

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

КУЗІН ДАНИЛО ОЛЕКСІЙОВИЧ

**УЗАГАЛЬНЕННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ ОПТИМІЗАЦІЇ ПАРАМЕТРІВ  
УСЕРЕДНЬОВАЛЬНО- ПЕРЕВАНТАЖУВАЛЬНИХ СКЛАДІВ ПРИ  
ПРОЕКТУВАННІ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ  
РОДОВИЩ**

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

2024 р

## ЗМІСТ

РЕФЕРАТ.....	4
ВСТУП.....	6
Розділ 1 Досвід внутрішньокар'єрного усереднення руд.....	8
1.1. Досвід та сучасні методи усереднення руди.....	8
1.2. Формування якості руди у процесі її видобутку.....	9
1.3. Усереднення руд на прикар'єрних перевантажувально- усереднювальних складах .....	13
1.4. Технологічні особливості застосування усереднювальних складів на глибоких кар'єрах .....	16
Розділ 2 Дослідження частотного складу коливань якості руди.....	19
2.1. Різновиди складів та технологічних схем відсипання та відвантаження штабелів.....	19
2.2. Перетворення якості руди на прикар'єрному складі.....	20
2.3. Визначення амплітудно-частотної характеристики прикар'єрного складу .....	21
2.4. Зміна ефективності усереднення руд на прикар'єрному складі зі збільшенням кількості шарів штабеля.....	32
2.5. Економічна ефективність експлуатації складу з періодичним його переміщенням у міру відпрацювання родовища .....	34
2.6. Вибір найкращого типу перевантажувально-усереднювального складу для умов глибоких кар'єрів .....	39
Розділ 3 Обґрунтування оптимальних параметрів перевантажувально- усереднювальних складів на глибоких кар'єрах.....	44
3.1. Обґрунтування резерву вантажної техніки для забезпечення однорідності якості руди.....	44
3.2. Розрахунок параметрів прикар'єрного усереднювально- перевантажувального складу .....	46
3.3. Дослідження залежностей основних параметрів складу від технічних характеристик перевантажувального обладнання .....	50
3.4. Дослідження ємності накопичувального рудного складу на етапі	55

введення кар'єру в експлуатацію .....	
Загальні висновки та рекомендації.....	61
Бібліографія.....	62

## РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до магістерської роботи на тему «Узагальнення досліджень оптимізації параметрів усереднювально-перевантажувальних складів при проектуванні відкритої розробки залізорудних родовищ» складається з: 71 с., 19 рис., 4 табл., 96 джерел інформації.

"Випускна робота на здобуття освітньо-кваліфікаційного рівня магістра. Кривий Ріг. Криворізький національний університет, 2024. - 71 с."

**Актуальність теми.** Перед сировинною базою чорної металургії ставиться завдання підвищити вилучення компонентів з руд, що видобуваються. Підвищення вилучення заліза з руди сприяє усередненню її якості перед збагачувальним переділом. Зниження рівня коливань якості руди дозволяє зменшити втрати заліза в хвостах, збільшити вихід концентрату, стабілізувати процес доменного переділу та підвищити його продуктивність.

Поряд з якістю руди найважливішим показником роботи кар'єру є її собівартість. Збільшення глибини залізорудних кар'єрів призводить до зростання транспортних витрат та собівартості руди. На глибоких кар'єрах Кривбасу пайова участь транспортних витрат на вивезення руди досягає 30 - 50% в її собівартості.

Нині 30% гірничої маси вивозиться із залізорудних кар'єрів глибиною понад 300 м, зокрема, 80% комбінованим автомобільно-залізничним транспортом через перевантажувально-усереднювальні склади. Для значної частини кар'єрів планується використання комбінованого автомобільно-залізничного транспорту протягом усього періоду їх відпрацювання, аж до проектної глибини. Наведені дані свідчать про необхідність проведення спільного дослідження особливостей застосування перевантажувально-усереднювальних складів у глибоких кар'єрах за двома напрямками: забезпечення необхідної сталості якості руди та зниження її собівартості. Ці

питання є актуальними не тільки для кар'єрів Кривбасу, але і для всіх кар'єрів, які розробляють родовища корисних копалин на великій глибині.

Тому дослідження оптимізації параметрів усередньовально-перевантажувальних складів при проектуванні відкритої розробки залізорудних родовищ є актуальним науковим завданням.

**Мета й завдання роботи.** Основною метою магістерської роботи є аналіз стану науково-методичної бази з питання оптимізації параметрів усередньовально-перевантажувальних складів при проектуванні відкритої розробки залізорудних родовищ.

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

1. Виконати аналіз сучасних досліджень щодо питання оптимізації параметрів усередньовально-перевантажувальних складів при проектуванні відкритої розробки залізорудних родовищ.

2. Дослідити частотний состав коливань якості руди й обґрунтувати оптимальні параметри перевантажувально-усереднювальних складів на глибоких кар'єрах.

3. Сформулювати основні напрямки подальших досліджень.

**КЛЮЧОВІ СЛОВА:** УСЕРЕДНЬОВАЛЬНО-ПЕРЕВАНТАЖУВАЛЬНІ СКЛАДИ, ЯКІСТЬ КОРИСНИХ КОПАЛИН, КОМБІНОВАНИЙ ТРАНСПОРТ.

## ВСТУП.

В даний час все більшого поширення набуває циклічно потокова технологія (ЦПТ) з комбінованим автомобільним і з конвеєрним транспортом. Застосування конвеєрного транспорту забезпечує значне зниження витрат на енергоносії та підвищення продуктивності праці. Застосування нової техніки - мобільних дробаркових установок та крутонахильних конвеєрних комплексів (КНК) розширює можливості циклічно-потокового транспортування.

Найбільш повне використання всіх переваг комбінованого транспорту може бути досягнуто при правильному обґрунтуванні області його застосування та забезпечення заданого рівня стабільності якості корисних копалин.

Незважаючи на значущість проблеми усереднення руди, вона практично не вирішена для умов циклічно-потокової технології, що все більше впроваджується у виробництво в даний час. У цих умовах актуальним завданням є підвищення ефективності транспортних потоків доставки корисної копалини з урахуванням необхідності організації усереднювально-перевантажувальних складів.

Принципова схема усереднення при циклічно-потоковій технології транспортування корисних копалин показана на рис. 1.1.

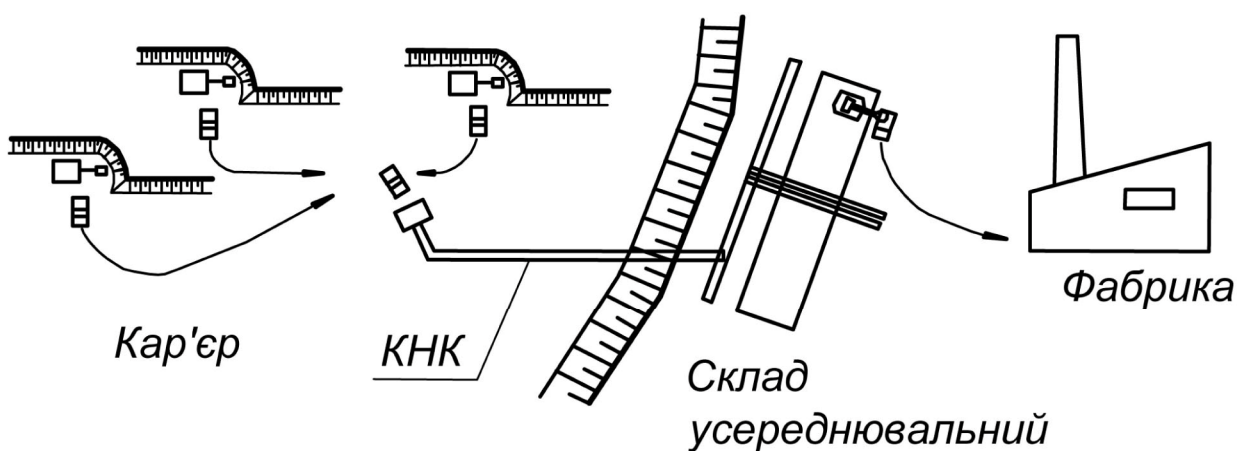


Рис. 1.1. Принципова схема усереднення при циклічно-потоковій технології транспортування корисних копалин.

Фундаментальні дослідження в галузі застосування циклічно-поточної технології на відкритих гірничих роботах, а також основні принципи створення та експлуатації усереднювальних складів руди відображені у працях таких вчених, як: Є.І. Азбель, С.Я. Арсеньєв, П.П. Бастан, В.Ф. Бизов, М.В. Васильєв, Ф.Г. Грачов, В.В. Квітка, Г.Г. Ломоносов, Н.В. Мельников, С.П. Решетняк та ін.

Тому дослідження оптимізації параметрів усереднювально-перевантажувальних складів при проектуванні відкритої розробки залізорудних родовищ є актуальним науковим завданням.

**Мета й завдання роботи.** Основною метою магістерської роботи є аналіз стану науково-методичної бази з питання оптимізації параметрів усереднювально-перевантажувальних складів при проектуванні відкритої розробки залізорудних родовищ.

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

1. Виконати аналіз сучасних досліджень щодо питання оптимізації параметрів усереднювально-перевантажувальних складів при проектуванні відкритої розробки залізорудних родовищ.

2. Дослідити частотний состав коливань качества руди й обґрунтувати оптимальні параметри перевантажувально-усереднювальних складів на глибоких кар'єрах.

3. Сформулювати основні напрямки подальших досліджень.

## РОЗДІЛ 1 ДОСВІД ВНУТРІШНЬОКАР'ЄРНОГО УСЕРЕДНЕННЯ РУД

### *1.1. Досвід та сучасні методи усереднення руди*

Успіх вирішення проблеми якості продукції і зростання техніко-економічних показників діяльності гірничо-збагачувальних підприємств залежить, головним чином, від досягнення стабільності хімічного та речовинного складів вихідного матеріалу - руди. Технологічні показники збагачення підвищуються, якщо на збагачувальну фабрику протягом тривалого періоду надходить однорідна за складом руда, яка дозволяє застосовувати і витримувати підібраний для неї оптимальний технологічний режим. Крім того, це призводить до збільшення продуктивності секцій збагачення, збільшення виходу концентрату та вилучення корисного компонента в концентрат, зниження втрат у хвостах, зменшення витрати реагентів, підвищення якості концентрату (збільшення вмісту корисного компонента в концентраті та підвищення його однорідності) і т.д [1-7].

Виконання вимог, що висуваються ринком до однорідності якісного складу руди, передбачає, своєю чергою, виконання комплексу заходів із управління якістю руди на всіх етапах її видобутку і переробки. Багаторічна практика показує, що основні витрати на досягнення заданого рівня стабільності якості сировини припадають на підготовчі операції (подрібнення, транспортування, складування), а основний технологічний ефект і зниження матеріальних витрат утворюється в процесі збагачувального та металургійного переділу цієї сировини. Встановлено, що збагачення усереднених руд дозволяє поліпшити технологічні та економічні показники процесу, а в деяких випадках забезпечує отримання концентратів стабільної якості.

Усереднення порівняно бідних руд здійснюється переважно виходячи з вимог збагачувального переділу. Щодо конкретних умов рудопідготовки окремими дослідженнями розроблялися теоретичні основи та методики



усереднення якості руд [8, 9].

«ЦПТ застосовують на кар'єрах, що розробляють залізорудні, міднорудні, золоторудні, алмазні, фосфатні, вугільні родовища, а також на багатьох кар'єрах нерудних корисних копалин» [10-17].

## ***1.2. Формування якості руди у процесі її видобутку***

Початковим етапом стабілізації коливань якості руд є планування гірничих робіт, що дозволяють враховувати і стабілізувати мінливість якості, починаючи зі стадії складання генерального плану відпрацювання родовища, аж до оперативного планування роботи видобувних екскаваторів та транспортних засобів. Великий внесок у розвиток методів планування та управління процесами гірничих робіт зробили вчені: В.В.Ржевський [18, 19], А.І.Арсент'єв [20], Ю.П.Астаф'єв [21-24], В.С. Хохряков [25, 26], М.Г.Новожилов [27], Ф.Г.Грачов [28], В.Ф.Бизов [29-31], П.П.Бастан [26, 32], Є.І .Азбель [32, 33], Г.Г.Ломоносов [34], С.Я.Арсен'єв [35-38], А.Д.Прудовський [39, 40], Н.Д.Бевз [21, 41-45], В.Г.Близнюков [45-47] та інші [48-56].

В даний час на гірничих підприємствах створюється єдина система планування гірничих робіт, що включає як окремі елементи: генеральне, перспективне, річне, поточне та оперативне планування [19, 22]. Безперервне планування гірничих робіт дозволяє поєднувати перспективні цілі розвитку гірничих робіт із поточними завданнями виробництва.

Кожен вид планування гірничих робіт має свої специфічні особливості. Але всі вони відповідають задачі ритмічної роботи гірничодобувних підприємств, при якій планова кількість руди необхідної якості видобувається з мінімальними витратами за порівняно постійної кількості технологічного обладнання, що використовується [18, 19, 25].

Розроблені методи планування гірничих робіт розрізняються характером подання якості в окремих блоках (постійне або ступінчасте [36]),

кількістю ознак, що усереднюються [27, 36], способом обліку співвідношення різних типосортів руд [27, 28], алгоритмом пошуку оптимального рішення задачі. Крім цього, можливі відмінності в обліку таких додаткових технологічних показників, як ступінь збагачуваності руд, план підприємства з концентрату або металу [44, 47], обсяг автотранспортних перевезень [27, 41, 46] тощо.

Остаточним і найважливішим етапом планування гірничих робіт є оперативне планування, у результаті якого визначається план роботи технологічного устаткування на тиждень, добу, зміну тощо. Оперативне планування гірничих робіт у режимі усереднення здійснюється, в основному, шляхом регулювання продуктивності видобувних вибоїв і також може відрізнятися багатофакторністю обліку різних технологічних показників роботи кар'єру [26, 27, 29, 32, 36, 39, 41, 50].

Обсяги видобутку руди на період планування гірничих робіт для кожного екскаватора визначаються за умови виконання плану по руді при заданій її якості:

$$\sum_{i=1}^N |\alpha_i V_i - \alpha_0 V_0| \rightarrow \min \quad (1.1)$$

$$\sum_{i=1}^N V_i = V_0$$

$$0 \leq V_i \leq V_e$$

де  $N$  - кількість видобувних екскаваторів;  $\alpha_i$  - якість руди в  $i$ -му вибої, %;  $V_i$  - продуктивність  $i$ -го вибою, м<sup>3</sup>/пер. планув.;  $\alpha_0$  - планове значення якості, %;  $V_0$  - планова продуктивність кар'єру за період планування, м<sup>3</sup>/пер. планув.;  $V_e$  - максимально можлива продуктивність екскаватора за період планування гірничих робіт, м<sup>3</sup>/пер. планув.

Перша умова є цільовою функцією планування, а інші виступають як лінійні обмеження можливих значень параметрів. На практиці часто використовують додаткові лінійні обмеження, які відображають різні

технологічні та техніко-економічні показники роботи кар'єру. Як такі обмеження можуть використовуватися, наприклад, обмеження за підготовленими до видобутку запасами руди в кожному вибої, обмеження обсягу транспортних перевезень і т.д.

Обмежена можливість вибору параметрів призводить до того, що при кожному періоді планування можливе досягнення необхідної якості руди. У цих випадках отримують деяке розрахункове значення якості, яке може бути визначено за формулою

$$\alpha_p = \frac{\sum_{i=1}^N \alpha_i V_i^*}{V_0}, \% \quad (1.2)$$

де  $V_i^*$  - оптимальні значення продуктивності  $i$ -го екскаватора у період планування гірничих робіт, визначені виходячи з рішення системи умов (1.1), м<sup>3</sup>/пер. планув.

Знаючи розрахункове значення якості за всі періоди планування та його планове значення легко визначити середнє відхилення, яке є остаточним критерієм. На практиці зазвичай на підставі цифрової моделі родовища моделюють його відпрацювання протягом тривалого періоду, наприклад, року. Якщо розрахункове значення усереднювальноквадратичного відхилення менше допустимого, система оперативного планування може бути рекомендована до впровадження. Однак, перелічені вище показники є лише розрахунковими і можуть значно відрізнятися від фактичних. Це зумовлено наступними об'єктивними та суб'єктивними причинами:

- невисока точність сучасних методів забійного випробування якості руд;
- при складанні шихтувального графіка не враховується мінливість якості руди в окремих вибоях;
- неточне відпрацювання окремими екскаваторами розпоряджених ним шихтувальним графіком обсягів руди.

Зазначені причини призводять до того, що фактичні показники коливання якості значно перевершують розрахункові та ефективність стабілізації коливань якості незначна.

Велика кількість робіт присвячена розробці способів та методів усунення негативного впливу перерахованих вище причин. Серед них можна виділити такі основні напрямки як облік зміни якості в окремих рудних блоках шляхом представлення якості ступінчастою функцією, введенням більш жорстких обмежень на рівномірність завантаження видобувних екскаваторів, керування транспортними потоками. У деяких роботах досліджується вплив окремих факторів (в основному кількості видобувних екскаваторів та резерву їх продуктивності) на ефективність стабілізації якості при оперативному плануванні гірничих робіт у режимі усереднення [28, 35-40].

