_k на кожному горизонті, складається із часу $t_{\text{зсп}k}$ і $t_{\text{зсп}}$. Час $t_{\text{зсп}}$ (місяців) визначається з суми об'ємів порід, що виймають при формуванні з'їздів із протилежних сторін на горизонті

$$t_{\text{зсп}} = \frac{V_{\text{схем}a}}{Q_{\text{мес}}},$$

де $V_{\text{схем}a}$ – об'єм порід розкриття, які виймають при будівництві з'їзду, м³.

Загальний час на підготовку і відпрацювання одного горизонту (місяців) складе

$$\sum t_{\text{зсп}k} = \frac{V_k}{\eta_b \cdot Q_{\text{мес}}} + 2 \cdot \frac{V_{\text{схем}a}}{Q_{\text{мес}}}.$$

Формування двох з'їздів, спрямованих назустріч один до одного, надає обмежує можливість ефективної розробки горизонту. При необхідності подальшого поєсування борту з урахуванням довжини з'їздів, частина порід розкриття буде консервуватися під ними. Така технологічна схема може бути використана тільки при відпрацюванні досить вигнутого за простяганням родювища.

Відпрацювання бортів кар'єру шарами з формуванням двох з'їздів і відпрацюванням ескаваторних заходок за принципом двостороннього відпрацювання горизонту у напрямку за годинниковою або проти годинникової стрілки (рис. 1.4).

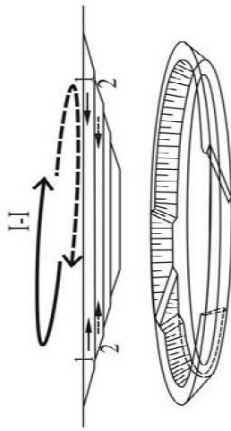


Рис. 1.4. Відпрацьовування бортів кар'єру шарами за принципом будівництва двох з'їздів з відпрацюванням екскаваторних заходок в одному напрямку: 1, 2 - послідовність відпрацювання горизонтів.

Дана технологічна схема передбачає формування двох окремих з'їздів у кар'єрі. Послідовність відпрацювання горизонту представляє собою дію буравчика. При цьому одночасно із двох сторін за годинниковою або проти годинникової стрілки здійснюється формування робочої площадки на горизонті. У міру відпрацювання одного кильця нарізають нові з'їзди і відпрацьовують нижчележачий горизонт.

Відпрацювання захожок за принципом двостороннього заїзду на горизонт дозволяє формувати два (або декілька) незалежних вангаторгостогі у кар'єрі. При цьому вони забезпечують вангаторгостортний зв'язок між горизонтами, екскаваторними і буропідрирними блоками з різних сторін. Дана технологія відпрацювання крутих виймальних шарів вимагає наявності широких робочих площадок, що дозволяють транспортувати греску масу і розмішувати на них розвал породи при веденні буропідрирних робіт. При залученні до розробки декількох таких гвинтових кильць підвищуються вимоги до безпеки робіт, виникає необхідність формування смуги безпеки на площадці ведення буропідрирних робіт.

Загальний об'єм порід розкрити $\sum_{k=1}^k V_{\text{об}} \text{ (м}^3\text{)}$, що виймається при розширенні ділянки довжиною L_m за схемою, що представлена на рис. 1.5, визначається за формулою

$$\sum_{k=1}^k V_k = V_1 + V_2 + \dots + V_k = \sum B_{\text{шир}} \cdot h_{k-1} \cdot \left(P_k - \frac{1000h_k}{i_p} - 2 \cdot l_k \right)$$

де P_k – довжина периметру k горизонту, м; h_k – горизонтальні транспортні площадки на трасі, м.

Формування борту кар'єра крутонахиленими виймальними шарами із човниковим *переміщенням вибою* (рис. 1.5) передбачає відпрацювання масиву з розміщенням транспортної площадки на верхньому уступі, а робочої – на нижньому. На першому етапі відпрацювання уступу гірничі виробки переміщують в одному напрямку. Потім на тому ж горизонті, відпрацьовується транспортна площадка зі зворотнім поєднанням заходки. При цьому, основним недоліком такої схеми є необхідність забезпечення

безпеки робіт обладнання у зоні, що прилягає до борту кар'єра при відпрацюванні нижніх горизонтів. Транспортний зв'язок між горизонтами вимагає постійної зміни положення з'їздів у зв'язку зі зникненням гірничих робіт. З'їзди відбудовують у торці кар'єру. Схема може бути використана при будь-якій формі рельєфу.

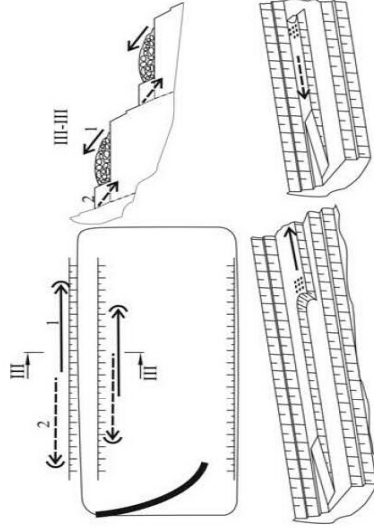


Рис. 1.5. Схема відпрацювання бортів кар'єру крутими виймальними шарами із човниковим переміщенням вибою: 1, 2 - напрямки і послідовність відпрацювання порід розкрити на окремому горизонті.

Представлена технологічна схема із човниковим переміщенням вибою має ряд переваг. При її реалізації немає необхідності утримувати додаткові транспортні комунікації для переміщення обладнання на поверхню з боку верхнього уступу. У цьому випадку досить мати один заїзд у кар'єр.

Порівнюючи значення із наведених вище мінімальних розмірів ширини робочої площадки P_p , приймається найбільше за умовою роботи екскаватора або маневрування автосамосквду.

Загальний об'єм розкрити $\sum_{k=1}^k V_{\text{об}} \text{ (м}^3\text{)}$, що виймається при розширенні ділянки довжиною L_m складає

$$\sum_{k=1}^k V_k = V_1 + V_2 + \dots + V_k = \sum B_p \cdot h_{k-1} \cdot \left(\frac{1000h_k}{i_p} \right)$$

де P_p – ширина шару, що відпрацьовується, м.

У якості прикладу щодо відпрацювання порід розкрити за розглянутими схемами в кар'єрі із проєкцією 700 м та поточною глибиною 400 м, що має зменшені площадки шириною 40 м і строєні уступи. Найбільші об'єми виймання порід розкрити відповідають звичайній схемі розконсервації (див. рис. 1.2). Поступовий рознос бортів за звичайною схемою найбільш трудомісткий і має значні часові показники.

Відпрацювання горизонту зустрічними з'їздами (див. рис. 1.3) веде до зменшення зони дії екскаваторів, що надалі потребує відпрацювання тільки однієї з ділянок із з'їздами. Відпрацювання кар'єру при поточній глибині 400 м можливо тільки до глибини 195 м. Таке положення можливе лише на деяких ділянках кар'єру.

Найбільш перспективними схемами ведення робіт є відпрацювання порід розкриву кругонахиленими виймальними шарами з формуванням з'їздів і відпрацюванням екскаваторних захонок за принципом двосторонньої нарізки в одному напрямку (див. рис. 1.4) та за човниковою схемою (див. рис. 1.5).

2. Методика визначення напрямку поглиблення дна кар'єру і темпу зниження кругонахиленого шару

На початковому етапі експлуатації кругонахилоного родовища з урахуванням наявної механізації гірничих робіт визначають параметри уступу. Як відомо, розробка нового горизонту починається із проведення капітальної і розрізної траншеї на висоту уступу. Для обрання напрямку розробки кар'єрного поля в глибину необхідно орієнтуватися на середню поздовжню покладу на визначеному горизонті. У більшості випадків розрізну траншею орієнтують у плані по простяганню покладу. При відпрацюванні кругонахилоного покладів бажано орієнтувати і розташовувати середню траншею уздовж вісі простягання родовища. Таке положення дає можливість рівномірно виконувати розкривні роботи і часно здійснювати підготовку покладу корисної копалини до виймання.

При розгляді родовища як об'єкту, на кожному етапі його відпрацювання слід визначити доцільний напрямок розвитку гірничих робіт у глибину. Для цього можливо скористатися поздовжніми і поперечними розрізами родовища. У випадку, якщо родовище має неправильну форму або у ньому є геологічні порушення, це дозволить уникнути помилок і визначити напрямок розвитку гірничих робіт по в'язкому розкривному блоку на горизонті. Визначення кута напрямку розвитку кожного окремого етапу по глибині дозволить визначити у цілому об'єми виймання порід розкриву у межах кар'єрного поля з боку висячого і лежачого боків родовища.

Методика визначення доцільного кута напрямку розвитку гірничих робіт за глибиною полягає в наступному:

- для виконання виймальних робіт слід зробити аналіз поперечних і поздовжніх розрізів родовища до кінцевої глибини його розробки;
- визначають положення гірничих робіт при черговому розкриві кожного горизонту з урахуванням висоти уступу;
- знаходять середню лінію на певній площадці горизонту, до якої приймуть параметри траншеї (кути закладення і укоси, ширину дна траншеї). Середня точка дна траншеї в поперечному розрізі є точка, відносно якої, встановлюється напрямок розвитку гірничих робіт за глибиною наступного горизонту;

- визначають кути падіння покладу з боку висячого і лежачого боків родовища на нижньому горизонті, знаходять їх середні значення по двох найближчих розрізах;

- з урахуванням етапності розвитку гірничих робіт виникає необхідність у визначенні напрямку розвитку гірничих робіт із глибиною. У цьому випадку слід враховувати всі середні кути напрямку розвитку гірничих робіт у межах кожного етапу по глибині;

- для об'єднання напрямку поглиблення кар'єра в межах етапу на об'ємній фігурі визначають на найближчих розрізах значення кутів укосу і знаходять їх середню величину.

Графічно дана методика наведена на рис. 2.1, 2.2, 2.3. Так, на рис. 2.1 зображені два найближчих геологічних розрізи родовища. Якщо при відпрацюванні родовища його поділяють на окремі ділянки, то визначення напрямку поглиблення на них провадиться за середнім значенням кута падіння покладу по кожному етапу відпрацювання. Етапи формують по глибині для даних розрізів з однаковими позначками поверхні. Якщо родовище має ідеальну форму і постійний кут падіння, то для визначення напрямку його поглиблення досить знати кут падіння покладу. У випадку, якщо родовище має горизонтальну потужність по падінню і кут падіння покладу, що змінюється з боку висячого і лежачого боків, те необхідно графічно або аналітично визначити напрямок поглиблення. При цьому напрямок поглиблення пропонується визначати по розрізах у межах блоків, що утворюють ці розрізи.

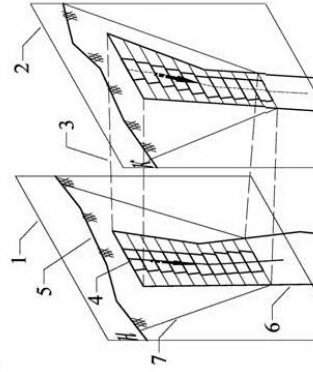


Рис. 2.1. Схема для розрахунку середнього кута напрямку відпрацювання кругонахилоного родовища: 1 і 2 – відповідно найближчі розрізи n і k ; 3 - проєкція блоків, що враховує відстань між розрізами; 4 - положення дна траншеї при відпрацюванні кругонахиленими шарами; 5- поверхня землі; 6 - зображення покладу на розрізі; 7 - границя кар'єрного поля на розрізі.

На рис. 2.2, а показано, як змінюються площі крутонахилених шарів при відпрацюванні етапів. Зміна кута падіння поклада веде до зміни площі, що формується крутонахиленими шарами, і відповідно, змінюються об'єми вибавання порід розриву у межах етапу. Так, виходячи із зображення, на початковому етапі видобування корисної копалини для подальшого розвитку гірничих робіт слід вибавити породи розриву зі сторони висячого боку V_{n1} . У той же час роботи зі сторони лежачого боку в цей момент відбуваються не будуть. І тільки на третьому і четвертому етапі поглиблення залучаються до розробки породи V_{n3}, V_{n4} .

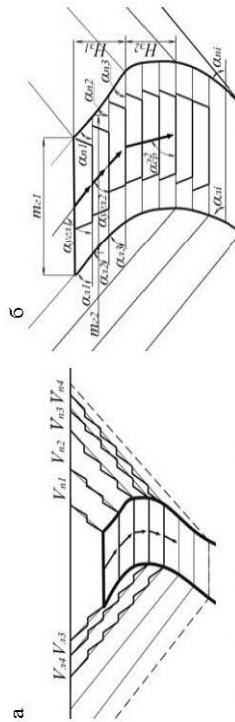


Рис. 2.2. Схеми поглиблення дна кар'єру при розробці пластового родовища: а - загальна схема, що роз'яснює розподіл об'ємів порід розриву при відпрацюванні крутонахиленими шарами; б - параметри поклада, що дозволяють визначити кут напрямку поглиблення кар'єрного поля при відпрацюванні його крутонахиленими шарами.

Аналітичні залежності визначення напрямку поглиблення кар'єру отримані на основі аналізу схеми, що представлена на рис. 2.2, б. Порядкок їх наступний:

1. Визначається початкове положення точки поглиблення на першому розрізі (маркуємо його «Н») і на другому, найбільшому до нього (маркуємо його «К»):

$$I_{сп1}^N = \frac{m_{сп1}^N}{2}; I_{сп2}^N = \frac{m_{сп1}^N}{2}; \dots; I_{спk}^N = \frac{m_{спk}^N}{2},$$

$$I_{сп1}^K = \frac{m_{сп1}^K}{2}; I_{сп2}^K = \frac{m_{сп2}^K}{2}; \dots; I_{спk}^K = \frac{m_{спk}^K}{2},$$

де $I_{сп1}^N, I_{спk}^N$ - положення середньої точки відносно потужності пласту на певному i -м горизонті, відповідно для першого і другого розривів, м.

$m_{сп1}^N, m_{спk}^N$ - горизонтальна потужність рудного пласта на i -м горизонті, відповідно для першого і другого розривів, м.

2. Визначається кут напрямку поглиблення горизонту на двох суміжних розрізах, як середнє значення кутів падіння поклада зі сторін висячого і лежачого боків:

$$\alpha_{сп1}^N = \frac{\alpha_m^N + \alpha_{сп1}^N}{2}; \quad \alpha_{сп1}^K = \frac{\alpha_m^K + \alpha_{сп1}^K}{2},$$

де α_m^N, α_m^K - кут падіння родовища від правої і лівої границі на першому розрізі, град;

$\alpha_{сп1}^N, \alpha_{сп1}^K$ - кут падіння родовища від правої і лівої границі на другому розрізі, град.

3. При поетапному формуванні кар'єру кут напрямку відпрацювання родовища в межах етапу можна визначити як середнє значення кутів напрямку відпрацювання по горизонтах (градусів)

$$\alpha_{сп,j}^N = \frac{\alpha_{сп1}^N + \alpha_{сп2}^N + \dots + \alpha_{спj}^N}{j}; \quad \alpha_{сп,j}^K = \frac{\alpha_{сп1}^K + \alpha_{сп2}^K + \dots + \alpha_{спj}^K}{j},$$

де j - кількість горизонтів в етапі, од.

4. Визначення кута напрямку поглиблення по блоку в межах етапу. По суті цей кут з'являється у середній частині об'ємного блоку етапу відпрацювання (рис. 2.3) і визначається за формулою

$$\alpha_{сп,j}^{bn,з} = \frac{\alpha_{сп,j}^{N,з} + \alpha_{сп,j}^{K,з}}{2}.$$

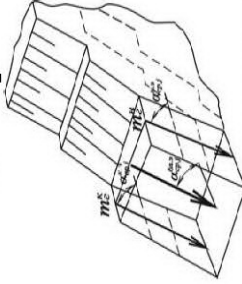


Рис. 2.3. Схема до визначення напрямку розвитку поглиблення кар'єру в блоці.

У якості прикладу для умов Полтавського ГЗК були визначені кути падіння залізорудного родовища по висячому і лежачому бокам (рис. 2.4).

Висота кожної ділянки етапу визначається окремо з урахуванням об'єму робіт і довжини робочої зони на горизонті (рис. 2.5, а). Використовуючи формулу для визначення часу відпрацювання ділянки етапу t (зм) одержуємо:

$$t_1 = \frac{l_1 \cdot \text{Ш}_{\text{пр}} \cdot H_1}{Q_s^e}; \quad t_2 = \frac{l_2 \cdot \text{Ш}_{\text{пр}} \cdot H_2}{Q_s^e}; \quad \dots; \quad t_n = \frac{l_n \cdot \text{Ш}_{\text{пр}} \cdot H_n}{Q_s^e},$$

де l_n – довжина розкривного фронту уступу на відповідному горизонті, м; H_n – висота ділянки борту кар'єра, який розробляється ґрунтоуступним крутонахиленим шаром, м.

