

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ГІРНИЧО–МЕТАЛУРГІЙНИЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ

ВОРОШИЛО ІЛЛЯ ОЛЕКСАНДРОВИЧ

**ДОСЛІДЖЕННЯ МЕТОДОЛОГІЧНИХ ПІДХОДІВ ДО ОПТИМІЗАЦІЇ
РЕЖИМУ ГІРНИЧИХ РОБІТ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ**

184 «Гірництво»

ОПП «Відкриті гірничі роботи»

ВИПУСКНА РОБОТА

на здобуття освітньо–кваліфікаційного рівня магістра

Керівник _____ / Луценко С.О. /

Завідувач кафедри _____ / Жуков С.О. /

Кривий Ріг

2025 р

ЗМІСТ

РЕФЕРАТ.....	3
ВСТУП.....	6
Розділ 1 Наукові підходи та ступінь вивченості проблеми визначення режиму гірничих робіт	8
1.1. Аналіз сучасних підходів до визначення та оптимізації режиму гірничих робіт.....	8
1.2. Методичні підходи до проєктування та оптимізації режиму гірничих робіт при відпрацюванні витягнутих крутоспадних родовищ.....	12
1.3. Закономірності формування та визначення режиму гірничих робіт у витягнутих кар'єрах при відкритій розробці складних за структурою родовищ	16
1.4. Аналітична інтерпретація функціональної залежності $P=f(Q)$, яка відображає співвідношення між наростаючими обсягами корисної копалини та гірничої маси при максимально допустимому куті укосу робочого борта кар'єру.....	20
1.5. Розрахунок показника співвідношення обсягів розкривних і видобувних робіт.....	25
Розділ 2 Дослідження основних факторів, що впливають на режим гірничих робіт під час розробки залізрудних родовищ	28
2.1. Дослідження впливу кута нахилу робочого борта на формування режиму гірничих робіт і головні параметри кар'єру.....	28
2.2. Дослідження закономірностей формування раціонального кута нахилу робочого борта кар'єру.....	34
Загальні висновки та рекомендації.....	41
Бібліографія.....	44

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до магістерської роботи на тему «Дослідження методологічних підходів до оптимізації режиму гірничих робіт залізородних кар'єрів» складається з: 49 с., 15 рис., 3 табл., 53 джерела інформації.

"Випускна робота на здобуття освітньо–кваліфікаційного рівня магістра. Кривий Ріг. Криворізький національний університет, 2025. – 49 с."

Актуальність теми. Для розвитку економіки України вирішальне значення мають родовища корисних копалин паливно–енергетичної, рудної та нерудної груп. До них належать поклади залізних, марганцевих, титанових і уранових руд, вугілля, а також різноманітних будівельних матеріалів. Більшість таких родовищ характеризуються значною витягнутістю у напрямі простягання, крутими кутами падіння, малою потужністю та складною мінеральною будовою. Унаслідок цього під час їх відкритої розробки до границь кар'єрного поля, окрім основних, потрапляють також супутні корисні копалини — зокрема залізні, мідні, цинкові руди й інші мінерали, що зумовлює комплексний характер їх відпрацювання.

Кар'єри, запроектовані на базі таких родовищ, становлять складну техногенну систему, у якій основні параметри та характеристики, особливо на початкових етапах її формування, визначаються проєктними рішеннями. Обрані конструктивні та технологічні параметри мають забезпечувати досягнення запланованих техніко–економічних показників і відповідати критеріям раціональної розробки родовища.

У цьому контексті встановлення раціонального режиму гірничих робіт, що полягає у визначенні оптимального розподілу в часі обсягів видобутку корисних копалин і розкривних порід у межах кар'єрного поля, є одним із головних завдань проєктування відкритих розробок.

Визначення раціонального режиму гірничих робіт у вузьких витягнутих кар'єрах, що освоюють комплексні родовища з кількома видами

корисних копалин, є складним завданням, оскільки існуючі методичні підходи розроблені переважно для однорідних родовищ.

Для забезпечення достовірності результатів під час визначення режиму гірничих робіт кар'єр слід розглядати як систему, що динамічно змінюється у просторі та часі – від початку будівництва до повного відпрацювання запасів родовища.

Значущість проблеми підсилюється необхідністю продовження терміну експлуатації діючих кар'єрів Кривбасу, де глибина робіт перевищує 400–500 м. Тому обґрунтування оптимального режиму гірничих робіт має не лише економічне, а й техногеологічне значення.

Актуальність дослідження посилюється також стратегічними пріоритетами України щодо сталого використання мінерально–сировинних ресурсів та гармонізації технологій відкритих робіт із вимогами екологічної безпеки. Вдосконалення методологічних підходів до оптимізації режиму гірничих робіт сприятиме підвищенню ефективності використання ресурсів, зменшенню енергомісткості процесів, скороченню втрат і негативного впливу на довкілля.

Отже, дослідження методологічних підходів до оптимізації режиму гірничих робіт залізрудних кар'єрів є актуальним завданням сучасної науки і практики гірничої справи.

Мета й завдання роботи. Метою дослідження є наукове обґрунтування та розроблення методологічних підходів до оптимізації режиму гірничих робіт залізрудних кар'єрів шляхом встановлення функціональних залежностей між параметрами робочої зони, коефіцієнтом розкриву та просторово–часовими характеристиками розвитку гірничих робіт.

Для досягнення поставленої мети в роботі сформовані **основні задачі дослідження:**

1. Здійснити аналіз сучасних підходів до визначення та оптимізації режиму гірничих робіт.

2. Дослідити основні фактори, що впливають на режим гірничих робіт під час розробки залізорудних родовищ.

3. Сформулювати основні напрямки подальших досліджень.

КЛЮЧОВІ СЛОВА: ВІДКРИТІ ГІРНИЧІ РОБОТИ, РЕЖИМ ГІРНИЧИХ РОБІТ, РОЗКРИВНІ ПОРОДИ, ЗАЛІЗОРУДНИЙ КАР'ЄР, КОЕФІЦІЄНТ РОЗКРИВУ.

ВСТУП.

Актуальность работы. Для економічного розвитку України велике значення мають родовища корисних копалин паливно–енергетичної, рудної та нерудної груп, зокрема залізних і марганцевих руд, вугілля, титанових і уранових руд, а також будівельних матеріалів. «Родовища вирізняються витягнутою формою за простяганням, крутим падінням, незначною потужністю та комплексністю складу. У процесі відкритої розробки разом із основною сировиною до кар’єрного поля потрапляють і супутні корисні компоненти, зокрема залізні, мідні та цинкові руди» [1].

Кар’єри, запроєктовані на базі таких родовищ, являють собою складну техногенну систему, основні параметри та характеристики якої, особливо на початкових етапах формування, визначаються прийнятими проєктними рішеннями [1-5].

«У цьому контексті визначення режиму гірничих робіт — тобто погодженого в часі розподілу обсягів видобутку різних видів корисних копалин і гірничої маси в межах кар’єрного поля — постає як одне з ключових завдань проєктування. Розв’язання цієї проблеми для вузьких та витягнутих кар’єрів, що розробляють комплексні родовища з декількома видами корисних копалин, значно ускладнюється, оскільки чинні проєктні методики здебільшого орієнтовані на відпрацювання однорідних родовищ» [6-9].

«Для отримання обґрунтованого рішення щодо режиму ведення гірничих робіт кар’єр слід розглядати як об’єкт, що змінюється в просторі й часі від моменту його спорудження до завершення відпрацювання родовища. Щоб мати змогу аналізувати широкий спектр технічних рішень, необхідно сформувати математичну модель відповідного завдання» [10-12].

Отже, дослідження методологічних підходів до оптимізації режиму гірничих робіт залізорудних кар’єрів є актуальним завданням сучасної науки і практики гірничої справи.

Мета й завдання роботи. Метою дослідження є наукове обґрунтування та розроблення методологічних підходів до оптимізації режиму гірничих робіт залізорудних кар'єрів шляхом встановлення функціональних залежностей між параметрами робочої зони, коефіцієнтом розкриву та просторово–часовими характеристиками розвитку гірничих робіт.

Для досягнення поставленої мети в роботі сформовані **основні задачі дослідження:**

1. Здійснити аналіз сучасних підходів до визначення та оптимізації режиму гірничих робіт.
2. Дослідити основні фактори, що впливають на режим гірничих робіт під час розробки залізорудних родовищ.
3. Сформулювати основні напрямки подальших досліджень.

РОЗДІЛ 1 НАУКОВІ ПІДХОДИ ТА СТУПІНЬ ВИВЧЕНОСТІ ПРОБЛЕМИ ВИЗНАЧЕННЯ РЕЖИМУ ГІРНИЧИХ РОБІТ

1.1. Аналіз сучасних підходів до визначення та оптимізації режиму гірничих робіт

Проблематика наукового планування режиму гірничих робіт розглядалася в працях багатьох дослідників.

Академік В.В. Ржевський одним із перших сформулював визначення режиму гірничих робіт, охарактеризувавши його як «впорядковану систему виконання розкривних і видобувних робіт у межах кар'єрного поля, що забезпечує планомірну, безпечну та економічно ефективну розробку родовища протягом усього терміну існування кар'єру». [13].

В.В. Ржевський трактує календарний план гірничих робіт як «розподіл обсягів корисних копалин і гірничої маси за роками відпрацювання, що формується на основі заданого режиму гірничих робіт» [14]. Розглядаючи різні сторони формування режиму гірничих робіт, він визначає ключовим чинником, що має враховуватися під час проєктування кар'єрів, економічну обґрунтованість режиму гірничих і розкривних робіт. На його думку, усереднення обсягів розкривних робіт сприяє економічній стійкості виробництва, оптимальному використанню обладнання та трудових ресурсів і запобігає нерівномірному розподілу навантаження в різні періоди експлуатації. [13-15].

Вибір режиму розкривних робіт повинен базуватися на аналізі фактичних технічних, організаційних і ресурсних можливостей підприємства, а також галузевих умов його функціонування. В роботах показано, що в процесі тривалої експлуатації кар'єру (понад 20 років) рівномірний режим розкривних робіт поступається за економічними показниками нерівномірному, коли на початкових стадіях видобуток порід

здійснюється в обсягах, менших за ті, що відповідають умовам рівномірного ведення робіт. В.В. Ржевський підкреслює, що кожна стадія рівномірного режиму повинна тривати протягом усього амортизаційного періоду експлуатації основного гірничо–транспортного устаткування — орієнтовно 8–12 років.

При проектуванні кар'єрів з невеликим терміном існування рекомендується економічний, рівномірний режим розкривних робіт. Для вибору раціонального режиму гірничих робіт рекомендується в кожному конкретному випадку проводити розрахунки капітальних та експлуатаційних витрат, які мають бути прийняті з урахуванням покращення техніко–економічних показників розробки.

Пізніше, завдяки дослідженням багатьох вчених та практиці проектування кар'єрів [16-29], сформувалося стійке поняття режиму гірничих робіт як встановленої проектом або дослідженнями послідовності виконання у часі обсягів розкривних та видобувних робіт на кар'єрах. Мета режиму гірничих робіт полягає у забезпеченні планомірної та екологічно ефективної відкритої розробки родовища протягом усього терміну існування кар'єру. Він зазвичай відбивається графіком, де показані зміни обсягів гірничих робіт у часі. Планомірний режим характеризується стійко рівномірним, ступінчасто наростаючим або ступінчасто спадаючим рівнем вилучення гірничої маси протягом усього терміну існування кар'єру. Ступінчаста зміна графіків доцільно узгоджувати з термінами амортизації гірських споруд, гірничого та транспортного обладнання (8-12 років).

Складаються початкові графіки режиму гірничих робіт, потім їх регулюють та покращують. Побудова початкових графіків здійснюється за результатами геометричного аналізу кар'єрного поля, який виконують відповідно до систем розробки. При крутих покладах геометричний аналіз всього кар'єрного поля зумовлює побудову, зазвичай, пікоподібного початкового графіка режиму гірничих робіт. Напрями подальшого регулювання таких графіків – випереджальне виконання обсягів розкривних

робіт у часі або їх перенесення на наступні періоди кар'єрної діяльності.

Побудова рівномірного або ступінчасто спадного графіка при постійній продуктивності за корисними копалинами досить просто здійснюється за рахунок збільшення обсягів розкривних робіт у перший період експлуатації кар'єру. Більш складно скоротити поточні обсяги розкривних робіт спочатку, перенести їх на наступні періоди з побудовою ступінчасто зростаючого графіка. З цією метою здійснюються: початкове відпрацювання ділянок з підвищеним рудонасиченням; виділення проміжних етапів розробки в плані та по глибині кар'єрного поля з тимчасовою зупинкою робіт на уступах у міру досягнення контурів цих етапів, застосування в перший період або постійно систем розробки з меншими розмірами робочої зони (поперечних, поперечно–поздовжніх та кільцевих); скорочення довжини активного фронту робіт уступів під час залишення на інших ділянках фронту мінімальних майданчиків; поперединне ведення робіт на суміжних уступах; збільшення висоти уступів разом із лінійними параметрами екскаваторів; скорочення ширини робочих майданчиків у межах активного фронту тощо.