Слід зазначити, що в даний час не розроблені методи визначення частотного складу коливань якості руди при проведенні оперативного планування гірничих робіт, відсутні оцінки ефективності стабілізації якості за різних періодів його зміни. Зазначені недоліки не дозволяють повною мірою оцінити роль і місце усереднювального складу і визначити його оптимальні параметри при проведенні оперативного планування гірничих робіт у режимі усереднення.

### ***1.3. Усереднення руд на прикар'єрних перевантажувально-усереднювальних складах***

Важливим етапом стабілізації якості руд є використання прикар'єрних складів. Розвитку теорії та практики усереднення руд на прикар'єрних складах присвячені роботи: Є.І. Азбеля [57], П.П. Бастана [58-61], В.Ф.

Виклику [62, 63], В.М. Зарайського, К.П. Ніколаєва, К.В. Казанського [64, 65], Я.Ш. Ройзена, А.М. Ерперта [27, 66], Л.Г. Шупова [67] та інших [68, 69].

В теорії прикар'єрних усереднювальних складів основним їх завданням є вивчення особливостей усереднення руди і визначення оптимальних значень його параметрів, щоб забезпечити досягнення необхідного рівня коливання якості. Методика визначення оптимальних параметрів усереднювальних складів здійснювалася з розвитком уявлення про коливання якості рудопотоку. У зв'язку з цим, можна виділити два основні підходи до визначення параметрів прикар'єрних складів, що склалися з розвитком уявлення про коливання якості [62].

Перший підхід. Основою першого підходу є характеристика мінливості якості рудопотоку одним показником – середнім квадратичним відхиленням. При цьому враховується амплітуда коливань якості і не враховуються частотні характеристики його мінливості. Оптимальні параметри прикар'єрних складів визначаються експериментально [28, 36] або теоретично [27, 57]. Подальший розвиток теорії усереднення та досвід використання усереднювальних складів на кар'єрах призвели до необхідності врахування частоти коливань якості руди. Одним із перших способів використання частоти коливань є облік кореляційної функції [32, 34]. Проте, цей підхід виявився безперспективним через труднощі визначення кореляційних, а особливо, взаємнокореляційних функцій одиничних рудопотоків.

Другий підхід. Основою другого підходу є облік амплітудно-частотних характеристик (спектральної густини) коливального процесу якості [32, 67] та амплітудно-частотних характеристик прикар'єрного усереднювального складу. Спектральна щільність характеризує розподіл дисперсії коливань якості руди за різними частотами (періодами) його зміни. Амплітудно-частотна характеристика (АЧХ) складу визначає його стабілізуючі властивості при різних періодах зміни якості руди. У цьому

випадку спектральна щільність коливань якості потоку руди, що виходить, визначається за формулою:

$$S^*(V) = A^2 \cdot S(V), (\%)^2 / \text{Гц} \quad (1.3)$$

де  $V$  - частота коливань, Гц;  $A$  - амплітудно-частотна характеристика (АЧХ) складу;  $S(V)$  - спектральна щільність коливань якості об'єднаного потоку руди, що надходить на склад,  $(\%)^2 / \text{Гц}$ .

Середнє квадратичне відхилення якості усередненого рудопотоку визначається за формулою:

$$\sigma^2 = \int_{V_1}^{V_2} S^*(V) \cdot dV, (\%)^2 \quad (1.4)$$

де  $V_1, V_2$  - відповідно, нижня та верхня межі частотного спектру.

Використання формул (1.3), (1.4) у роботах П.П. Бастана, А.Є. Азбеля, Л.П. Шупова стало теоретичною передумовою створення другого підходу у визначенні оптимальних параметрів прикар'єрних усереднювальних складів. Загальною рисою їх робіт є відсутність методики визначення спектральної щільності коливань якості рудопотоку та використання як амплітудно-частотної характеристики прикар'єрно-усереднювального складу амплітудно-частотних характеристик ідеальних змішувачів. А.Є. Азбелем був теоретично доведений [57] той факт, що при необмеженій кількості шарів АЧХ усереднювального штабеля збігається з АЧХ оператора поточного середнього. При цьому залишився нерозкритим характер прагнення АЧХ прикар'єрного складу до АЧХ оператора поточного середнього. Залишалось відкритим також питання про АЧХ прикар'єрного складу при обмеженій кількості його шарів. У роботі [57] експериментально доводиться, що збільшення кількості шарів штабелю понад 20-30 не підвищує ефективність усереднення.

Якісно новим етапом у розвитку теорії систем усереднення з'явилися роботи В.Ф. Бизова [62, 63, 70-74], який запропонував методи визначення спектральної щільності коливань якості руди та АЧХ складу.

Встановлені залежності між частотним складом коливань якості, технологією відпрацювання родовища та закономірностями природної зміни якості руд у надрах дозволили В.Ф. Бизову створити методика визначення спектральних щільностей коливання якості рудопотоку. Мінливість якості руди в надрах зумовлює його коливання в рудопотоці. Аналіз закономірностей зміни якості в надрах і технології відпрацювання родовища дозволяє визначити частотний склад коливання якості одиничних рудопотоків та їх спектральні щільності. При цьому спектральна щільність об'єданого рудопотоку визначається як середньозважена величина спектральних щільностей одиничних потоків руди:

$$S(V) = \sum_{i=1}^N \frac{Q_i}{Q_0} S_i(V), (\%)^2/\text{Гц} \quad (1.5)$$

де  $N$  - кількість видобувних вибоїв;  $Q_i, S_i(V)$  - відповідно, продуктивність та спектральна щільність  $i$ -го одиничного рудопотоку;  $Q_0$  - загальна продуктивність об'єданого рудопотоку.

Однак слід зазначити, що формула (1.5) не враховує фазочастотних перетворень при злитті окремих одиничних потоків руди. Зокрема, коливання якості з однаковою амплітудою і частотою, але які надходять з різних вибоїв у протифазі, повністю погашаються при утворенні об'єданого рудопотоку. Тому формула (1.5) визначає тільки верхню границю для значень спектральної густини об'єданого рудопотоку. Аналогічний недолік має методика, запропонована у роботі [75].

Дослідження технологічних процесів, що протікають при відсіпанні та відвантаженні руди на прикар'єрних усереднювальних складах, дозволили встановити верхню грань його амплітудно-частотної характеристики:

$$A(m, V, \nu, Q) = \left| \cos \frac{\pi \cdot \nu \cdot V}{m \cdot Q} \right| \quad (1.6)$$

де  $V$  - ємність штабелю;  $\nu$  - частота, Гц;  $Q$  - продуктивність рудопотоку, м<sup>3</sup>/сек;  $m$  - кількість шарів штабелю.

Головною перевагою викладеної вище методики є те, що значення спектральної щільності та АЧХ встановлюються на основі аналізу реальних технологічних процесів, що відбуваються при відпрацюванні родовища та усередненні руди на складі.

Поряд із досягнутими результатами в методиці визначення оптимальних параметрів прикар'єрних усереднювальних складів слід відзначити ряд невирішених питань:

- відсутність точного значення амплітудно-частотної характеристики прикар'єрних усереднювальних складів;
- відсутність методики визначення спектральних щільностей коливань якості об'єданого рудопотоку з урахуванням фазочастотних перетворень при злитті одиничних потоків руди.

#### ***1.4. Технологічні особливості застосування усереднювальних складів на глибоких кар'єрах***

Кар'єри Криворізьких ГЗК характеризуються значною глибиною та великою питомою вагою використання комбінованого автомобільно-залізничного транспорту. В даний час з вторинним навантаженням на Ганівському кар'єрі (ПівнГЗК) перевозиться 51,3% гірничої маси, на Петрівському кар'єрі (ПівнГЗК) - 45,4%, на ЦГЗК (кар'єр №1) - 57,8%, на АрселорМіттал Кривий Ріг (кар'єр №3) – 58,0%. Глибина перерахованих кар'єрів, відповідно, становить 250 м, 330 м, 390 м, 360 середньорічне поглиблення кар'єру - 3,4 м, 12,7 м, 6,0 м і 6,3 м. Зниження фронту гірничих робіт, за мірою відпрацювання родовищ, призводить до зростання транспортних витрат та збільшення собівартості руди.



Кар'єрна собівартість руди на ЦГЗК становить 620 грн/т, з них вартість транспортування автотранспортом - 180 грн/т. Наведені дані свідчать про необхідність розміщення перевантажувально-усереднювальних складів на робочому борту кар'єру.

При розміщенні складу на робочому борту кар'єру виникає низка важливих питань, таких як вибір типу складу, його розмірів, організації під'їзних автомобільних та залізничних колій, вибір місця розташування складу та періоду його перенесення у міру відпрацювання родовища. Оптимальне вирішення перерахованих вище питань дозволяє знизити транспортні витрати та собівартість руди.

Вирішенню низки важливих питань технології експлуатації прикар'єрних перевантажувально-усереднювальних складів присвячені роботи М.В. Васильєва [76-78]. Зокрема їм запропоновано метод визначення оптимального положення складу на робочому борту кар'єру. Для цього розглядаються кілька можливих точок розміщення складу і для кожного випадку визначається величина сумарних експлуатаційних та транспортних витрат на доставку та перевантаження руди. Остаточо найкраще становище складу визначається за мінімумом витрат. Однак, розглянутий метод визначення найкращого положення складу призводить до великого обсягу обчислень, має важко представлену на ЕОМ модель кар'єра, не дозволяє визначити найкраще положення складу з достатньою точністю.

М.Г. Новожиловим, Я.Ш. Ройзенем та А.М. Ерпертом у роботі [27] вивчається питання про перенесення складу при переміщенні фронту гірничих робіт у горизонтальному напрямку. І тут глибина розташування складу не змінюється і він переноситься за фронтом гірничих робіт, залишаючись на колишньому горизонті. Віддалення фронту гірничих робіт від складу призводить до значного збільшення автотранспортних витрат. З іншого боку, перенесення самого складу призводить до необхідності виконання підготовчих робіт, що також пов'язано з додатковими витратами. Оптимальний крок переносу складу встановлюється за умови мінімізації

сумарних витрат рудника, пов'язаних із переміщенням складу та збільшенням автотранспортних витрат. Розглянута методика не може бути використана при визначенні оптимального періоду перенесення складу при зниженні фронту гірничих робіт, так як не враховує специфічних для цього випадку експлуатаційних витрат і динаміку їх зміни в часі.

## РОЗДІЛ 2. ДОСЛІДЖЕННЯ ЧАСТОТНОГО СКЛАДУ КОЛИВАНЬ ЯКОСТІ РУДИ

### *2.1. Різновиди складів та технологічних схем відсипання та відвантаження штабелів*

Для встановлення ефективності стабілізації коливань якості руди на прикар'єрному усереднювальному складі необхідно досліджувати технологію відсипання та відвантаження руди. За способом розміщення прикар'єрні усереднювальні склади поділяються на насипні, бортові та приямкові [62, 78]. Зазначені типи складів розрізняються формою штабеля, розмірами займаної площі та способом розміщення. Насипні склади споруджують пристроєм трапецієподібного насипу з руди на горизонтальному майданчику. Ширина насипу по верху повинна забезпечити безпеку маневрування автосамоскидів і становить не менше 25-30 м. З метою безпеки по всьому периметру верхнього майданчика відсипають обмежувальний вал заввишки 0,7-1,0 м. Для розміщення штабеля і паралелю розташованої залізничної колії необхідна ширина горизонтального майданчика 70-80 м. Насипні склади зазвичай споруджуються на поверхні поза контурами кар'єру і експлуатуються тривалий час без переміщення. При спорудженні насипних складів на борту кар'єру необхідно виключити можливість перетину залізничних та автомобільних колій. Відсипання руди в штабелі здійснюється горизонтальними або похилими шарами. Для формування окремих шарів зазвичай використовуються бульдозери.

Бортові склади споруджуються на борту кар'єру шляхом відсипання шарів під укіс уступу. В іншому за своїм конструктивним виконанням вони не відрізняються від насипних складів. Для розміщення бортового складу необхідна ширина горизонтального майданчика 35-40 м, що вимагає значно меншого обсягу розкривних робіт для розміщення їх у робочій зоні кар'єру в порівнянні з насипними складами. Однак, при спорудженні бортових складів утруднено рух автотранспорту, що викликано необхідністю об'їзду витяжних залізничних глухих кутів.

Прямокутні усереднювальні склади споруджуються шляхом відсіпання руди в прямки шириною 13-20 м і глибиною 3-4 м. Ширина майданчика, що використовується для спорудження прямокутного складу становить 50-60 м. Залізничну колію укладають з одного боку прямокутника, а з іншого формують штабелі руди. На прямокутних складах проводиться верхнє навантаження руди екскаватором, що знижує його продуктивність.

Наведені розміри деяких елементів і ширини майданчика для розміщення прикар'єрних складів різних типів є приблизними і визначаються в кожному конкретному випадку параметрами технологічного обладнання, що використовується. Але при однаковому устаткуванні найменших розмірів площ вимагають бортові склади (при однаковому обсязі усереднювальних штабелів).

Для розглянутих типів усереднених складів загальним є послідовне пошарове укладання штабелів і торцеве їх відвантаження. Зазвичай напрямок відсіпання та відвантаження шарів штабеля протилежні. При формуванні штабеля в сусідні його шари відсіпається об'єднаний потік руди, зрушений у часі на величину періоду відсіпання одного шару. При відвантаженні штабеля усереднюється якість окремих шарів руди, які являють собою значення якості об'єднаного рудопотоку, зрушені за часом на величину періоду відсіпання одного шару.

## ***2.2. Перетворення якості руди на прикар'єрному складі***

Встановлені загальні технологічні особливості відсіпання та відвантаження штабелю дозволяють побудувати ідеалізовану модель роботи усереднювального складу та встановити в аналітичній формі закономірності перетворення якості [62].

Процес перетворення якості руди наочно представлений на рис. 2.1. На рис 2.1 а представлено якість руди рудопотоку, що усереднюється. Час відсіпання одного шару штабеля становить  $\Delta$  (од. часу). При цьому в перший шар штабеля відсіпається руда, якість якої відповідає інтервалу часу  $(0; \Delta)$ , а на другий, паралельний шар -  $(\Delta; 2\Delta)$  (рис. 2.1 б). При одночасному

відвантаженні руди з обох шарів відбувається усереднення її якості (рис. 2.1 в).

Усереднення руди відбуватиметься тільки в тому випадку, коли при відвантаженні штабеля окремі шари мають різні значення якості. На рис. 2.2 і 2.3 представлені закономірності перетворення якості руди при різних періодах зміни якості рудопотоку, що усереднюється. У першому випадку період зміни якості рудопотоку, що усереднюється, дорівнює тривалості відсипання одного шару. У цьому випадку обидва шари штабелю містять руду однакової якості і усереднення не відбувається (рис. 2.2).

Зовсім інша картина спостерігається в тому випадку, коли період зміни якості вдвічі більший за тривалість відсипки одного шару штабеля. В цьому випадку обидва штабелі містять руду різної якості. Причому відхилення його від усереднювального значення однаково, але протилежне за знаком. При відвантаженні штабеля коливання якості повністю стабілізується (рис. 2.3).

Як очевидно з наведених прикладів перетворення якості руди на прикар'єрному усереднювальному складі носить складний характер. Ефективність стабілізації коливань якості різна для різних частот зміни.

### ***2.3. Визначення амплітудно-частотної характеристики прикар'єрного складу***

Ефективність стабілізації коливань якості на прикар'єрному усереднювальному складі багато в чому залежить від частотного складу коливань якості руди. Залежно від частоти коливання якості можуть повністю або частково стабілізуватися, а деяких випадках - повністю зберегтися. Найбільш повною мірою стабілізуючі властивості усереднювального складу можуть бути представлені його амплітудно-частотною характеристикою, яка характеризує зміна амплітуди коливань якості на різних частотах.