Якщо враховувати що $t_1=t_2=\dots=t_n$, то

$$\frac{l_1 \cdot \text{Ш}_{\text{пр}} \cdot H_1}{Q_s^e} = \frac{l_2 \cdot \text{Ш}_{\text{пр}} \cdot H_2}{Q_s^e}.$$

Після скорочень $l_1 \cdot H_1 = l_2 \cdot H_2$ висота наступної ділянки в етапі буде становити

$$H_2 = \frac{l_1 \cdot H_1}{l_2} \quad \text{або} \quad H_n = \frac{l_{n-1} \cdot H_{n-1}}{l_n}.$$

Відповідно, величина темпу пониження ґрунтоуступних шарів (м/рік) буде різною

$$v_{e1} = \frac{Q_s^e}{l_1 \cdot \text{Ш}_{\text{пр}}}; \quad v_{e2} = \frac{Q_s^e}{l_2 \cdot \text{Ш}_{\text{пр}}}; \quad \dots; \quad v_{en} = \frac{Q_s^e}{l_n \cdot \text{Ш}_{\text{пр}}}.$$

Для того, щоб визначити середнє значення темпу пониження v_{exp} (м/рік) по кар'єру в цілому використовують формулу

$$v_{\text{exp}} = \frac{v_{e1} + v_{e2} + \dots + v_{en}}{n},$$

де n – кількість етапів при розробці кар'єрного поля, од.

Кар'єр Полтавського ГЗКа розробляє запаси Горинше-Плавинського та Лавриківського родовищ залізистих кварцитів. Гірничі роботи у кар'єрі проводяться на 29 горизонтах (найглибший розкритий горизонт мінус 320 м). Довжина кар'єру по верху складає 6,0 км, ширина у південній частині 2 км, у північній – 1,1 км.

Визначення швидкості пониження круглого шару здійснюється по відомій формулі:

$$v_e = \frac{n^2 \cdot Q_s^e}{L_{ei} \cdot \text{Ш}_{\text{пр}}}, \quad \text{м/рік},$$

де L_{ei} – середня довжина фронту гірничих робіт на i -ом розкривному уступі, м

$\text{Ш}_{\text{пр}}$ – ширина робочої площадки / ширина круглого шару, м.

Мінімальна ширина робочої площадки по скельних породах при однобічному навантаженні в засоби транспорту (рис. 2.6, а) визначається [3]:

$$\text{Ш}_{\text{р-н}} = Z + b_e + C_1 + T + g = 35 \dots 36 \text{ м},$$

відпрацюванні. Темп зниження крутонахиленого шару v_e (м/рік) визначається по відомій формулі:

$$v_e = \frac{n_s^e \cdot Q_s^e}{L_{e\sigma} \cdot \text{Ш}_{\text{пр}}}, \quad (2.3)$$

де $L_{e\sigma}$ – середня довжина фронту гірничих робіт на i -му розкривному уступі, м; $\text{Ш}_{\text{пр}}$ – ширина робочої площадки ґрунтоуступного крутонахиленого шару, м.

Якщо враховувати посування торцевих бортів, то на темп зниження розкривних шарів (м/рік) будуть впливати роботи, пов'язані з їх відпрацюванням. Тоді формула (2.3) приймає вид

$$v_e = \frac{1}{2} \left(\frac{n_s^e \cdot Q_s^e}{L_{e\sigma} \cdot \text{Ш}_{\text{пр}}} + \frac{n_s^e \cdot Q_s^e}{T \cdot (m + H_m \cdot \text{ctg} \beta)} K_{\text{впр}} \right), \quad (2.4)$$

де T – ширина транспортної берми, м; m – горизонтальна потужність покладу, м; H_m – поточна глибина кар'єру, м; β – середній кут укосів бортів кар'єру, град;

$K_{\text{впр}}$ – коефіцієнт, що враховує термін будівництва капітальних з'їздів.

У якості альтернативного, пропонується оцінити варіант визначення ефективності темпу зниження розкривних крутонахилених шарів за середнім їх значенням. Враховуючи, що кожний горизонт має різну довжину і відносно однакову ширину (рис. 2.5, а), а також однотипність застосованого обладнання, об'єм робіт (м³) на кожній ділянці повинен бути однаковим, а висота крутонахилених шарів у групі – різна. Висота кожної ділянки може бути однаковою (рис. 2.5, б) тільки у тому випадку, якщо на верхніх горизонтах ділянок буде задіяна більша кількість виймально-навантажувального обладнання. Оскільки верхні горизонти є більш довгими у порівнянні з нижніми, об'єми на верхніх ділянках будуть більшими, ніж на нижніх.

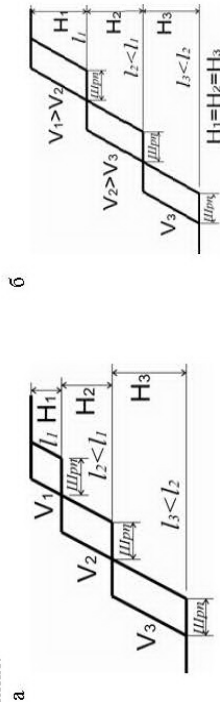


Рис. 2.5. Схема до визначення об'ємів етапу поряд розкриву у ґрунтоуступних крутонахилених шарах при відпрацюванні борту кар'єра: а – при різній висоті крутонахиленого шару ($H_1 < H_2 < H_3$; $V_1 = V_2 = V_3$); б – при однаковій висоті крутонахиленого шару ($H_1 = H_2 = H_3$; $V_1 > V_2 > V_3$).

де Z – ширина призми обваления робочого уступу, м, $Z = 0,15 h = 2,25 \approx 2,3$ м (уточнюється маркшейдером); b_0 – ширина ґрунтового валу, $b_0 = 5,0$ м; C_1 – відстань від підоснови захисного валу до краю площадки для маневрів автосамоскиду при подачі під навантаження, $C_1 = 1,0$ м;

б

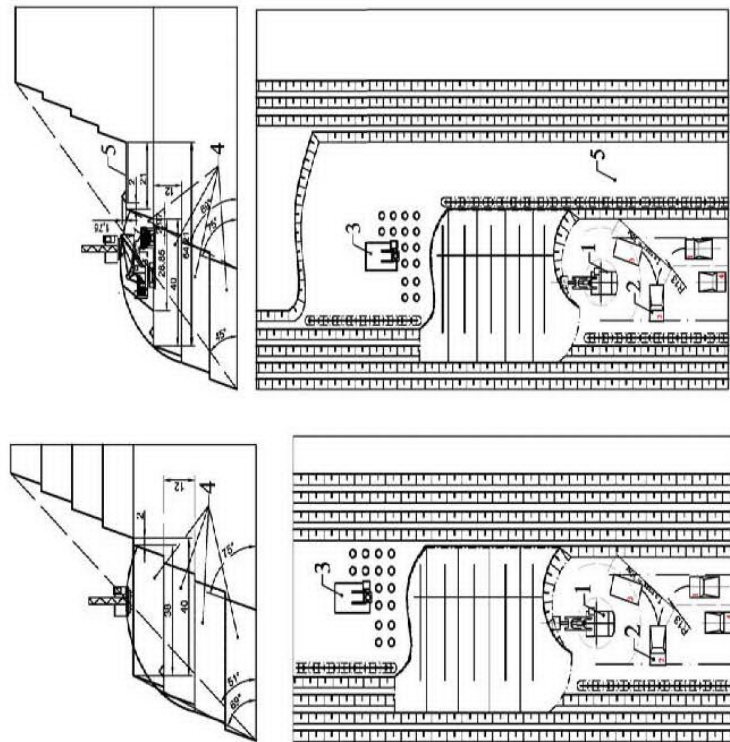


Рис. 2.6. Схема вибою роботи гірничого обладнання при відпрацюванні круглих шарів з мінімальною шириною площадки (а) і з використанням додаткової транспортної площадки (б): 1 – екскаватор; 2 – автосамоскид; 3 – буровий верстат; 4 – уступни круглого шару; 5 – транспортна площадка, що розміщується вище основного робочого горизонту і слугує для переміщення допоміжного транспорту до буропідривного блоку

T – ширина площадки для маневрів автосамоскидів при подачі під навантаження, м. Для автосамоскиду САТ-789С $T = 27$ м; g – відстань між краєм площадки для маневрів автосамоскидів при подачі під навантаження і нижнього брьюкою уступу, $g = 1,0$ м.

Ширина круглого шару з урахуванням транспортної полоси, що розміщується вище основного робочого горизонту і слугує для переміщення допоміжного транспорту до буропідривного блоку (рис. 2.6, б) визначається за формулою

$$Ш_{рк} = Ш_{ри} + h \cdot ctg \alpha + Z + b_0 + 2 \cdot C_1 + \Pi + k = 64 \dots 65 \text{ м,}$$

де Π – транспортна смуга при односторонньому русі і ширині автосамоскиду 2,6 м згідно СНиП 2.05.07.91 приймається не менш $\Pi = 6,0$ м; k – ширина відповідної канави уздовж уступу, $k = 3,5$ м.

Для визначення швидкості пониження гірничих робіт у круглому шарі необхідно визначити продуктивність екскаватору. Для досліджень був обраний існуючий на ПЗК екскаватор ЕХ 3600-5 з ємністю ковша 23 м³. Час роботи екскаватору у зміну складає 12 годин. При цьому продуктивність цього екскаватору з урахуванням поправочного коефіцієнту підчищення вибою бульдозером, (0,97); поправочного коефіцієнту зачищення покривлі корисної копалини (0,9); поправочного коефіцієнту селективної виїмки корисної копалини і наявності негабаритів (10%) – 0,95 складала 17557 м³/змін у при навантаженні у автосамоскиди вантажністю 136 т.

Річна продуктивність екскаватора буде визначатися за формулою

$$Q_{\text{вир}} = Q_0 \cdot n_{\text{см}} \cdot N_{\text{зм}} \cdot K_{\text{к}} = 9164754 \text{ м}^3/\text{рік,}$$

де Q_0 – змінна продуктивність екскаватора, м³; $n_{\text{см}}$ – кількість змін у добу, 3; $N_{\text{зм}}$ – кількість робочих днів у році, 290; $K_{\text{к}}$ – коефіцієнт використання екскаватора, 0,75.

Було розглянуто розробку круглих шарів з шириною площадки від 40 до 70 м і отримані данні обсягів виїмання гірських порід. Об'єми виїмання порід на горизонтах що складають від 1 до 6 з висотою уступів 12 м показані на рис. 2.7.

Об'єми порід при відпрацюванні круглого шару на n-горизонтах з висотою уступу 12 м

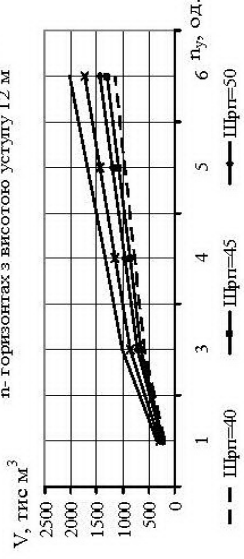


Рис. 2.7. Об'єми порід при відпрацюванні круглих шарів з висотою уступу 12 м. n – кількість уступів (горизонтів), що формують у круглому шарі

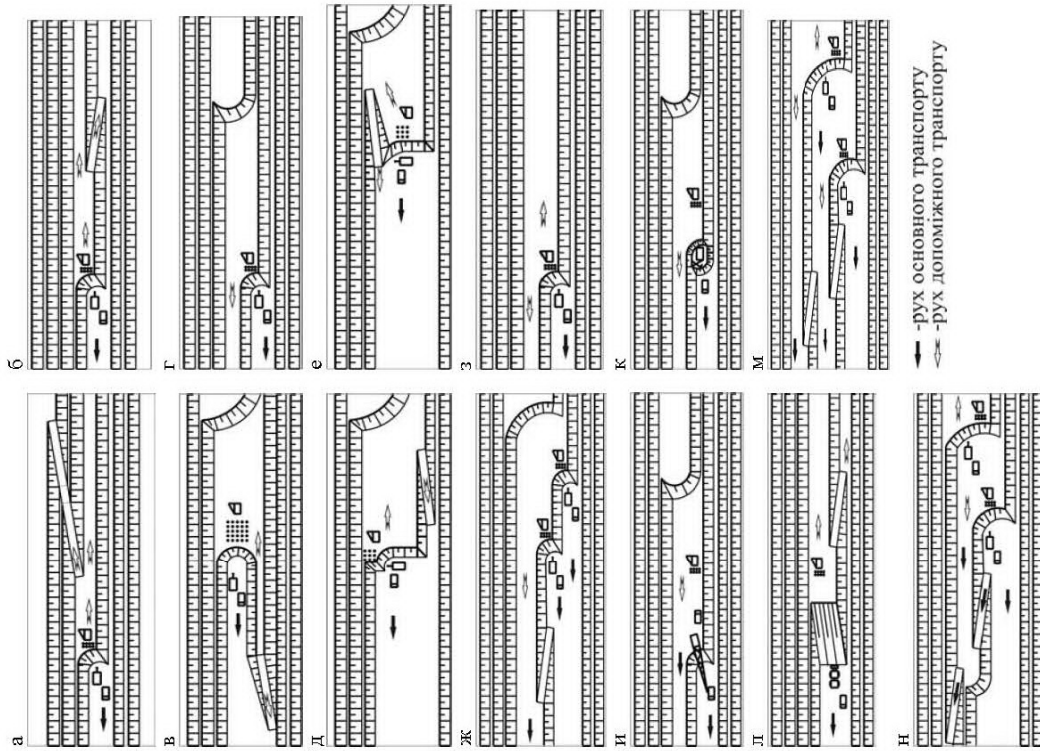


Рис. 3.1. Технологічні схеми формування уступів по скельним породам.

22

Об'єми порід що виймають у крутому шарі залежать від основних параметрів робочих площадок, таких як, довжина фронту, ширина робочої площадки, висота уступу і їх кількості при формуванні крутого шару. Визначені об'єми при виїманні крутих шарів з різною шириною площадки. При виїманні порід на уступах з висотою 12 м, довжиною 600 м і шириною площадки від 40 до 70 м об'єми експадують від 288 до 504 тис м³.

Для визначення формули швидкості пониження уступів яка б враховувала ширину робочої площадки, довжину панелі і кількість уступів в крутому шарі необхідно зробити регресійний аналіз, який був здійснений у програмі Microsoft Excel.

Регресійна статистика для визначення швидкості пониження гірничих робіт у крутому шарі показує значний показник відповідності отриманих даних R-квадрат дорівнює 0,92. Що дозволило з регресійного аналізу отримати залежність визначення швидкості пониження гірничих робіт у крутому шарі, яка визначається для екскаваторів EX 3600-5 в умовах ПГЗК за наступною формулою

$$v = 220,75 - 12,4971 \cdot n - 0,06888 \cdot L - 1,00829 \cdot Шпр \text{ м/рік,}$$

де n –кількість уступів у крутому шарі (3-6), од.;

L – довжина блоку крутого шару, м (від 600 до 1000);

$Шпр$ – ширина робочої площадки, (40-70) м.

Середня швидкість пониження крутого шару, що має параметри довжини – 800 м, ширини робочої площадки – 55 м і відпрацьовується екскаватором EX 3600-5 складає – 53,95 м/рік.

3. Технологічні схеми при відпрацьованні крутонахиленими шарами

Багато підприємств, що відпрацьовують крутонахилених родовища за різних причин прагнуть зменшити ширину робочої площадки до мінімальних розмірів, що суттєво зменшує обсяг виїмання порід розкриття. В умовах обмеженого простору робочої зони при формуванні крутонахилених виїмальних шарів можна застосувати одну із технологічних схем, представлених на рис. 3.1 і 3.2. Кожна схема має ряд своїх переваг і недоліків, характеризується наявністю транспортних площадок, якими переміщується основне і допоміжне обладнання. Вони можуть обмежувати відпрацьовання крутонахиленого шару, розташованого в нижній частині робочої зони борту кар'єра. Це також пов'язано з технологією введення підвирвних робіт і формуванням розвалу порід після вибуху (рис. 3.3). Переміщення розвалу породи вибухом у вироблений простір є небезпечним внаслідок можливого розміщення на нижніх уступах обладнання, площадок, засипання берм безпеки тощо.