«Зазначені способи регулювання режиму передбачають зменшення контурів відпрацювання гірничої маси протягом певного календарного періоду шляхом збільшення кута укосу робочих бортів або комбінації робочих і тимчасово неробочих бортів» [25].

Питання дослідження режиму гірничих робіт велику увагу приділив у своїх працях проф. Г.А. Холодняков [25, 30, 31].

При розробці комплексних родовищ під режимом гірничих робіт він рекомендує розуміти «певний порядок вилучення гірничої маси в межах кар'єрного поля, що забезпечує планомірний видобуток корисних копалин за умов безпечної маловідходної та економічно ефективної розробки родовища за термін існування кар'єру» [32].

Разом із забезпеченням рівномірного режиму робіт протягом певних етапів діяльності кар'єру із вилучення гірничої маси потрібно мати також

рівномірний режим видобутку всіх корисних копалин, що складають комплексне родовище. Виникає проблема вирівнювання (усереднення) коефіцієнтів розкриву корисних копалин [30, 31, 33].

Вирівнювання коефіцієнта розкриву можна здійснювати регулюванням напрямку та порядку розвитку гірничих робіт або зменшенням продуктивності кар'єру за корисними копалинами. Постійне значення коефіцієнта розкриву передбачає змінне значення кутів укосів робочого борту у різні періоди роботи кар'єру [30, 31, 34].

Для усереднення поточних обсягів добових робіт Г.А. Холодняков запропонував метод побудови графіка $P=f(Q)$. Сутність цього методу полягає в наступному. У системі прямокутних координат, що є по осі абсцис об'єми гірничої маси, а по осі ординат—об'єми руди, будуються два графіки наростаючих обсягів гірничої маси і руди:

- а) для випадку, коли роботи проводяться з мінімальними робочими майданчиками;
- б) для випадку, коли відпрацювання родовища ведеться по одному уступу послідовно зверху донизу.

Таким чином, на графіку $P=f(Q)$ визначається можлива для даного варіанту розтину область існування режиму видобутку.

Усереднення коефіцієнта розкриву зводиться до проведення у цій області прямих ліній. Положення та довжина цих ліній визначаються формою кривих $P=f(Q)$ та за економічними міркуваннями.

Дуже важливою особливістю графіка, що використовується в цьому дослідженні є те, що для найбільш економічно доцільного варіанта розвитку гірничих робіт крива $P=f(Q)$ для випадку роботи з мінімальними робочими майданчиками займає найнижче положення.

Методика автора дає можливість визначити варіації допустимих планів видобутку руди та виїмки гірських порід – відходів кар'єру.

Перевагою даної методики є можливість аналітичної інтерпретації ліній графіка $P=f(Q)$ для будь-яких умов залягання комплексних родовищ

корисних копалин. Ця обставина особливо важлива при стабілізації продуктивності кар'єру.

Автор показав вплив «різночасності капітальних вкладень на величину продуктивності кар'єру по розкриву та руді» [25, 26]. Крім впливу різночасності капітальних вкладень, він досліджував необхідність обліку технічного прогресу. На підставі аналізу розвитку техніки та технології відкритих гірничих робіт на тривалий період, автор вивів показник щорічного зниження вартості розробки 1 т руди.

Проблемою наукового планування режиму гірничих робіт, крім зазначених вчених, займалися також проф. А.І. Арсент'єв [16], П.Е. Зурков [35], В.Г. Блізнюков [20] С.О.Луценко [18, 19], Н.Г. Капустін [36], Григор'єв Ю.І. [17], Н.Д. Золотарьов [22], М.М. Пижик [10, 11], Н.Д. Бевз [37], А.К. Полищук [38], О.М. Шилін [27], Є.Г. Баранов [39], Т.М. Ковальчук [40], Б.Т. Рутківський [41], С.В. Пак [23], С.А. Дранніков [21], К.А. Кумачов [42] та інші.

1.2. Методичні підходи до проєктування та оптимізації режиму гірничих робіт при відпрацюванні витягнутих крутоспадних родовищ

До витягнутих родовищ малої потужності належать такі, у яких співвідношення довжини за простяганням до глибини кар'єру в межах корисної копалини перевищує 10 [42]. У подібних родовищах видобувні роботи в межах поперечного профілю кар'єру можуть здійснюватися лише одним уступом (рис. 1.1). Для таких об'єктів характерно, що потужність пласта (m) менша або дорівнює ширині нормальної робочої площадки (B), тобто $m < B$

У результаті проєктування розробки родовищ подібного типу формуються кар'єри з витягнутою формою та малою шириною по поверхні. Прикладом можуть слугувати кар'єри рудника Джанатас, основні параметри яких наведено в таблиці 1.1 за матеріалами проєктів інституту «Гіпроруда»

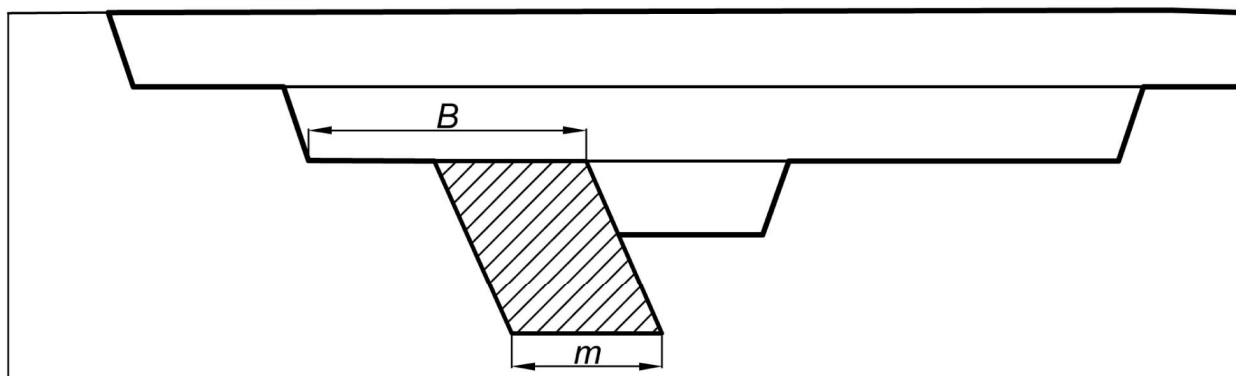


Рис. 1.1. Схема поперечного профілю кар'єру, який відпрацьовує
малопотужні родовища з крутим заляганням

Таблиця 1.1

Основні розміри кар'єрів рудника Джанатас

№ з/п	Розміри, м	Кар'єри		
		Південно– Східний	Центральний	Північно– Західний
1	Довжина кар'єру	6900	10800	4000
2	Найбільша ширина по поверхні	480	350	250
3	Середня потужність покладу	29	37	34

Відповідно до проєктних рішень, розробку родовища Джанатас заплановано здійснювати уступами висотою 10 м, при цьому розрізні траншеї прокладаються у породах висячого боку вздовж границі рудного тіла [43, 44].

До найважливіших завдань проєктування кар'єру, спрямованих на підвищення економічної ефективності розробки родовища, належить визначення раціонального режиму ведення гірничих робіт, що полягає у науково обґрунтованому розподілі у часі обсягів видобутку руди та порід розкриву.

Нераціональний режим гірничих робіт у кар'єрі веде до погіршення техніко–економічних показників — концентрації на порівняно короткий

період великої кількості гірничого та транспортного обладнання, енергопотужностей, до змінного штату робітників та службовців, а також будівництва великої кількості допоміжних цехів та побутових споруд. Встановлення правильного режиму видобувних та розкривних робіт тісно пов'язане з можливостями усереднення обсягів гірничої маси за роками. Період усереднення експлуатаційного коефіцієнта розкриву повинен відповідати терміну амортизації основного обладнання та споруд тобто 8–12 років.

У звичайних умовах усереднення експлуатаційного коефіцієнта розкриву домагаються варіюванням у часі кута нахилу робочого борту кар'єру, що може бути досягнуто відповідною зміною ширини робочих майданчиків. В умовах дуже вузьких кар'єрів з шириною по поверхні 250 – 300 м, коли робочий борт в хрест простягання складений всього 2–3–ма уступами, усереднення експлуатаційного коефіцієнта розкриву загальноприйнятим може бути малоефективним.

При розробці родовищ вузькими витягнутими кар'єрами усереднення експлуатаційного коефіцієнта розкриву необхідно проводити за допомогою поділу кар'єру по простягання на відокремлені експлуатаційні ділянки, зміщені один щодо одного за висотою на величину одного або двох уступів (рис. 1.2) [25, 29, 44].

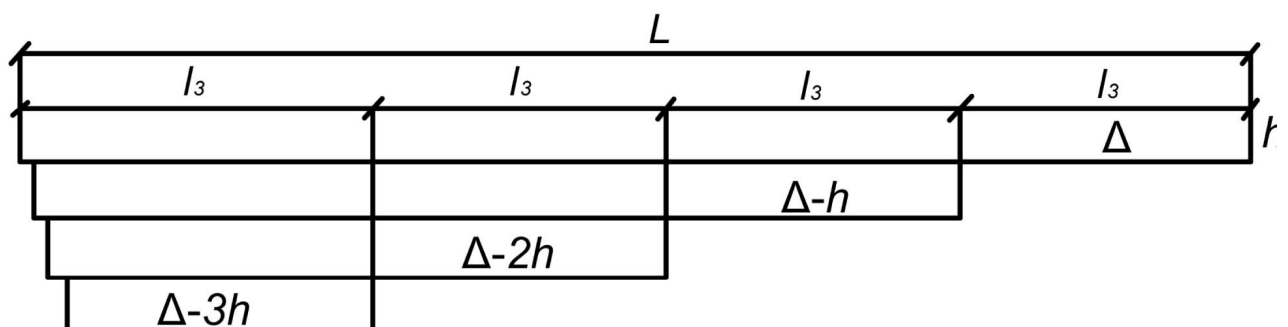


Рис. 1.2. Схема поділу кар'єрного поля за його довжиною на експлуатаційні ділянки (L – довжина кар'єра по простягання; l – довжина експлуатаційної ділянки; h – висота уступу)

Проектований кар'єр являє собою систему, для якої необхідно вибрати такі параметри та технічні рішення, які б забезпечили досягнення поставленої мети щодо її економічних показників. Кар'єр – досить складна система, але її ознаки на першому етапі роботи суворо визначено проектом. Тому встановлення режиму гірничих робіт для кар'єру є одним із найголовніших завдань проектування. Проте розв'язання цього завдання ускладнюється через недостатній досвід проектування вузьких та витягнутих кар'єрів, що розробляють комплексні родовища з кількома видами корисних копалин.

«Для отримання обґрунтованого рішення щодо вибору режиму гірничих робіт кар'єр слід розглядати як об'єкт, що динамічно змінюється у просторі й часі впродовж усього періоду — від початку будівництва до завершення відпрацювання родовища» [45].

Для проведення аналізу великої кількості варіантів технічних рішень за допомогою комп'ютерних засобів необхідно сформувати математичне подання задачі, яке виступає основою моделі [2, 45, 46],

Реалізація програми для вихідних даних конкретного родовища дозволяє у допустимо короткий термін здійснювати розрахунок значної кількості та встановити оптимальний варіант режиму відкритих гірничих робіт [25].

Існуючі в даний час методики вибору раціонального режиму видобувних і розкривних робіт не враховують комплексність родовищ, що розглядаються, коли в кар'єрі можуть видобуватися не одне, а кілька видів корисних копалин. Для комплексних родовищ, на відміну від однорідних, необхідно встановлювати та усереднювати не коефіцієнт розкриву, а експлуатаційний коефіцієнт розкриву за кожною корисною копалиною із загального обсягу гірничої маси кар'єрного поля.

1.3. Закономірності формування та визначення режиму гірничих робіт у витягнутих кар'єрах при відкритій розробці складних за структурою родовищ

Економічна ефективність відкритої розробки родовищ значною мірою визначається вибором правильного режиму гірничих робіт. Як основний показник при цьому найчастіше в даний час використовується коефіцієнт розкриву. Рациональний режим та економічні результати відкритої розробки родовищ багато в чому залежать від співвідношення обсягів розкривних та видобувних робіт загалом та за періодами діяльності кар'єру [16, 17, 21, 47, 43, 48, 49, 50]. Кількісна оцінка цих співвідношень проводиться за допомогою коефіцієнтів розкриву.