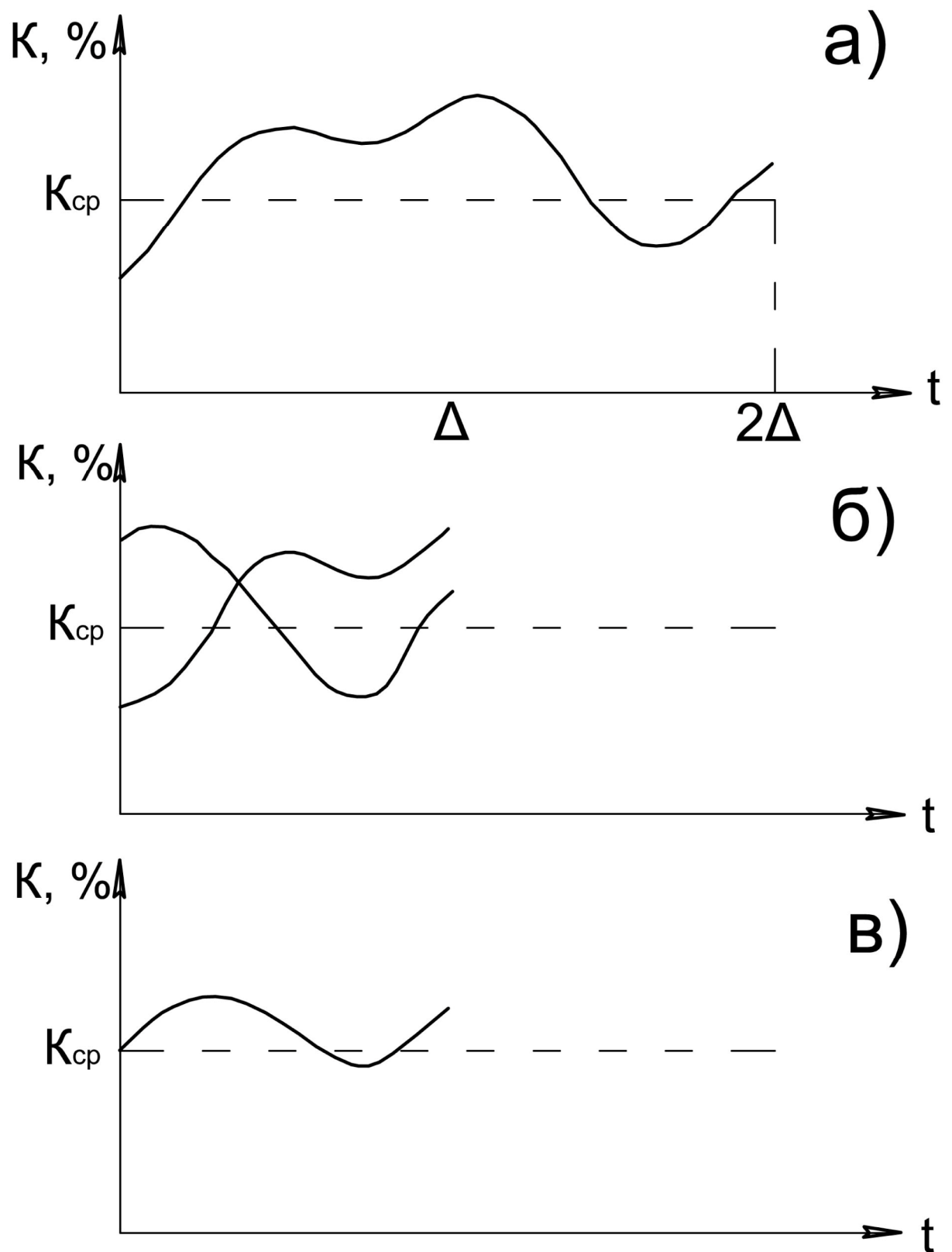


Рис. 2.1. Перетворення якості руди у двошаровому штабелі (якість руди об'єднаного рудопотоку - а, у різних шарах штабеля - б, після усереднення - в).

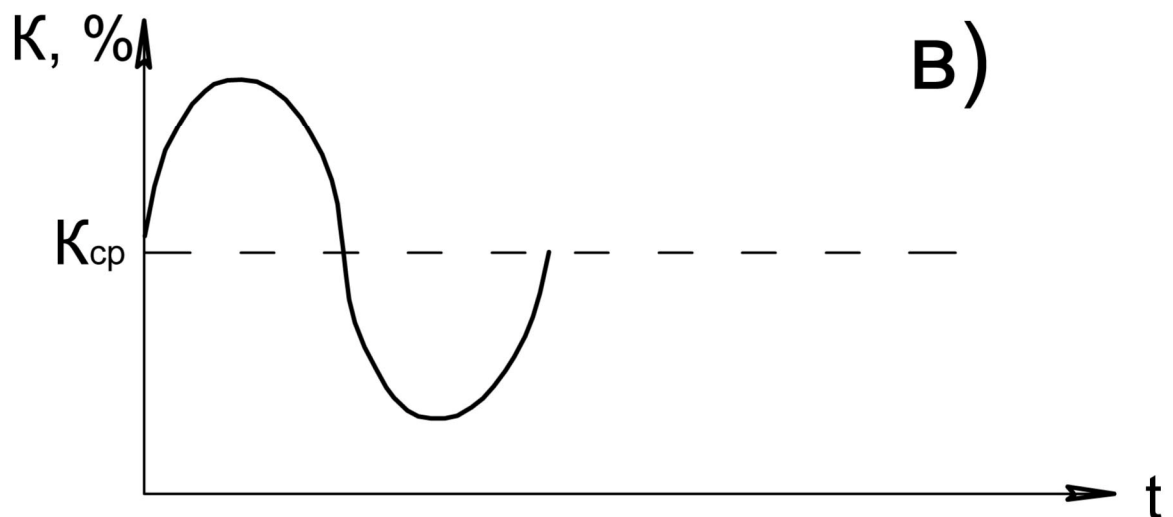
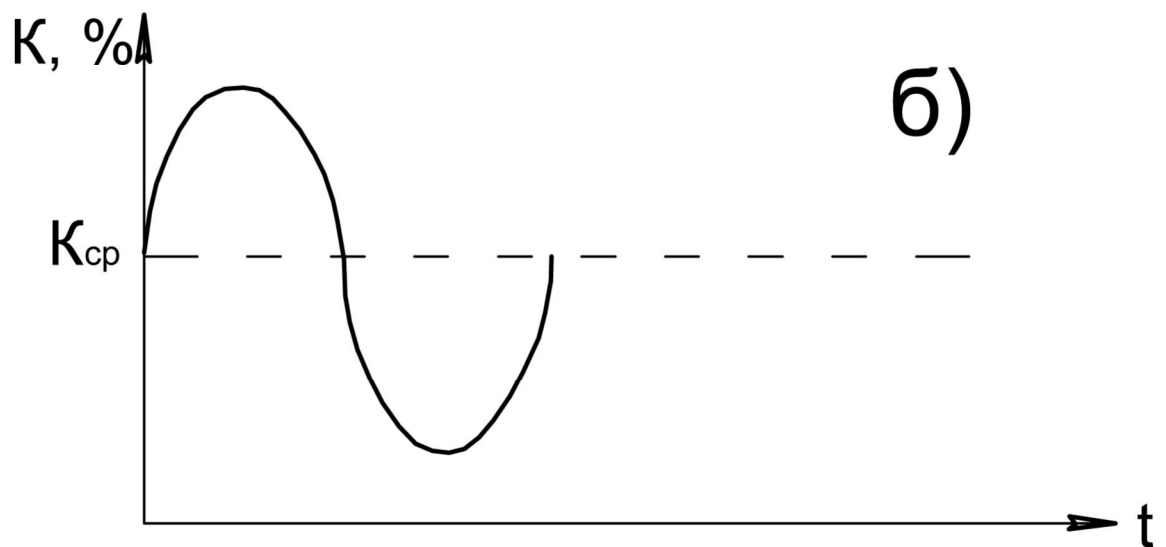
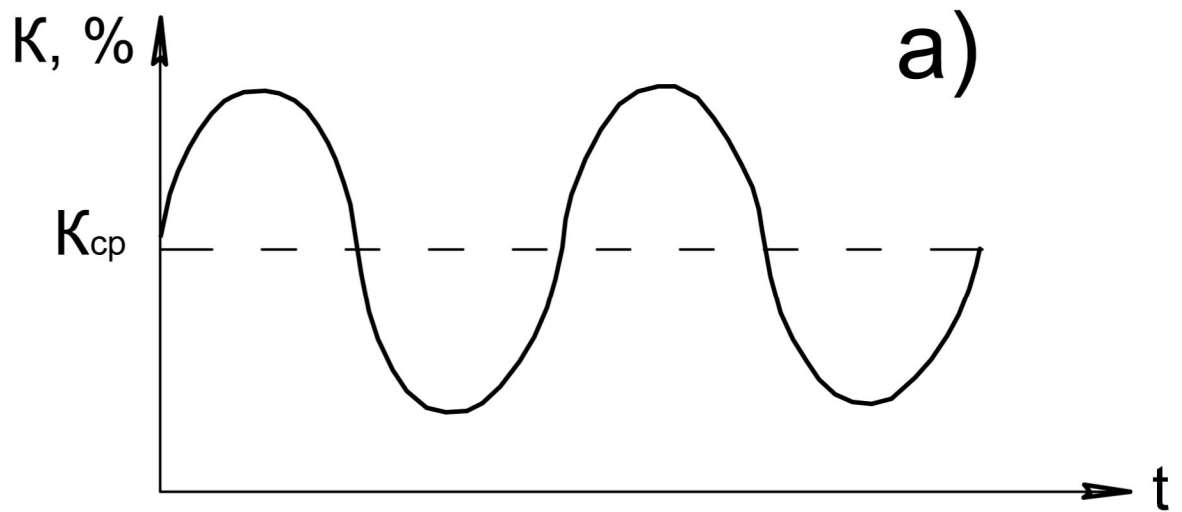


Рис. 2.2. Перетворення періодичної (період дорівнює тривалості відсіпання одного шару) функції якості руди (якість руди до усереднення - а; у різних шарах штабеля - б; після усереднення - в).

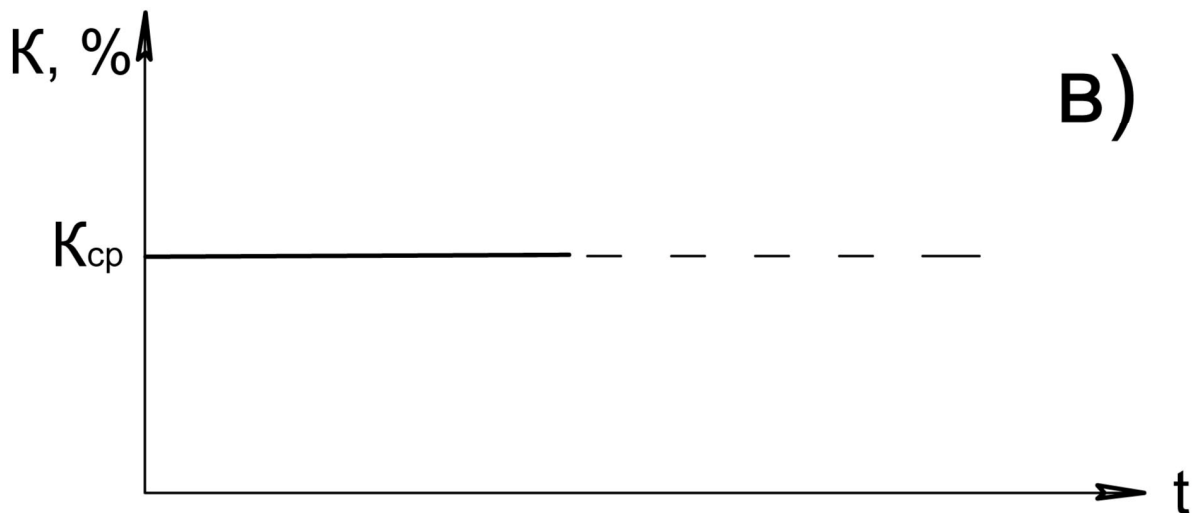
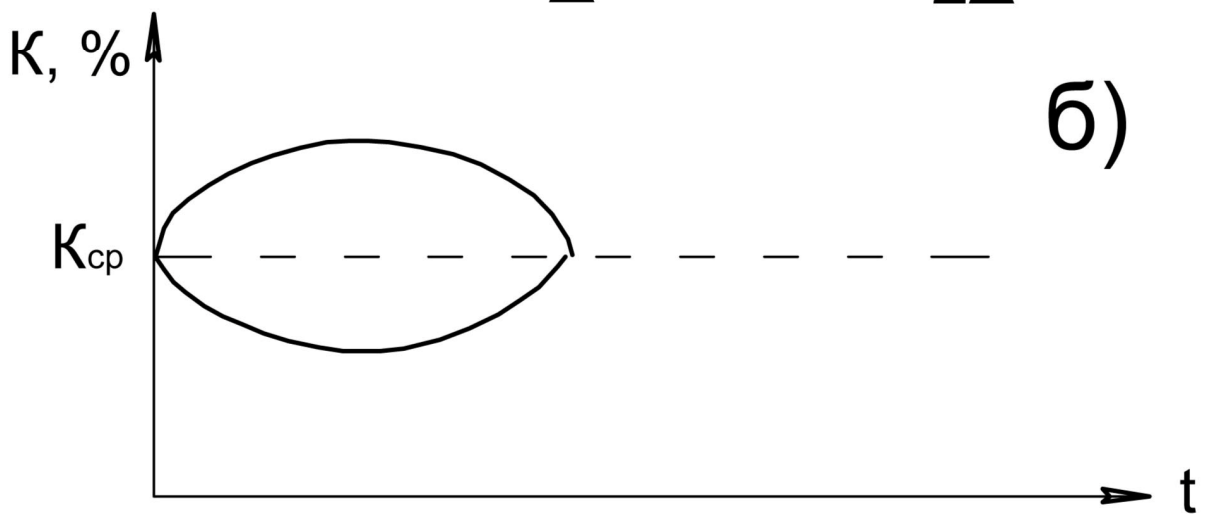
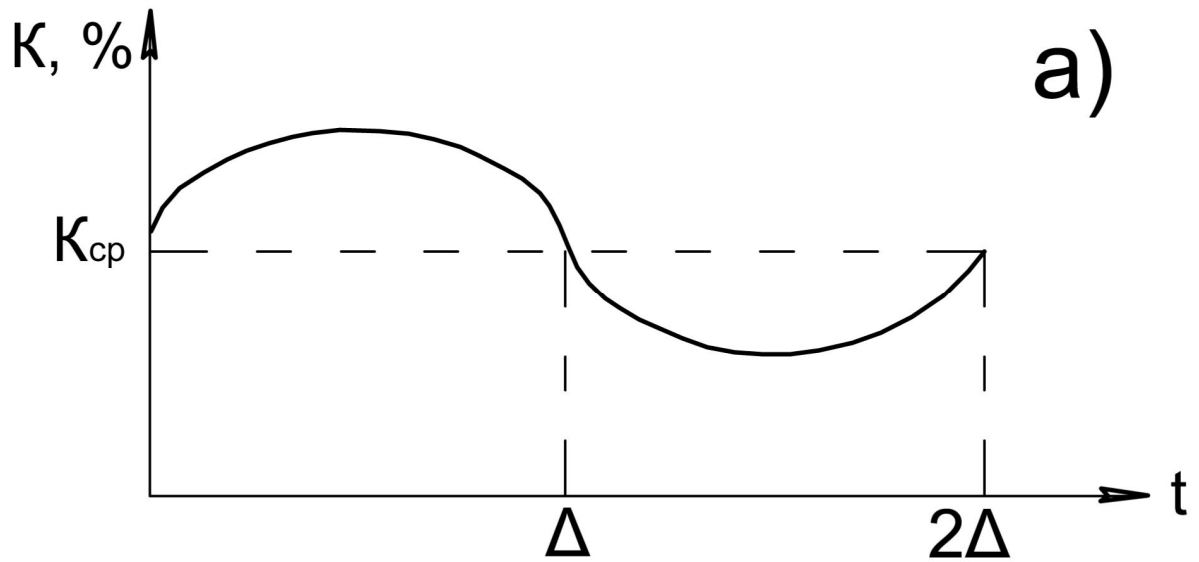


Рис. 2.3. Перетворення періодичної (період вдвічі більше тривалості відсіпання одного шару) функції якості руди (якість руди до усереднення - а; у різних шарах штабеля - б; після усереднення - в).



Амплітудно-частотна характеристика складу є функцією чотирьох змінних і може бути представлена наочно графічно. Тому виконаємо дослідження закономірності її зміни при незалежній зміні основних її аргументів: частоти, кількості шарів штабеля та його обсягу.

При всіх значеннях обсягу кратних періоду амплітудно-частотна характеристика дорівнює одиниці та коливання якості з частотою  $\nu_0$  не усереднюються. Протягом кожного періоду зміни амплітудно-частотної характеристики дорівнює нулю  $(m-1)$  разів. При значенні обсягу штабеля, що відповідають нульовим значенням амплітудно-частотної характеристики, відбувається повне усереднення коливань якості руди з частотою  $\nu_0$ . Мінімальне значення ефективного обсягу штабеля, що забезпечує повну стабілізацію якості із частотою коливань  $\nu_0$ , дорівнює  $V = \frac{Q_0}{\nu_0}$  за будь-якої кількості шарів.

Таким чином, існують оптимальні значення обсягу складу, що забезпечують стабілізацію коливань якості руди з частотою  $\nu_0$ .

На рис. 2.4 представлений графік зміни амплітудно-частотної характеристики складу при незалежній зміні частоти і постійних значеннях обсягу ( $V_0$ ) та продуктивності ( $Q_0$ ). З рис. 2.4 видно, що амплітудно-частотна характеристика усереднювального складу, за незалежної зміни частоти, є періодичною функцією з періодом:

$$T_v = \frac{m \cdot Q_0}{V_0} \quad (2.1)$$

При всіх значеннях частоти кратних періоду амплітудно-частотна характеристика дорівнює одиниці. На складі не відбувається стабілізації якості з частотами коливань кратних періоду  $T_v$ . У той же час відбувається повна стабілізація якості руди з частотами коливань, що відповідають нульовим значенням амплітудно-частотної характеристики. За будь-якої кількості шарів штабелю повністю стабілізується коливання якості з частотою  $\nu = \frac{Q_0}{V_0}$ . Чим більше шарів штабеля, тим більше частот коливань якості, у яких відбувається повна стабілізація.