21

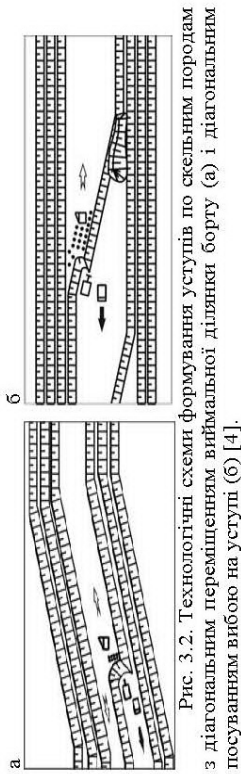


Рис. 3.2. Технологічні схеми формування уступів по скельним породам з діагональним переміщенням виїмальної ділянки борту (а) і діагональним посуванням вибою на уступі (б) [4].

При відпрацюванні крутонахилених виїмальних шарів схеми можуть характеризуватися позовжнім розвитком гірничих робіт на уступі (рис. 3.1, а-г, ж-л; рис. 3.5, а), поперечним (рис. 3.1, д, е; рис. 3.4; рис. 3.5, б), діагональним (рис. 3.2, а, б) і змішаним. Кожна схема формування крутонахилоного шару має свої напрями руху основного і допоміжного транспорту.

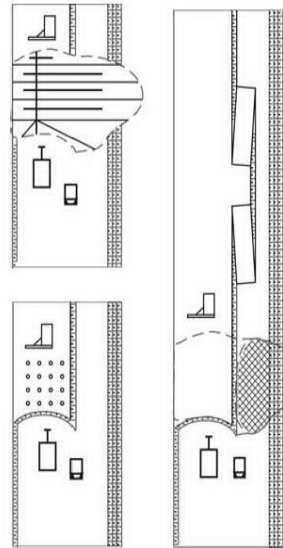


Рис. 3.3. Формування розвалу порід при підриванні уступу із двома бічними відкритими поверхнями.

Для того, щоб уникнути застипки нижчележачих уступів розпушеною породою пропонується відпрацьовувати уступи широкими панелями, як показано на рис. 3.4, 3.5. Однак, такий розвиток схем вимагає формування значних по ширині робочих площадок, що приведе до виположування кутів укосів бортів кар'єру і збільшення об'ємів виїмання розкритву. Технологічна схема, що представлена на рис. 3.4, 3.5, може бути використана при відпрацюванні крутонахилених виїмальних шарів при поперечному посуванні бортів кар'єру.

Ширина робочої площадки визначається схемами відпрацювання і руху транспортних засобів за відомими формулами. На глибоких кар'єрах уступи розробляють з навантаженням гірської маси переважно до транспортних

засобів. Виключенням є відпрацювання високих уступів з переваганням породи на нижчешташовану площадку. Транспортні площадки повинні забезпечувати на уступі наскрізний або ж тупиковий рух транспортних засобів. Наявність наскрізного проїзду забезпечується формуванням ширини нижньої площадки уступу більше, ніж при використанні тупикового руху транспорту. При цьому ширина транспортної смуги при двохпологовому русі, згідно Норм проектування, становить від 11 до 24 м, залежно від ширини автосамоскиду. При односмуговому русі ширина транспортної площадки може бути від 4,5 до 10,5 м.

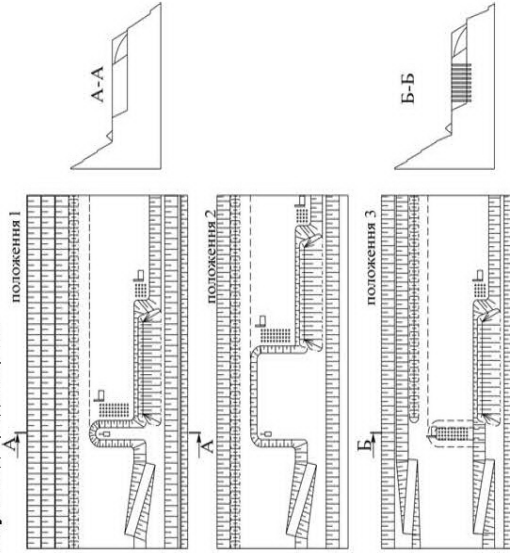


Рис. 3.4. Технологічна схема відпрацювання крутонахилоного шару з поперечним проведенням траншеї з попереднім формуванням підпірної стінки: положення 1-3 – послідовність розвитку гірничих робіт на уступі.

Безпека роботи транспорту в кар'єрі забезпечується за рахунок формування утримуючого грунтового валу безпеки. Окрім того, можливе використання металевих і залізобетонних оторождень бар'єрного типу. З урахуванням експлуатації на глибоких кар'єрах автосамоскидів вантажопідйомності 75-120 т висота утримуючого валу складає 3,5 м, а при вантажопідйомності 120-180 т – 3,8 м. [5]. При улаштуванні валу висотою 3,5 м зі скельних порід кут його укосу становить 38-40°, а ширина площадки під його розміщення – 4,48-4,86 м.

під'їзду на верхню ділянку з протилежної сторони ділянки, що відпрацьовується.

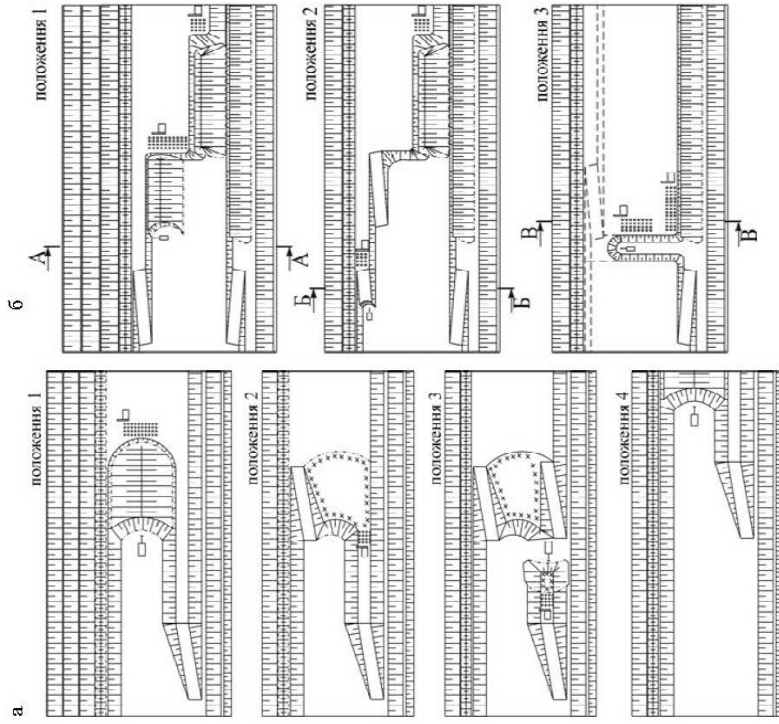


Рис. 3.5. Технологічна схема відпрацювання крутонахиленого шару з поздовжньою проходкою випереджувальної траншеї (а) і з попереочним проведенням траншеї, а також попереднього формування підпірної стіни із зруйнованих вилбухом порід (б) на нижньому уступі: положення 1-4 – послідовність розвитку гірничих робіт на уступі.

Технологічна схема відпрацювання крутонахиленого шару з поздовжньою проходкою випереджувальної траншеї (рис. 3.5, а), з однієї сторони, дозволяє безпечно проводити підірвні роботи, але з іншої, після її проведення, виникають труднощі прибирання негабаритів, які виникають при введенні підірвних робіт. Підірвні роботи на трапецеподібній верхній площадці здійснюються із трьох відкритих поверхнями, що приводить до гіршого ефекту руйнування порід. Дана схема може бути прийнята тільки в певних гірничо-геологічних умовах і вимагає додаткових витрат на вторинне дроблення негабаритних шматків, що здійснюється підірвним способом або із застосуванням бутобів (гідромолотів) різних конструкцій.

Розвиток гірничотранспортних робіт на уступі за схемою, представлену на рис. 3.5, б, вимагає формування підпірної стіни із раніше підірваних порід, проходки на початковому етапі відпрацювання уступу попереочної розрізної траншеї з наступним поздовжнім посуванням вибою і спорудженням тимчасових з'їздів. Технологічна схема дозволяє відпрацьовувати уступ без будівництва капітальних з'їздів на верхню і нижню площадку уступу.

При зменшенні ширини робочої площадки велику роль відіграє форма розвалу породи. Технологічно намагаються виключити поширення розвалу на нижчезагашовані уступи, що пов'язано з безпекою ведення на них гірничих робіт. Встановлена ширина робочих площадок при різних схемах ведення гірничих робіт, дозволила визначити достатню ширину крутонахиленого шару. Ширину робочих верхньої і нижньої площадок для вищевведених схем, з урахуванням застосування автомобільного транспорту, визначають за відомими формулами. Схеми, що зображені на рис. 3.1-3.5 дозволяють визначити ширину площадок поверхню і низом, вибрати доцільну з урахуванням обладнання, що використовується. Розрахунок здійснюється з урахуванням робочих габаритів устаткування, розміщення допоміжних площадок і площадок, регламентуючих безпечне ведення гірничих робіт.

При необхідності інтенсифікації гірничих робіт, пов'язаних з відпрацюванням бортів кар'єру, можуть бути використані технологічні схеми із експлуатацією декількох екскаваторів на одному шарі, що відпрацьовується (рис. 3.6). Такі схеми враховують відпрацювання одночасно трьох уступів. Перша схема (рис. 3.6, а), передбачає доступ до верхнього горизонту бурового обладнання, зарядних машин і допоміжної техніки. У роботі знаходиться один нижній концентраційний горизонт, на який доставляється гірська маса із всіх виїмальних вибоїв.

Друга схема (рис. 3.6, б) забезпечує також доступ до верхньої площадки верхнього уступу окремо і на концентраційний горизонт паралельно – при відпрацюванні трьох уступів у середній частині ділянки крутонахиленого виїмального шару. Третя схема (рис. 3.6, в) може містити у собі транспортні складові першої і другої схем. Відмінністю її є проведення тимчасового з'їзду на верхню площадку верхнього уступу. Така схема можлива при відсутності

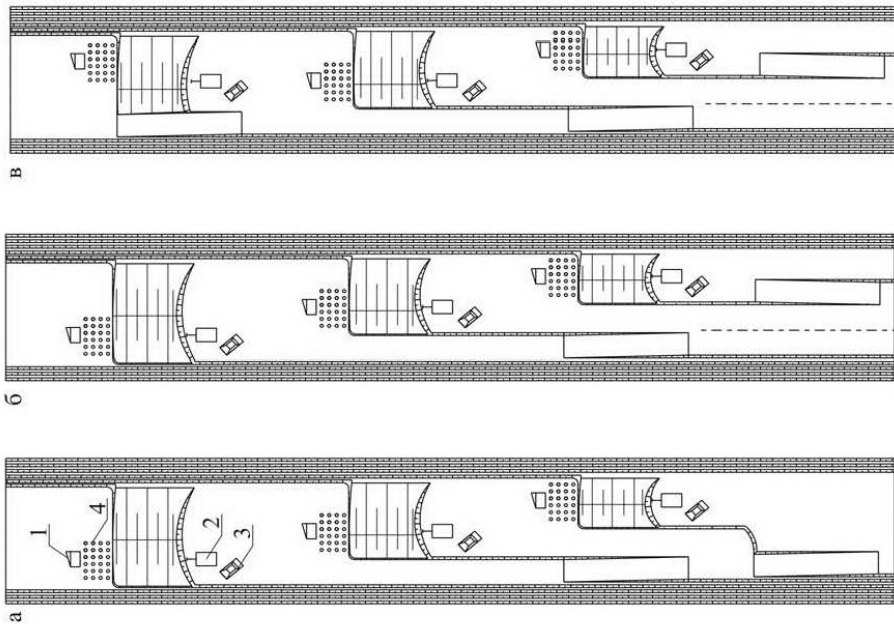


Рис. 3.6. Технологічна схема інтенсифікації відпрацювання

кругоначилених шарів:

- 1 - буровий верстат;
- 2 - екскаватор;
- 3 - автосамосвід;
- 4 - свердловини.

Аналіз параметрів кругоначилених виймальних шарів при відпрацюванні порід розриву. Визначення раціональної ширини робочої

площини виконується з урахуванням параметрів застосовуваних комплексів робочого обладнання і послідовності проведення гірничих робіт на уступі, горизонті або при відпрацюванні кругоначиленого шару (табл. 3.1). З цією метою виймально-навантажувальне устаткування було класифіковано за ємністю ковша екскаватора із показниками радіусів черпання і розвантаження. У якості рухомого складу розглядалися автосамосвиди відомих сучасних виробників. Для них приймалися паспортні дані щодо габаритів, а також радіусів повороту машин (рис. 3.7, 3.8, 3.9, 3.10). Комплекси обладнання з урахуванням їх робочих габаритів розділені по варіантах [6].

Таблиця 3.1

Варіанти комплексної механізації при відпрацюванні кругоначилених шарів

Варіант	Ємність ковша екскаватора, м ³ (Ек)	Вантажопідйомність автосамосвіду, т (Савто)	Радіус повороту автосамосвіду, м (Rа)	Ширина автосамосвіду, м (Lа)	Локційна автосамосвідка (Lаm)	Ширини проїзної частини, м (L два ширини)	Ширинна заходки екскаватора, м (Акс)	Радіус черпання екскаватора, м (Rч)	Радіус розвантаження екскаватора, м (Rр)
1	8-15	65-155	13,2	6,67	11,57	19	21,9	12,9	16,9
2	15-25	120-200	13,8	7,4	12,59	22	25,8	15,2	19,3
3	25-30	200-250	14,9	7,77	13,55	22	27,2	16	21
4	більше 30	250 і більше	16,7	9,21	14,89	24	29,8	17,6	22,5

Виробники екскаваторів представлені фірмами: Komatsu, Caterpillar, Жорський завод, Surface mining P&H. Розглядалися екскаватори типу пряма механічна лопата і гідравлічні з об'ємом ковша від 8 до 30 м³ і більше. При цьому, як видно із графіку (рис. 3.7), різниця між шириною заходки екскаватора типу пряма механічна лопата і гідравлічна пряма лопата незначна. Ширинна нормальної заходки для екскаваторів з максимальним об'ємом ковша змінюється від 18 до 30 м.

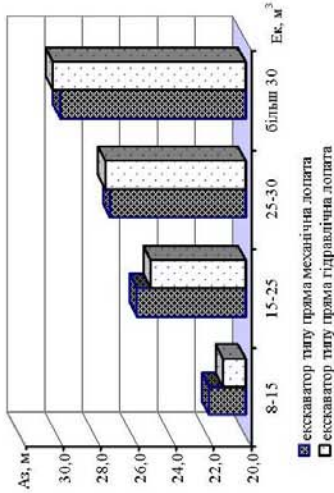


Рис. 3.7. Ширина заходки механічних і гідравлічних екскаваторів типу пряма лопата.

При розробці крутонахилених виїмальних шарів передбачається також використання навантажувачів з смістко ковша від 5 до 10 м³, робочі параметри яких показані на рис. 3.8. Важкими вибоями для навантажувачів можна назвати такі, які представлені скельними породами, що містять негабаритні шматки. Вибій, у цьому випадку, буде відпрацьовуватися до моменту зіткнення зубів ковша з негабаритним шматком з лінійним розміром, що перевищує розмір його ширини.

Параметри навантажувачів обрані з ряду каталогів фірм-виробників БілАЗ, Четра, Doosan Komatsu, Caterpillar.

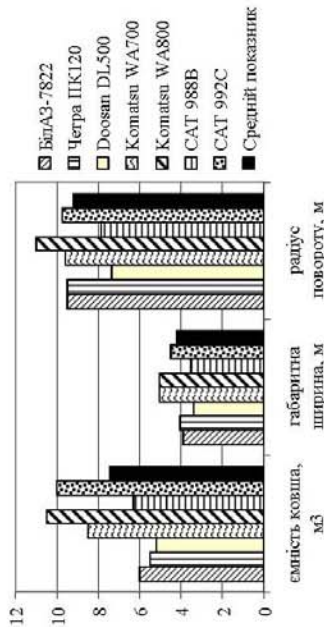


Рис. 3.8. Гістограма параметрів сучасних навантажувачів.

Сучасні автосамоскиди представлені фірмами виробниками Caterpillar, Hitachi, Komatsu, Liebherr, Terex (UNIT RIG), БілАЗ. Показники робочих

габаритів автосамоскидів при різній вантажопідйомності машин представлені на рис. 3.9.