Однак, за наявності в кар'єрі кількох видів корисних копалин цей показник, який широко використовується при визначенні границь, продуктивності та режиму гірничих робіт, стає недостатньо ефективним, а часом і взагалі втрачає сенс. Справді, що таке коефіцієнт розкриву, якщо у кар'єрі видобувається не одне, а кілька корисних копалин? Відсутність відповіді на це питання призводить до неправильних методів оптимізації цього показника та визначення витрат на виїмку того чи іншого виду корисних копалин, а це у свою чергу робить недосконалими діючі методики визначення раціонального режиму гірничих робіт для комплексних родовищ.

На цей час з'явилися й інші показники ефективності роботи кар'єру.

Близнюков В.Г. [51], відмовляючись від коефіцієнта розкриву, вважає, що лише меншому обсягу гірничих робіт на корисний компонент буде відповідати більш економічний варіант розробки і ввів у теорію відкритих гірничих робіт поняття про коефіцієнт гірничої маси m , який є відношенням кількості гірничої маси до кількості корисного компонента, що міститься в руді:

$$m = \frac{P + V}{M} = \frac{P(1 + n)}{P \cdot a} = \frac{1 + n}{\alpha} \quad (1.1)$$

де P – кількість руди, що видобувається; V – кількість видобутих розкривних порід; n – коефіцієнт розкриву; α – вміст корисного компонента у руді.

В умовах розробки та комплексного збагачення багатокорисних руд коефіцієнт гірничої маси – це відношення кількості гірничої маси до сумарної кількості концентрату, приведеної за ціною до одного з них.

Хохряков В.С. [52] для оцінки маловідходності гірничо-збагачувального виробництва, його відносної безпеки для навколишнього середовища та ефективності з урахуванням раціонального використання мінеральної сировини пропонує використовувати як критерій показник кількості відходів ($ПКО$) – обсяг відходів, що припадає на одиницю корисного компонента, що міститься в товарній продукції

$$ПКО = \frac{V + X}{P \cdot a}, \quad (1.2)$$

де X – обсяг відходів збагачення (хвостів).

Певна прогресивність показників m і $ПКО$ порівняно з коефіцієнтом розкриву полягає у можливості мінімізації відходів як у процесі видобутку, так і в процесі збагачення корисних копалин. Однак, обидва ці показники мають суттєвий недолік.

Облік в них підсумків роботи двох виробництв – гірничого та збагачувального значно ускладнює їх використання у вирішенні завдань визначення основних параметрів кар'єрів, завжди пов'язаних з порівнянням варіантів та розрахунками на основі геологічних розрізів та погоризонтних планів площ та обсягів різних корисних копалин та гірських порід, а не корисного компонента (не виділеного на геологічній документації). Перерахунки від корисних копалин до багатьох компонентів і навпаки дуже трудомісткі і мало здійсненні, особливо при розробці комплексних корисних копалин, коли від кожного з них витягується кілька корисних компонентів.

Більш об'єктивним і зручним на практиці показником ефективності відкритого способу розробки комплексних родовищ є запропонований Г.А. Холодняковым [9] коефіцієнт розкриву i -ї корисної копалини у кар'єрі:

$$K_i = \frac{P_i}{Q}, \quad (1.3)$$

де P_i – кількість видобутої i -ї корисної копалини; Q – гірнича маса, що видобувається в кар'єрі.

Економічна ефективність проекту кар'єрів розробки родовищ значною мірою визначається вибором правильного режиму гірничих робіт, що пов'язано з проблемою усереднення експлуатаційного коефіцієнта розкриву за періодами, що відповідають терміну амортизації основного обладнання та споруд. Зазвичай усереднення експлуатаційного коефіцієнта розкриву досягається варіюванням у часі кута нахилу робочого борту кар'єра за рахунок відповідної зміни ширини робочих майданчиків.

Як уже зазначалося, усереднення експлуатаційного коефіцієнта розкриву в умовах вузьких довгих кар'єрів необхідно проводити за допомогою поділу кар'єру по простяганню на відокремлені експлуатаційні ділянки, зміщені відносно один одного за висотою на величину уступу [25, 29, 44].

Однак, дотепер вибір кількості ділянок та їх довжини як проектувальниками, так і окремими дослідниками проводився без достатнього теоретичного обґрунтування, ізольовано від вибору інших параметрів кар'єру та типів гірничо–транспортного обладнання.

Так, наприклад, Юматовим Б.П., Арсентьевим А.І. та Граніним І.В. [29] запропоновано визначати довжину експлуатаційної ділянки (ширину робочих майданчиків за простяганням) за формулою:

$$B = B_{min} + \frac{\mu \cdot A_p}{M \cdot h}, \text{ м} \quad (1.4)$$

де B – ширина робочого майданчика по простяганню, м;

B_{min} – мінімальна ширина робочого майданчика, м;

μ – резерв готових до вилучення запасів руди, років;

A_p – річна продуктивність видобувного уступу при односторонньому розвитку гірничих робіт, м³/рік;

M – горизонтальна потужність рудного покладу, м;

h – висота уступу, м;

$$A_v = 12mQ, \text{ м}^3/\text{рік} \quad (1.5)$$

де m – кількість видобувних екскаваторів на уступі;

Q – місячна продуктивність екскаваторів, $\text{м}^3/\text{міс}$.

Як видно з цих формул, для того, щоб визначити довжину експлуатаційної ділянки, необхідно поставити або попередньо визначити інші параметри кар'єру та тип вантажного обладнання. Досвід проектування кар'єрів, що розробляють малопотужні витягнуті родовища, показав, що всі перераховані вище параметри знаходяться в жорсткій залежності один від одного і повинні визначатися комплексно.

Для сукупної оцінки впливу на ефективність розробки всіх варіантів параметрів кар'єру, включаючи кількість експлуатаційних ділянок простягання та його довжину, необхідно їх вибір проводити спільно, що досягається застосуванням методу перебору цих параметрів. Застосування комп'ютерних технологій дозволяє досить повно розраховувати кожен варіант і здійснювати вибір найкращих поєднань шляхом зіставлення об'єктивних даних. При цьому виникає необхідність в аналітичному методі визначення експлуатаційного коефіцієнта розкриття при різних поєднаннях параметрів, що варіюються, і для будь-якої заданої продуктивності кар'єру за основним і попутним корисними копалинами.

Як основу визначення та усереднення коефіцієнта розкриття можна прийняти запропонований проф. Г.А.Холодняковим [30] графік $P=f(Q)$ наростаючих обсягів корисних копалин від наростаючих обсягів гірничої маси. При побудові загального графіка $P=f(Q)$ необхідно враховувати зрушення у часі відпрацювання одного й того ж горизонту в межах кожної ділянки.

Нижче наводиться методика побудови графіка $P=f(Q)$ та аналітичного визначення експлуатаційного коефіцієнта розкриття при розробці комплексного родовища декількома ділянками.

Метод побудови суміщеного графіка $P=f(Q)$ при розробці кар'єру ділянками загалом зводиться до наступного:

1. На характерному поперечному розрізі будується графік $P = f(Q)$ при $\varphi = \varphi_{max}$, де φ – кут нахилу робочого борту кар'єра, град.
2. Будується графік $P=f(Q)$ за $\varphi=0$.
3. Проводиться поєднання отриманих графіків у кількості, що дорівнює кількості експлуатаційних ділянок. При цьому має бути враховано те, що в момент опускання гірничих робіт у кар'єрі (на першій ділянці) на позначку – Δ , кожна наступна сусідня ділянка матиме відмітку менше попереднього на величину уступу h (рис. 1.2).

Так, якщо нижня позначка 1-ї ділянки – Δ , то відповідно:

2-ї	$-\Delta-h$
3-ї	$-\Delta-2h$

1.4. Аналітична інтерпретація функціональної залежності $P=f(Q)$, яка відображає співвідношення між наростаючими обсягами корисної копалини та гірничої маси при максимально допустимому куті укосу робочого борта кар'єру.

Дослідження проблеми аналітичного опису залежності $P=f(Q)$, що характеризує співвідношення між наростаючими обсягами розкривних порід (V) і видобутої корисної копалини (P), привертало увагу багатьох вчених. Зокрема, А.І. Арсент'єв [16] та А.Ф. Ткачов [24] здійснили спроби побудови математичних моделей, які відображають цю залежність для кар'єрів, що розробляють однорідні родовища, представлені одним видом корисної копалини. Їхні роботи стали основою для подальшого вдосконалення підходів до аналітичного опису режиму гірничих робіт і визначення закономірностей зміни коефіцієнта розкриву у процесі розвитку кар'єру. Використання отриманих рівнянь кривих $V=f(P)$ у даному дослідженні

неможливе через різницю початкових умов і потребу аналітичного відтворення комбінованого графіка, характерного для поетапної розробки витягнутого кар'єру. Для таких випадків аналітичний опис кривих $V=f(P)$ дав Г.А. Холодняков [25], але лише для однорідних родовищ, оскільки використовував як критерій оптимізації мінімум експлуатаційного коефіцієнта розкриву. У цій роботі дається аналітичний опис графіка $P=f(Q)$ залежності наростаючих обсягів корисних копалин від наростаючих обсягів гірничої маси з використанням як критерій максимуму коефіцієнта розкриву при розробці комплексних родовищ, що характеризується необхідністю видобутку не одного, а декількох корисних копалин.

Як вихідні умови для аналітичного опису кривої $P=f(Q)$ при $\varphi=\varphi_{max}$ прийнято наступне:

1. Крутоспадний пластоподібний, витриманий за потужністю поклад, що відповідає характеру залягання родовищ Каратауського басейну з рівнинним степовим рельєфом поверхні (рис. 1.3).

2. Глибина відпрацювання родовища відкритим способом – H_0 визначена попередньо або може бути задана на етапі проєктування.

3. Контури кар'єру до глибини визначені у межах $L_2T_1T_2L_1$. Кути укосів бортів кар'єру в кінцевому положенні приймаються відповідно до «Норм технологічного проєктування» [53].

4. Розтин здійснюється за контактом з висячим боком рудного покладу.

При цьому можливі два випадки. Перший (рис. 1.4 а) – коли робочий борт із боку висячого боку покладу досягає границі кар'єру раніше, ніж зі сторони лежачого боку.

У другому випадку (рис. 1.4 б) робочий борт у породах лежачого боку покладу досягає границі кар'єру раніше, ніж з боку, що висить.

Розглянемо перший випадок (рис. 1.3 та 1.4 а). Позначимо через S'_l і S_l , площу відповідно руди та гірничої маси, що витягуються при досягненні кар'єром деякої глибини H , де $0 \leq H \leq H_l$ і H_l – глибина кар'єру, починаючи з якої робочий борт досягає границі кар'єру зі сторони висячого боку покладу.