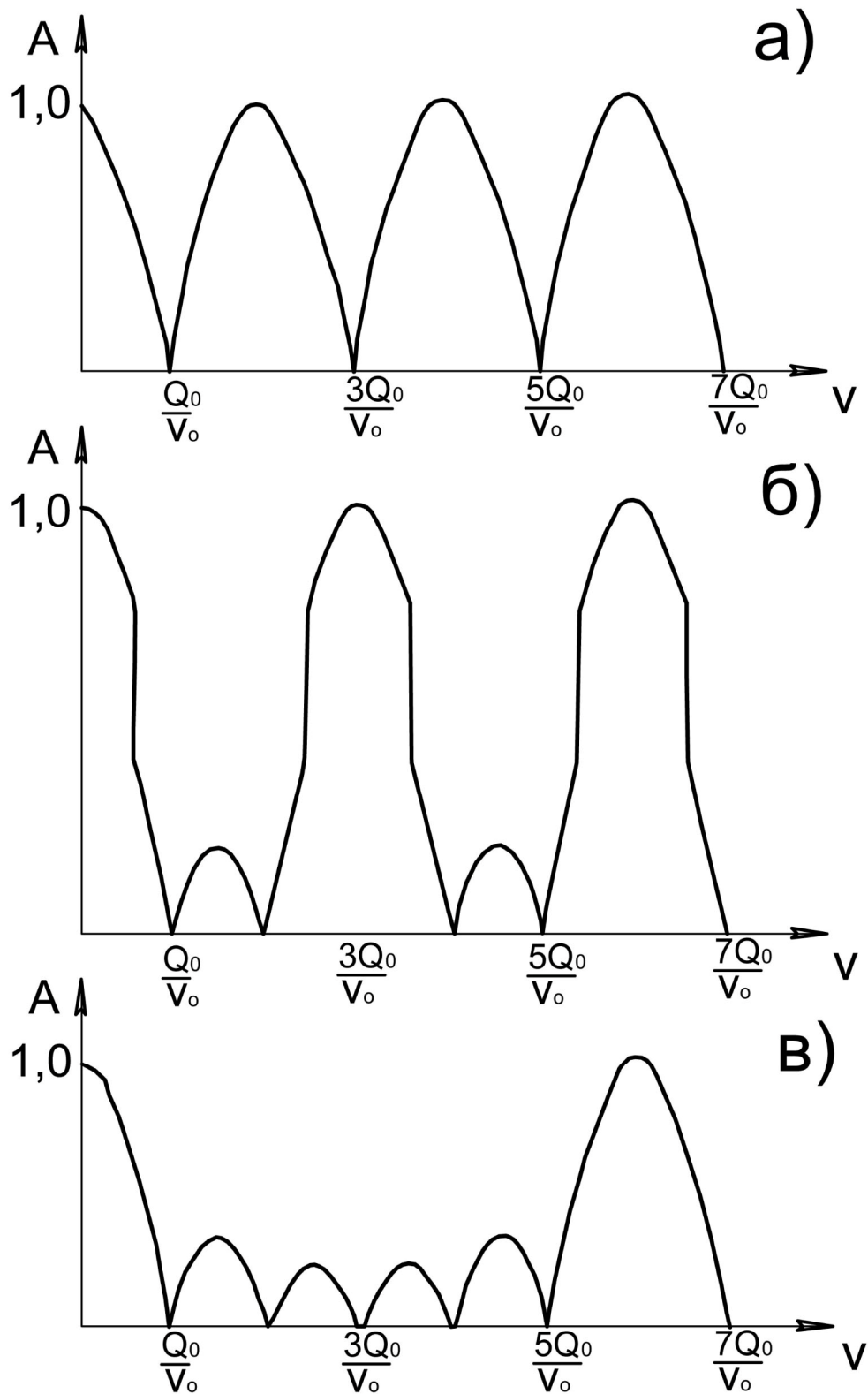


Рис. 2.4. Амплітудно-частотна характеристика перевантажувально-усереднювального складу при зміні частоти (а - при двох шарах; б - при чотирьох шарах; в - при шести шарах).

Таким чином, за будь-якого значення обсягу усереднювального складу існують частоти коливань якості, на яких відбувається повна його стабілізація. У той же час, існують частоти, на яких усереднення якості не відбувається.

При необмеженому збільшенні кількості шарів штабеля амплітудно-частотна характеристика прикар'єрного усереднювального складу наближається до амплітудно-частотної характеристики оператора ковзного (поточного) середнього.

$$\lim_{m \rightarrow \infty} A = \lim_{m \rightarrow \infty} \left\{ \frac{1}{m} \left| \frac{\sin\left(\frac{\pi V v}{Q}\right)}{\sin\left(\frac{\pi V v}{mQ}\right)} \right| \right\} \quad (2.2)$$

Домноживши чисельник та знаменник виразу під знаком межі на величину  $\left(\frac{\pi V v}{Q}\right)$  і перегрупувавши співмножники отримаємо

$$\lim_{m \rightarrow \infty} A = \left| \lim_{m \rightarrow \infty} \left\{ \frac{\left(\frac{\pi V v}{mQ}\right)}{\sin\left(\frac{\pi V v}{mQ}\right)} \right\} \right| \times \left| \lim_{m \rightarrow \infty} \left\{ \frac{\sin\left(\frac{\pi V v}{Q}\right)}{\left(\frac{\pi V v}{mQ}\right)} \right\} \right| \quad (2.3)$$

Другий співмножник у формулі (2.3) не залежить від зміни параметра  $m$ , а граничне значення першого співмножника дорівнює одиниці. Остаточоно маємо:

$$\lim_{m \rightarrow \infty} A = \frac{\sin\left(\frac{\pi V v}{Q}\right)}{\left(\frac{\pi V v}{Q}\right)} \quad (2.4)$$

З рівності (2.4) випливає, що при необмеженій кількості шарів штабеля якості руди, що знаходиться в ньому, однакова, а функція якості вихідного потоку описується оператором поточного середнього:

$$K_2(t) = \frac{1}{T_0} \int_t^{t+T_0} K_1(t) \cdot dt \quad (2.5)$$

де  $T_0$  - період відсипання штабелю.

Очевидно, що справедливість рівності (2.5) впливає безпосередньо з рівності (2.1) при необмеженому зростанні параметра  $m$ .

Застосовуючи перетворення, що використовувалися при виведенні рівності (2.4), можна представити амплітудно-частотну характеристику прикар'єрного усереднювального складу в наступному вигляді:

$$A = \frac{\frac{\sin(\frac{\pi V v}{Q})}{(\frac{\pi V v}{Q})}}{\frac{\sin(\frac{\pi V_1 v}{Q})}{(\frac{\pi V_1 v}{Q})}} \quad (2.6)$$

де  $V_1 = \frac{V}{m}$  - обсяг одного шару штабеля.

З рівності (2.6) випливає, що амплітудно-частотна характеристика прикар'єрного усереднювального складу дорівнює відношенню амплітудно-частотних характеристик операторів поточного середнього, відповідних обсягів повного штабеля та одного його шару.

З формули (2.6) випливає, що при кінцевому значенні параметра  $m$  амплітудно-частотна характеристика прикар'єрного усереднювального складу набуває завжди більших значень, ніж амплітудно-частотна характеристика оператора поточного середнього. Отже, амплітудно-частотна характеристика оператора поточного усереднювального є нижньою межею амплітудно-частотною характеристикою прикар'єрного усереднювального складу при необмеженому зростанні кількості шарів штабеля.

На рис. 2.5 наведено графіки амплітудао-частотної характеристики оператора поточного середнього та прикар'єрного усереднювального складу ( $m=10$ ) при незалежній зміні частоти. При зміні частоти від 0 до  $\frac{Q}{V_0}$  різниця між значеннями обох амплітудно-частотних характеристик не перевищує

1,7% і збільшується до 5% зі збільшенням частоти  $\frac{2Q}{V_0}$ . При збільшенні частоти до  $\frac{5Q}{V_0}$  різниця значень амплітудно-частотних характеристик досягає 60%, а з подальшим збільшенням частоти до  $\frac{9Q}{V_0}$  - 800%. При необмеженій зміні частоти середнє значення амплітудно-частотної характеристики оператора поточного середнього дорівнює нулю, а прикар'єрного складу -  $\frac{1}{\sqrt{m}}$ . Остання показує принципово різний характер зміни значень амплітудно-частотних характеристик оператора поточного середнього та прикар'єрного складу. При вузькому діапазоні частот  $\nu \in \left[0; \left(\frac{2Q}{V_0}\right)\right]$  стабілізуючі властивості оператора поточного середнього та прикар'єрного складу ( $m \geq 10$ ) відрізняються не більше, ніж на 5%, але значно відрізняються при широкому діапазоні частот.

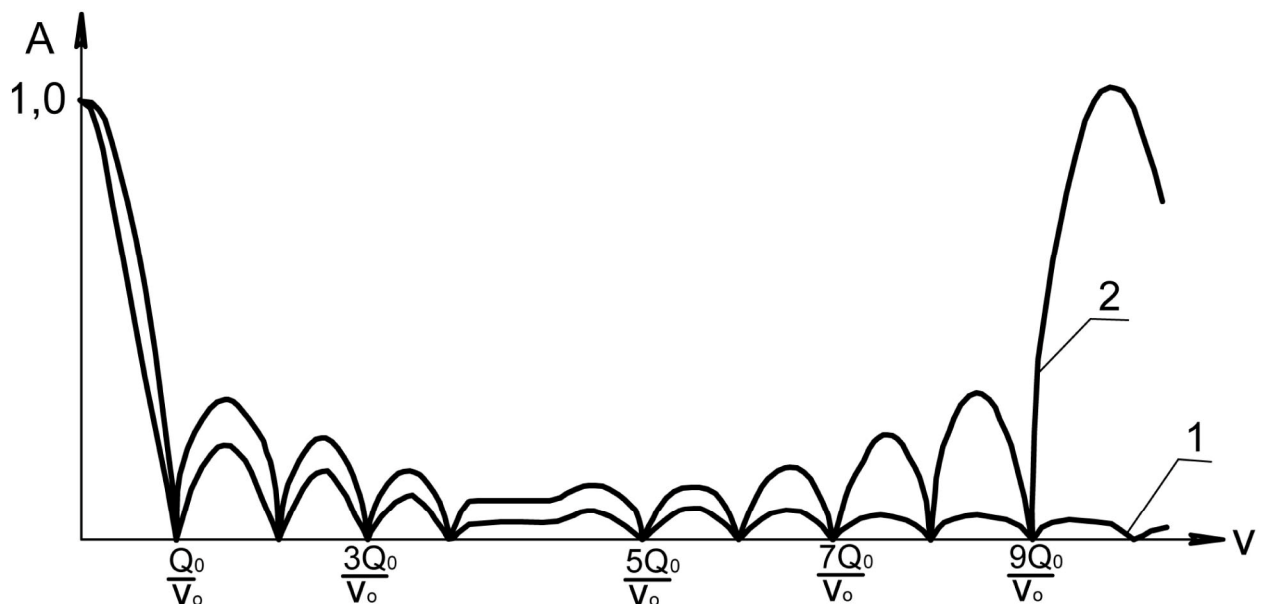


Рис. 2.5. Порівняння амплітудно-частотних характеристик ідеального змішувача (1) та переважувально-усереднювального складу (2).

Проведені дослідження властивостей амплітудно-частотної характеристики показують складний характер зміни ефективності стабілізації якості руди, яка визначається співвідношенням параметрів складу (обсягу штабеля та кількості його шарів) та частотою коливань якості. За постійних параметрів складу ефективність усереднення залежить від частоти коливань якості. На деяких частотах коливання якості повністю згладжуються, а на деяких залишаються незмінними.

Колівання якості з частотою  $V_0$  можуть бути повністю згладжені лише за оптимальних значень обсягу штабеля. Найменше оптимальне значення обсягу штабеля не залежить від кількості його шарів і дорівнює

$$V_0 = \frac{Q}{\nu_0}.$$

Ефективність стабілізації якості руди на прикар'єрному середньому складі обмежена і не може перевершити ефективності ідеального змішувача, хоча і прагне до неї при необмеженому зростанні кількості шарів штабеля.

Зміна ефективності усереднення руд на прикар'єрному усереднювальному складі зі збільшенням обсягу штабеля дослідимо на прикладі нормованої рівномірно розподіленої спектральної щільності з обмеженим інтервалом частот. Для граничного випадку, коли число штабелів необмежено зростає, як амплітудно-частотна характеристика прикар'єрного складу використовувалася амплітудно-частотна характеристика оператора поточного середнього, що визначається формулою (2.4). Результати розрахунків представлені графічно на рис. 2.6.

Як видно з рис (2.6 а, б, в), середнє квадратичне відхилення потоку, що виходить, немонотонно змінюється зі збільшенням обсягу штабеля. При обмеженому числі шарів штабеля мінімальне значення середнього квадратичного відхилення спостерігається у тому випадку, коли перший нуль амплітудно-частотної характеристики збігається із середньою частотою коливань вхідного потоку. Для будь-якої кількості шарів перший нуль амплітудно-частотної характеристики спостерігається при  $V = Q_0$  (у разі одиничної частоти). При подальшому збільшенні обсягу штабеля середнє квадратичне відхилення немонотонно змінюється, проте при наступних

локальних мінімумах перше екстремальне значення не перевищується. Перше мінімальне значення середнього квадратичного відхилення є мінімальним для всієї області зміни обсягу штабеля. При необмеженому зростанні обсягу штабеля прикар'єрного усереднювального складу середнє квадратичне відхилення прагне до кінцевої, відмінної від нуля границі.

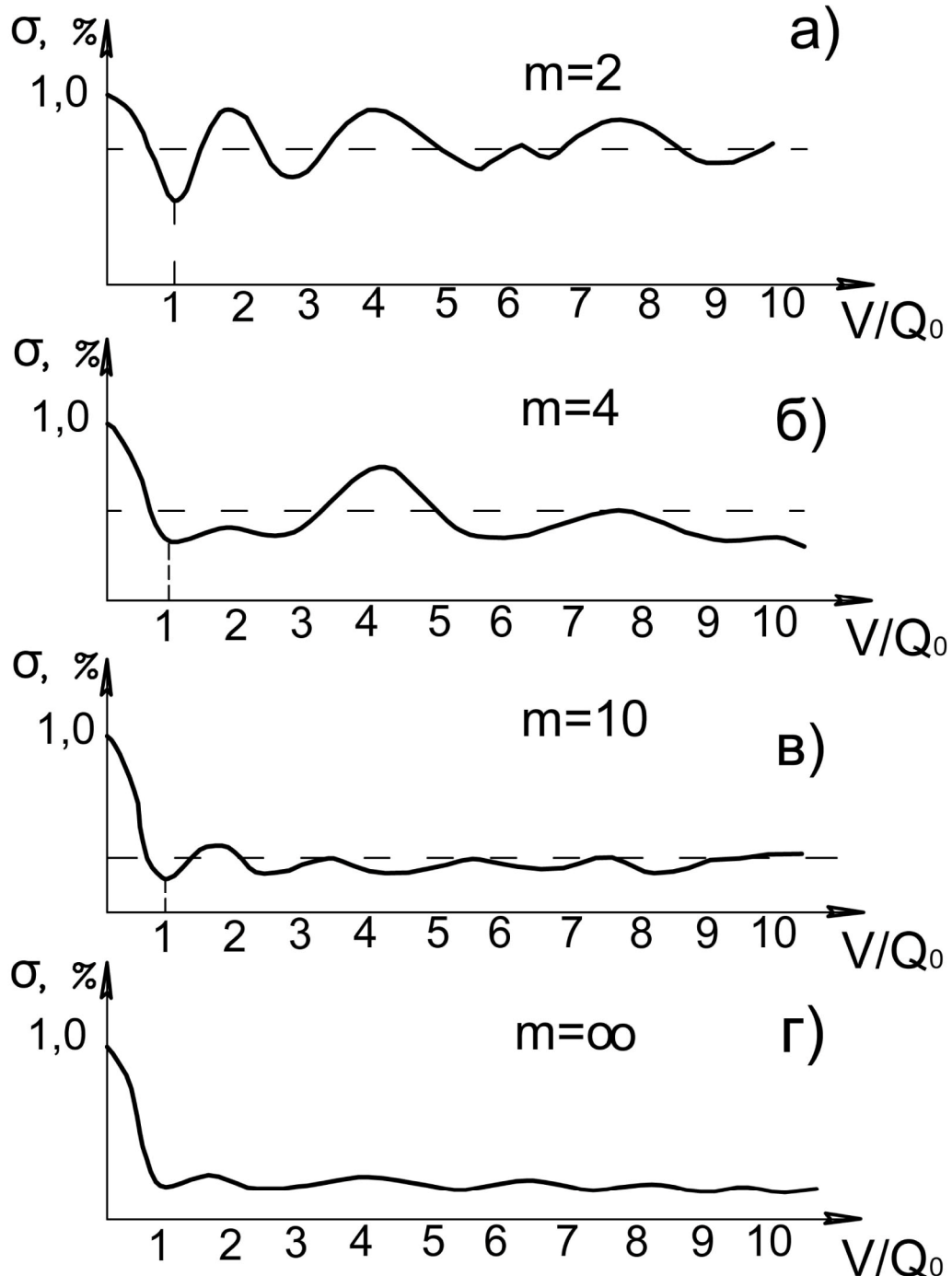


Рис. 2.6. Закономірності зміни ефективності стабілізації коливання якості руди за різної кількості шарів штабеля (рівномірна спектральна щільність об'єднаного рудопотоку).

На рис. 2.7 представлені графічно закономірності зміни середнього квадратичного відхилення зі збільшенням обсягу при гіперболічній спектральній щільності вхідного потоку:

$$S(V) = \begin{cases} 0, & v < 0,5 \\ a/v^5, & v \in [0,5; 1,5] \\ 0, & v > 1,5 \end{cases} \quad (2.7)$$

Порівняння графіків на рис. 2.6 і 2.7 показує, що при різних спектральних щільностях вхідного потоку, але рівній кількості шарів штабеля граничні значення середніх квадратичних відхилень при необмеженому зростанні обсягу складу рівні. У той же час вони будуть різні за різної кількості шарів штабеля. Граничне значення середнього квадратичного відхилення вихідного потоку визначається не параметрами вхідного потоку, а кількістю шарів штабеля і дорівнюватиме  $\frac{1}{\sqrt{m}}$ .