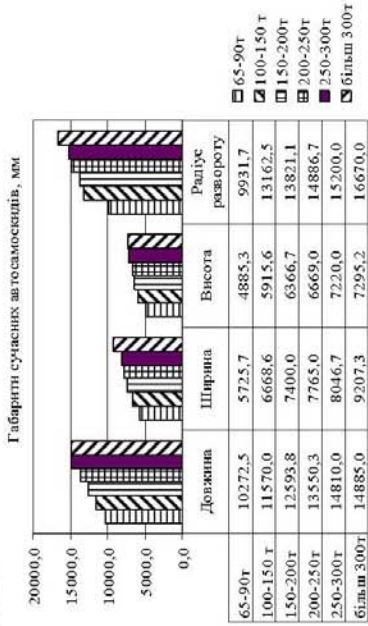


Рис. 3.9. Гістограма основних параметрів великовантажних автосамоскидів.

Наведені показники параметрів основного робочого обладнання дозволяють зробити попередню оцінку ширини робочих площадок при відпрацьованні гірської маси крутонахиленими виїмальними шарами. Для розглянутих схем формування площадки (див. рис. 3.1, 3.4, 3.5, 3.6) були отримані показники з урахуванням варіантів комплексної механізації (див. табл. 3.1). Параметри цих площадок наведені в табл. 3.2, де надані значення по ширині верхньої і нижньої площадки. У цьому зв'язку, для визначення ширини крутонахиленого виїмального шару необхідно підсумувати відповідні показники. Використання таблиці 3.2 виконується за наступною методикою:

1. Визначається схема відпрацьовування уступу (див. рис. 3.1, 3.4, 3.5, 3.6).
2. Обирається варіант комплексної механізації (див. табл. 3.1).
3. Визначається ширина робочої площадки з урахуванням висоти уступу (див. табл. 3.2 та рис. 3.10).

Отримані схеми і показники експлуатації дозволяють виконати попередню оцінку можливого комплексу обладнання, розглянути його параметри, а також послідовність відпрацьовування розкритих уступів при формуванні крутонахилених виїмальних шарів. Зміна ширини площадки по наведеним вище схемам (рис. 3.10) пов'язана з висотою уступу, що впливає на призму можливого обрушення породи, а також параметрів комплексу гірничотранспортного обладнання.

Таблиця 3.2
Ширина робочих площадок кругонахиленого виймального шару при різних схемах відпрацювання уступів

Варіант комплексної механізації	Технологічні схеми	Висота уступу, м			
		10	12	15	20
1	рис. 3.1, а, б (верхня площадка/нижня площадка)	56,0/34,8	56,8/35,2	58,0/35,8	60,0/36,8
2		62,0/36,3	62,8/36,7	64,0/37,3	66,0/38,3
3		64,0/39,1	64,8/39,5	66,0/40,1	68,0/41,1
4		68,0/42,3	68,8/42,7	70,0/43,3	72,0/44,3
1	рис. 3.1, в (верхня площадка/нижня площадка)	65,7/68,4	66,7/69,9	68,1/72,1	70,4/75,8
2		69,7/72,4	70,6/73,8	72,0/76,0	74,4/79,7
3		75,0/77,6	75,9/79,1	77,3/81,3	79,6/85,0
4		79,5/82,2	80,4/83,6	81,8/85,8	84,2/89,5
1	рис. 3.1, м, з (нижня площадка)	34,8	35,2	35,8	36,8
2		38,2	38,6	39,2	40,2
3		39,4	39,8	40,4	41,4
4		42,1	42,5	43,1	44,1
1	рис. 3.1, д, е (нижня площадка)	57,9	58,3	58,9	59,9
2		62,1	62,5	63,1	64,1
3		65,3	65,7	66,3	67,3
4		70,9	71,3	71,9	72,9
1	рис. 3.1, ж (верхня площадка/нижня площадка)	115,9/72,8	116,7/73,2	117,9/73,8	119,9/74,8
2		128,7/81,6	129,5/82,0	130,7/82,6	132,7/83,6
3		135,7/86,7	136,5/87,1	137,7/87,7	139,7/88,7
4		146,8/94,4	147,6/94,8	148,8/95,4	150,8/96,4
1	рис. 3.1, к (нижня площадка)	29,0	29,4	30,0	31,0
2		30,0	30,4	31,0	32,0
3		32,3	32,7	33,3	34,3
4		34,8	35,2	35,8	36,8
1	рис. 3.1, л (за умовою розвороту самоскида/розвороту навантажувача)	29,0/30,3	29,4/30,7	30,0/31,3	31,0/32,3
2		30,0/31,8	30,4/32,2	31,0/32,8	32,0/33,8
3		32,3/32,8	32,7/33,2	33,3/33,8	34,3/34,8
4		34,8/33,8	35,2/34,2	35,8/34,8	36,8/35,8
1	рис. 3.5	119,2	120,0	121,2	123,2
2		131,1	131,9	133,1	135,1
3		137,8	138,6	139,8	141,8
4		148,5	149,3	150,5	152,5
1	рис. 3.8	92,0	93,2	95,0	98,0
2		99,0	100,2	102,0	105,0
3		103,3	104,5	106,3	109,3
4		109,8	111,0	112,8	115,8

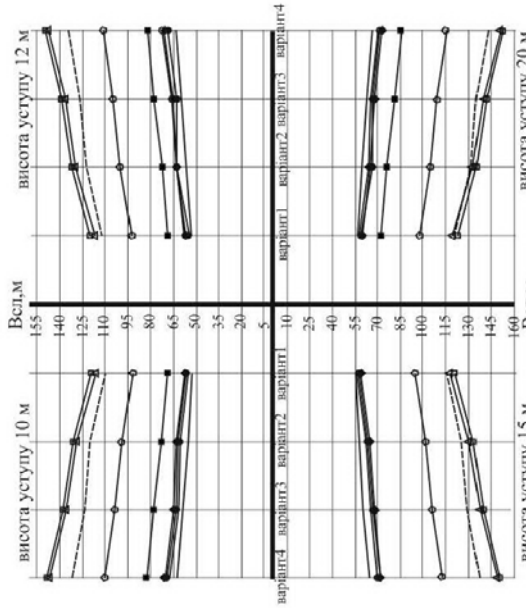


Рис. 3.10. Номограма зміни ширини кругонахиленого шару (Vсл) залежно від комплексної механізації (варіант 1-4) і застосовуваної схеми при різних висотах уступу:

- — схема на рис. 3.2(а,б)
- — схема на рис. 3.2(в)
- — схема на рис. 3.2(г,з)
- — схема на рис. 3.2(д,е)
- ▲ — схема на рис. 3.2(ж)
- — схема на рис. 3.2(к)
- — схема на рис. 3.2(м)
- — схема на рис. 3.5
- — схема на рис. 3.6

варіант 1 – комплекс обладнання $E_k=8-15M^3$; Гавто=65-155т;
 варіант 2 – комплекс обладнання $E_k=15-25M^3$; Гавто=120-200т;
 варіант 3 – комплекс обладнання $E_k=25-30M^3$; Гавто=200-250т;
 варіант 4 – комплекс обладнання E_k – понад 30м³; Гавто=250т і більш

Аналіз отриманих графіків рис. 3.10 показує, що схеми, представлені на рис. 3.1 а, б, д, е, ж, по ширині шару дуже близькі один до одного. Різниця між ними відносно ширини становить 0,5-2 м, що в умовах формування уступу витримати складно, а отже, їх можна вважати однаковими. Схеми 3.1 ж і 3.4 за своїми параметрами шару також ідентичні. При цьому різниця між ними становить до 4 м. Практична користь від отриманого графіку номограми полягає у тому, що при необхідності можливо зробити швидку оцінку потрібної ширини кругонахиленого шару. При цьому досить знати параметри виймально-транспортного устаткування і висоту окремого уступу.

4. Число розкривних шарів і видобувних уступів у робочій зоні кар'єру

Кількість видобувних уступів у робочій зоні кар'єру визначається, виходячи з необхідної продуктивності кар'єру по корисній копалині, з урахуванням типу і кількості екскаваторів, їх продуктивності, висоти видобувного уступу, що відрацьовується тощо. Число розкривних шарів можна визначити аналітично з урахуванням, що кожен крутонахилений шар має свою робочу площадку (рис. 4.1). Чисельність розкривних шарів при відрацьованні вертикальних шарів корисної копалини n (од.) (рис. 4.2) визначається по формулах:

$$n_n = \frac{H_{\text{мк}} \cdot \text{ctg} \gamma_{\text{р.н}}}{Ш_{\text{р.н}}}, \quad \text{- для лівого борту}$$

$$n_p = \frac{H_{\text{мк}} \cdot \text{ctg} \gamma_{\text{р.п}}}{Ш_{\text{р.п}}}, \quad \text{- для правого борту}$$

де $H_{\text{мк}}$ – поточна глибина кар'єру, м;
 $\gamma_{\text{р.п}}$ – кут укосу робочого борту кар'єра із правої сторони, град.;
 $Ш_{\text{р.п}}$ – середня ширина робочої площадки, м;
 $\gamma_{\text{р.л}}$ – кут укосу робочого борту кар'єра з лівої сторони, град.

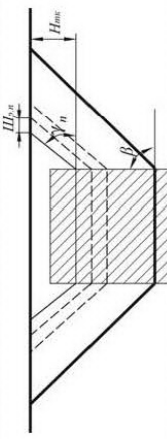


Рис. 4.1. Схема формування крутонахилених шарів при вертикальному заляганні шару корисної копалини.

При відкритій розробці крутих рудних родовищ система тимчасово неробочих ділянок і робочі площадки, що формуються між ними утворюють робочий кут укосу борту кар'єра $\gamma_{\text{р.о}}$, $\gamma_{\text{р.м}}$ відповідно по висячому і лежачому бокам родовища (рис. 4.2). Ширина ділянки по породам розкриву зі сторони висячого боку, що підлягає відрацьованню крутонахиленими шарами B_o (м), визначається з виразу

$$B_o = H_n (\text{ctg} \gamma_{\text{р.о}} + \text{ctg} \beta).$$

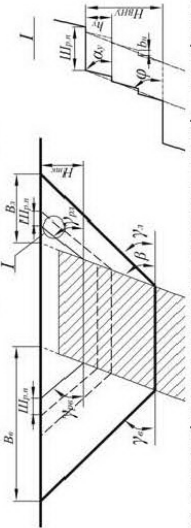


Рис. 4.2. Схема формування крутонахилених шарів при відрацьованні крутонахиленого родовища корисної копалини.

Кількість шарів по висячому боці родовища n_o (од.) визначається за формулою

$$n_o = \frac{H_n (\text{ctg} \gamma_{\text{р.о}} + \text{ctg} \beta)}{Ш_{\text{р.н}}}$$

Ширина ділянки порід розкриву зі сторони лежачого боку, що підлягає відрацьованню крутонахиленими шарами B_n (м), визначається за формулою $B_n = H_n (\text{ctg} \gamma_{\text{р.л}} - \text{ctg} \beta)$.

Кількість шарів по лежачому боці родовища n_n (од.) визначається за формулою

$$n_n = \frac{H_n (\text{ctg} \gamma_{\text{р.л}} - \text{ctg} \beta)}{Ш_{\text{р.н}}}$$

Загальне максимальне число шарів (n), що підлягає відрацьованню, визначається як їх сума, що відрацьовується по висячому і лежачому боці родовища

$$\sum n = n_o + n_n$$

Формування крутонахилених шарів виконується з тимчасовою консервациєю на них ділянки висотою $H_{\text{вну}}$ (див. рис. 4.2). При цьому кут укосу тимчасово неробочої ділянки (град.) визначається за формулою

$$\varphi = \arctg \frac{h_y \cdot n_{\text{вну}}}{n_{\text{вну}} \cdot h_y \cdot \text{ctg} \alpha_y + (n_{\text{вну}} - 1) b_n},$$

де h_y – висота уступу, м;

$n_{\text{вну}}$ – кількість уступів, які формують тимчасово неробочу ділянку крутонахиленого шару, од.;

α_y – кут укосу уступу, град.;

b_n – площадка, що формується між уступами у результаті неможливості буріння площадкі поблизу нижньої брівки, м.

Число шарів, що знаходяться у відрацьованні на заданій поточній глибині кар'єру n_n (од.) можна визначити виходячи з висоти уступів, що відрацьовують, та кількості тимчасово неробочих ділянок

$$n_n = \frac{H_{\text{вну}}}{H_{\text{вну}}}$$

де $H_{\text{вну}}$ – висота тимчасово неробочої ділянки крутонахиленого шару, м.

Висота тимчасово неробочої ділянки визначається, виходячи зі стійкості порід, які складають уступу, їх кількості та висоти. Висота тимчасово неробочої ділянки (м) визначається за формулою

$$H_{\text{вну}} = n_{\text{вну}} \cdot h_y$$

Число тимчасово неробочих уступів $n_{\text{вну}}$, які сформовані у крутонахиленому виймальному шарі, залежить від стійкості порід, кутів укосів і висоти окремих уступів. Фізико-механічні властивості порід

розкрити і корисної копалини залізорудних родовищ України наведені в табл. 4.1.

Таблиця 4.1
Фізико-механічні властивості гірських порід залізорудних родовищ України

Тип породи	Значення порід, т/м ²	Кут внутрішнього тертя, град	Об'ємна вага, т/м ³	Кут укосів уступів, град	Ширина площавки між уступами, м
Кора вивітрювання					
Амфіболіти	14,1	31	2,8	75	2
Кварцити безрудні	15	36	3,3	75	2
Сланці	6,7	31	2,5	75	2
Залізисті кварцити	9,8	22	3,2	75	2
Скельні породи					
Магнетитові кварцити К ₂₂	24,4	22,6	3,35	75	2
Магнетитові кварцити К ₂₃	21,3	19,8	3,4	75	2
Магнетитові кварцити К ₂₅	21	24,4	3,6	75	2
Плагіограніти, Мігматити	19,4	22,2	2,7	75	2
Амфіболіти, сланці кварцево-роговошкварцово-біттові	17,8	23	2,8	75	2

Дослідження стійкості порід на тимчасово неробочих ділянках кар'єру дозволили визначити число уступів, які можливо безпечно формувати при відпрацюванні крутонахиленими виймальними шарами. Визначення стійкості групи уступів виконувалося за методом С.Л. Феєнко. Для цього вирішувалась плоска задача стійкості масиву. Гранична рівновага масиву досягається при співвідношенні сумарних сил, що зрушують ΣF_{yoi} і утримують $\Sigma F_{cои}$ його. Коefіцієнт запасу стійкості n (од.) укосу, що визначається відношенням утримуючих сил і тих, що його зрушують згідно [7] повинен бути більше одиниці, тобто

$$n = \frac{\sum_{i=1}^n F_{yoi}}{\sum_{i=1}^n F_{cои}} > 1.$$

Значення коefіцієнту запасу стійкості для робочого борта і уступів термін служби яких менш 5 років рекомендується – 1,2 [7-9].

З самого початку глибокі кар'єри проектувалися, виходячи із наявного гірничотранспортного обладнання. Основною машинною був екскаватор ЕКТ-81. Уступу для його експлуатації при вийманні скельних порід формували висотою по 1,5 м. Для вищенаведених типів порід виконано аналіз стійкості уступів висотою 10, 12, 15, 20 м. Значення показників стійкості укосів тимчасово неробочих ділянок борту кар'єра, висота яких варіювалася від 30 до 80 м, наведена у Додатку А. З урахуванням того, що борта кар'єру при

відпрацюванні крутонахиленими виймальними шарами можуть бути складені як породами розкрити, так і пластами магнетитових залізистих кварцитів, враховувалась можливість їх будівництва по породах, які мають достатню стійкість.

Аналіз графіків, наведених у Додатку А показує, що найкращі показники по стійкості борту тимчасово неробочої ділянки відповідає висоті окремих уступів 10 м. Однак, між окремими уступами залишаються площавки шириною 1,5 - 2 м, що приводить до зменшення кута укосу борту кар'єра і викликає необхідність додаткового виймання порід розкрити. Такі площавки виникають у результаті неможливості буріння свердловин поблизу нижньої брівки укосу уступу. Після підривання і відпрацювання уступу, ці площавки залишаються і в подальшому можуть обсяпатися, у результаті чого утворюється суцільний укіс. Утримання його потребує додаткових заходів щодо забезпечення безпеки ведення робіт на нижніх горизонтах.

В умовах відпрацювання глибоких залізорудних кар'єрів найгіршим варіантом є посування крутонахиленого шару по залізистих кварцитах, що вивітріні. У цьому випадку висота тимчасово неробочої ділянки повинна бути не більш 30 м, це обумовлено незначною стійкістю порід коefіцієнт запасу стійкості яких складає – 1,1. Такі породи зустрічаються на контакті з корінними різновидами. Найбільш міцними і стійкими породами є безрудні кварцити.