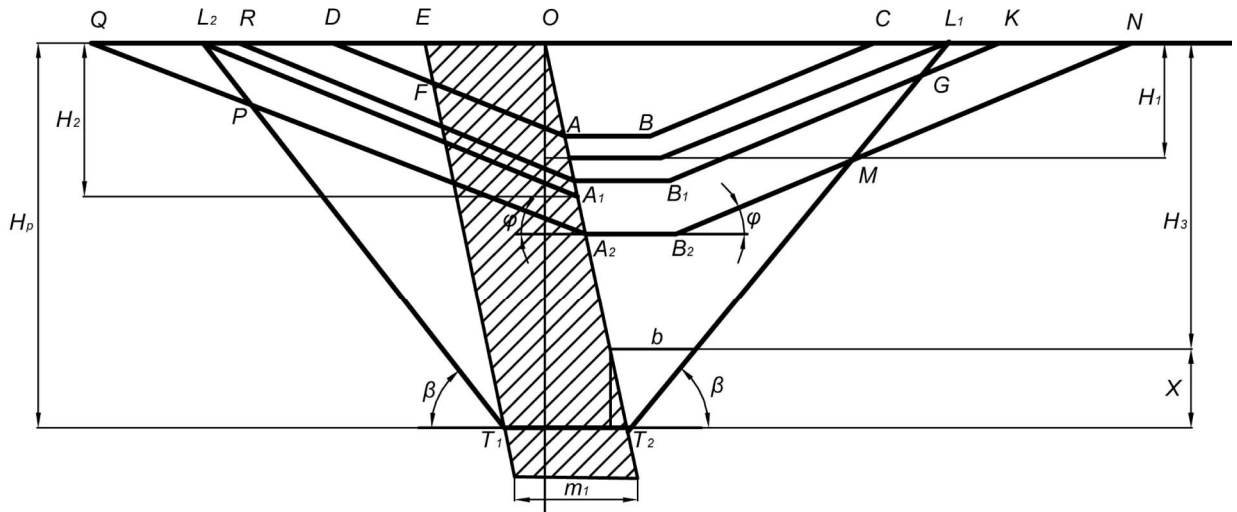


Рис. 1.3. Принципова схема розрахунку аналітичної залежності $P=f(Q)$

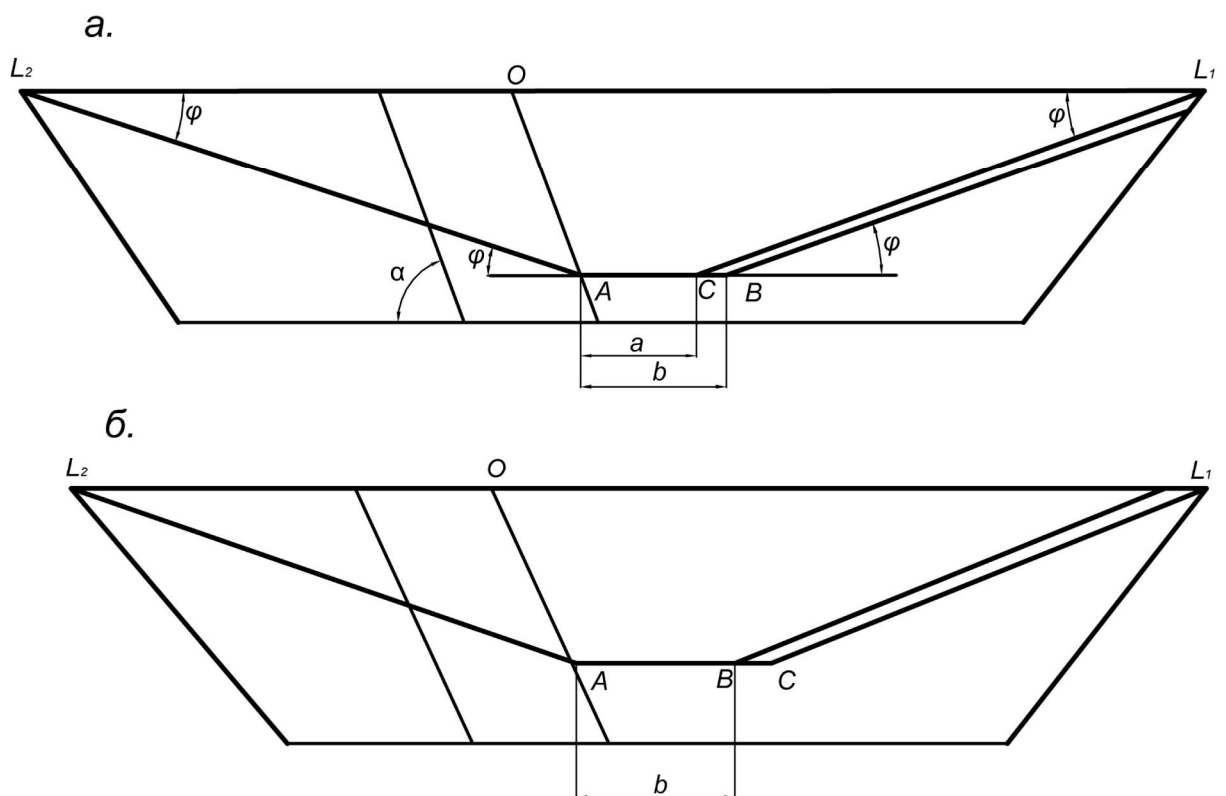


Рис. 1.4. Варіанти просторового розташування робочих бортів кар'єру на етапі досягнення кінцевих контурів розробки:

- а) першим – з боку висячого боку;
- б) першим – з боку лежачого боку;

Позначимо через S_2 і S'_2 , площу відповідно руди та гірничої маси, що витягуються при досягненні кар'єром деякої глибини H , де $H_1 \leq H \leq H_2$ та H_2 – глибина кар'єру, починаючи з якої робочий борт досягає границі кар'єру як зі сторони висячого, так і зі сторони лежачого боку покладу.

Позначимо через S_3 і S'_3 , площу відповідно руди та гірничої маси, що витягуються при досягненні кар'єром деякої глибини H , де $H_2 \leq H \leq H_3$ та H_3 – глибина кар'єру, починаючи з якої розрізна траншея не може бути пройдена тільки по породі, не зачіпаючи руди і не змінивши своєї нормальної ширини по низу – b .

Для побудови загального графіка $P=f(Q)$ при розробці кар'єру ділянками, зміщеними по висоті щодо один одного на величину уступу, пропонується наступна розрахункова схема до визначення наростаючих обсягів руди та гірничої маси за різної кількості ділянок та горизонтів (рис. 1.5). У цій схемі: S_q – поперечний переріз руди або гірничої маси, що видобувається при досягненні j -ю ділянкою i -го горизонту; $i = 1; 2; \dots; N$ і $j = 1; 2; \dots; n$; N – порядковий номер останнього горизонту; n – кількість експлуатаційних ділянок.

Для ілюстрації цієї схеми (рис. 1.5) на рис. 1.6 представлений порядок відпрацювання кар'єру глибиною H_0 і довжиною простяганням L за допомогою 3-х експлуатаційних ділянок.

Як видно з рисунку, на момент досягнення першою ділянкою дна кар'єру, друга ділянка повинна ще відпрацьовуватися на одну величину уступу, а третьою на дві. При прийнятому порядку відпрацювання кар'єру наступний етап характеризувався б положенням гірничих робіт на:

1-й ділянці глибиною $N+1$

2-й ділянці глибиною N

3-й ділянці глибиною $N-1$

фактично ж 1 і 2 ділянки досягли дна кар'єру, а третя ділянка повинна ще відпрацьовуватися на величину уступу.

З метою встановлення загальної закономірності розрахунку наростаючих площ умовно приймається опускання гірничих робіт на 1-й ділянці до горизонту $(N+2)$ при відпрацюванні кар'єру трьома ділянками (рис. 1.6), а взагалі до горизонту $N+(N-1)$, як показано на рис. 1.5.

Для врахування фактичного становища гірничих робіт у загальну формулу визначення наростаючих площ запроваджується примітка

$$S_{N1} = S_{(N+1)} = S_{(N+2)} = \dots = S_{(N+n-1)}, \quad (1.6)$$

Нехай L – повна довжина кар'єрного поля. Тоді довжина кожної ділянки дорівнює:

$$l_y = \frac{L}{n}, \quad (1.7)$$

Розрахункові формули наростаючих обсягів у разі можна подати як:

Для руди:

$$P_{in} = \sum_{k=i}^n S_{k1} \frac{L}{n}, \text{ при } i=1; 2; \dots; n \quad (1.8)$$

$$P_{in} = \sum_{k=n+1}^i S_{k1} \frac{L}{n}, \text{ при } i= n+1; n+2; \dots; N+n-1 \quad (1.9)$$

Для гірничої маси:

$$Q_{in} = \sum_{k=i}^n S'_{k1} \frac{L}{n}, \text{ при } i=1; 2; \dots; n \quad (1.10)$$

$$Q_{in} = \sum_{k=n+1}^i S'_{k1} \frac{L}{n}, \text{ при } i= n+1; n+2; \dots; N+n-1 \quad (1.11)$$

З формул (1.8–1.9) і (1.10–1.11) можливо побудувати графік зміни наростаючих обсягів корисних копалин залежно від наростаючих обсягів гірничої маси, тобто графік $P=f(Q)$.

1.5. Розрахунок показника співвідношення обсягів розкривних і видобувних робіт

Встановлено, що з метою найбільш тривалого усереднення експлуатаційного коефіцієнта розкриття доцільно працювати зі змінним

значенням кута укосу робочого борту (φ) по прямій АВ, що торкається кривої $P = f(Q)$ при $\varphi = \varphi_{max}$ (рис. 1.7).

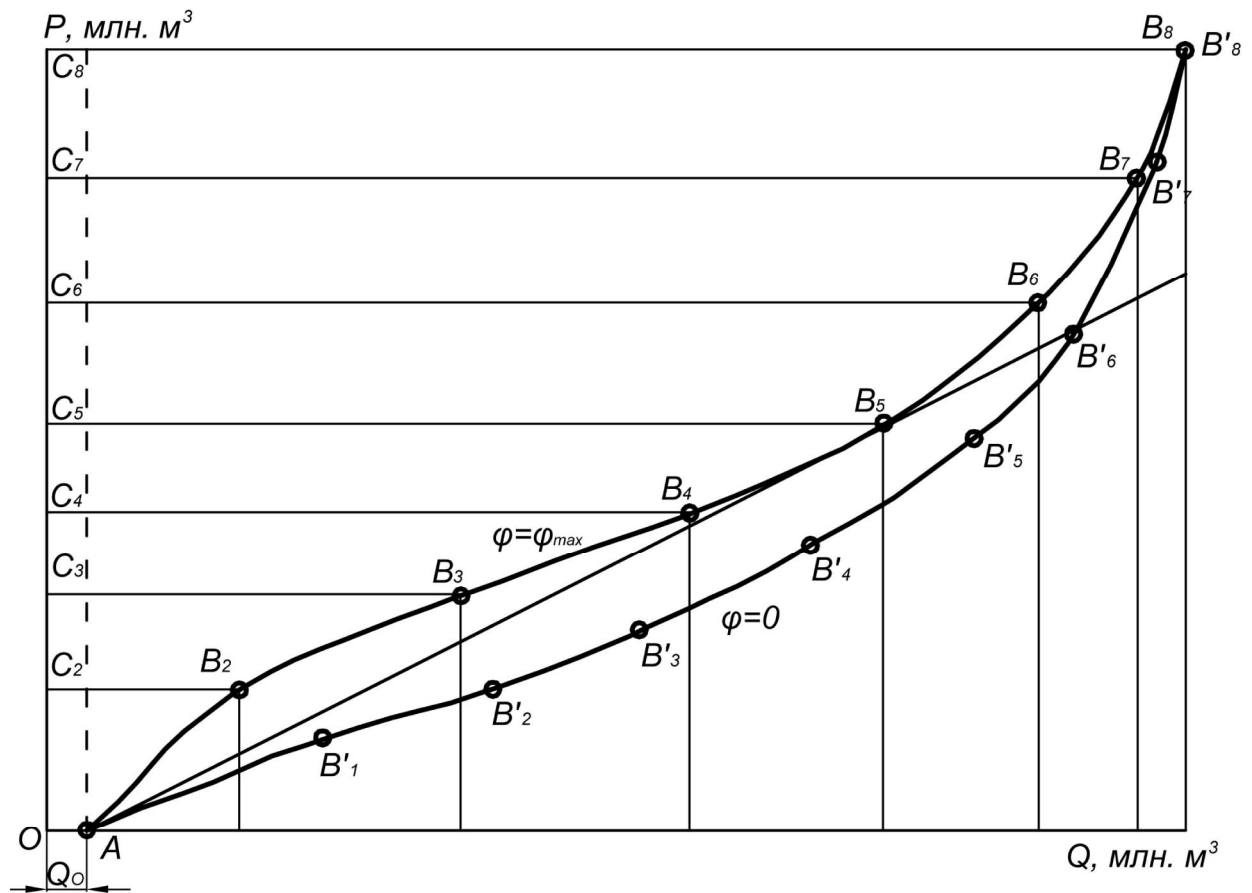


Рис. 1.7. Графік $P=f(Q)$ залежності наростаючих обсягів корисних копалин від наростаючих обсягів гірничої маси при $\varphi = \varphi_{max}$ і $\varphi = 0$.

Г.А. Холодняковим [30, 31] виведено формулу експлуатаційного коефіцієнта розкриття, як розрахункового тангенса кута нахилу дотичної до горизонталі. Однак, у зв'язку з тим, що суміщений графік $P=f(Q)$ отриманий у цій роботі в неявному вигляді через надмірну складність побудови графіка, знаходження аналітичного методу розрахунку експлуатаційного коефіцієнта розкриття представляється скрутним. Однак, це можна зробити, враховуючи деякі особливості побудови графіка $P=f(Q)$ при $\varphi = \varphi_{max}$.

Звернувши увагу на графік (рис. 1.7), зауважимо, що пряма AD є дотичною до кривої $P=f(Q)$ при $\varphi = \varphi_{max}$ у точці B_5 має найменший кут нахилу

до горизонталі з усіх прямих, які могли б поєднати точку A з фіксованими точками кривої – $B_2, B_3, \dots, B_{N+n+1}$.

Загальний вираз для знаходження експлуатаційного коефіцієнта розкриву (k_δ):

$$k_\delta = \frac{P_{in}}{Q_{in} - Q_0} \rightarrow \min \quad (1.12)$$

Визначений за запропонованою методикою експлуатаційний коефіцієнт розкриву враховує продуктивність кар'єру по руді (через початковий обсяг гірничої маси – Q_0), висоту уступу, довжину експлуатаційних ділянок, і навіть їх кількість. Діяльність кар'єру при цьому здійснюватиметься з максимальною економічною ефективністю, забезпеченою можливістю роботи з максимальним усередненим експлуатаційним коефіцієнтом розкриву.