Найважливішим параметром прикар'єрного усереднювального складу є обсяг штабеля. Тільки при оптимальному значенні обсягу штабеля спостерігається найбільша ефективність усереднення якості. Значення оптимального обсягу визначається частотним складом та характером розподілу дисперсії за частотами коливань вхідного потоку, а в деяких випадках і кількістю шарів штабеля. Тому оптимальне значення об'єму штабелю прикар'єрного усереднювального складу має визначатися індивідуально для кожного кар'єру.

#### ***2.4. Зміна ефективності усереднення руд на прикар'єрному складі зі збільшенням кількості шарів штабеля***

Додатковим способом підвищення ефективності усереднення руд на прикар'єрних складах є збільшення шарів штабеля. У разі стабілізації коливань якості вхідного потоку з рівномірною спектральною густиною, незалежно від кількості шарів штабеля, оптимальні значення обсягів однакові (рис. 2.6). У всіх випадках мінімальне значення середнього квадратичного відхилення спостерігається при  $V=Q_0$ .



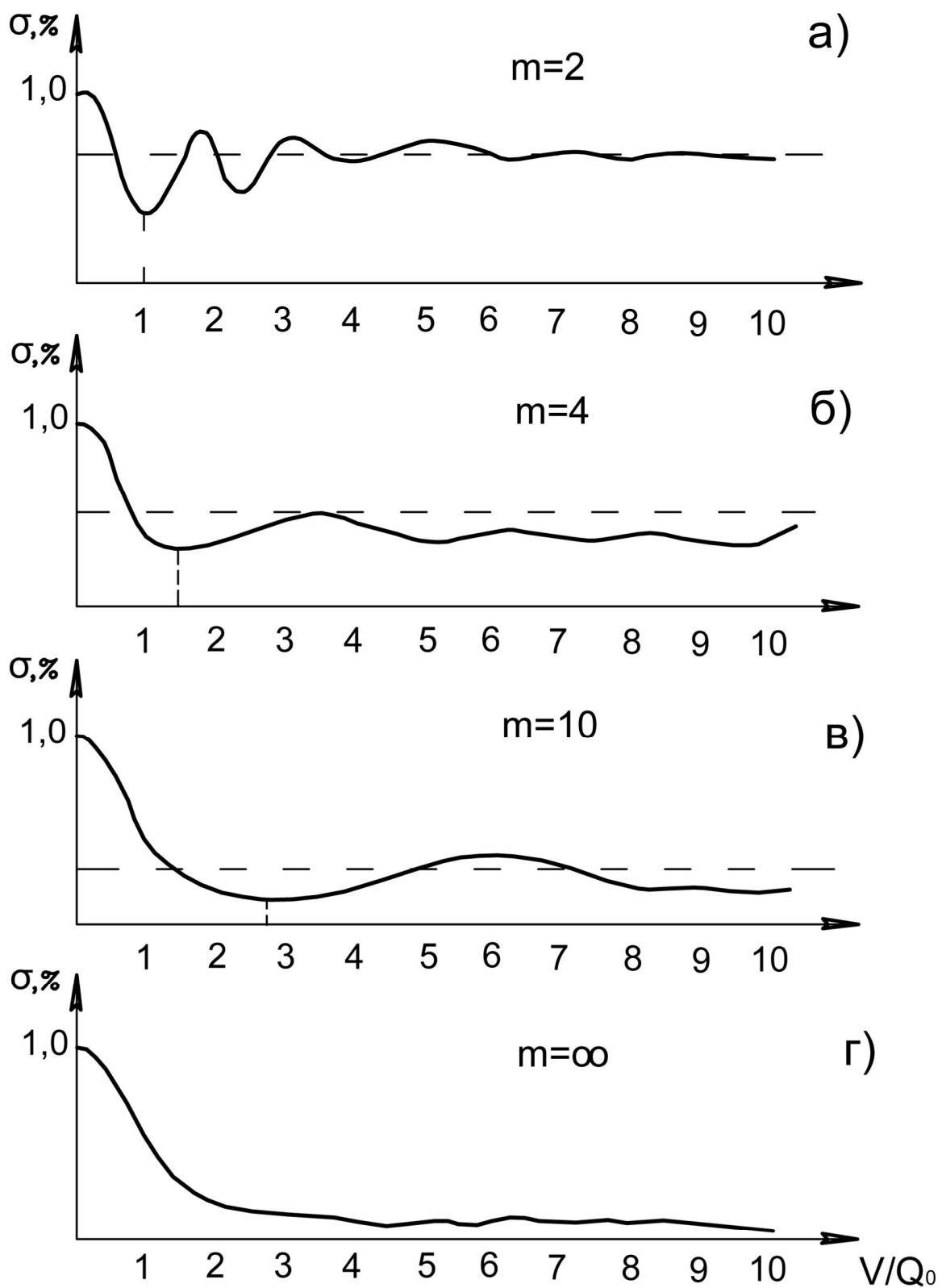


Рис. 2.7. Закономірності зміни ефективності стабілізації коливань якості руди за різної кількості шарів штабеля (гіперболічна спектральна щільність об'єднаного рудопотоку).

Зі збільшенням кількості шарів штабеля знижується величина мінімального значення середнього квадратичного відхилення. У той же час необмежене збільшення шарів штабеля не дозволяє досягти необмеженого зниження середнього квадратичного відхилення при оптимальному обсязі штабеля. Нижньою границею можливих значень середнього квадратичного відхилення зі збільшенням кількості шарів штабеля є значення, отримане під час використання амплітудно-частотної характеристики оператора поточного середнього (рис. 2.7 г). Використання амплітудно-частотної характеристики оператора поточного середнього дозволяє визначити нижню межу значень середнього квадратичного відхилення, яку не можна перевершити збільшенням кількості шарів штабеля. Порівняння рис. 2.6 а і 2.6 г (аналогічно 2.7 а і 2.7 г) показує, що збільшення кількості шарів штабеля, при його обсягах менших оптимального, не призводить до істотного підвищення ефективності усереднення. У той же час, при великих обсягах штабеля збільшення кількості шарів є важливим фактором, що дозволяє підвищити ефективність усереднення.

Проведення дослідження дозволяють встановити першочергове значення обсягу штабеля підвищення ефективності стабілізації якості на прикар'єрному усереднювальному складі. Для забезпечення максимальної ефективності стабілізації якості руди об'єм штабеля повинен відповідати його оптимальному значенню.

### ***2.5. Економічна ефективність експлуатації складу з періодичним його переміщенням у міру відпрацювання родовища***

Економічна ефективність експлуатації складу з періодичним його переміщенням може бути визначена з урахуванням сумарних додаткових витрат кар'єру за тривалий період часу:

$$\Delta B = \sum_{i=1}^T \frac{1}{(1 + E_H)^{(i-1)}} (\Delta B_{A,i} + \Delta B_{з,i} + E_H \cdot B_{n,i}, \text{ грн.}) \quad (2.8)$$

де  $\Delta B_{A,i}$  - додаткові витрати на автотранспорт у  $i$ -му році, грн;  $\Delta B_{3,i}$  - додаткові витрати на залізничний транспорт у  $i$ -му році, грн;  $B_{n,i}$  - витрати на перенесення складу в  $i$ -му році, грн;

Різні види додаткових витрат у формулі (4.4) враховують збільшення витрат на доставку гірничої маси на поверхню, пов'язані зі зниженням фронту гірничих робіт. Так наприклад, при чотирирічному періоді перенесення складу витрати на доставку руди автосамоскидами від видобувних вибоїв на склад збільшуються протягом перших чотирьох років. Середньорічне збільшення витрат на автотранспорт визначається за формулою

$$\Delta B_{a,z} = C_a \cdot Q \cdot \frac{h}{K_a}, \text{ грн.} \quad (2.9)$$

де  $C_a$  - собівартість транспортування руди автотранспортом, грн/т·км;  $Q$  - продуктивність рудопотоку, т/рік;  $h$  - середньорічне зниження фронту гірничих робіт, км/рік;  $K_a$  - керівний ухил для автомобільних шляхів, частк. од.

При цьому витрати на перенесення складу та додаткові витрати на залізничний транспорт протягом перших чотирьох років дорівнюють нулю. На п'ятий рік необхідно враховувати витрати на перенесення складу (рівень розміщення перевантажувально-усереднювального складу знижується на 40 м). Додаткові витрати на автотранспорт дорівнюють нулю, а на залізничний транспорт збільшуються і залишаються незмінними протягом наступних чотирьох років. Протягом наступного чотирирічного періоду додаткові витрати на доставку руди автосамоскидами збільшуються, а витрати на перенесення складу дорівнюють нулю.

Проведені дослідження свідчать, що режим експлуатації перевантажувально-усереднювального складу з періодичним його переміщенням є економічним. Максимальний економічний ефект досягається у тому випадку, коли період переміщення складу відповідає оптимальному значенню. Оптимальний період перенесення складу із шляхопроводом розбірної конструкції становить 4 роки. При цьому витрати рудника за двадцятирічний період знижуються на 86 млн. грн, а собівартість руди на 48

грн/т порівняно з незмінним станом складу. При чотирирічному періоді переміщення складу собівартість руди на 39 грн/т менше, ніж при щорічному його переміщенні.

Динаміка зміни різних видів витрат рудника за різних періодів переміщення складу наочно представлена на рис. 2.8. Зі збільшенням періоду переміщення складу автотранспортні витрати зростають. У той же час витрати на залізничний транспорт і переміщення складу зменшуються. Загальні витрати рудника є сумою зростаючої та спадної функцій, чим і викликана наявність їх мінімальних значень за деякого (чотирирічного) періоду переміщення складу. Як видно із рис. 2.8 незначне відхилення періоду переміщення складу від оптимального значення викликають несуттєве збільшення загальних витрат рудника. Наприклад, зміна періоду переміщення складу не більше 3-5 років призводить до приросту загальних витрат рудника лише на 4,2 %. Це дозволяє вибрати оптимальне значення періоду переміщення складу в ширших межах. На практиці найбільш зручним є п'ятирічний період переміщення складу, що узгоджується з відповідним періодом перспективного планування гірничих робіт.

Певне оптимальне значення періоду переміщення перевантажувально-усереднювального складу встановлено для умов рівномірної швидкості зниження фронту гірничих робіт і на практиці, у кожному конкретному випадку необхідно його уточнення з урахуванням конкретної специфіки відпрацювання родовища.

Динаміка зміни транспортних витрат копальні зі зміною горизонту розміщення складу наочно представлена на рис. 2.9. На рис. 2.9 наведено графічно закономірності зміни різних витрат умовного підприємства при зміні горизонту розміщення перевантажувально-усереднювального складу на борту кар'єру. Перша лінія відповідає витратам на доставку гірничої маси залізничним транспортом зі складу на поверхню кар'єру. Друга лінія показує закономірність зміни витрат за розміщення складу. Третя лінія відповідає витратам на доставку руди автотранспортом від видобувних вибоїв на перевантажувально-усереднювальний склад. Як видно з третього графіка мінімум автотранспортних витрат відповідає розміщення складу на десятому

горизонті. Четверта лінія відповідає сумарним транспортним витратам на доставку руди автомобільним та залізничним транспортом. Як видно з рисунку, мінімум транспортних витрат відповідає розміщенню складу на шостому горизонті.

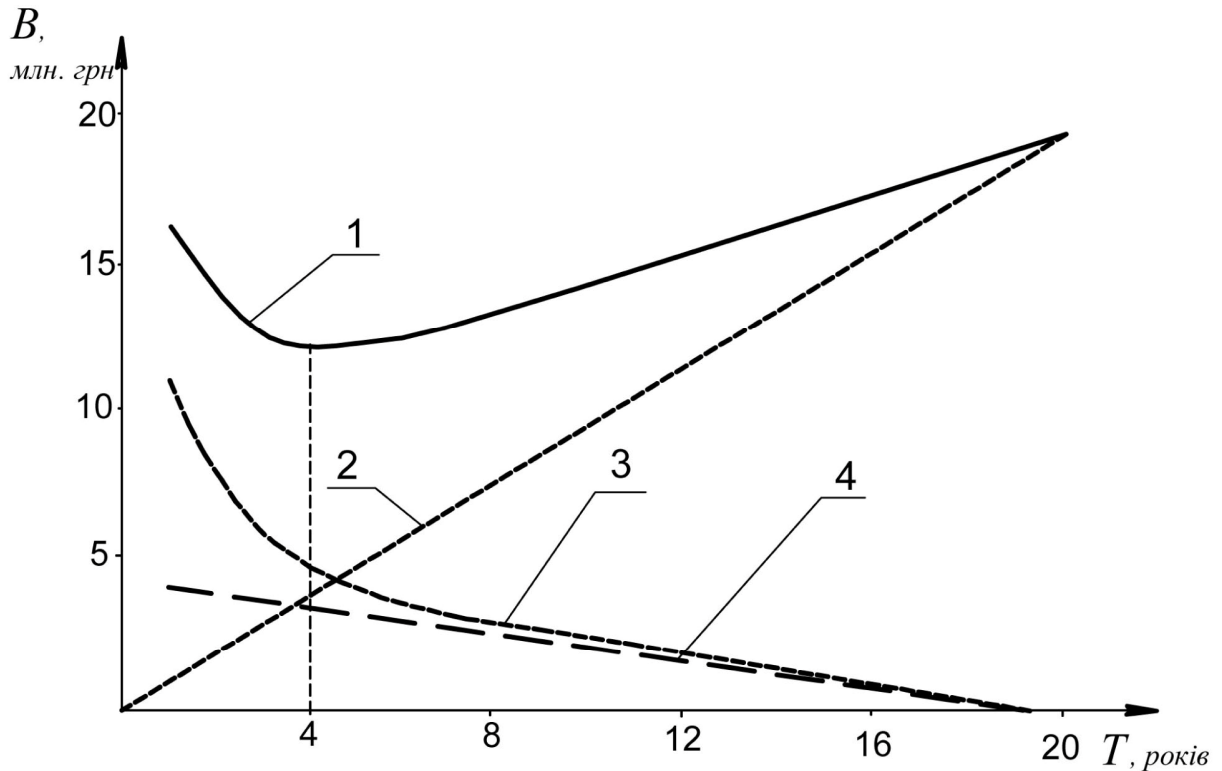


Рис. 2.8. Загальні (1) та автотранспортні витрати (2), додаткові витрати на залізничний транспорт (3) та переміщення складу (4) за різних періодів його перенесення.

Ще більш точно оптимальне положення перевантажувально-усереднювального складу може бути визначено при додатковому обліку наведених витрат, пов'язаних із розміщенням складу (рис. 2.9 1). У цьому випадку мінімум витрат рудника відповідає розміщенню складу на другому горизонті. Таким чином, оптимальне положення складу найбільш точно може бути визначене з урахуванням сумарних витрат на доставку руди автомобільним та залізничним транспортом, а також витрат, пов'язаних із розміщенням складу на робочому борту кар'єру.

Як видно з наведених прикладів у всіх випадках при оптимальному положенні складу доставка руди на нього проводиться одночасно як з

нижніх, так і з верхніх горизонтів. При цьому з верхніх горизонтів доставляється 3-8% (в середньому 5%) гірничої маси, а основна її частина (понад 90%) доставляється з нижніх горизонтів.

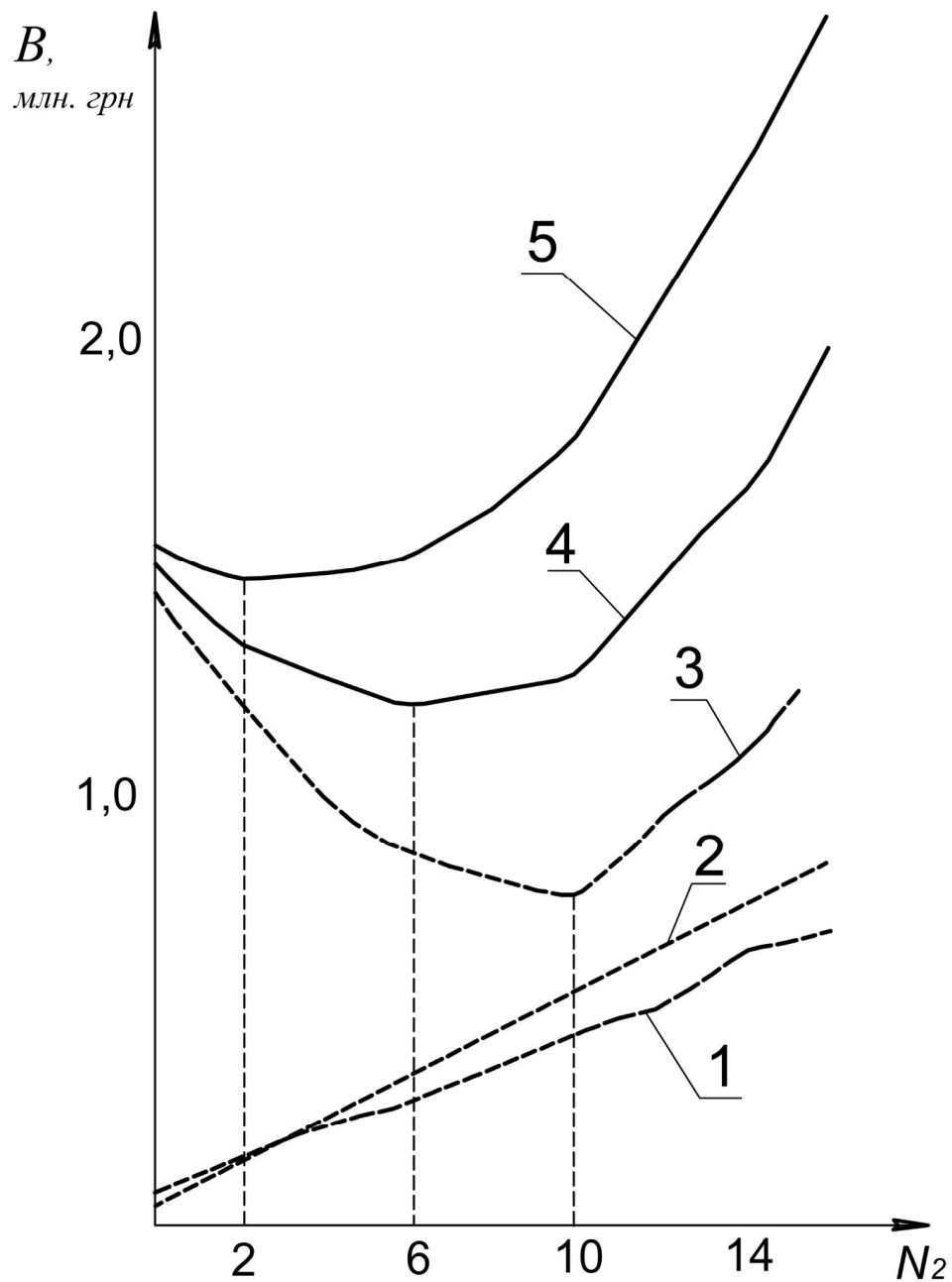


Рис. 2.9. Зміна різних видів витрат рудника при розміщенні перевантажувально-усереднювального складу на різних горизонтах:  
 1 - витрати на доставку руди зі складу на поверхню кар'єру залізничним транспортом; 2 – витрати на розміщення складу; 3 – витрати на доставку руди автотранспортом на склад; 4 – сумарні транспортні витрати; 5 - сумарні витрати кар'єру.