Встановлено, що коefіцієнт запасу стійкості тимчасово неробочих ділянок висотою від 30 до 80 м для порід кар'єру Полтавського ГЗК змінюється в межах від 0,8 до 1,6 (див. Додаток А). Оптимальним можна вважати число уступів із 1-2 од., які послідувать в один укіс у верхній зоні кар'єру до глибини 30 м. Укіс тимчасово неробочих ділянок борту кар'єра глибиною 60-75 м слід формувати з 2-3 уступів, а нижче глибини 75 м - не більше 4 уступів.

5. Безпека ведення гірничих робіт. Методика визначення висоти уловлювального валу при падінні шматка породи на ділянці борту кар'єру

Методи зміцнення укосів уступів схильних до обвалів і вивалів окремих шматків породи наведені в [10] і можуть повною мірою бути використані тільки на ділянках бортів кар'єру, де роботи завершені і борт поставлений у границі положення. В умовах кар'єрних робочих площавок формування постійних уловлювальних і укріплених споруджень із застосуванням металевих елементів небажаний. Це пов'язано з тим, що корисна копалина підлягає подальшій переробці на збагачувальних фабриках. У процесі дроблення й здрибнювання виникнуть проблеми з вийманням металевих залишків укріплених конструкцій. Тому зміцнення порід в робочій зоні кар'єру можливо бетонними сумішами.

Відповідно до методики [10] є можливість визначити швидкість уламка породи і його траєкторію при падінні зі схилу з дуже крутими укосами, що відповідає запропонованій технології відпрацювання кар'єру і будівництва крутонахилених бортів. Розрахункова швидкість руху уламків для одноконтурного схилу по прямому профілю визначається по формулах для ділянки з дуже крутими схилами більше 60 градусів і висоті укосу понад 10 м (рис. 5.1).

$$V_{r(0)} = (1 - \lambda)v_p \cdot \cos(\alpha_1 - \alpha_2) \quad (4.1)$$

де λ – коефіцієнт миттєвого тертя, (табл. 5.1) прийнятий по табл. 2 [10]; v_p – розрахункова швидкість польоту шматка, м/с;

α_1, α_2 – кути укосу верхньої й нижньої частини схилу, град.;
 Кут укосу нижньої частини схилу може утворюватися в результаті засипання дрібними гірничими породами горизонтальних площадок (поляць), а також просипом в основі укосу уступу із дрібних фракцій у результаті ерозійних процесів, ведення підірваних робіт кар'єрі тощо.

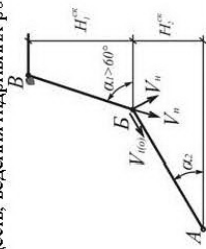


Рис. 5.1. Схема поперечного профілю оголення укосу уступу.

Таблиця 5.1

Поверхневий покрив	Коефіцієнт відновлення швидкості	Коефіцієнт миттєвого тертя
Скельні оголення	0,7	0,1
Щільний великоуламковий делювій	0,5	0,3
Одернована гладка поверхня	0,3	0,1
Пухкий делювій, уламки скельного ґрунту, осип.	0,3	0,4

$$v_p = E \sqrt{H_{ок}}$$

де $H_{ок}$ – висота скельного оголення, м;
 E – коефіцієнт, що визначається залежно від крутості схилу

$$E = \sqrt{2g(1 - K \cdot ctg\alpha)}$$

де g – прискорення вільного падіння, м/с²;
 K – коефіцієнт, що враховує комплексний вплив на швидкість руху каменів всіх факторів, що не піддаються обліку окремо (розміри, форма і

обертливий рух каменів, мікрорельєф схилу, повітряний опір, характер поверхні покриття і ін.), $K = 0,00443\alpha + 0,416$ [10];
 α – кут нахилу схилу уступу, град.

У більшості випадків, для розрахунків каменепадів з умовно невеликої висоти, опором повітря можна знехатати. Падіння уламка скельної породи з переміщенням його по укосах уступів має три види швидкості падіння. Перша – визначається висотою відколу шматка від схилу уступу (v_p), друга – виникає при падінні тіла з висоти і ударі об проміжну горизонтальну площадку зі схилом утвореним просипами ($v_{r(0)}$). Після відбиття від проміжної площадки уламок ударяється об горизонтальну площадку нижнього уступу і відбивається від нього із третім видом швидкості (U) (рис. 5.2).

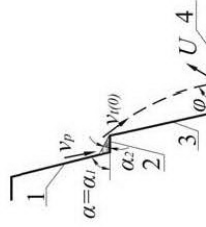


Рис. 5.2. Схема, що зображує переміщення уламка породи з напрямками швидкості в точках зміни траєкторії: 1 - верхній укіс (місце відколу шматка гірської породи); 2 - проміжна площадка, що засипана просипами; 3 - нижній укіс; 4 - нижня площадка.

Габаритні розміри поглиблених уловувальних поляць і висота ґрунтового валу (м) для уловлювання шматків породи, що скочуються, повинні перевірятися на можливість підскакування уламків при їхньому падінні по формулі [11].

$$h_{max} = \frac{U^2}{2g} - \rho^2 \sin^2 \varphi, \quad (4.1)$$

де h_{max} – розрахункова висота підскакування уламка, м;

φ – кут, під яким падає шматок породи щодо горизонтальної поверхні, град.

У формулу 4.1 пропонується замість розрахункової швидкості падіння U підставляти швидкість, що виникає після удару об землю поверхню. При абсолютно пружному ударі та відсутності ударного тертя, швидкість матеріальної точки до і після удару однакова, а кут падіння дорівнює куту відбиття. У момент після удару об вертикальну поверхню швидкість руху тіла без урахування опору повітря можна визначити по формулі [12]:

$$U = V_y \cdot \cos \alpha_3 \sqrt{tg^2 \alpha_3 + K^2}, \quad (4.2)$$

де α_3 – кут між вертикальною складовою і траєкторією польоту шматка в момент удару, град ($\alpha_3=90^\circ-\varphi$);

φ – кут між горизонтальною поверхнею траєкторії шматка в момент падіння, град;

K – коефіцієнт, що враховує пружність поверхні ($K=1$ – удар абсолютно пружний, $K=0$ – удар абсолютно не пружний, $0 < K < 1$ – частково пружний удар);

V_p – швидкість падіння каменю в момент удару об горизонтальну поверхню, м/с ($V_p=V_{(0)}$);

Таким чином, формула 4.1 перетворюється до наступного виду

$$h_{\max} = \frac{(V_p \cdot \cos \alpha_3 \sqrt{1g^2 \alpha_3^2 + K^2})^2}{2g} \sin^2 \varphi. \quad (4.3)$$

На основі наведеної методики зроблені розрахунки і отримані схеми траєкторії руху шматка породи після зіткнення із проміжною горизонтальною площадкою на різних горизонтах, а також відстані їхнього приземлення від нижньої площадки. Шаріана площадк прийнята 2 м. Кут укосу 75° . Діаметр брил прийнятий 0,5 м. Приклад отриманих графічних зображень при висоті схилу 45 м і відпрацюванні уступів висотою 15 м представлений на рис. 5.3.

Подібні розрахунки були виконані для ділянок з висотою 40 м (висота уступу 10 м), 48 м (висота уступу 12 м) і 40 м (висота уступу 20 м).

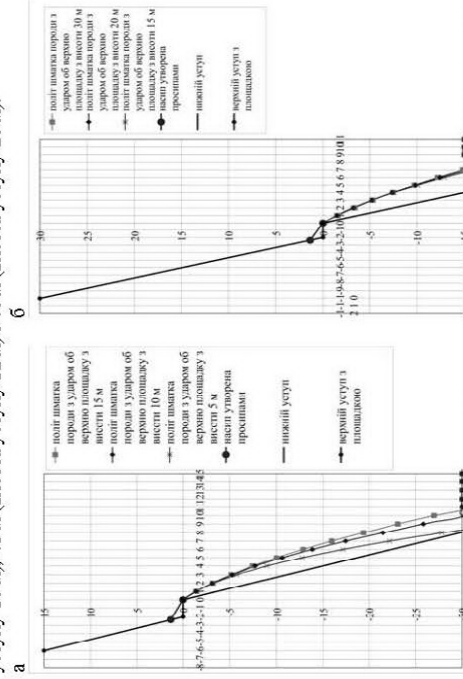


Рис. 5.3. Схеми траєкторії руху шматка породи з висоти 45 м, 40 і 35 м при різному положенні проміжної площадки між уступами висотою 15 м: а – проміжна площадка на висоті 30 м, б – проміжна площадка на висоті 15 м.

На підставі отриманих розрахунків і графічних зображень складена табл. 5.2, що показує величину відстані відльоту шматків породи від нижньої брівки уступу і можливу висоту їх підскоку на нижній площадці при різних кутах падіння. Згідно розрахунків, при формуванні укосів з кутами від 70 до 75 градусів, при визначеній висоті уступів і тимчасово неробочих їх ділянок, встановлюються середні показники необхідної ширини уловлювальної площадки в основі укосів і висота уловлювальної конструкції в умовах відпрацювання крутонахилених виїмчастих шарів (рис. 5.4).

Таблиця 5.2

Розрахункові значення відстані переміщення шматків породи при падінні з верхніх уступів етапу розробки порід розкриття

Висота укосів/ висота уступу, м	Висота відлічення шматка проміжною площадкою, м	Розміщення проміжної площадки над проміжною площадкою, м	Кут відбиття шматка на нижній площадці, град.*	Відстань падіння шматка від нижньої брівки виїмчастого уступу, м*	Висота підскоку шматка на нижній площадці, м*
40/10	10	30	78/72	1,85/1,83	0,91/0,91
	8	30	79/73	1,36/1,14	0,74/0,74
	5	30	80/укіс	0,32/укіс	0,47/укіс
	20	20	73/65	3,14/3,87	1,71/1,66
	10	20	76/69	2,29/2,65	0,88/0,87
40/20	5	20	78/73	1,22/1,12	0,45/0,46
	30	10	69/61	2,42/3,16	2,42/2,34
	20	10	69/60	2,38/3,11	1,61/1,55
	10	10	72/65	2,12/2,66	0,85/0,82
	20	20	73/66	3,12/3,87	1,71/1,66
45/15	10	20	76/69	2,29/2,66	0,88/0,87
	5	20	79/73	1,22/1,12	0,46/0,46
	15	30	71/70	2,68/2,98	1,33/1,32
	10	30	78/72	1,84/1,83	0,91/0,91
	5	30	81/укіс	0,32/укіс	0,47/укіс
48/12	30	15	70/62	3,04/3,89	2,45/2,38
	20	15	72/64	2,89/3,64	1,67/1,63
	15	15	74/66	2,69/3,34	1,28/1,25
	12	36	78/73	1,87/1,74	1,09/1,1
	10	36	79/73	1,42/1,13	0,91/0,92
48/12	5	36	укіс	укіс	укіс
	24	24	74/67	3,42/4,21	2,07/2,03
	12	24	71/71	2,47/2,81	1,08/1,07
	6	24	79/73	1,23/1,09	0,55/0,55
	36	12	68/60	2,74/3,48	2,88/2,78
24	12	70/62	2,69/3,43	1,96/1,89	
12	12	73/66	2,34/2,98	1,03/1,00	

Примітка: * – розрахунок виконаний при кутах укосів уступів 75 градусів / 70 градусів, *у_к* – означає, що шматок улав не на горизонтальну площадку, а на укос уступу; ширша проміжної площини між уступами прийнята 2 м

У середньому безпечна зона від падіння брил перебуває на відстані 3,96 м від нижньої брівки, а висота уловлювальної конструкції повинна бути не менш 2,37 м.

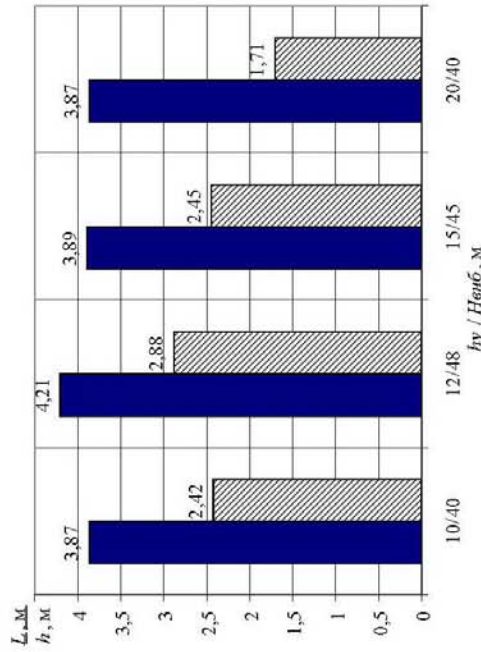


Рис. 5.4. Графіки дальності відльоту шматків гірської породи і висота їх відскоку від основи підпоши уступу.

■ Дальність відльоту шматка породи □ Висота відскоку породи

Як видно з табл. 40, при відпрацюванні окремих уступів висотою 10 м і постановці ділянки борту висотою 40 м у тимчасово неробоче положення, шматок породи, що летить із верхніх укосів уступу, може приземлитися на відстані 3,87 м і відскочить від підпоши на висоту 2,42 м.

При відпрацюванні гірничої маси уступами висотою 12 м з можливою постановкою ділянки борту висотою до 48 м у тимчасово неробоче положення, шматок породи, що летить із верхніх укосів, може приземлитися на відстані 4,21 м від нижньої брівки уступу і відскочить від підпоши на висоту 2,88 м. Розробка уступів висотою 20 м та їх здвоєння до 40 м вимагає встановлення безпечних меж від падіння куків на відстані не менш 3,87 м від нижньої брівки. При цьому можливий рикошет може привести до підскоку шматка на висоту 1,71 м. Уступу висотою 15 м з постановкою в тимчасово неробоче положення ділянки висотою 45 м вимагає врахування безпечного розташування огорожувальної конструкції на відстані 3,89 м від

нижньої брівки нижнього уступу. В цьому випадку, згідно наведених розрахунків відбувається рикошет шматка породи з підскоком на висоту до 2,45 м. Захист робочих і транспортних площадок в умовах глибокого кар'єру відбувається за рахунок будівництва уловлювальних і протиобвальних споруд, а також заходів щодо захисту промислових об'єктів у робочій зоні кар'єру.

Конструкції протиобвальних споруд і заходи по забезпеченню безпечної роботи обладнання. Утримуючі спорудження варто передбачати для запобігання зрушення, обвалів і вивалів шматків породи при неможливості або економічній нецільності зміни величини укосу уступу. При цьому утримуючі спорудження застосовують у вигляді:

- підтримуючі стіни – для зміцнення нависаючих скельних карнизів;
- контрфорси – окремі опори, що врізані в стійкі шари породи для підсилення окремих скельних масивів;
- опояски – масивні спорудження для підтримки нестійких укосів уступів;
- лицювальні стіни – для запобігання порід від вивітрювання і обрушення;
- шлюби у вигляді закладення порожнеч, що утворилися в результаті вивалів на укосах – для запобігання скельних порід від вивітрювання і подальших руйнувань;
- анкерні кріплення – встановлюють як самостійні утримуючі спорудження (з опорними плитами, балками тощо) або у вигляді кріплення окремих скельних блоків до міцного масиву.

Утримуючі спорудження в умовах глибокого кар'єру можуть бути влаштовані у верхній зоні кар'єру після виходу виробок на проектні контури. Такі спорудження можуть бути використані на укосах поблизу капітальних транспортних комунікацій. Робоча зона кар'єру постійно змінює своє положення. В таких умовах найбільш надійними для забезпечення безпеки є малогабаритні уловлювальні пристрої.

Уловлювальні спорудження і пристрої (стіни, сітки, вали, траншеї, полки з підпорними стінами, надобри) слід передбачати для захисту об'єктів від впливу осипів, вивалів, падіння окремих скельних уламків, а також обвалів породи у тому випадку, якщо їх попередження або улаштування утримуючих споруджень неможливо або економічно нецільно. Уловлювальні стіни і сітки розташовують у підпоши укосів уступів, що мають кути 25-35°.

Уловлювальні траншеї і полки з бордюрно стіною варто розмішувати в підпоші обвалонебезпечних укосів групи уступів висотою до 60 м і крупістю понад 35° для захисту від вивалів окремих уламків породи об'ємом до 1 м³. Уловлювальні вали (рис. 5.5) формують у підпоші оголених обвалонебезпечних уступів великої довжини. Конструкції основних протиобвальних пристроїв і споруджень показані на рис. 5.6-5.9.