РОЗДІЛ 2 ДОСЛІДЖЕННЯ ОСНОВНИХ ФАКТОРІВ, ЩО ВПЛИВАЮТЬ НА РЕЖИМ ГІРНИЧИХ РОБІТ ПІД ЧАС РОЗРОБКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ

2.1. Дослідження впливу кута нахилу робочого борта на формування режиму гірничих робіт і головні параметри кар'єру

Рациональне регулювання розподілу обсягів розкривних робіт у зоні стику між суміжними кар'єрами досягається шляхом керування кутами нахилу їхніх робочих бортів на різних етапах експлуатації. Зі збільшенням кута нахилу період відпрацювання відповідного обсягу гірничої маси зміщується на пізніші стадії розробки родовища, тоді як формування більш пологих бортів прискорює цей процес.

Регулювати кут нахилу робочого борту кар'єру (α_p) можливо за рахунок зміни таких параметрів елементів систем розробки, як ширина робочого майданчика ($Ш_{pn}$), ширина транспортної берми ($Ш_{TP}$), висота уступу (H_y) та кута укосу уступу (α_y):

$$\operatorname{tg} \alpha_p = \frac{H_{\kappa}}{n_{pn} Ш_{pn} + n_{TP} Ш_{TP} + n_{пп} Ш_{пп} + n_y H_y \cdot \sin \alpha_y}, \text{ град} \quad (2.1)$$

де n_{pn} – кількість робочих майданчиків на борту кар'єру, шт;

n_{TP} – кількість транспортних берм на борту кар'єру, шт;

$n_{пп}$ – кількість запобіжних берм на борту кар'єру, шт;

$Ш_{пп}$ – ширина запобіжної берми, м;

n_y – кількість уступів на борту кар'єру, шт;

H_{κ} – глибина кар'єру (висота борту кар'єру), м.

Таким чином, зі зменшенням ширини робочих і транспортних площадок, а також зі збільшенням висоти уступу та кута його укосу, загальний нахил робочого борта кар'єру зростає. Зменшення ширини робочих майданчиків призводить до звуження фронту робіт і створює

обмежені умови для розміщення техніки, тому така зміна допустима лише в межах мінімальних нормативних значень. Збільшення висоти уступу та кута його нахилу, навпаки, погіршує стійкість як окремих уступів, так і борту кар'єру в цілому, що обмежує можливість їх коригування характеристиками міцності гірських порід. Водночас кут нахилу робочого борта кар'єру залишається параметром, який можна регулювати у достатньо широких межах для забезпечення раціонального режиму гірничих робіт.

Розглянемо кілька варіантів одночасної розробки сусідніх кар'єрів із різними кутами нахилу робочих бортів:

- кар'єри відпрацьовуються крутими робочими бортами;
- кар'єри відпрацьовуються пологими робочими бортами;
- кар'єри відпрацьовуються робочими бортами з кутами нахилу, рівними деякому проміжному значенню порівняно з попередніми варіантами.

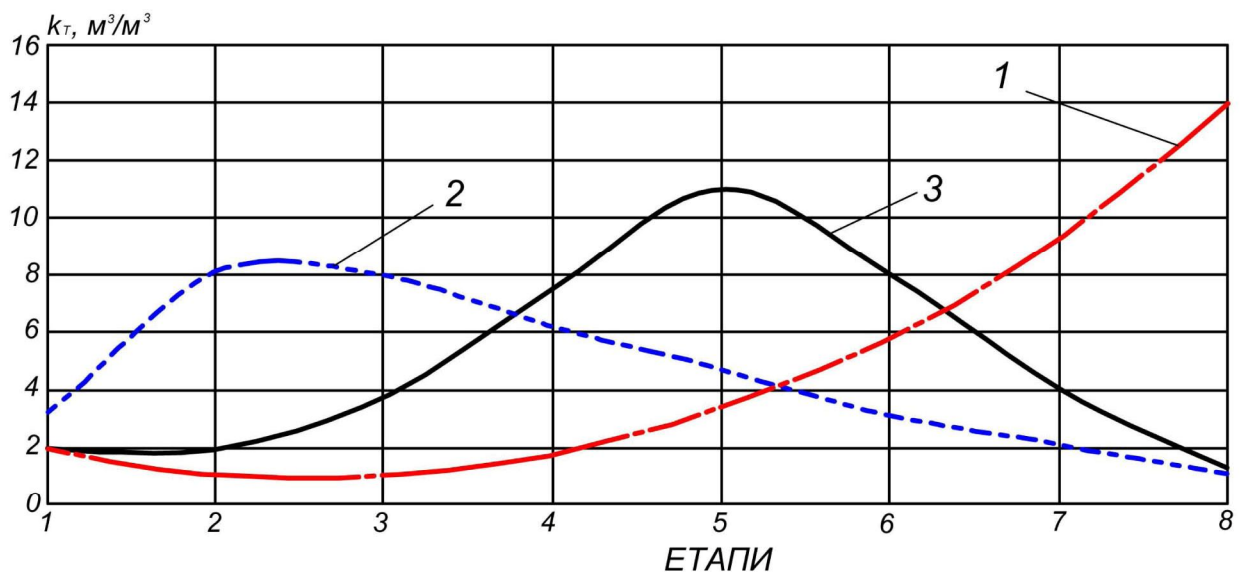


Рис. 2.1. Залежність поточного коефіцієнта розкриття від кута нахилу робочих бортів кар'єрів при незмінній кінцевій глибині розробки

На рисунку 2.1 наведено графіки зміни поточного коефіцієнта розкриття для кожного з розглянутих варіантів. Оскільки глибина відкритих гірничих робіт у всіх випадках однакова, до відпрацювання залучаються рівнозначні за обсягом запаси корисних копалин.

У першому варіанті розробки родовища робочі борти сусідніх кар'єрів приймаються крутішими — з кутами, наближеними до кінцевих. Це зумовлює перенесення основного обсягу гірничих робіт на заключну стадію освоєння родовища. При цьому поточний коефіцієнт розкриву (n_m) по суті стає рівним контурному (n_k), а його максимальне значення дорівнює граничному коефіцієнту розкриву ($14 \text{ м}^3/\text{м}^3$). Графік режиму гірничих робіт набуває вигляду однієї гілки параболи, пікове значення поточного коефіцієнта розкриву припадає на заключний період розробки родовища.

Розглянутий варіант передбачає порівняно невеликі обсяги гірничобудівельних робіт, що забезпечує швидке повернення початкових капіталовкладень. При цьому основна частина гірничих робіт, а відповідно й основні інвестиційні витрати, зміщуються на пізніші етапи розробки родовища. Завдяки цьому, з урахуванням дисконтування грошових потоків, приведені витрати на сьогоднішній момент можуть розглядатися як відносно незначні. Сукупність цих чинників визначає високий рівень рентабельності та інвестиційної привабливості таких проектів. Однак віднесення основних обсягів гірничих робіт на пізні терміни існування кар'єру тягне за собою цілу низку технологічних труднощів (велика інтенсивність ведення гірничих робіт, велике зосередження техніки у відносно малому просторі, необхідність реалізації великого парку гірничої техніки після закінчення гірничих робіт тощо).

У другому варіанті розробки родовища передбачається застосування пологих робочих бортів у межах сусідніх кар'єрів, що призводить до концентрації основних обсягів гірничих робіт і максимальних значень поточного коефіцієнта розкриву на ранніх етапах розробки. При цьому саме пікове значення буде в 1,6 рази нижче, ніж значення граничного коефіцієнта розкриву ($8,5 \text{ м}^3/\text{м}^3$). Подібна ситуація пояснюється значним обсягом гірничобудівельних робіт, який практично в 4 рази більший у порівнянні з попереднім варіантом, що призводить до збільшення терміну окупності даного проекту та, як наслідок, до зниження його інвестиційної

привабливості. Даний варіант є кращим саме з позиції технології ведення гірничих робіт, що обумовлено досить повним використанням можливостей гірничого обладнання в нестиснених умовах.

Деяким компромісом між двома варіантами є третій, коли кут нахилу робочого борту кар'єра має деяке проміжне значення. Режим гірничих робіт цього варіанта поєднує у собі риси двох інших. Спочатку відбувається збільшення обсягу гірничих робіт з подальшим їх зниженням після проходження етапу початку погашення гірничих робіт, що досягається у середній період розробки родовища. Пікове значення поточного коефіцієнта розкриву практично в 1,3 рази менше граничного коефіцієнта розкриву.

Що стосується обсягу робіт у період будівництва кар'єру, він так само, як і в першому варіанті, значно нижчий, ніж у другому. Це сприятливо позначається на інвестиційній привабливості проекту. При цьому зменшення обсягу гірничих робіт у заключний період експлуатації кар'єру також позитивно впливає на технологічну складову проекту.

Даний варіант поєднує в собі ряд переваг кожного з двох інших варіантів. Причому залежно від цілей, які переслідуються при прийнятті конкретних рішень, акцент може бути зміщений у той чи інший бік за рахунок управління режимом гірничих робіт шляхом зміни кутів нахилу робочих бортів сусідніх кар'єрів.

Слід враховувати, що для другого та третього варіантів розробки родовища існує можливість збільшення кінцевої глибини сусідніх кар'єрів, оскільки пікові значення поточного коефіцієнта розкриву значно нижчі за граничні, що пояснюється геометрією родовища.

«Відомо, що під час визначення остаточної глибини кар'єру (H_k) положення неробочих бортів встановлюють на основі розмірів кар'єру по поверхні (L), які, у свою чергу, залежать від кута нахилу робочого борту (α_p) на момент початку погашення гірничих робіт» [51].

$$L_k = 2 \cdot H_{HP} \cdot ctg \alpha_p + III_{DE}, \text{ м} \quad (2.2)$$

де H_{HP} – глибина кар'єру на етапі початку погашення гірничих робіт, м;

$Ш_{ДЕ}$ – ширина дна кар'єру на етапі початку погашення гірничих робіт, м.

З іншого боку, параметр L_K визначається за формулою:

$$L_K = 2 \cdot H_K \cdot \operatorname{ctg} \alpha_K + Ш_{ДК}, \text{ м} \quad (2.3)$$

де α_K – кут нахилу борту кар'єру в кінцевому положенні, град;

$Ш_{ДК}$ – ширина дна кар'єру, м.

Чим на більшій відстані розташовані ці точки, тим глибше відбувається перетин проектних ліній, що формують граничний контур кар'єру, а отже — більшою стає його кінцева глибина. Після прирівнювання співвідношень (2.2) та (2.3) кінцева глибина кар'єру визначається за наступною залежністю:

$$H_K = H_{III} \frac{2 \cdot \operatorname{ctg} \alpha_P + |Ш_{ДЕ} - Ш_{ДК}|}{2 \cdot \operatorname{ctg} \alpha_K}, \text{ м} \quad (2.4)$$

де H_{III} – глибина кар'єру на етапі початку погашення гірничих робіт, м;

$Ш_{ДЕ}$ – ширина дна на етапі початку погашення гірничих робіт, м;

$Ш_{ДК}$ – ширина дна кар'єру, м.

Якщо $Ш_{ДЕ} = Ш_{ДК}$, то формула набуває вигляду:

$$H_K = H_{III} \frac{\operatorname{ctg} \alpha_P}{\operatorname{ctg} \alpha_K} = H_{III} \cdot \operatorname{tg} \alpha_K \cdot \operatorname{ctg} \alpha_P, \text{ м} \quad (2.5)$$

Отже, стосовно трьох вищерозглянутих варіантів різних кутів нахилу робочого борту кар'єру можливе знаходження різних глибин кар'єрів.

При цьому, першому варіанті з крутим кутом нахилу робочого борту відповідає менша глибина кар'єру, ніж у інших варіантах (з пологим кутом нахилу робочого борту).

На рис. 2.3 наведено два варіанти кінцевих контурів першочергового кар'єру. В обох випадках поверхневі розміри кар'єру встановлювалися відповідно до параметрів етапу, під час якого поточний коефіцієнт розкриття досягає свого граничного значення. ($\max(k_T) = K_{ГР}$). Однак у першому випадку кут нахилу робочого борту (3) відіграє меншу роль, ніж у другому (4).