## ***2.6. Вибір найкращого типу перевантажувально-усереднювального складу для умов глибоких кар'єрів***

На робочому борту кар'єру використовуються насипні та бортові перевантажувально-усереднювальні склади. Для розміщення насипного складу необхідно підготувати майданчик шириною 70-80 метрів, що вимагає виконання великого обсягу підготовчих робіт. По різні боки від точки в'їзду складу формуються два штабелі, які послідовно перебувають у стадіях відсипання і відвантаження (рис. 2.10 а). Середня величина переміщення автосамоскидів безпосередньо на верхньому майданчику насипного складу дорівнює половині довжини штабеля. Для розміщення бортового складу необхідно підготувати майданчик шириною 35-40 метрів, що потребує виконання значно меншого обсягу розкривних робіт. При транспортуванні гірничої маси з нижніх горизонтів обидва штабелі бортового складу необхідно розміщувати по одну сторону і на значній відстані від точки в'їзду на склад (рис. 2.10 б). У цьому випадку, середня величина переміщення автотранспорту безпосередньо по території складу дорівнює сумі довжин витяжного глухого кута і одного штабеля, що значно перевищує величину переміщення автотранспорту по території насипного складу.

Таким чином, кожен із розглянутих типів складів має свої недоліки та переваги.

Використання насипних складів призводить до невеликого збільшення довжини відкатки автосамоскидів, але вимагають виконання значного обсягу розкривних робіт для їх розміщення на робочому борту. Насипні склади доцільно використовувати при великій продуктивності та малому обсязі усереднювальних штабелів. Використання бортових складів вимагає невеликого обсягу розкривних робіт для їх розміщення, однак, призводять до значного збільшення довжини відкатки автосамоскидів. Бортові склади доцільно використовувати при великому обсязі та малій продуктивності усереднювальних штабелів. Більшість сучасних залізородних кар'єрів мають велику продуктивність і потребують значного обсягу штабелів для ефективної стабілізації коливань якості руди. У цих умовах використання

як насипних, так і бортових перевантажувально-усереднювальних складів призводять до значного збільшення експлуатаційних витрат.

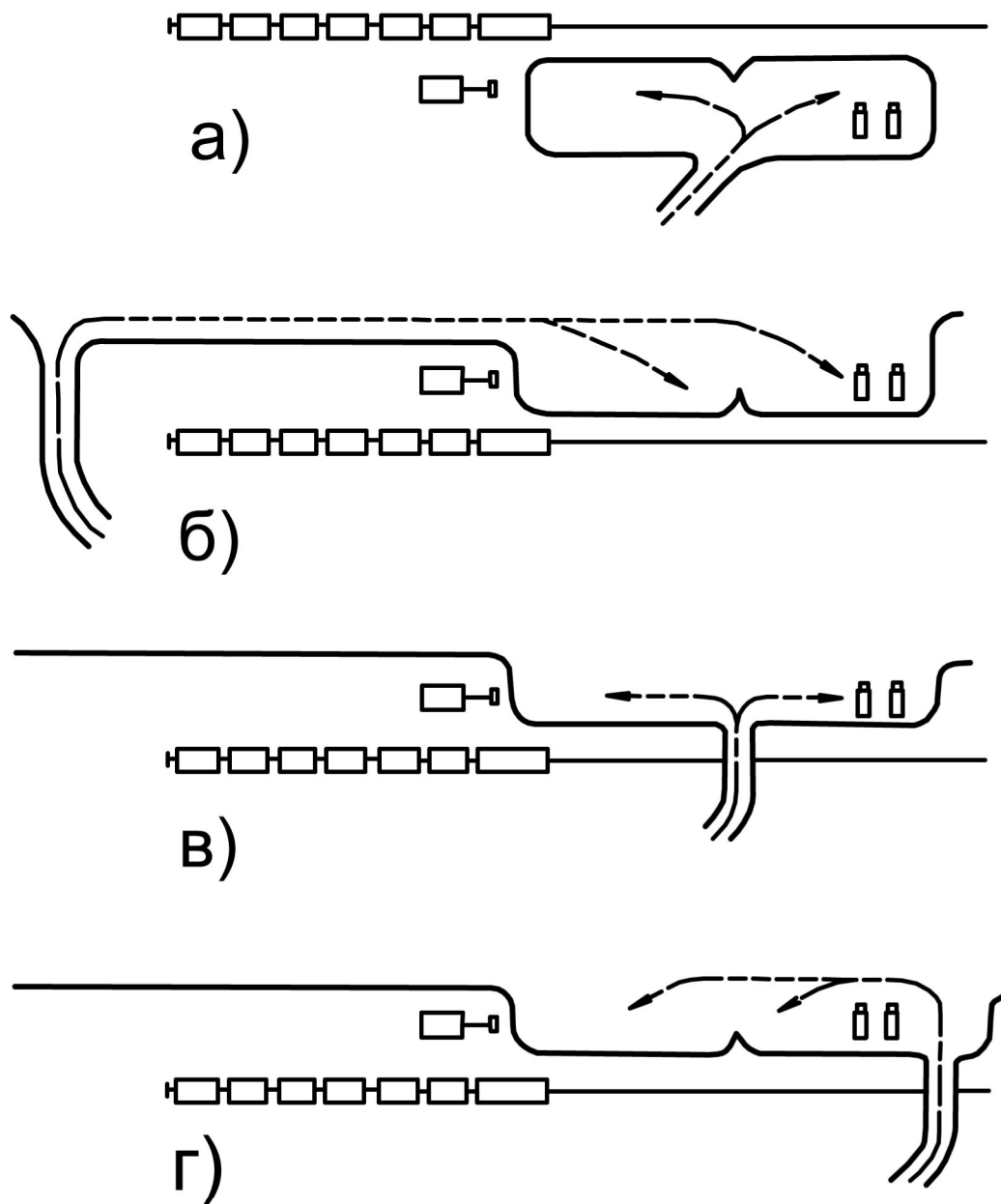


Рис. 2.10. Різні типи перевантажувально-усереднювальних складів:

а) насипний склад;

б) бортовий склад;

в, г) бортовий склад із шляхопроводом.



Переваги бортових і насипних складів поєднуються біля бортового складу зі штучним пристроєм перетину автомобільного та залізничного транспорту (рис. 2.10 в). Цей склад займає мінімальну площу (як бортовий склад). Величина переміщення автотранспорту біля такого складу також мінімальна (як і насипного складу) і дорівнює, загалом, половині довжини штабеля. Вільний рух автомобільного та залізничного транспорту може бути забезпечений за допомогою пристрою залізничного переїзду. Влаштування залізничного шлагбауму призводить до простою автотранспорту під час руху через переїзд залізничних поїздів. Особливо значних розмірів простої автотранспорту досягають за великої продуктивності кар'єру, що пов'язано з великою щільністю руху автомобільного та залізничного транспорту.

Збитки підприємства від простоїв автотранспорту може бути визначено шляхом імітаційного моделювання роботи залізничного переїзду [58] та визначення часу простою автотранспорту. При щільності автосамоскидів 12 машин на годину та щільності залізничних складів 15 склад на добу річний збиток становить 5 млн грн.

Зі збільшенням щільності автосамоскидів до 60 машин на годину, а залізничних потягів - до 60 поїздів на добу, річний збиток збільшується до 9 млн грн (при одному і двох залізничних коліях на переїзді). За трьох та чотирьох залізничних колій на переїзді збитки підприємства складають, відповідно, 13 і 19 млн грн.

Наведені дані свідчать, що при великій продуктивності кар'єру річні збитки підприємства від простоїв автотранспорту на залізничному переїзді досягають значних розмірів.

Іншим можливим способом розв'язування автомобільного та залізничного транспорту є спорудження шляхопроводу. Наведена вартість одно-чотирипролітного шляхопроводу становить 3-6 млн грн, що доводить переваги його використання порівняно із залізничним переїздом.

На рис. 2.10 а, б, представлені основні типи перевантажувально-усереднювальних складів для використання на робочому борі кар'єру. При

цьому розглядаються ті варіанти, у яких транспортування гірничої маси здійснюється з нижніх горизонтів. Положення штабелів складів всіх типів щодо точки в'їзду складу відповідають мінімуму відстані переміщення автотранспорту біля складу. Остаточний вибір найкращої конструкції складу необхідно проводити за мінімумом експлуатаційних витрат, пов'язаних з переміщенням гірничої маси по території складу та з виконанням додаткових розкривних робіт для розміщення складу.

Крім цього, для складу з шляхопроводом необхідно враховувати наведені витрати на його будівництво.

Значення експлуатаційних витрат визначалися для всіх типів складів за різної продуктивності кар'єру та обсягу усереднювальних штабелів. Це дозволило визначити зони ефективного використання складів різних типів (рис. 2.11). При обсязі штабеля менше 15 тис. м<sup>3</sup> найефективніше використовувати насипні склади. Бортові склади найефективніше використовувати при продуктивності рудопотоку менше 1 млн т. У всіх інших випадках найбільш ефективно використовувати перевантажувально-усереднювальні склади зі шляхопроводом.

Як видно з наведених даних для більшості залізородних кар'єрів, найкращим є бортовий перевантажувально-усереднювальний склад зі шляхопроводом. Економічну ефективність від цих складів необхідно визначати шляхом порівняння його експлуатаційних витрат із відповідними витратами бортового і насипного складів. Пунктирна лінія на рисунку (парабола) відповідає межі зон ефективного застосування бортового та насипного складів. Для ділянки, розташованої вище параболи, необхідно порівнювати експлуатаційні витрати бортового складу, а нижче параболи - насипного.

Для сучасних потужних залізородних кар'єрів найкращими є бортові перевантажувально-усереднювальні склади зі шляхопроводом. Їх використання дозволяє зменшити обсяг автотранспортних перевезень,

порівняно з бортовими складами або витрати на підготовчі розкривні роботи, порівняно з насипними складами.

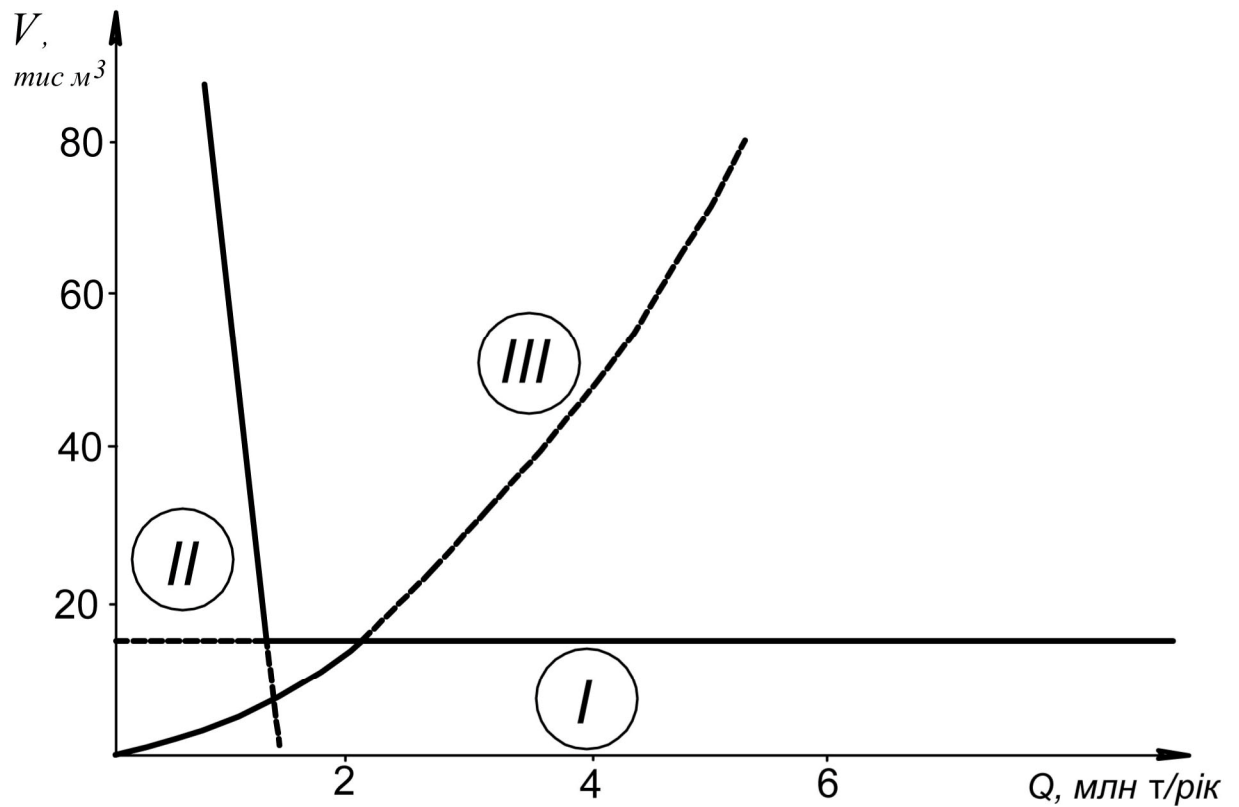


Рис. 2.11. Зони найбільшої ефективності використання насипного (I), бортового (II) та бортового зі шляхопроводом (III) перевантажувально-усереднювальних складів на глибоких кар'єрах.

### РОЗДІЛ 3. ОБГРУНТУВАННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ ПЕРЕВАНТАЖУВАЛЬНО-УСЕРЕДНЮВАЛЬНИХ СКЛАДІВ НА ГЛИБОКИХ КАР'ЄРАХ

#### *3.1. Обґрунтування резерву вантажної техніки для забезпечення однорідності якості руди*

Однією з вимог, що висуваються до однорідності якісного складу корисних копалин, є визначення резерву навантажувальної техніки [79-81].

Досвід моделювання роботи кар'єрів з метою визначення можливих показників усереднення на них дозволив перейти до розробки нормативних матеріалів для укрупненого вирішення питань усереднення в процесі проектування.

Статистична обробка та аналіз результатів моделювання показали, що необхідну кількість екскаваторів на видобутку, що забезпечує виконання вимог до усереднення змісту корисного компонента в руді, доцільно визначати за графіками залежності коефіцієнта резерву продуктивності екскаваторів на видобутку  $k$  від коефіцієнта однорідності якості руди  $k_0$  (рис. 3.1).