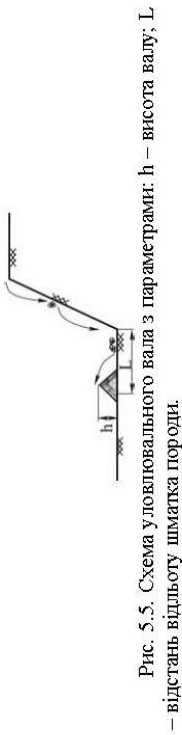


Рис. 5.5. Схема уловляльного вала з параметрами: h – висота валу, L – відстань від шпальки шматка породи.

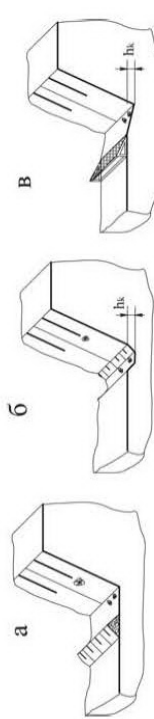


Рис. 5.6. Конструкції протиобвальних уловляльних споруджень: а - ґрунтовий вал; б - уловляльна канава (дренажна); в - переміщувана сітка похилої конструкції; h_k – глибина канави, м.

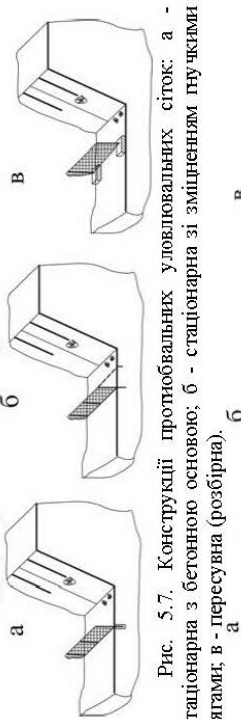


Рис. 5.7. Конструкції протиобвальних уловляльних сіток: а - стаціонарна з бетонною основою; б - стаціонарна зі зміцненням пучками тягми; в - пересувна (розбірна).

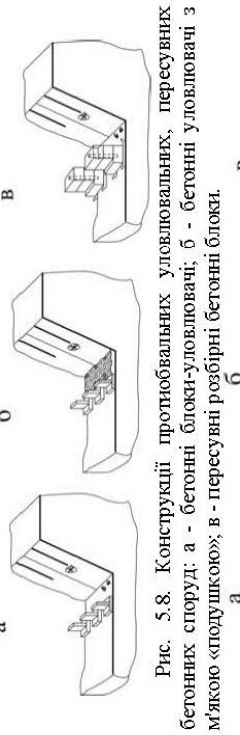


Рис. 5.8. Конструкції протиобвальних уловляльних, пересувних бетонних споруд: а - бетонні блоки-уловлячі; б - бетонні уловлячі з м'якою «подошкою»; в - пересувні розбірні бетонні блоки.

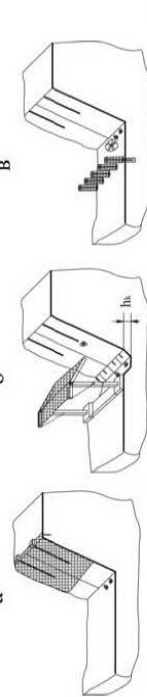


Рис. 5.9. Конструкції протиобвальних пристроїв: а - сітка на поверхні укосу уступу; б - пересувні рухливі пристрої; в - рулонні сітки накручені на забетонований стрижень.

Стационарні захисні пристрої (рис. 5.7, а-в, рис. 5.9, а, в) або анкерне кріплення розташовують тільки на ділянках, які в розробку більше не будуть залучатися. Це пов'язане з тим, що кріплення складається з металевих виробів. Анкера, а також інші кріплення залишаються в укосах і можуть негативно позначитися на технологічному процесі дроблення у випадку потрапляння їх у дробарку. Розміщення такого кріплення повинне здійснюватися на відпрацьованих укосах порід розкритку.

Найнебезпечнішими ділянками робочих площадок є місця руху автосамоскидів поблизу схилів розташованого вище уступу. Під дією динамічних навантажень і при веденні буропідричних робіт схил уступу поступово втрачає свої стійкі властивості. Від скельного масиву відриваються шматки породи, які скочуються вниз. При значних габаритах вони мають велику руйнівну силу, що може ушкодити техніку і є небезпечними для робітників у кар'єрі.

Найпоширенішою формою боротьби з проявами обвалів схилів уступів є вали, рови, кріплення із сіткою тощо. Недоліком будівництва утримуючих валів є необхідність їх розміщення зі значною шириною і висотою на розвантажувальній площадці біля нижньої брівки верхнього уступу. Висота утримуючого вала становить 3-4 і більше метрів, залежно від висоти і укосу уступу, і будується на площадці шириною 4-6 метрів. Спорудження таких валів ускладнює очищення просівів.

Таким чином, формування безпечних умов при формуванні крутонахилених виймальних шарів можливо за рахунок пересувних протиобвальних пристроїв, що дозволяє скоротити ширину робочої площадки на 3-4 м, а відповідно зменшити об'єми виїмання порід розкритку. Запропоновані рішення дозволяють підвищити безпеку використання автосамоскидів і переміщення робітників у робочій зоні при відпрацьованні уступів висотою понад 30 м.

З метою вдосконалення конструкцій пристроїв, що вловлюють шматки породи, що скочуються, вдосконалена схема для захисту площадки на неробочому борті кар'єру [13]. За рахунок вдосконалення і впровадження нових конструктивних рішень досягається можливість істотно зменшити ширину транспортної площадки і захистити автосамоскиди від падіння величезних шматків породи, і за рахунок цього, знизити об'єми гірничо-капітальних робіт по облаштуванню тимчасово неробочих уступів в робочій зоні. (рис. 5.10, 5.11).

Запропонована конструкція [13], що дозволяє зменшити ширину робочої площадки і захистити від падіння великих шматків породи автосамоскиди, які здійснюють маневри розвороту і руху на робочій площадці. Вона дозволяє одержати у сукупності значну економію матеріальних і грошових ресурсів.

6. Рекомендації з відпрацювання кар'єру крутонахиленими виймальними шарами із різними комплексами механізації

Найбільш поширеними в Україні є кар'єри середньої глибини 500-600 м.

При розробці глибокого кар'єру максимальна кількість вибоїв при відпрацьованні крутонахилених шарів досягає 8-9 одиниць. Розглянуто технологічну схему розміщення вибоїв по горизонтах (рис. 6.1), а також змінні витрати по процесах виймання порід розкриву відповідно по висячому і лежачому бортах кар'єру (з відповідною механізацією підготовки, виймання та перевезення розкривних порід).

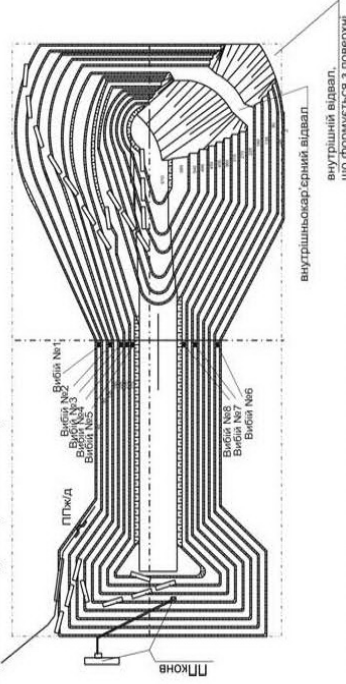


Рис. 6.1. Схема розвитку гірничих робіт крутонахиленими шарами зі складуванням порід розкриву у внутрішньому відвалі.

Формування внутрішнього відвала може здійснюватися за схемою, що наведена на рис. 6.2, яка враховує двостороннє розкриття і відпрацювання крутонахилених шарів посередині родовища. Нова технологічна схема (рис. 6.2) передбачає відпрацювання родовища по торцях кар'єру на повну глибину з наступним засипанням виробленого простору породами розкриву. У міру формування внутрішнього відвала в торці кар'єру здійснюється відпрацювання порід розкриву з формуванням крутонахилених виймальних шарів в центральній частині кар'єрного поля.

В умовах обмеженого простору робочої зони при формуванні крутонахилених виймальних шарів на діючому кар'єрі ПТЗК раціонально застосувати одну із технологічних схем, яка забезпечує послідовний розвиток

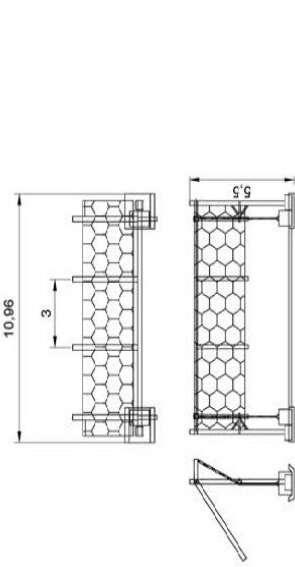


Рис. 5.1.0. Пристрій для захисту площадки (види).

Нова конструкція захисного пристрою рухома, що досить актуально в робочій зоні кар'єру. У міру необхідності, цей пристрій може переміщуватися по робочій площадці й розміщуватися біля нижньої брівки уступу. Принцип його роботи заснований на накопиченні гірської маси в розтягнутій сітці, з наступним розвантаженням її під дією ваги породи в канаву. Рухливість уловляльного пристрою дозволяє переміщувати його вслід за гірничими роботами на уступі. У міру накопичення шматків гірської маси в канаві, відбувається переміщення пристрою убік і очищення канави із застосуванням екскаватора (див. рис. 5.1.1).

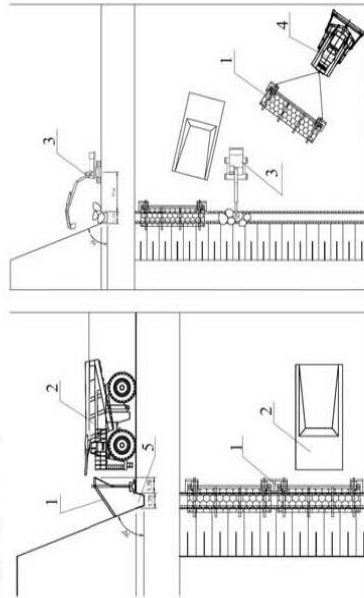


Рис. 5.1.1. Схеми розміщення захисного пристрою і очищення уловляльного площадки від шматків породи, що обвалюються: 1 - пристрій для захисту площадки; 2 - кар'єрний автосамоскид; 3 - екскаватор; 4 - бульдозер; 5 - уловлювальна канавка (дренажна)

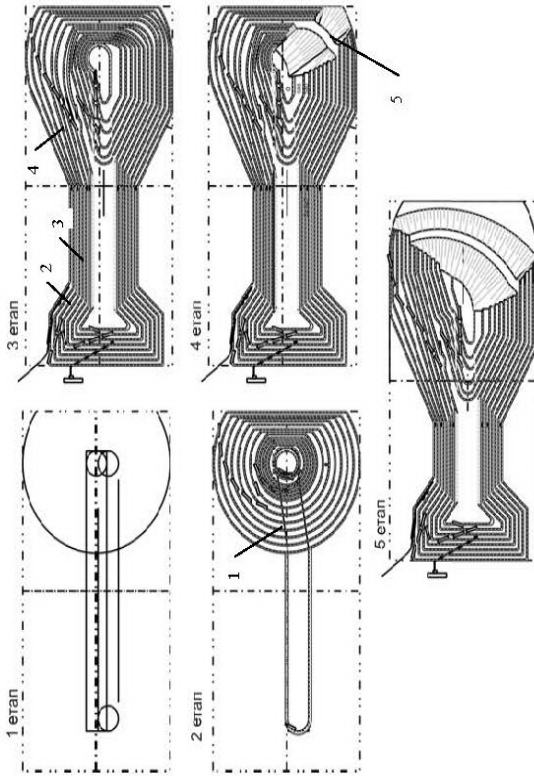


Рис. 6.2. Технологічна схема відпрацювання кар'єрного поля крутонахиленими шарами з позовжним та діагональним фронтом робіт: 1 – кар'єр першої черги; 2 – кар'єр другої черги; 3 – крутонахилений виїмальний шар уздовж простягання родовища; 4 – крутонахилений виїмальний шар з діагональним розміщенням фронту гірничих робіт; 5 – внутрішній відвал.

Відповідно до представлені схеми (див. рис. 6.1, 6.2) відпрацювання крутонахиленими шарами здійснюється діагональними блоками в торцях кар'єру і позовжними – усередині його центральної частини. Транспортування порід розкриву усередині кар'єру здійснюється автосамосхідками безпосередньо до зовнішнього або внутрішнього відвалів, а також до перевантажувальних пунктів з наступним переміщенням конвеєрним і залізничним транспортом. Конвеєрний підйомник має похилене положення щодо горизонтів торцевого борту. При використанні крутонахиленого конвеєру положення траси може бути перпендикулярним щодо торця кар'єру.

7. Системне методичне забезпечення оперативного планування гірничих робіт

Основним фактором, що визначає продуктивність кар'єру з видобутку руди, є можливість своєчасної підготовки рудних площ для їхньої відробки,

кар'єрного поля, що намічена до впровадження в робочому проєкті та при плануванні гірничих робіт. Отримані схеми і показники експлуатації гірничотранспортного устаткування дозволяють виконати попередню оцінку комплексу обладнання, а також послідовність відпрацювання розкривних уступів при формуванні крутонахилених виїмальних шарів.

Встановлено, що коефіцієнт запасу стійкості тимчасово неробочих ділянок висотою від 30 до 80 м в прибортових масивах порід кар'єру Полтавського ГЗК змінюється в межах від 0,8 до 1,6. Оптиміальним можна вважати число уступів із 1-2 од., які об'єднують в один укіс у верхній зоні кар'єру до глибини 30 м. Укіс тимчасово неробочих ділянок борту кар'єра на глибині 30-75 м слід формувати з 2-3 уступів, а нижче зазначених глибин – не більше 4 уступів.

Безпечне формування укісів є пріоритетним напрямком розвитку гірничих робіт. Згідно розрахунків, при формуванні укісів з кутами від 70 до 75 градусів, при визначеній висоті уступів і тимчасово неробочих їх ділянок, встановлюються параметри необхідної ширини уловлювальної площадки в основі укісів і висота протиповальної уловлювальної конструкції в умовах відпрацювання крутонахилених виїмальних шарів. Згідно рекомендацій безпечна зона від падіння брил перебуває на відстані 3,96 м від нижньої брівки, а висота уловлювальної конструкції повинна бути не менш 2,37 м.

Використання розроблених методів і схем формування крутонахилених шарів дозволять удосконалити гірничі роботи на кар'єрі Полтавського ГЗК і підвищити безпеку ведення робіт на нижніх горизонтах

яка залежить від інтенсивності розноски бортів кар'єру. До факторів, що впливають на інтенсивність розносу бортів кар'єру Полтавського ГЗКа, належать [14]:

- протяжність та висота борту;
- наявність транспортних комунікацій, що забезпечують вивезення гірничої маси з кар'єру на найближчий період, та можливість реконструкції транспортної схеми для збільшення провзної здатності на наступний період;
- висота тимчасово неробочих ділянок бортів та наявність робочих майданчиків на нижніх горизонтах;
- розташування на бортах автомобільних доріг, споруд кар'єрного водовідливу, енергостанції, освітлення та інших комунікацій.

Активний фронт 300-400 м по руді обрнутований технологією ведення гірничих робіт. Об'єми вилучення розкривних порід визначались вимогами із безпечного ведення гірничих робіт, ліквідації відставання із розкриття, інтенсивної відробки північного та південно-західного бортів, центральної частини східного борту та створення умов для стабільної роботи кар'єру.

Ускладнення гірничих робіт (розподіл робіт у просторі та часі, коливання якості, комплексний характер планування) свідчать про необхідність підвищення надійності планування в умовах інтенсифікації гірничо-геологічних умов відробки кар'єру та необхідності підтримання якісних параметрів продукції гірничо-збагачувального комбінату.

Для задач оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами сфери застосування ГІС полягають у розв'язанні наступних базових задач:

1. Задачі обліково-інвентаризаційного типу, де акцент робиться на даних, вимірах та оцінці «ступеня подібності» (підрахунки запасів корисних копалин та розкриття, управління розподіленою виробничою інфраструктурою). Для виконання такого типу задач характерна робота з великою кількістю маркшейдерсько-геологічних та технічних об'єктів і висока детальність вивчення території.
2. Задачі планування, вибору маршрутів та управління перевезеннями. Специфіка цих задач пов'язана із постановками оптимізаційних задач, заданими на структурах припустимих шляхів.
3. Моделювання процесів гірничих робіт та методи аналізу даних.

Таким чином, в роботі пропонується наступна принципова схема оперативного планування та управління роботою залізничного кар'єру (рис. 7.1):

1. Геометричне моделювання робочої зони кар'єру (місячна програма гірничих робіт), затвердження технологічної схеми розробки уступів та визначення послідовності переїзду екскаваторів між визначеними видобувними та розкривними блоками.