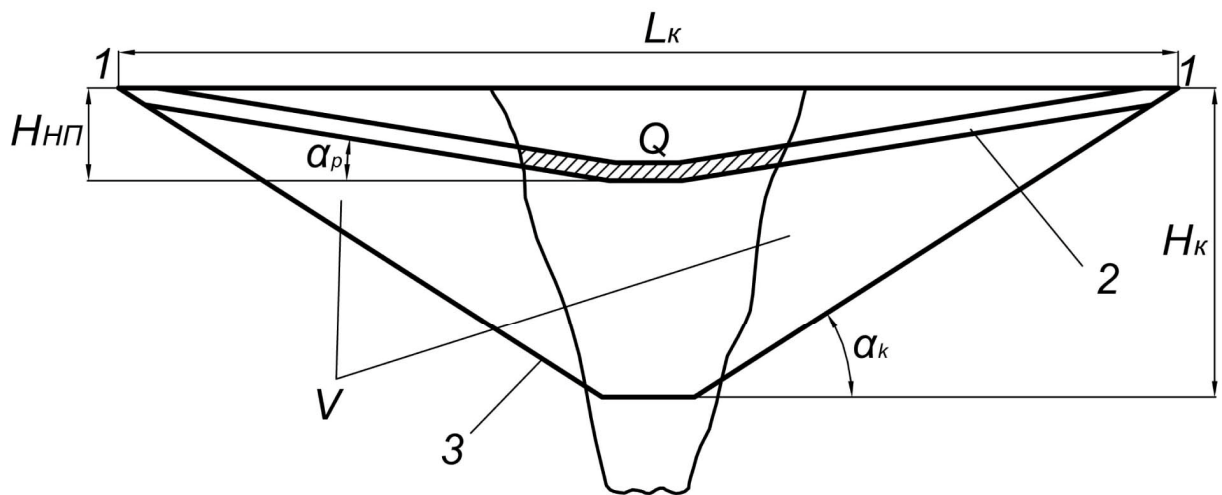


Рис. 2.2. Алгоритм визначення граничної глибини відкритих гірничих робіт: 1 – точки, що задають положення неробочих бортів кар'єру; 2 – етап початку погашення гірничих робіт; 3 – проектний контур кар'єру; α_p – кут нахилу робочого борту на етапі початку погашення гірничих робіт; α_k – кут нахилу борту кар'єра в кінцевому положенні, V – об'єм розкривних порід етапу; Q – обсяг корисних копалин етапу; $H_{НП}$ – глибина кар'єру на етапі початку погашення гірничих робіт; H_K – проектна глибина кар'єру; L_K – розміри кар'єру по поверхні

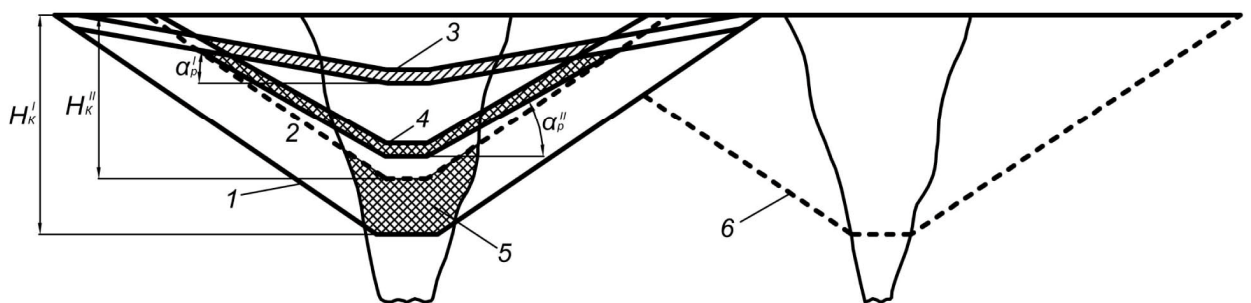


Рис. 2.3. Розрахункова модель визначення кінцевої глибини першочергового кар'єру: 1, 2 – кінцевий контур першочергового кар'єру при пологих та крутих робочих бортах відповідно; 3, 4 – етапи, що визначають кінцеву глибину першочергового кар'єру; 5 – обсяг рудної маси, що додатково залучається в розробку в межах першочергового кар'єру при пологих робочих бортах; 6 – кінцевий контур другого кар'єру

Отже, досягаються великі розміри кар'єру по поверхні та, відповідно, велика кінцева глибина кар'єру ($H_K^I \geq H_K^{II}$). Це підтверджують графіки відносного збільшення кінцевої глибини розробки кар'єру в залежності від кута нахилу його робочого борту на етапі початку погашення гірничих робіт при різних кутах нахилу борту кар'єра в кінцевому положенні (рис. 2.4).

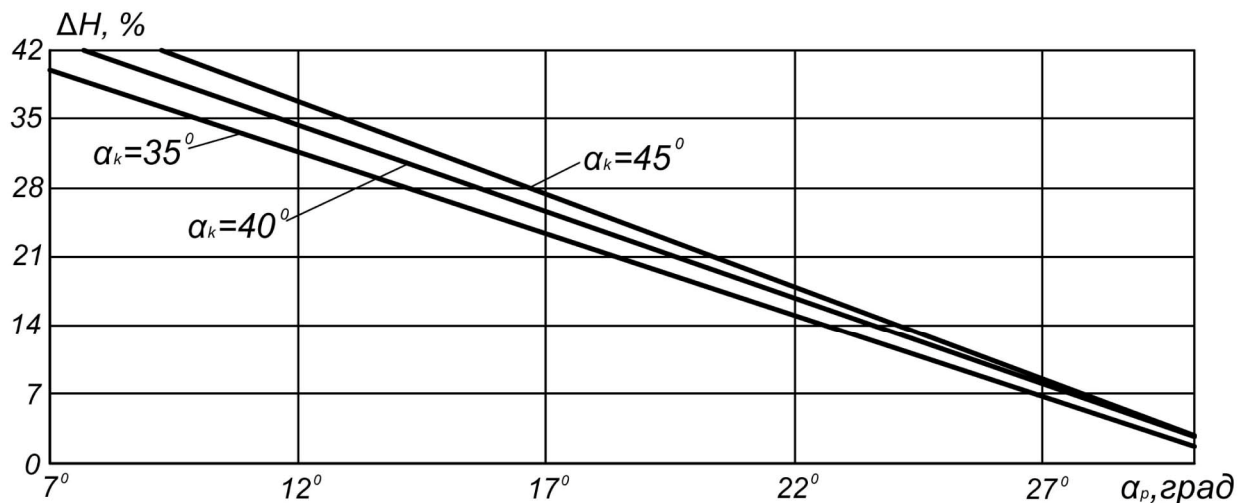


Рис. 2.4. Графік зміни кінцевої глибини кар'єру залежно від кута нахилу його робочого борту за різних значень кута нахилу борта в кінцевому положенні

Однак на сьогоднішній день поширена практика збільшення кута робочого борту на початкових етапах розробки з метою зменшення обсягу гірничо-капітальних робіт, максимально швидкого отримання прибутку та окупності інвестицій. З іншого боку, як було зазначено вище, такий технологічний прийом може призвести до зменшення кінцевої (проектної) глибини кар'єру і, відповідно, обсягу запасів корисних копалин, що залучаються у відкриту розробку.

2.2. Дослідження закономірностей формування раціонального кута нахилу робочого борта кар'єру

При визначенні кінцевої глибини відкритої розробки сусідніх кар'єрів питання обґрунтування раціональних кутів робочого борту кар'єра є

принциповим, оскільки, крім впливу на головні параметри кар'єру, від параметрів робочої зони залежить і режим гірничих робіт (рис. 2.5).

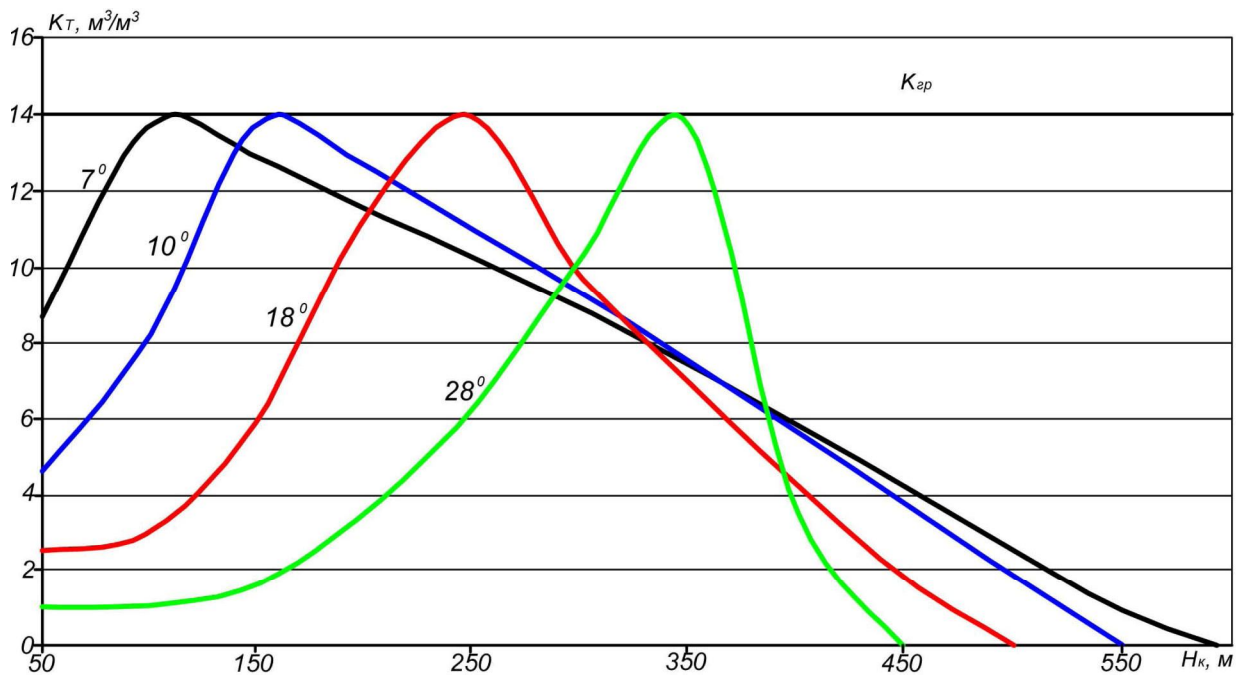


Рис. 2.5. Графіки зміни поточного коефіцієнта розкриття (у межах першочергового кар'єру) при різних кутах нахилу робочого борту

Як видно з графіків, різним значенням кута нахилу робочого борту кар'єра відповідають різні графіки зміни поточного коефіцієнта розкриття, за формою цих графіків їх можна розділити умовно на три групи: спадні, зростаючі та проміжні. Причому графіки, що відносяться до проміжної групи, мають відносно рівні зони зростання і падіння обсягів гірничих робіт. (15° – 25°). Всі інші графіки мають яскраво виражене переважання однієї із зон, внаслідок чого їх можна віднести або до спадних ($\alpha_p \leq 15^\circ$), або до зростаючих ($\alpha \geq 25^\circ$).

Проведені дослідження свідчать, що збільшення крутизни робочого борта кар'єру призводить до скорочення обсягів запасів корисних копалин, доступних для відкритої розробки (табл. 2.1).

Однак при цьому пікові обсяги розкривних робіт переносяться на пізніші періоди експлуатації кар'єру (табл. 2.2). При цьому перший період характеризується відносно низьким значенням поточного коефіцієнта розкриття, що є перевагою даного варіанта.

Це підтверджується встановленим графіком режиму гірничих робіт, який характеризується відносно низьким значенням поточного коефіцієнта розкриття (на рівні $1\text{--}2 \text{ м}^3/\text{м}^3$) у процесі відпрацювання приблизно однієї третини кінцевої глибини кар'єру з подальшим його інтенсивним зростанням до граничного значення при кінцевій глибині відпрацювання, що дорівнює 450 м (рис. 2.5). Слід зазначити, що висока інтенсивність зростання глибини розробки зумовлена, зокрема, звуженням форми покладу з глибиною, коли його переріз поступово зменшується. Така морфологічна особливість геологічної будови родовища істотно впливає на режим гірничих робіт та основні параметри кар'єру.

При пологих кутах робочого борту, навпаки, основний обсяг розкривних робіт посідає перші етапи розробки кар'єру, що, безумовно, знижує ефективність розробки у цей період. Крім того, багаторазово (до 5–7 разів) збільшується обсяг гірничо–будівельних робіт, що може зробити проект інвестиційно непривабливим. Чим менше значення робочого кута кар'єру, тим більшої кінцевої глибини кар'єру можна досягти, а саме 550 – 600 м, тобто практично у 1,3 раза.