Під коефіцієнтом однорідності якості руди розуміється відношення максимально допустимого значення середньоквадратичного відхилення вмісту заліза в змінних обсягах видобутку  $\sigma_{\text{дон}}$  до середньоквадратичного відхилення вмісту корисного компонента в екскаваторних вибоях  $\sigma_k$ :

$$k_0 = \frac{\sigma_{\text{дон}}}{\sigma_k} \quad (3.1)$$

Під коефіцієнтом резерву продуктивності екскаваторів розуміється відношення можливої сумарної продуктивності екскаваторів, які працюють на видобутку протягом зміни, до змінної продуктивності кар'єру по руді:

$$k_p = \frac{n \cdot Q_e}{Q_k} \quad (3.2)$$

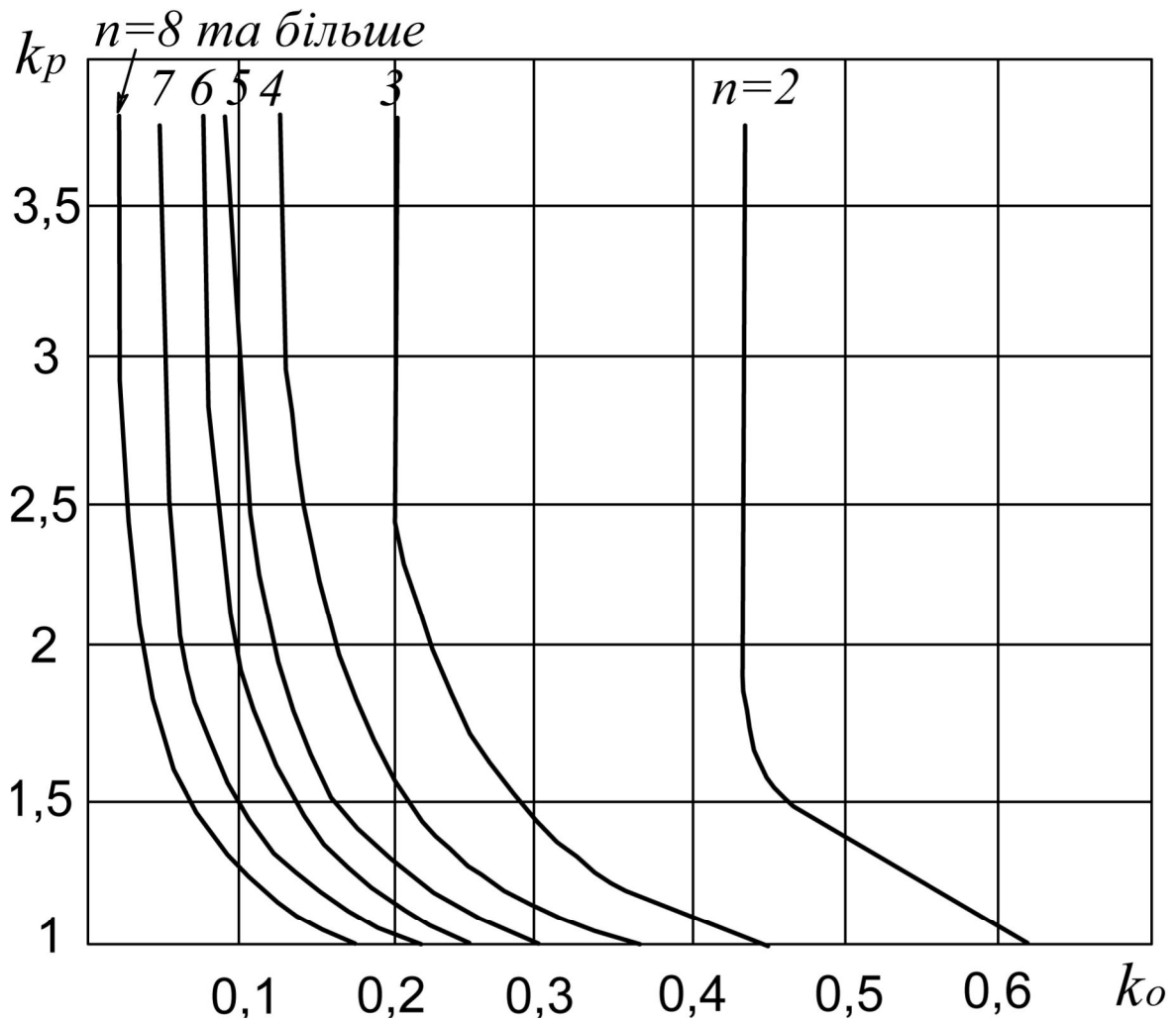


Рис. 3.1. Залежність коефіцієнта резерву продуктивності екскаваторів на видобутку ( $k_p$ ) від коефіцієнта однорідності якості руди ( $k_0$ ) при різній кількості видобувних екскаваторів ( $n$ )

де  $Q_3$  - можлива змінна продуктивність екскаватора по руді, т;  $Q_K$  - змінна продуктивність кар'єру по руді, т.

Розглянемо порядок розрахунку кількості екскаваторів на видобутку за допомогою графіків  $k_p=f(k_0)$  наведених на рис. 3.1.

Відома величина порції руди  $Q$  і потрібно визначити середньоквадратичне відхилення вмісту заліза в обсягах руди, рівних  $Q$ . Для цього можна скористатися формулою

$$\sigma_Q = k_0 \cdot \sigma_k \sqrt{\frac{Q_k}{Q}}, \% \quad (3.3)$$

Величина  $\sigma_k$  для кар'єрів, що діють, визначається в процесі статистичної обробки фактичних показників. Для новопроектованих кар'єрів величину  $\sigma_k$  орієнтовно можна визначити за формулою

$$\sigma_k = k_{\partial.p.} \sqrt{\frac{h_{p.n.}}{h_y}}, \% \quad (3.4)$$

де  $\sigma_{\partial.p.}$  - середньоквадратичне відхилення вмісту корисного компонента в руді за даними детальної розвідки, %;  $h_{p.n.}$  - інтервал випробування руди в свердловині при детальній розвідці (довжина рядової проби по керну), м;  $h_y$  - висота уступу, м.

Якщо статистична обробка результатів детальної розвідки не проводилася і величина  $\sigma_{\partial.p.}$  невідома, її можна орієнтовно визначити за формулою

$$\sigma_{\partial.p.} = \frac{\alpha_{\max} - \alpha_{\min}}{6}, \% \quad (3.5)$$

де  $\alpha_{\max}$  - максимальне значення вмісту компонента, що усереднюється в рядових пробах, %;  $\alpha_{\min}$  - бортовий вміст компонента, що усереднюється, %.

Графіки  $k_p = f(k_0)$  дозволяють визначати кількість екскаваторів на видобутку, що забезпечує необхідну однорідність якісного складу руди (по одному компоненту).

### ***3.2. Розрахунок параметрів прикар'єрного усереднювально-перевантажувального складу***

Основними параметрами складів корисних копалин є: форма і розміри у плані, місткість, землеємність, висота, кути укосів, ширина завантаження вантажної машини [82-88]. На параметри проміжного складу впливають такі основні фактори:

- плановий обсяг перевантажувальних робіт;
- наявність достатніх майданчиків для розміщення складу;
- фізико-механічні властивості руд, що надходять на склад;
- кількість сортів руд, що надходять на склад та їх чисельне

співвідношення;

- вимоги до якісного складу руд, що відвантажуються;
- робочі параметри навантажувального та транспортного обладнання;
- організаційні фактори (періодичність та інтенсивність розвантаження автосамоскидів та подачі залізничних складів).

Основне значення для розрахунку параметрів складу має його проектна ємність. Місткість складів різна і становить від 10-20 тис. м<sup>3</sup> до 200-300 тис. м<sup>3</sup>, проте найчастіше вони мають ємність 25-30 тис. м [82, 85, 88, 89]. Обсяг складу залежить від масштабу виробництва, розмірів робочих майданчиків, кількості діб, яку розраховується запас руди. Обсяг складу може бути визначений за формулою:

$$V_c = \frac{Q_{сут.c} \cdot k_n \cdot t}{\gamma_p}, \text{ м}^3 \quad (3.6)$$

де  $Q_{сут.c}$  - добовий вантажообіг гірничої маси через склад, т/сут;  $k_n$  - коефіцієнт нерівномірності надходження гірничої маси складу (1,15-1,25);  $t$  - кількість діб, на яку розраховується запас руди на складі;  $\gamma_p$  - питома вага гірничої маси, т/м<sup>3</sup>

Крім необхідної місткості та технічних характеристик перевантажувального обладнання, глибина траншеї буде визначатися фізико-механічними властивостями порід. Основні параметри внутрішньокар'єрного складу представлені на рис. 3.2.

Вісь залізничного транспорту розташовується між видобувним вибоєм і приймальною траншеєю складу. З метою забезпечення безпеки від кромки залізничної колії у бік траншеї відкладається охоронний цілік шириною  $B_n$ .

Максимальна ширина приймальної траншеї визначається технічними характеристиками перевантажувального екскаватора:

$$B_{mp} = R_u + R_u - B_u - \frac{1}{2}b_n, \quad (3.7)$$

Загальна ширина майданчика на ділянці горизонту розміщення сумісного перевантажувального пункту розраховується за формулою:

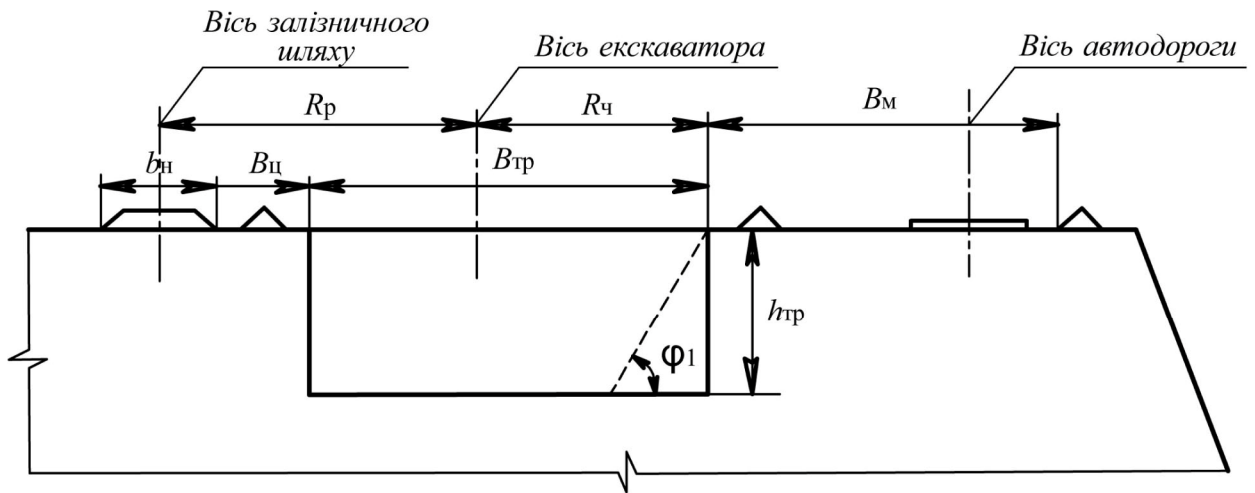


Рис. 3.2. Поперечний розріз внутрішньокар'єрного усереднювально-перевантажувального складу

$$B_{раб} = A_3 + b_n + B_ч + B_{тр} + B_m + b_e + b_{пр}, \text{ м} \quad (3.8)$$

де  $B_{пр}$  - ширина призми обвалення з боку вільної поверхні, м;  $A_3$  - ширина заходження екскаватора, що визначається за формулою [90].

«Професором М.В. Васильєвим запропоновано розділяти руду на насипному складі на активні та пасивні запаси» [89]. «Активний запас руди має забезпечувати її поточну витрату на складі при постійному положенні транспортних комунікацій, пасивний запас виконує функцію резерву» [89].

«Для перевантажувального пункту, що має одну ділянку приймальної траншеї, відвантаження руди із вибою здійснюється лише у період заповнення траншеї» [89]. Тривалість циклу при цьому визначається:

$$T_{ст} = T'_{отр} + m \cdot z, \text{ діб} \quad (3.9)$$

де  $z$  - кількість разів заповнення приймальної траншеї за час відпрацювання руди у суміжному вибої.



$$z = \frac{T'_{отр}}{T_{зан.с}}, \quad (3.10)$$

де  $T_{зан.с}$  - час заповнення приймальної траншеї, добу.

$$T_{зан.с} = \frac{V_c}{V_{a/c} \cdot n_p \cdot N_{a/c}}, \text{ діб} \quad (3.11)$$

На рис. 3.3. представлена залежність часу відпрацювання запасів у видобувному вибої від коефіцієнта відвантаження руди із вибою  $T_{ст} = f(k_{отз})$  (1) для випадку, коли приймальна траншея має дві ділянки (заповнення та навантаження).

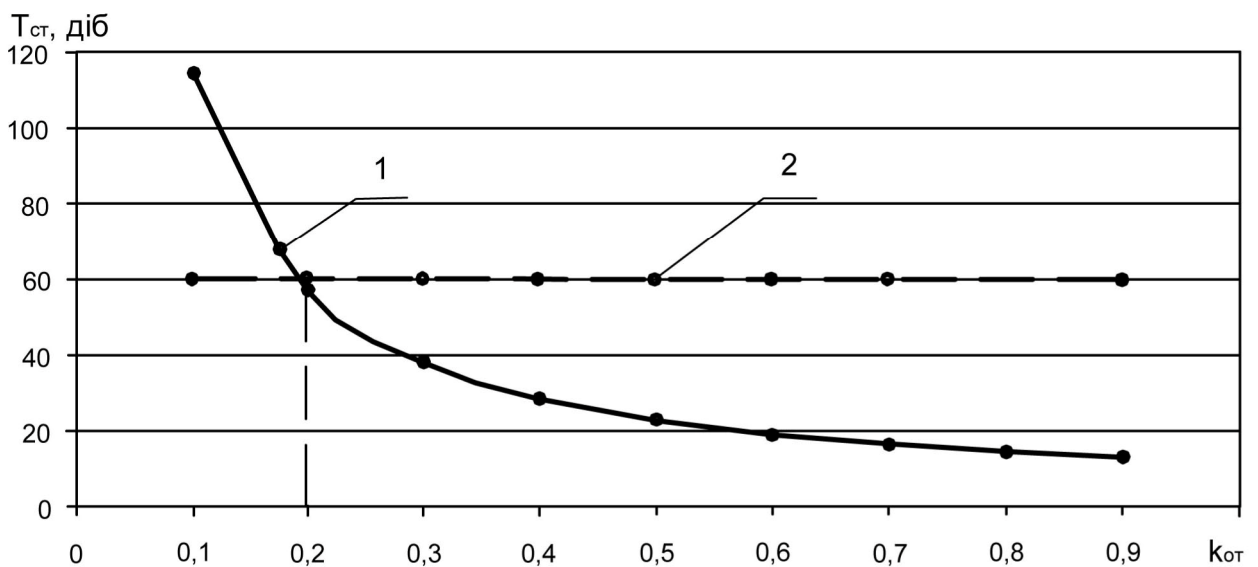


Рис. 3.3. Залежність тривалості циклу експлуатації складу від значення коефіцієнта відвантаження руди із вибою,  $T_{ст} = f(k_{отз})$

Якщо приймальна траншея є одним цілим, а функції прийому і відвантаження руди виконуються по черзі, графік матиме вигляд прямої (2) (рис. 3.3.). Ця пряма відсікає коефіцієнт відвантаження руди із вибою, при якому доцільно розділяти приймальну траншею на дві ділянки. Для заданих умов при  $k_{отз} > 0,2$  не доцільно розділяти приймальну траншею на дві ділянки. Оскільки, через високу інтенсивність робіт  $T_{ст}$  буде прагнути до нуля.

Таким чином, у конкретних умовах  $K_{отз}$  є показником доцільності поділу приймальної траншеї складу на ділянки заповнення та навантаження.

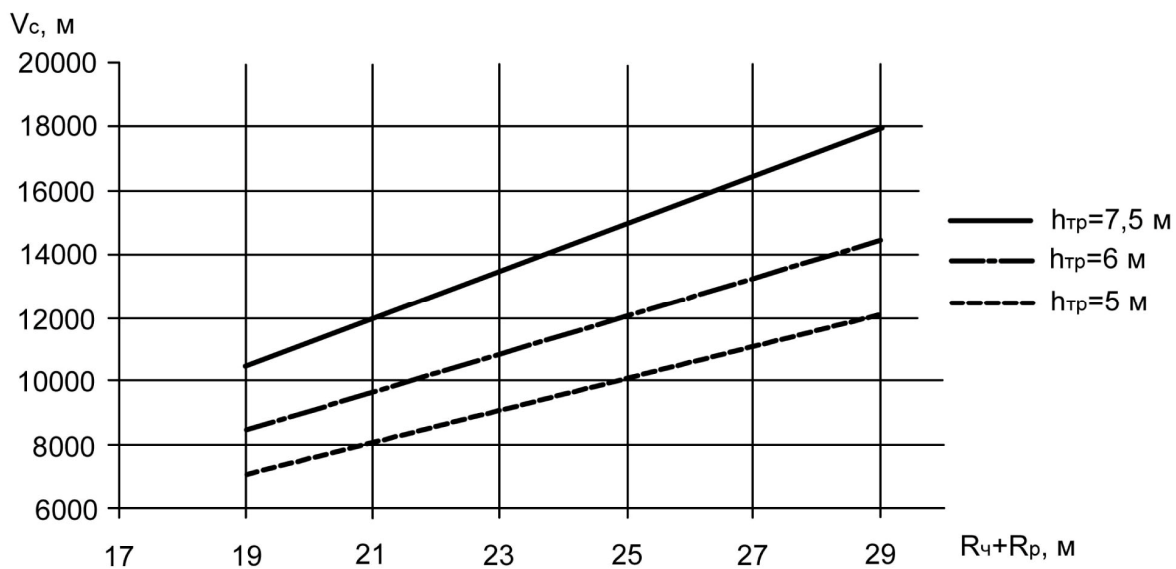
### ***3.3. Дослідження залежностей основних параметрів складу від технічних характеристик перевантажувального обладнання***

«Основними геометричними параметрами перевантажувального складу, що впливають на показники роботи гірничо-технічного комплексу, є ширина, глибина і місткість» [88]. «У зв'язку з цим виникає необхідність дослідження залежностей цих параметрів від технічних характеристик застосовуваного перевантажувального обладнання» [91, 92].