2. Прогнозоване моделювання варіантів послідовності відробки окремих блоків (поділ блоків на елементарні ділянки, визначення швидкості посування відробки виболом та бажаного його положення на певну дату).

3. Підрахунок об'ємно-якісних показників гірничої маси та нормативних показників технологічного обладнання, а також врахування технологічних вимог з наступного формування рудної шихти та розкриття (побудова технологічного графіку робіт на услугах).

4. Формування математичної моделі оптимального багатокритеріального планування та застосування відповідного алгоритму її розв'язання; графічне наочне відображення сформованого плану гірничих робіт.

4а. За необхідності, усунення несумісності сформованої математичної моделі. Аналіз отриманого рішення засобами математичного програмування.

5. Аналіз спеціалістами (ППР) результатів оптимізаційних розрахунків, корекція (за необхідності) структури моделі та повторне застосування пп. 4-4а.

6. Формування графіку роботи технологічного обладнання, в тому числі проведення імітаційного моделювання із визначенням маршрутів та режимів руху транспортних одиниць та аналіз і корекція запропонованих навантажень на вантажне обладнання.

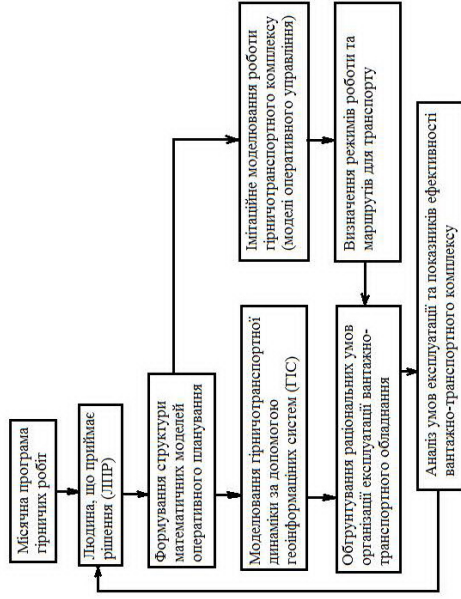


Рис. 7.1. Принципова схема оперативного планування та управління роботою залізничного кар'єру

Фронт робіт уступу поділяється на елементарні ділянки. Схема поділу залежить від порядку розвитку фронту та виду кар'єрного транспорту. При використанні автомобільного транспорту, що дозволяє широко змінювати інтенсивність посування різних ділянок фронту робіт та мати складну конфігурацію його у плані, виділяються ділянки фронту довжиною 45-60 м, а

іноді 1.5-2.0 м, що дорівнює ширині заходки. При застосуванні залізничного транспорту довжина елементарної ділянки фронту може дорівнювати довжині екскаваторного блоку. В якості прикладу, на рис. 7.2 показана схема однобортового поперечного розвипку фронту гірничих робіт [14].

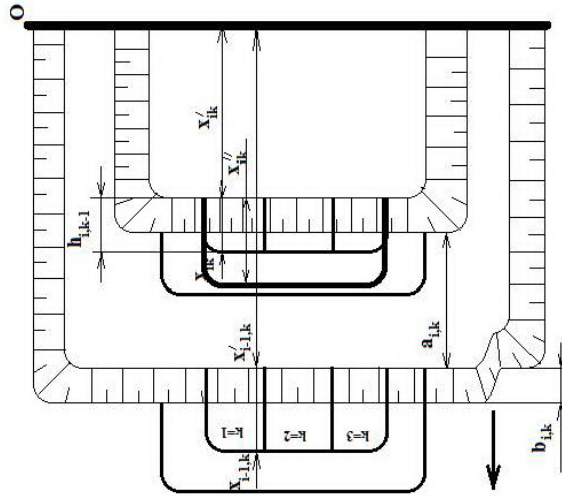


Рис. 7.2. Схема розрахунку посування фронту гірничих робіт уступів кар'єру

Кар'єрне поле поділяється на прямокутні смуги (1, 2, 3, ...) за напрямком переміщення фронту, що відлягаються від загальної лінії в основі ОО, що проводиться по неробочому борту кар'єру. Лінія фронту робіт кожного уступу формується з окремих відрізків, що розташовуються у вказаних прямокутних смугах. Положення лінії фронту на початок планового періоду визначається відстанями $X_{ik}, X_{i-1,k}$ (де $i, i-1$ — номери уступів, k — номер смуги), виміряними по довжині смуги. У межах кожної смуги відрізок лінії фронту переміщується паралельно та дискретно з певним кроком, рівним, наприклад, ширині заходки. Таким чином формуються масиви заходок на кожній ділянці при переміщенні фронту робіт кожного уступу.

На другому етапі підрахунок об'ємів руди по типам та видам, основного та супутніх металів у руді та розкривних породах, що розробляються у кожній заходці та зростаючим підсумком, виконуються

шляхом наближеного інтегрування. Для цього заходка розбивається на квадрати з малим розміром сторін (крок інтегрування). Потім визначають тип гірничої маси у центральній точці квадрату, вважаючи, що вона має ті самі характеристики, що й найближча інформаційна точка сітки.

На третьому етапі розраховуються параметри математичної моделі, яка містить групи вимог, що визначають технологічний порядок відробки заходок, завантаження приймача та транспортного обладнання, умови виконання планового завдання з якості та кількості видобутої сировини та інші. Шуканіми невідомими плану є величини переміщення кожної ділянки X_{ik}, m , фронту робіт уступу та тривалість роботи екскаватора на цих ділянках U_{ik}, m , машинно-змін, де i, k, t — відповідно номери горизонту, ділянки та екскаватору.

Критерій оптимальності варіанту плану виймально-вантажних робіт у конкретних умовах може бути різним. У більшості випадків, особливо при використанні потужних та капіталоємних екскаваторів, необхідно намагатись досягти їхньої максимальної продуктивності. При цьому в якості критерію оптимальності пропонується прийняти максимум об'ємів виймання та відвантаження гірничої маси, тобто

$$\sum_k \sum_{i,k} V_{i,k} (V_{i,k}) \rightarrow \max.$$

У моделі враховуються наступні умови:

1. Ширина робочих майданчиків уступів на кожній ділянці фронту повинна бути не менша за мінімальну

$$(X_{ik} + X_{ik}) - (X_{i+1,k} + X_{i+1,k}) \geq b_{i,k}, m,$$

де a_{ik} — мінімальна ширина робочого майданчику на k -й ділянці i -го горизонту, m .

1. Для забезпечення руху транспорту на уступах та розміщення з'їздів посування певної ділянки фронту нижчелезачого уступу не повинно перевищувати посування суміжної ділянки фронту вищелезачого уступу:

$$(X_{ik} + X_{ik}) \leq (X_{i+1,k+1} + X_{i+1,k+1}) + b_{i+1,k+1}, m$$

$$(X_{ik} + X_{ik}) \leq (X_{i+1,k-1} + X_{i+1,k-1}) + b_{i+1,k-1}, m$$

де $b_{i+1,k+1}, b_{i+1,k-1}$ — мінімальне випередження фронту i -го уступу на $k+1$ -й та $k-1$ -й ділянках відносно фронту нижчелезачого $i+1$ -го уступу на суміжній k -й ділянці, m .

3. Забезпечення плавної лінії фронту уступу (при спряженні ділянок) досягається задоволенням нерівностей:

$$(X_{ik} + X_{ik}) \leq (X_{i,k+1} + X_{i,k+1}) + h_{i,k+1}, m$$

$$(X_{ik} + X_{ik}) \leq (X_{i,k-1} + X_{i,k-1}) + h_{i,k-1}, m$$

де $h_{i,k+1}, h_{i,k-1}$ — мінімальне випередження лінії фронту i -го уступу на $k+1$ -й та $k-1$ -й ділянках, m .

4. Переміщення фронту робіт уступу за плановий період обмежується максимально можливою швидкістю посування фронту або положенням граничних контурів кар'єру для верхніх горизонтів:

5. Технологічний порядок виймання елементарних блоків по заходках екскаватора описується наступними умовами:

$$X_{ij,s} = \begin{cases} = 0, \text{ якщо } X_{i,j-1,s} < V_{i,j-1,s} \\ \geq 0, \text{ якщо } X_{i,j-1,s} = V_{i,j-1,s} \end{cases}$$

$$X'_{ij,s} = \begin{cases} = 0, \text{ якщо } X_{i,j,s-1} < V_{i,j,s-1} \\ \geq 0, \text{ якщо } X_{i,j,s-1} = V_{i,j,s-1} \end{cases}$$

де s – номер екскаваторної заходки.

6. Виконання вимог до виймання гірничої маси кожного типу в заданих об'ємах та до якості руди, що видобувається, виражається нерівностями

$$A_s + \Delta_s \geq \sum_k V_{ks}(X_{ik}) \geq A_s - \Delta_s, \text{ м}^3,$$

$$\alpha_{st} - \delta_{st} \leq \frac{\sum_k M_{kst}(X_{ik})}{\sum_k V_{ks}(X_{ik})} \leq \alpha_{st} + \delta_{st}, \text{ \%},$$

де $V_{ks}(X_{ik})$ – об'єм гірничої маси s-го типу, що розробляється на k-й ділянці i-го горизонту, м³, який залежить від величини переміщення фронту X_{ik} ; M_{kst} – кількість i-го металу в об'ємі рудної маси V_{ks} ; τ , A_s та Δ_s – відповідно план-завдання з виймання s-го типу гірничої маси та припустиме відхилення від плану, м³; M_i – план-завдання з випуску i-го металу після збагачення руди, т; α_{st} та δ_{st} – відповідно плановий вміст i-го металу у руді s-го типу та його припустиме відхилення від плану, %; P – кількість типів руди, що надходить на збагачувальну фабрику.

7. Об'єм гірничої маси на кожному кроці переміщення фронту V_{ks} може складатися із підірваної (обуреної) породи $V_{ks\pi}$ та породи, підготовленої до буріння $V_{ks\pi}$ (необуреної),

$$V_{ks}(X_{ik}) = V_{ks\pi}(X_{ik}) + V_{ks\pi}(X_{ik}),$$

За умовами забезпечення екскаваторів потрібними запасами підірваної породи частка необуреної гірничої маси, що входить до плану виймання-вантажних робіт, повинна бути не менше певної величини ϕ_{π} . Таким чином, при складанні плану у розрахунок приймається тільки та частина об'єму гірничої маси, що розробляється на кожному кроці переміщення фронту, яка задовольняє умові

$$V_{ks}(X_{ik}) = V_{ks\pi}(X_{ik}) + \phi_{\pi} \cdot V_{ks\pi}(X_{ik}).$$

8. Об'єм роботи кожного екскаватора визначається з урахуванням його фонду робочого часу та експлуатаційної продуктивності у конкретних гірничотехнічних умовах:

$$\sum_{k=1}^K \sum_{i=1}^I V_{ks}(X_{ik}) = \sum_{k=1}^K \sum_{i=1}^I Q_{tkrs} V_{tkr}, \text{ м}^3/\text{міс},$$

де Q_{tkrs} – змінна продуктивність (норма виробки) r-го екскаватору при вийманні s-го типу гірничої маси на k-й ділянці i-го горизонту, м³/зміну; U_{ks} – тривалість роботи r-го екскаватору на k-й ділянці i-го горизонту, машинно-змін; Z_r – множина ділянок фронту, де можлива робота r-го екскаватору.

9. Сумарна тривалість роботи кожного екскаватору на різних ділянках фронту уступу не повинна перевищувати планового часу його роботи.

$$\sum_{k=1}^K \sum_{i=1}^I U_{tkr} \leq T_r, \text{ , машинно-змін/міс;}$$

$U_{ks} \geq 0$, машинно-змін,

де T_r – плановий час роботи r-го екскаваторів, машинно-змін/міс.

10. При встановленні об'ємів виймання-навантажувальних робіт на кожному горизонті повинен враховуватись максимально можливий об'єм перевезень, який може виконати кар'єрний транспорт за плановий період.

Таким чином, запропонована математична модель планування гірничих робіт дозволяє враховувати напрямки виймання гірських порід, проводити підрахунок об'ємів руди по типам та видам, основного та супутніх металів у руді та розкривних породах, що розробляються, завантаження гірничого та транспортного обладнання, умови виконання планового завдання з якості та кількості видобутої сировини.

Додаток А.
Залежності висоти тимчасово неробочих уступів (ТНУ) від коефіцієнта запясу стійкості для уступів різної висоти ПЗК

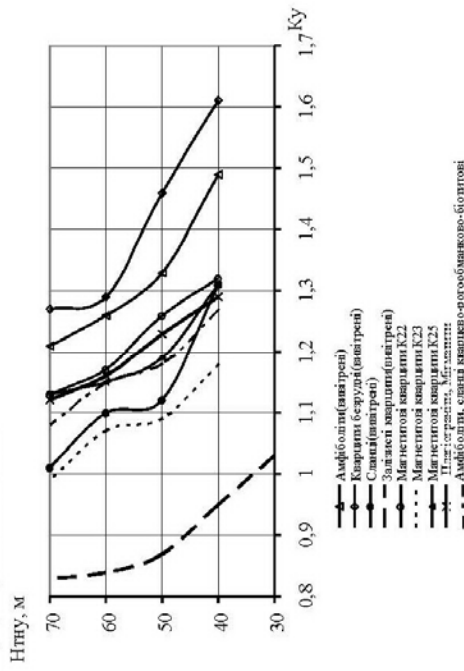


Рис. А.1. Графік залежності висоти ТНУ від коефіцієнта запясу стійкості при висоті уступів 10 м

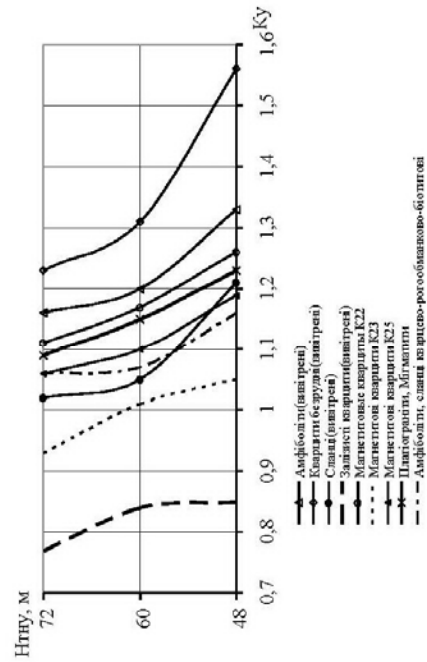


Рис. А.2. Графік залежності висоти ТНУ від коефіцієнта запясу стійкості при висоті уступів 12 м

Використанні джерела:

- Юматов Б.П. Строительство и реконструкция рудных карьеров / Б.П. Юматов, Ж.В. Булин. – [изд. 2, перераб. и доп.]. – М.: Недра, 1978. – 231 с.
- Анисимов О.А. Скорость понижения вскрышных уступов при разработке глубоких карьеров почвоуступными крутонаклонными слоями / О.А. Анисимов // Сборник научных трудов НГУ. – Днепропетровск, 2014. – №45. – С. 90-94.
- Анисимов, О.О., Леонтьев Г.В., Воробйова О.М. Визначення швидкості пониження робочих площадок крутих шарів в залежності від технологічних схем в умовах Полтавського ГЗК / О.О. Анисимов, Г.В. Леонтьев, О.М. Воробйова // Збірник наукових праць НГУ. – Дніпро: ДВНЗ «НГУ», 2018. – №53. – С. 17-25.
- Вскрытие глубоких горизонтов карьеров / [А.Ю. Дриженко, В.П. Мартыненко, В.И. Симошенко и др.]; под ред. проф. д.т.н. А.Ю. Дриженко. – М.: Недра, 1994. – 288 с.
- Строительные нормы и правила. Промышленный транспорт: СНиП 2.05.07–91. – [Действующий от 1992-07-01] – М.: Госстрой СРСР, 1991. – 82 С. – (Строительные нормы и правила Украины)
- Анисимов О.А. Механізовані комплекс в умовах розробки крутонаклонних месторождений крутонаклонными слоями / О.А. Анисимов // Форум гірників –2016, Матеріали міжнародної науково-технічної конференції (5-8 жовтня). – Дніпропетровськ, 2016. – Том 2. – С. 72-76.
- Шпалар А.Г. Механіка горних порід і устійчивість бортов кар'єра / Шпалар А.Г. – К.: Вища школа, 1973. – 120 с.
- Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам, 4-е изд., перераб. и доп. / Мельников Н.В. – М.: Недра, 1982. – 414 с.
- Справочник. Открытые горные работы / [К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий, и др.]. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.
- Рекомендації по проектуванню земляного полотна дорог в складних інженерно-геологічних умовах / [Утв. Г. Хаєвських]. – Москва: ВНИИ транспортного строительства, 1974. – 316 с.
- Каюмова А.Н. Геомеханическое обоснование параметров камнепада к построению безопасных уступов и брем бортов карьеров: автореф. дис. на соиск. науч. степені канд. техн. наук: спец. 25.00.20 «Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэродинамика и горная теплофизика» / А.Н. Каюмова. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2011. – 23 [л.].
- Тарасов В.Н. Теория удара в теоретической механике и ее приложение в строительстве: Учеб. Пособие / В.Н. Тарасов, Г.Н. Бояркин. – Омск: Изд-во ОмГТУ, 1999 г. – 120 с.
- Пат. 102008 Україна, МПК E21C41/00, E01F7/00 Пристрій для захисту площадки кар'єру / А.Ю. Дриженко, О.О. Анисимов, С.К. Модабаєв; заявник і патентовласник ДВНЗ «Національний гірничий університет». – № U2015 03681, заявл. 20.04.15; опубл. 12.10.15. Бюл. № 19.
- Виннігін Д.В. Удосконалення оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами в залізрудному кар'єрі: Дис. канд. техн. наук : 05.15.03 / Виннігін Дмитро Вікторович. – Дніпро, 2018. – 218 с.