Обсяг гірничо–будівельних робіт приблизно може бути знайдений за такою формулою:

$$V_{ГСТ} = \frac{1}{12} \pi h_H (D_{СТ}^2 + D_{СТ} d_D + D_D^2), \text{ м}^3 \quad (2.6)$$

де $D_{СТ}$ – розмір кар'єру по поверхні до завершення його будівництва:

$$D_{СТ} = \frac{2h_H}{\text{tg} \alpha_p} + d_D, \text{ м}, \quad (2.7)$$

d_D – розмір дна кар'єру, м;

h_H – потужність наносів, м;

α_p – кут нахилу робочого борту кар'єра, град.

При цьому використання вельми пологих кутів робочого борту ($\alpha_p < 7^\circ$), як і пошарової виїмки, в більшості випадків недоцільно, тому що знадобляться дуже значні капіталовкладення в період будівництва кар'єру, термін окупності яких можна порівняти з терміном існування підприємства.

Це особливо важливо при розробці зближених або взаємопов'язаних родовищ, де просторові обмеження істотно впливають на параметри та режим гірничих робіт. Зазвичай для мінімізації капіталовкладень спершу запускають кар'єр із більш багатим покладом, а після досягнення певного етапу розвитку — сусідній, який опрацьовує менш рентабельні запаси. При цьому продовжують застосовувати традиційну технологію з крутими робочими бортами. Це дозволяє розподілити у часі капіталовкладення, а також при будівництві другого кар'єру частину робіт фінансувати за рахунок прибутку, отриманого від реалізації корисних копалин, видобутих першим кар'єром. Однак при цьому зменшується обсяг запасів корисних копалин, що залучаються у розробку.

У ході досліджень було встановлено, що вирішити завдання приросту запасів у проектних контурах кар'єрів із збереженням необхідного рівня рентабельності можна, якщо після відпрацювання першого етапу з крутими робочими бортами вести їхнє викладання аж до початку погашення гірничих робіт. У процес розробки включаються запаси корисних копалин, обсяг яких фактично відповідає тим запасам, що вилучаються під час експлуатації кар'єру з пологими робочими бортами.

На рис. 2.6 другий графік показує залежність зміни обсягу гірничо-будівельних робіт від значення кута нахилу робочого борту. Даний графік умовно можна розділити на дві частини: перша відповідає пологим кутам нахилу робочого борту ($\alpha_p < 20^\circ$), їй відповідають дуже великі обсяги гірничо-будівельних робіт та друга частина, яка відповідає крутим кутам нахилу робочого борту ($\alpha_p > 20^\circ$), їй властивий відносно пологий характер

графіка. Так, обсяги гірничо–будівельних робіт для $\alpha_p=30^\circ$ і $\alpha_p=20^\circ$ відрізняються приблизно в 4 рази, а для $\alpha_p=30^\circ$ і $\alpha_p=7^\circ$ відрізняються приблизно у 7 разів.

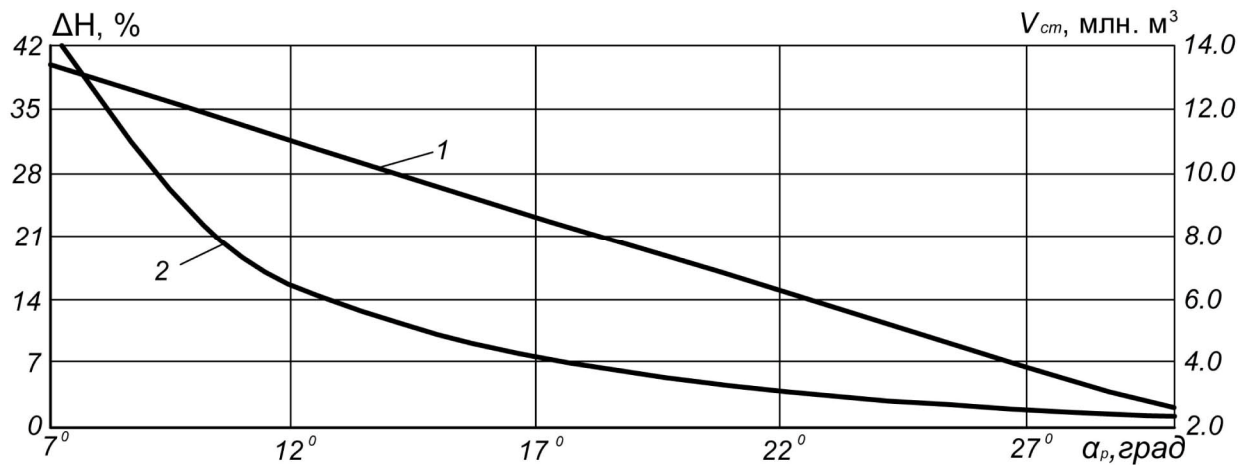


Рис. 2.6. Вплив кута нахилу робочого борту на техніко–економічні показники розробки першочергового кар'єру: 1 – графік відносного збільшення кінцевої глибини кар'єру; 2 – графік зміни обсягу гірничо–будівельних робіт

Таким чином, якщо розробку першочергового кар'єру почати вести з крутими кутами нахилу робочого борту, то обсяг гірничо–будівельних робіт дорівнюватиме мінімальному (порядку 2–3 млн м^3). Наступне викладання робочих бортів кар'єру аж до етапу початку погашення гірничих робіт дозволить досягти значних розмірів кар'єру по поверхні і, відповідно, більшої його кінцевої глибини. При цьому менші обсяги гірничо–будівельних робіт у поєднанні з меншими значеннями поточних коефіцієнтів розкриття на початкових етапах експлуатації дозволяють зменшити термін окупності таких проектів у порівнянні з проектами, в яких гірничі роботи від початку ведуться пологими бортами (рис. 2.7).

Як видно з графіків, використовуючи даний технологічний прийом, термін окупності проекту можна скоротити в 1,4 рази, якщо в початковий період експлуатації передбачати максимально круті борти з урахуванням

технології відпрацювання та застосовуваної механізації з подальшим їх викладанням.

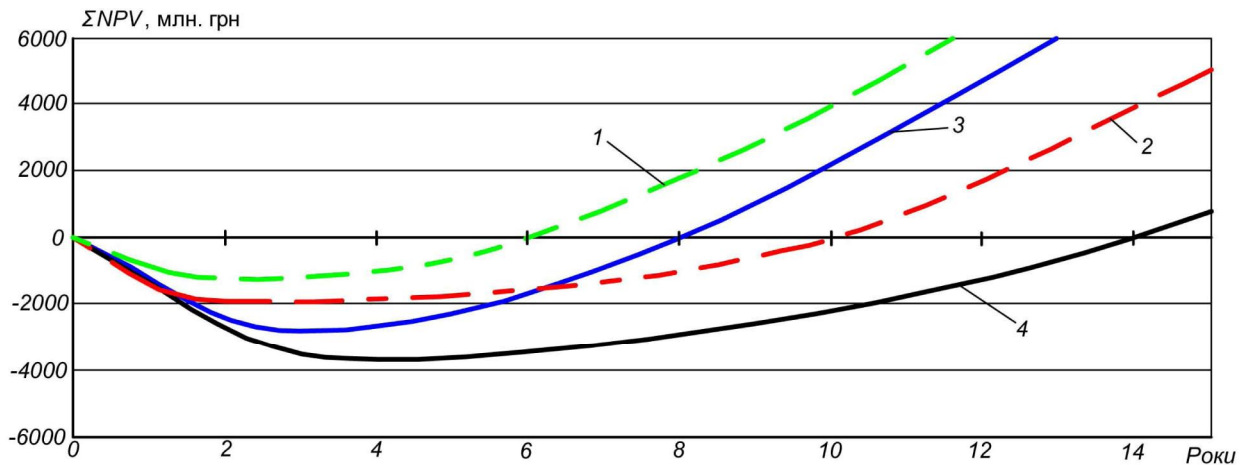


Рис. 2.7. Графік динаміки чистого дисконтованого доходу: 1, 3 – розробка кар'єру крутими робочими бортами з викладанням до 10° і 7° відповідно; 2, 4 – розробка кар'єру пологими робочими бортами 10° і 7° відповідно

Мінімальний термін окупності (6 років) у цьому прикладі досягається при викладанні робочого борту на етапі початку погашення гірничих робіт до величини $\alpha_p=10^\circ$. Таким чином, можна зробити висновок, що для конкретних умов розробки визначаються раціональні значення кута нахилу робочого борту кар'єру, які є специфічними для кожної стадії гірничих робіт.

Що стосується змін режиму гірничих робіт, зумовлених параметрами робочої зони, що змінюються, то зміна буде спостерігатися тільки до етапу початку погашення гірничих робіт. При цьому частина обсягів розкривних порід перших етапів переноситься на пізніші, що показано стрілками на рисунку 2.8.

Необхідно відзначити, що викладання крутого кута укосу робочого борту дозволяє, крім того, збільшити довжину активного фронту гірничих робіт, що дозволяє нарощувати виробничу потужність кар'єру по рудній масі та створити умови для більш продуктивної роботи гірничого обладнання.

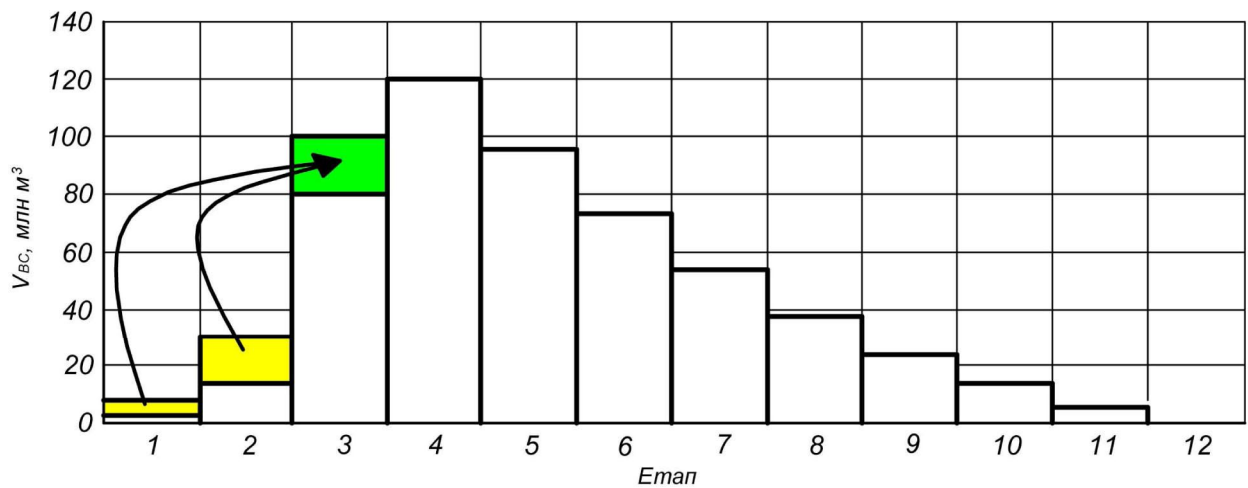


Рис. 2.8. Динаміка обсягів розкривних робіт на різних етапах формування першого кар'єру

Другий кар'єр, який починає роботу з певним запізненням відносно першого, також підпадає під зазначені умови. Проте на ранній стадії його освоєння потреба у використанні крутих кутів нахилу бортів є менш критичною, ніж у першочерговому кар'єрі. Це зумовлено тим, що відпрацювання першочерговим кар'єром всього або частини обсягу розкривних порід, зосереджених у межах ділянки суміщення контурів сусідніх кар'єрів, за рахунок зниження середнього та на деяких етапах поточного коефіцієнтів розкриву значно підвищує рентабельність відпрацювання другого кар'єру. Отже, можна говорити про те, що чим раніше першочерговим кар'єром відпрацьовано цей обсяг, тим ефективніша розробка другого кар'єру.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ.

Проведені дослідження показали, що вибір раціонального режиму гірничих робіт і формування просторово–часової структури розвитку кар'єру мають визначальний вплив на його техніко–економічні показники. Встановлення оптимальних параметрів робочої зони, кута нахилу бортів і режиму відпрацювання запасів потребує урахування динаміки геометрії кар'єру, послідовності етапів його розвитку та способів усереднення експлуатаційного коефіцієнта розкриву. На основі проведеного аналізу можна зробити такі узагальнення:

1. Вибір раціонального режиму гірничих робіт безпосередньо пов'язаний із проблемою усереднення експлуатаційного коефіцієнта розкриву, який визначає баланс між обсягами видобувних і розкривних робіт на різних етапах розвитку кар'єру.

2. Побудова залежності $P=f(Q)$ (за методом проф. Г.А. Холоднякова) дає можливість установити закономірності зміни коефіцієнта розкриву залежно від обсягів видобутку і використовувати її як базу для оптимізації режиму гірничих робіт.

3. Для кар'єрів, розділених на експлуатаційні ділянки, доцільно враховувати часовий зсув відпрацювання горизонтів, що забезпечує більш точне усереднення експлуатаційного коефіцієнта розкриву й стабільність виробничих показників.

4. Максимальне усереднення коефіцієнта розкриву дає змогу досягти найвищої економічної ефективності діяльності кар'єру, зменшити коливання витрат і забезпечити рівномірне завантаження гірничотранспортного обладнання.

5. Для малопотужних витягнутих родовищ крутого падіння усереднення коефіцієнта розкриву може бути реалізоване шляхом розподілу кар'єрного поля на окремі експлуатаційні ділянки, зміщені за висотою на

величину одного–двох уступів. Такий підхід сприяє рівномірному розподілу обсягів розкривних робіт у часі.

6. Раціональні кути нахилу робочого борта на етапі початку погашення гірничих робіт дають змогу залучити до відкритої розробки максимальний обсяг запасів корисної копалини та збільшити кінцеву глибину кар'єру.

7. Використання крутих робочих бортів на початкових етапах дозволяє зменшити обсяги гірничо–будівельних робіт і скоротити термін окупності проєкту. Подальше виположування бортів у процесі розвитку робіт забезпечує збільшення площі поверхні та кінцевої глибини кар'єру, що підвищує загальний видобуток.

8. Згідно з розрахунками, застосування такого етапного регулювання кута нахилу борта може скоротити термін окупності проєкту приблизно в 1,4 раза, досягнувши мінімального значення близько шести років при куті виположування на етапі погашення $\alpha_p \approx 10^\circ$.

9. Зміна режиму гірничих робіт обумовлюється динамікою параметрів робочої зони лише до моменту початку погашення. Частина обсягів розкривних робіт початкових етапів переноситься на пізніші, що забезпечує більш рівномірне навантаження на техніку та дозволяє оптимізувати часову структуру розвитку кар'єру.

На основі висновків можна сформулювати наступні рекомендації відносно подальшого розвитку питання оптимізації режиму гірничих робіт залізорудних кар'єрів:

1. Розробити аналітичну або математичну модель оптимізації режиму гірничих робіт для залізорудних кар'єрів, з урахуванням змінних темпів розвитку і глибин відпрацювання.

2. Розробити методологічні принципи побудови моделей оптимізації режиму гірничих робіт, які враховують взаємодію технологічних, експлуатаційних та просторових параметрів кар'єру.

Бібліографія.

1. Агошков М.И. Актуальные проблемы освоения месторождений и использования минерального сырья / М.И. Агошков. – М.: МГУ. – 1993. – 279 с.
2. Квитка В.В. Проектирование устойчивости технологической системы карьера / В.В. Квитка // Проблемы теории проектирования карьеров. – 1988. – С. 5-8.
3. Мельников Н.В. Совершенствование методов проектирования и планирования горных работ в карьере / Н.В. Мельников. – 1981. – 280 с.
4. Мельников Н.Н. Аспекты устойчивости горнопромышленного комплекса страны / Н.Н. Мельников // Развитие новых научных направлений и технологий освоения недр Земли: Сборник научных трудов. – 2000. – С. 45-51.
5. Яковлев В.Л. Закономерности развития горного дела / В.Л. Яковлев. – Якутск, 1992. – 114 с.
6. Радюхин В.А. Некоторые проблемы рационального использования минеральных ресурсов / В.А. Радюхин // Цветная металлургия. – 1990. – № 2. – С. 78.
7. Решетняк С.П. Банк данных техногенных месторождений Мурманской области / С.П. Решетняк, А.В. Архипов, Э.Б. Красносельский // Научные основы повышения технического уровня комплексного освоения минеральных ресурсов. Сборник научных трудов. – 1997. – С. 78-79.
8. Секисов Г.В. Минеральные объекты и их рациональное освоение / Г.В. Секисов. – Наука, 1994. – 258 с.
9. Холодняков Г.А. Показатель эффективности открытого способа комплексной разработки месторождений полезных ископаемых / Г.А. Холодняков // Проектирование открытой разработки месторождений: Сборник научных трудов. – 1984. – С. 12-19.

10.Пижик М.М. Оптимізація режиму гірничих робіт, продуктивності та границь кар'єру з урахуванням їх взаємозв'язку / М.М. Пижик, А.М. Пижик, І.О. Пашкова // Гірничий вісник. – Вип. 109. – 2021. – С. 30-33.

11. Пыжик Н.Н. Обоснование критерия оценки и выбора режима горных работ железорудных карьеров / Н.Н. Пижик, С.А. Луценко // Разработка рудных месторождений. – 2005. – Вип. 88. – С.7-10.

12.Вилкул Ю.Г. Совершенствование методов планирования горных работ и проектирования карьеров / Ю.Г. Вилкул, В.Г. Близнюков, С.А. Луценко, И.В. Баранов // Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць. – 2013. – Вип. 34. – С. 3-6.

13.Ржевский В.В. Режим горных работ при открытой добыче угля и руды / В.В. Ржевский. – Углетехиздат, 1957. – 210 с.

14.Ржевский В.В.– Календарное планирование объемов вскрышных работ на карьерах / В.В. Ржевский // Горный журнал. – № 9. –1956. – С. 4-7.

15.Ржевский В.В. Открытые горные работы / В.В. Ржевский. – Недра, 1985. – 430 с.

16.Арсентьев А.И. Определение производительности и границ карьеров / А.И. Арсентьев. – Недра, 1970. – 320 с.

17.Григор'єв Ю.І. Оптимізація режиму гірничих робіт в системі «кар'єр–техногенні родовища». Дисертація на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук. – Кривий Ріг, 2016. – 191 с.

18.Lutsenko S. Dynamic factors of formation of mining development strategy in the conditions of incomplete certainty of the raw material market / S. Lutsenko, S. Zhukov, Y. Hryhoriev, D. Titov // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2024. – 1319. – 012006 <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1319/1/012006>

19.Lutsenko S. Determination of mining system parameters at a concentration of mining operations / S. Lutsenko, Y. Hryhoriev, A. Kuttybayev, A. Imashev, A. Kuttybayeva // NEWS of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan: Series of geology and technical sciences. – 2023. –

20.Близнюков В.Г. Исследование влияния производственной мощности карьера на экономическую эффективность разработки крутопадающих залежей. Диссертация к-та техн. наук / В.Г. Близнюков. – Кривой Рог, 1967. – 168с.

21.Дранников С.А. Планирование режима горных работ в карьерах / С.А. Дранников // Техника и технология открытых горных работ. – Углетехиздат, 1959. – 137с.

22.Золотарев Н.Д. Технология и экономика открытой разработки месторождений / Н.Д. Золотарев. – Недра, 1965. – 130 с.

23.Пак С.В. Некоторые вопросы режима открытых горных работ для карьеров ограниченной протяженности / С.В. Пак // Вопросы открытой разработки месторождений Алмая. – Том 13. – АН Каз ССР, 1962. – С. 75-82.

24.Ткачев А.Ф. Аналитическое исследование режима горных работ карьера с применением вычислительных машин / А.Ф. Ткачев, В.С. Хохряков // Изв. ВУЗов. Горный журнал. – № 1. – 1964. – С. 31-34.

25.Холодняков Г.А. Аналитический метод определения эксплуатационного коэффициента вскрыши при разработке маломощных крутопадающих месторождений / Г.А. Холодняков // Проблемы работы карьеров Севера. – 1968. – С. 33-37.

26.Хохряков В.С. Проектирование карьеров / В.С. Хохряков. – Недра, 1992. – 382 с.

27.Шилин А.Н. Основные направления в проектировании открытых работ цветной металлургии / А.Н. Шилин // Труды института. – Вып. 2. – 1957. – 46 с.

28.Шитарев В.Г. Параметры карьеров при комплексном использовании недр / В.Г. Шитарев, О.Н. Салманов. – Алматы, 1990. – 189 с.

29.Юматов Б.П. Установление режима горных работ на основе поперечных разрезов при вскрытии горизонтов по участкам карьерного поля

/ Б.П. Юматов, А.И. Арсентьев, И.В. Гранин // Горный журнал. – № 8. – 1967. – С. 17-18.

30.Холодняков Г.А. Границы открытой разработки комплексных месторождений полезных ископаемых / Г.А. Холодняков. – 1986. – 80 с.

31.Холодняков Г.А. Проектирование карьеров, разрабатывающих комплексные месторождения / Г.А. Холодняков. – 1987. – 83 с.

32.Галустьян Э.Л. Геомеханика открытых горных работ. Справочное пособие / Э.Л. Галустьян. – Недра, 1992. – 272 с.

33.Арсентьев А.И. Проектирование горных работ при открытой разработке месторождений / А.И. Арсентьев, Г.А. Холодняков. – Недра, 1994. – 336 с.

34.Холодняков Г.А. Определение основных параметров открытой разработки комплексных месторождений / Г.А. Холодняков. – 1988. – 158 с.

35.Зурков П.Э. Разработка рудных месторождений открытым способом / П.Э. Зурков. – Metallurgizdat, 1953. – 263 с.

36.Капустин Н.Г. Обоснование производственной мощности карьера / Н.Г. Капустин // Техника и технология открытых горных работ. – Углетехиздат, 1959. – 282 с.

37.Бевз Н.Д. Изыскание оптимального направления развития горных работ в карьере при отработке мощных крутопадающих залежей. Диссертация на соискание к-та техн. наук / Н.Д. Бевз. – Кривой Рог, 1966. – 158с.

38.Полищук А.К. Выбор направления развития горных работ в карьерах, входящих в состав горно-обогатительных комбинатов / А.К. Полищук, В.Г. Близнюков, Н.Д. Бевз // Совершенствование техники и технологии открытой разработки месторождений. – Вып. 3. – Киев, 1972. – С. 214-219.

39.Баранов Е.Г., Мосинец В.И. Определение коэффициентов вскрыши при разработке месторождений с ограниченными поуступными запасами /

Е.Г. Баранов, В.И. Мосинец // Изв. АН Киргизской ССР. Серия естественных и технических наук. – т. 2. – Фрунзе, 1960. – С. 31-34.

40.Ковальчук Т.М. Визначення режиму гірничих робіт в кар'єрі при зміні бортового вмісту заліза в руді: автореферат дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук. / Т.М. Ковальчук. – Кривий Ріг, 2003. – 20с.

41.Рутковский Б.Т. Определение коэффициента вскрыши и объемов работ карьера / Б.Т. Рутковский // Горный журнал. – 1963. – № 9. – С. 13-15.

42.Кумачев К.А. Проектирование железорудных карьеров / К.А. Кумачев, В.Я. Майминд. – Недра, 1981. – 362 с.

43.СОУ–Н МПП 73.020–078–1:2007. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відритим способом розробки родовищ корисних копалин. Частина 1. Гірничі роботи, ліквідація гірничодобувних підприємств. Техніко–економічна оцінка та показники. Київ: Міністерство промисловості України, 2007. – 35 с.

44.Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом. Київ: Основа, 2010. – 184 с.

45.Бунин Ж.В. Принципы построения современной математической модели сложноструктурного месторождения и карьерного производства / Ж.В. Бунин, А.Г. Секисов, В.А. Хакумов, Е.В. Рожков // Проблемы теории проектирования карьеров. – 1990. – С. 31-34.

46.Гуменик І.Л. Технологія відкритої розробки пологих родовищ корисних копалин / І.Л. Гуменик, Г.Я. Корсунський, О.В. Ложніков. – Дніпро: НГУ. – 2014. – 310 с.

47.Брюховецкий О.С. Технология и комплексная механизация разработки месторождений полезных ископаемых / О.С. Брюховецкий, Ж.В. Бунин, И.А. Ковалев. – Недра, 1988. – 321 с.

48.Галкин В.А. Проектирование горных работ при формировании карьерного пространства зонами концентрации / В.А. Галкин. – Алмати, 1991. – 57 с.

49.Галустьян Э.Л. Опыт отработки сложноструктурного месторождения глубоким карьером / Э.Л. Галустьян, А.М. Капканщиков, Г.И. Киселев, В.И. Лукин // Горный журнал. – № 8. – 1988. – С. 32-35.

50.Квитка В.В. Минимизация интегрального критерия риска при выборе производительности карьера / В.В. Квитка, А.И. Арсентьев // Проектирование открытой и подводной разработки месторождений. – 1986. – С. 13-16.

51.Близнюков В.Г. Определение главных параметров карьеров с учетом качества руды / В.Г. Близнюков. – Недра, 1978. – 211 с.

52.Хохряков А.В. Показатель количества отходов – характеристика экологической безопасности горного производства / А.В. Хохряков // Горный журнал. Изв. ВУЗов. – 1984. – № 8. – С. 22-24.

53.Бонаму Г.Б. Аналитический метод определения режима горных работ для САПР карьеров / Г.Б. Бонаму // Проблемы машиноведения и машиностроения. – 2003. – Вып. 29. – С. 93-97.