Продовження додатку А

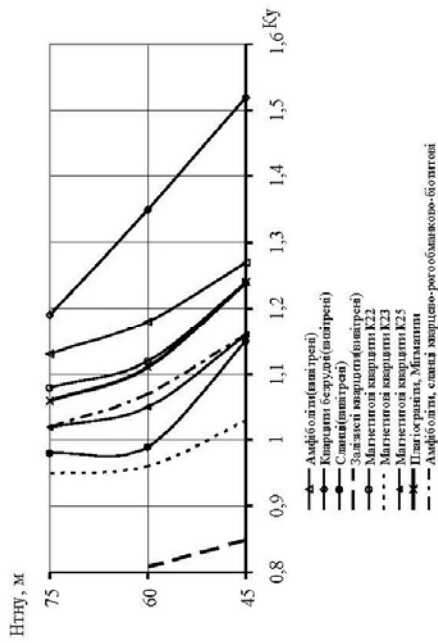


Рис. А.3. Графік залежності висоти ГНУ від коефіцієнта запаву стійкості при висоті уступів 15 м

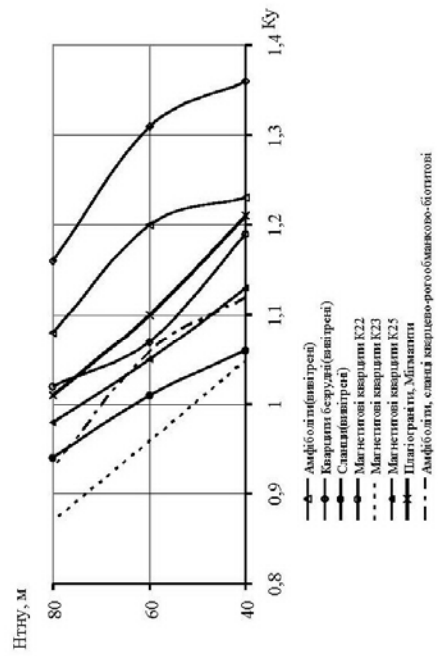


Рис. А.4. Графік залежності висоти ГНУ від коефіцієнта запаву стійкості при висоті уступів 20 м



Затверджую:

Власник ІП «Геотранс»

Богущий І.М.

« 4 » 18 2017р.

АКТ ВПРОВАДЖЕННЯ

Науково-технічних результатів роботи Анісімова О.О. в проект №110045

«Виконання робіт експериментальної дослідної устатковки

при складуванні порід розкриву у вироблений простір кар'єру №1

з об'ємом складування 1600 тис. м³» (2012р.)

Замовник: ІП «Геотранс», ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

Виконавець робіт:, ІПГП ДВНЗ «НГУ»

Цим актом підтверджується що, результати науково-дослідної роботи були впровадженні в проекті № 110045 (керівник с.н.с. Анісімов О.О., ГП д.т.н. Симоненко В.І.), який пройшов відповідну експертизу і був прийнятий для подальшої реалізації на ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».

Робочий проект розроблений в Інституті з проектування гірничих підприємств Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет» для подальшої реалізації ІП «Геотранс».

Вид впроваджених результатів: в проекті запропоновані рішення внутрішнього відвалоутворення з використанням експериментальної дослідної устатковки при складуванні порід розкриву у вироблений простір кар'єру №1. Технологічна схема передбачала доставку гірської маси від вибою до експериментальної устатковки з подальшим розвантаженням у бункер. З бункеру порода переміщується стрічковим конвеєром до внутрішнього відвалу.

Реалізація: під час складування порід за допомогою експериментальної дослідної устатковки у кар'єрі №1 було розміщено 2000 м³ порід розкриву.

ЗАТВЕРДЖУЮ
Головний інженер рудоуправління
ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

Публічне акціонерне товариство
«АрселорМіттал Кривий Ріг»
Перший департамент
« 10 » / 08 2020р.

АКТ

про використання результатів дисертаційної роботи
к.т.н. Анісімова Олега Олександровича

Результати дослідження спрямовані на вирішення актуальної наукової та прикладної проблеми розробки та обґрунтування технологічних схем відпрацювання порід розкриву у бортах крутонахиленими шарами при розробці залізорудних кар'єрів та внутрішньому відвалоутворенні в кар'єрі №1. Отримані результати було використано в умовах кар'єрів №2-біс, та №1 ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» при виконанні роботи за договором №84 від 17.01.2020р.:

- дослідження схем розробки порід розкриву і формування внутрішнього відвалу в умовах кар'єру №1;
- дотримання умов визначення безпечних умов проведення гірничих робіт і створення регламенту ведення робіт;
- порівняння технологічних схем і визначення їх переваг і недоліків;
- рішення щодо реалізації технологічних схем в умовах кар'єрів ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», що розробляють залізорудні родовища із формуванням внутрішнього відвалу у виробленому просторі кар'єру №1.

Зазначені результати були використані в науковій дослідній роботі НДГРІ КНУ, при виконанні роботи для ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» і в подальшому будуть використані при підготовці робочого проекту розробки кар'єрів №2-біс і №3 і при формуванні внутрішнього відвалу №1. Використання запропонованих технологічних схем дозволять виймати породи розкриву і складувати їх у вироблений простір глибокого кар'єру №1 ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» із врахуванням безпечного розміщення робочого обладнання і ведення гірничих робіт.

Головний маркшейдер РУ ГД

А.А. Груздев

Геолог дільниці

Л.В. Осипа



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

просп. Д. Яворницького, 19, м. Дніпро, 49005, Україна

тел./tel.: +38 (056) 744 62 19,

e-mail: rector@nmu.org.ua

+38 (098) 001 25 25;

nmu@nmu.org.ua;

факс/fax: +38 (056) 744 62 11

http://nmu.org.ua

15.02.21 № 06in - 07/02

на № _____

ДОВІДКА

**про впровадження у навчальний процес результатів дисертаційної роботи
доцента кафедри відкритих гірничих робіт НТУ «Дніпровська політехніка»
Анісімова Олега Олександровича**

Результати досліджень, що отримані здобувачем наукового ступеня доктора технічних наук за спеціальністю 05.15.03 – «Відкрита розробка родовищ корисних копалин» Анісімовим Олегом Олександровичем, методика формування бортів крутонахиленими шарами з наступним формуванням внутрішніх відвалів при відпрацюванні залізородних родовищ глибокими кар'єрами, використовуються в навчальному процесі Національного технічного університету «Дніпровська політехніка».

Результати досліджень спрямовані на обґрунтування основ технології інтенсивного розвитку робочої зони кар'єрів за допомогою крутонахилених шарів для створення умов розміщення внутрішнього відвалу та створення рекомендацій з формування бортів кар'єрів при розробці залізородних родовищ України.

Матеріали дисертаційної роботи дозволили вдосконалити лекційні матеріали та практичні роботи дисциплін, що викладаються на кафедрі відкритих гірничих робіт НТУ «Дніпровська політехніка». Створена автором методика дозволяє визначити раціональну ширину крутонахилого шару на основі обраного варіанту комплексної механізації при викладанні дисципліни «Технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин». Запропоновані технологічні схеми розробки крутоспадних родовищ дозволяють обґрунтувати розміщення внутрішнього відвала у виробленому просторі кар'єра, що позитивно відображується на екологічному стані навколо кар'єрів і використовується при викладанні дисципліни «Природоохоронні технології відкритої розробки родовищ».

 Перший проректор,
професор

О.О. Азюковський

Вчений секретар вченої ради

Т.М. Калюжна

Список публікацій здобувача за темою дисертації*Монографії:*

1. **Анисимов О.А.** Технологии строительства и разработки глубоких карьеров: Монография. Днепропетровск: Национальный горный университет, 2015. – 272 с.

Публікації у фахових виданнях:

2. **Анисимов О.А.** Исследование схем расконсервации временно нерабочих бортов карьера пластового крутопадающего месторождения // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць. Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. 2008. Вип.77. С. 3-8.

3. **Анисимов О.А.** Обоснование параметров противообвальных улавливающих валов для предотвращения процессов обрушения откосов уступов в карьерах // Збірник наукових праць НГУ. 2010. №.34, Т.2. С. 53-59.

4. **Анисимов О.А.** Скорость понижения вскрышных уступов при разработке глубоких карьеров почвоуступными крутонаклонными слоями // Збірник наукових праць НГУ. 2014. №45. С. 90-94.

5. **Анисимов О.А.** Систематизация глубоких карьеров по длине экскаваторных блоков при извлечении вскрыши // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць. Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. 2014. Вип.117. С. 28-32.

6. **Anisimov O.** The development of deep pits steep slope layers // Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining. 2015. P. 243–246. (Scopus).

7. **Анисимов О.А.** Исследование формирования механизированных комплексов и их влияние на ширину крутонаклонного слоя при отработке крутопадающих месторождений // Збірник наукових праць НГУ. 2017. №50. С. 26-32.

8. **Анісімов О.О.** Технологічні схеми внутрішнього відвалоутворення та визначення параметрів екскаваторних відвалів при відпрацюванні глибоких кар'єрів // Збірник наукових праць НГУ. 2017. №51. С. 18-28.

9. **Анисимов О.А.** Параметры рабочих бортов глубоких карьеров при формировании рабочей зоны крутонаклонными слоями // Збірник наукових праць НГУ. 2017. №52. С. 47-56.

10. **Анісімов О.О.** Дослідження зміни кута укосу робочого борту кар'єра з відпрацюванням порід розкриття крутонахиленими шарами. // Качество минерального сырья. Сборник научных трудов: КНУ. 2017. №4. С. 557-563.

11. **Anisimov O.O.** Research on parameters of the working area on an internal dump for developing open pits // Scientific bulletin of National Mining University. 2018. №1. P. 27–34. (Scopus).

12. Formation of safety conditions for development of deposits by open mining / **Anisimov O.**, Symonenko V., Cherniaiev O., Shustov O. // Ukrainian school of mining engineering. 2018. №60. P.1-11. (Web of Science).

13. **Анісімов О.О.**, Леонтюк І.В., Воробйова О.М. Визначення швидкості пониження робочих площадок крутих шарів в залежності від технологічних схем в умовах Полтавського ГЗК // Збірник наукових праць НГУ. 2018. №53. С. 17-25.

14. **Анисимов О.А.** Технологические решения размещения основных транспортных коммуникаций при формировании рабочей зоны карьеров крутонаклонными слоями // Збірник наукових праць НГУ. 2018. №54. С. 28-38.

15. **Анісімов О.О.** Формування бортів глибокого кар'єру крутими шарами // Збірник наукових праць НГУ. 2018. №55. С. 8-17.

16. **Анісімов О.О.** Загальні методи керування фронтом гірничих робіт із розробкою бортів крутонахиленими шарами // Збірник наукових праць НГУ. 2019. №58. С. 46-55.

17. **Анісімов О.О.** Вирішення проблем розміщення внутрішніх відвалів при формуванні бортів глибоких кар'єрів крутонахиленими шарами // Збірник наукових праць НГУ. 2020. №60. С. 17-25.

18. **Анісімов О.О.** Методика визначення напрямку поглиблення дна кар'єру // Збірник наукових праць НГУ. 2020. №62. С. 16-25.

Публікації у закордонних виданнях:

19. Молдабаев С.К., **Анисимов О.А.** Перспективные схемы производства эксплуатационных и горно-подготовительных работ в глубоких рудных карьерах // Горный журнал Казахстана. 2018. № 10. С. 8-11.

Патенти:

20. Спосіб відкритої розробки крутоспадних родовищ корисних копалин: патент на винахід 122149 UA: МПК E21C41/26 / **Анісімов О.О.**, Черняев О.В. №а 2018 00718; заявл. 25.01.2018; опубл. 25.09.20, Бюл.№18.

21. Спосіб відкритої розробки крутоспадних родовищ корисних копалин: патент на винахід 117835 UA: МПК E21C41/26 / **Анісімов О.О.** №а 2016 03525; заявл. 04.04.2016; опубл. 10.10.2018, Бюл. №19.

Матеріали конференцій:

22. Технология разработки глубоких железорудных карьеров с возможностью складирования пород вскрыши на отработанных горизонтах / Дриженко А.Ю, **Анисимов О.А.**, Козенко Г.В. и др. // Форум гірників –2007: матеріали міжнар. конф., Дніпропетровськ, 2007. С. 141-145 (виступ).

23. Дриженко А.Ю., **Анисимов О.А.**, Козенко Г.В. Организация подготовки выработанного пространства железорудных карьеров к складированию пород вскрыши // Проблемы открытой разработки месторождений полезных ископаемых: материалы междунар. науч.-техн. конф., Екатеринбург: УГГУ, 2010. С. 145-149 (дистанційне).

24. Дриженко А.Ю., **Анисимов О.А.**, Козенко Г.В. Организация засыпки отработанных глубоких карьеров // Проблемы карьерного транспорта: материалы IX междунар. науч.-практ. конф., Екатеринбург: УрО РАН, 2008. С. 72-75 (дистанційне).

25. Дриженко А.Ю., **Анисимов О.А.** Управление выемкой пород вскрыши при формировании выработанного пространства глубоких карьеров

почвоуступними крутонаклонними слоями // Форум гірників –2013: матеріали міжнар. конф., Дніпропетровськ, 2013. С. 168-172 (виступ).

26. Дриженко А.Ю., **Анисимов О.А.** Технологии внутреннего отвалообразования на отработанных глубоких железорудных карьерах или их участках // Сб. трудов межд. науч.-практ. конф. «Инновационные технологии и проекты в горно-металлургическом комплексе, их научное и кадровое сопровождение», Алматы: Каз НТУ, 2014. С. 176-181 (дистанційне).

27. Simulation of the dump trucks in deep pits. VI International conference / Drizhenko A., **Anisimov O.**, Sladkowski A., Moldobayev S., Stolpovskich I. // Transport problems 2014: VI International conference, Katowice (Poland): Silesian University of Technology, 2014. P. 153-157 (дистанційне).

28. **Анисимов О.А.** Механизированные комплексы в условиях разработки крутопадающих месторождений крутонаклонными слоями // Форум гірників – 2016: матеріали міжнародної наук.-техн. конф., Дніпропетровськ, 2016. Том 2. С. 72-76 (виступ).

29. Features of internal stacking during mining of steeply dipping mines / Drizhenko A., **Anisimov O.**, Rakishev B. and other // 24th World Mining Congress, Mining in a world of innovation, Underground mining, Rio de Janeiro, 2016. P. 232-239 (дистанційне).

30. **Anisimov O.** Efficiency of the development of iron ore pits in the application of steep dipping layers // Materials of the International Scientific & Practical Conference “Energy Efficiency and Energy Saving 2017”, Dnipro: NMU, 2017. P. 10 (дистанційне).

31. **Анісімов О.О.** Формування бортів крутими шарами при відпрацюванні глибоких залізорудних кар’єрів // Форум гірників – 2018: матеріали міжнародної наук.-техн. конф., Дніпро, 2018 (виступ).

32. Спрогіс В.С., **Анісімов О.О.** Комп’ютерне моделювання формування внутрішнього відвалу в умовах кар’єру Полтавського ГЗК // «Молодь: наука та інновації»: матеріали V Всеукраїнської науково-технічної конференції

студентів, аспірантів і молодих вчених, Дніпро, 2017. Т.1. С. 72-73
(дистанційне).