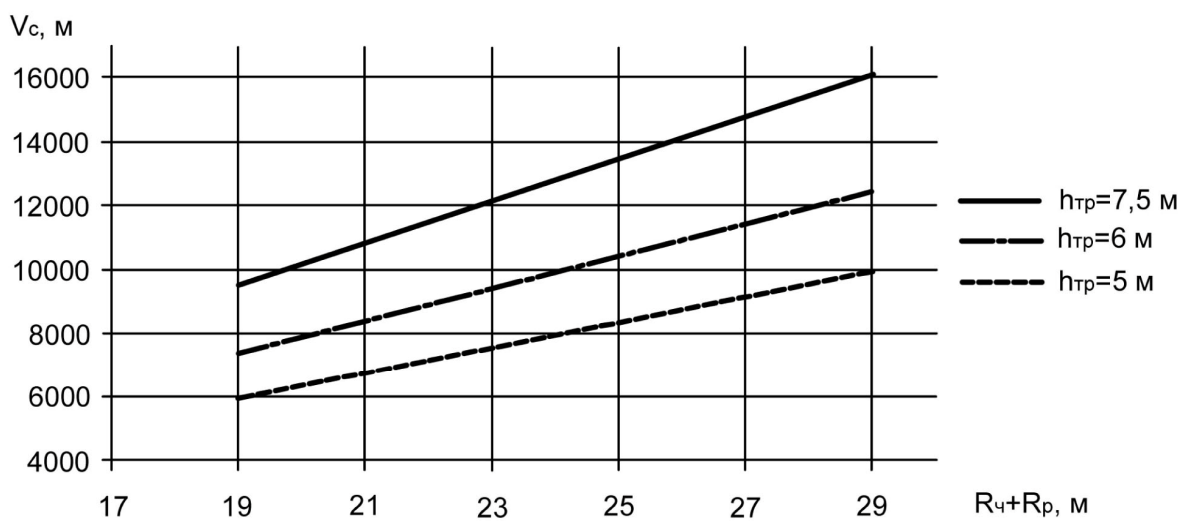
Для розглянутих схем усереднювальних перевантажувальних складів типу «приймальна траншея» побудовано графіки залежності  $V_c=f(R_q+R_p, h_{mp})$  (рис. 3.4).

При побудові використовували параметри робочих органів екскаватора Komatsu PC 1250-7 при його роботі на скельному ґрунті. ( $R_q=15,3M$ ,  $R_p=12M$ ,  $LTP=100$  м).

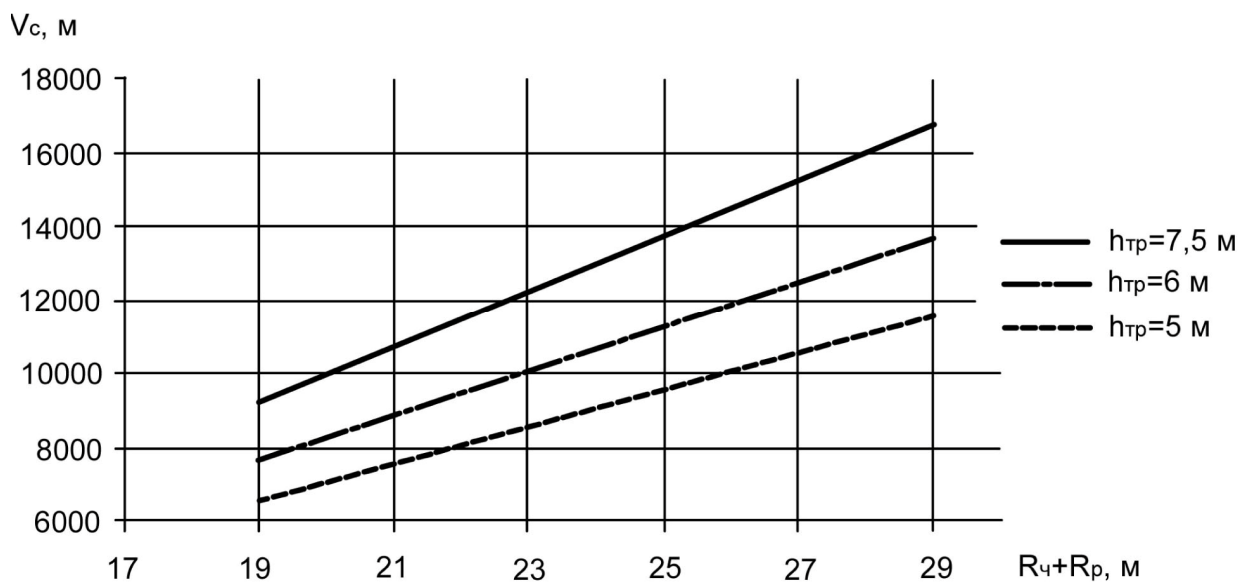
Для встановлених залежностей з використанням методів номографії побудовано складову номограму, представлену на рис. 3.5.



а) прикар'єрний усереднювальний перевантажувальний склад з розміщенням усієї гірничої маси нижче рівня поверхні



б) прикар'єрний усереднювальний перевантажувальний склад з розміщенням частини гірничої маси вище за рівень прийомної траншеї



в) внутрішній усереднювальний перевантажувальний склад

Рис. 3.4. Залежності місткості усереднювального перевантажувального складу від робочих параметрів перевантажувального екскаватора.

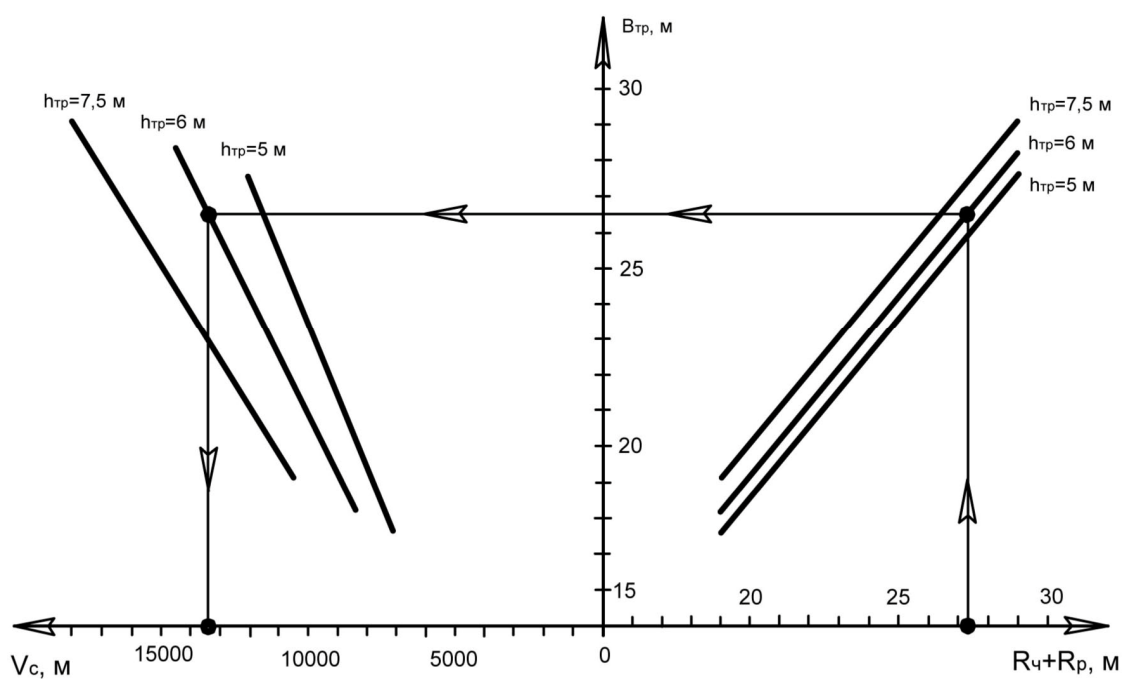


Рис. 3.5. Номограма для визначення основних параметрів прикар'єрного перевантажувального складу з розміщенням гірничої маси нижче рівня поверхні.

Номограма дозволяє при вирішенні практичних завдань спростити визначення основних параметрів складу за різних технічних характеристик перевантажувального екскаватора. Також за номограмою можливе вирішення зворотного завдання: розрахувавши необхідну мінімальну ємність складу, вибираємо відповідне обладнання.

За результатами проведених досліджень у табл. 3.1, 3.2 представлені порівняльні характеристики основних параметрів широко поширених в даний час і пропонувані до застосування екскаваторних перевантажувальних пунктів. Як перевантажувальне обладнання розглянуті екскаватори ЕКГ-10 з ємністю ковша  $10 \text{ м}^3$  і Komatsu PC 1250-7 з ємністю ковша  $5 \text{ м}^3$ . У розрахунках приймаються постійними такі параметри: довжина складів  $L = L_{mp} = 200 \text{ м}$ , висота (глибина) складів  $h = 6 \text{ м}$ , кут траєкторії руху ковша екскаватора  $\varphi_1 = 60^\circ$ , кут природного укосу матеріалу, що складається  $\varphi_2 = 40^\circ$ , що забезпечує порівняння у порівнянних умовах.

Таблиця 3.1 - Порівняльна характеристика внутрішньокар'єрних екскаваторних усереднювальних перевантажувальних складів

Параметр	Тип складу		
	1.1.	1.2.	1.3.
	Бортовий	Заглиблений	Поєднаний
Перевантажувальне обладнання	ЕКГ-10	ЕКГ-10	Komatsu PC 1250-7
Загальна ширина робочого майданчика (без урахування видобутку вибою)	75 м	80 м	66 м
Обсяг складу (без урахування видобутку)	25 000 м <sup>3</sup>	30 000 м <sup>3</sup>	25 600 м <sup>3</sup>
Об'єм додаткової гірничої маси, що витягується (на глибині 100 м)	2 570 000 м <sup>3</sup>	2 770 000 м <sup>3</sup>	2 180 000 м <sup>3</sup>

Таблиця 3.2 - Порівняльна характеристика прикар'єрних екскаваторних перевантажувальних складів

Параметр	Тип складу		
	2.1.	2.2.	2.3.
	Штабельний	Приймальна траншея (1)	Приймальна траншея (2)
Перевантажувальне обладнання	ЭКГ-10	Komatsu PC 1250-7	Komatsu PC 1250-7
Загальна ширина перевантажувального пункту	76 м	60 м	68 м
Обсяг складу	25 800 м <sup>3</sup> (активні запаси)	27 600 м <sup>3</sup>	28 000 м <sup>3</sup>
Питома землеємність	0,59 м <sup>2</sup> /т	0,43 м <sup>2</sup> /т	0,49 м <sup>2</sup> /т

Для внутрішньокар'єрних перевантажувальних пунктів визначальним показником є обсяг додатково видобутої гірничої маси, а для прикар'єрних - питома землеємність. Як видно з таблиць, місткість перевантажувальних складів практично однакова, що дозволяє визначити найбільш економічні схеми складування 1.3 і 2.2. Об'єм додаткової гірничої маси, що видобувається при розміщенні внутрішньокар'єрного суміщеного складу на глибині 100 м складе 2180 тис. м<sup>3</sup>. Найменша питома землеємність прикар'єрного перевантажувального пункту буде при розміщенні всієї руди нижче за рівень приймальної траншеї. Її величина становитиме 0,43 м<sup>2</sup>/т. У конкретних умовах зменшення обсягів гірничої маси, що додатково видобувається, при внутрішньо-кар'єрному складуванні складе від 15% до 21%. Для складу, розташованого на поверхні, зменшення питомої землеємності становить залежно від схеми складування від 17% до 27%.

### *3.4. Дослідження ємності накопичувального рудного складу на етапі введення кар'єру в експлуатацію*

На етапі введення кар'єру в експлуатацію його продуктивність за корисними копалинами, а також потужності переробних підприємств, як правило, непостійні. У цей період проміжні склади виконують головним чином накопичувальну функцію. Для забезпечення стабільності поставок корисних копалин на переробку може виникнути необхідність у тому, щоб ще до початку роботи збагачувальної фабрики відправляти з кар'єру на склад корисні копалини, що видобуваються, які потім будуть використовуватися для компенсації можливих втрат продуктивності кар'єру і зростання переробних потужностей. У цих умовах важливим завданням є обґрунтування ємності накопичувальних складів. Це полегшить ухвалення рішення про місцезнаходження складу та дозволить уникнути в майбутньому додаткових грошових вкладень, пов'язаних з перенесенням тимчасових складів.

Встановленню необхідної ємності перевантажувальних пунктів присвячено роботи багатьох вчених. Ю.Д. Буяновим та В.В. Істомініним встановлені залежності ємності проміжних складів корисних копалин за умовою надійності роботи комплексів вантажно-транспортного та переробного обладнання в нерудній промисловості та на вугільних розрізах відповідно [93].

В.В. Істомініним встановлено, що основним фактором, що впливає на місткість перевантажувального пункту, є нерівномірність роботи автомобільної ланки. Місткість перевантажувального пункту при цьому може бути встановлена за формулою:

$$V_{nn} = t_n \cdot Q_m \cdot k_o \cdot k_{cn} \cdot k_{cv}, \text{ м}^3 \quad (3.12)$$

де  $t_n$  - час стабілізації роботи екскаваторно-автомобільного комплексу, год;  
 $Q_m$  - технічна продуктивність перевантажувального екскаватора, м<sup>3</sup>/год;  $k_o$  - коефіцієнт забезпечення екскаватора порожняком;  $k_{cn}$  - коефіцієнт зниження

продуктивності за рахунок простоїв екскаватора через відсутність автосамоскидів;  $k_{cv}$  - коефіцієнт зниження місткості перевантажувального пункту за рахунок простоїв комплексу обладнання суміжної ланки протягом  $t_n$ .

Вашлаєвим І.І. запропоновано визначати мінімальний необхідний обсяг руди на складі залежно від величини допустимого відхилення її якості [94]. А.Г. Моором щодо мінімально допустимої ємності внутрішньокар'єрного перевантажувального складу за умов тривалого непоступлення нього руди використовувалося імітаційне моделювання роботи кар'єрного залізничного транспорту [95].

М.В. Васильєв обґрунтував доцільну величину запасів руди на внутрішньокар'єрному перевантажувальному пункті, за якої витрати на створення та утримання складу ( $C_c$ ) та можливі збитки, пов'язані з нестачею руди на складі ( $C_y$ ), були б мінімальними [83, 89, 96].

Основну думку роботи можна подати так:

$$C = C_C + C_y \Rightarrow \min \quad (3.13)$$

Однак така методика може бути застосована лише у випадках, коли на кар'єрі є резерви у вигляді інших перевантажувальних пунктів достатні, щоб перекрити нестачу руди на одній із ділянок.

Таким чином, очевидно, що ємність рудного складу залежить від конкретних умов виробництва: призначення складу, розміри вільної площі, дальність транспортування, коливання якісного складу корисних копалин, режим роботи комплексу обладнання. І в кожному випадку вона має визначатися індивідуально.

Розроблено алгоритм розрахунку кількості руди на накопичувальному складі на початковому етапі експлуатації гірничо-збагачувального комплексу, коли продуктивність кар'єру за корисними копалинами є змінною величиною, що дозволяє розрахувати запаси руди при різних варіантах продуктивності збагачувальної фабрики.

Якщо  $i = [1: N]$ , та кількість аналізованих варіантів:



$$N = \frac{P_{r_{\max}} - P_{r_{\min}}}{\Delta P_r + 1} \quad (3.14)$$

де  $P_{r_{\max}}$ ,  $P_{r_{\min}}$  - максимально і мінімально можливі аналізовані величини продуктивності фабрики відповідно, млн. т/рік;  $\Delta P_r$  - крок зміни продуктивності, млн. т/рік.

Тоді  $i$ -а продуктивність збагачувальної фабрики:

$$P_{ri} = P_{r_{\min}} + \Delta P_r \cdot i, \text{ млн, т/рік} \quad (3.15)$$

Для забезпечення стабільної роботи збагачувальної фабрики необхідно створити запас корисних копалин на складі, який зможе забезпечити її безперебійне постачання рудою, незважаючи на коливання продуктивності в кар'єрі.

Визначення кількості запасів корисних копалин на складі проводиться для двох етапів:

- період з початку видобутку корисних копалин у кар'єрі до початку роботи збагачувальної фабрики, протягом якого кількість руди на складі визначається календарним планом видобутку:

$$V_1 = \sum_{n=1}^{t_y} P_k, \text{ млн, т} \quad (3.16)$$

- період нестабільної роботи кар'єру та збагачувальної фабрики.

Динаміка зміни руди на складі протягом цього часу визначається різницею між видобутими в кар'єрі і перероблюваними фабрикою обсягами корисних копалин:

$$V_2 = \sum_{n=t_H}^T P_k - \sum_{n=t_H}^T P_{ri} - S_{\min_i}, \text{ млн, т} \quad (3.17)$$

Розрахунок ємності накопичувального рудного складу на початковому етапі розробки умовного родовища здійснено за наведеною вище методикою.

Як вихідні величини прийняті такі дані (табл. 3.3):

Таблиця 3.3 - Розподіл видобутку корисних копалин на кар'єрі, млн. тонн/квартал

	Рік експлуатації				
	1	2	3	4	5
I квартал	0,0	0,07	0,2	0,35	0,5
II квартал	0,01	0,12	0,24	0,5	0,6
III квартал	0,01	0,2	0,28	0,55	0,65
IV квартал	0,015	0,21	0,28	0,565	0,65
Разом за рік	0,35	0,6	1,0	1,965	2,4

Межі зміни споживання сирової руди збагачувальною фабрикою:  $P_{fmin} = 0,35$  и  $P_{fmax} = 0,55$  млн. тонн в квартал.

Крок зміни продуктивності:  $\Delta P_f = 0,1$  млн. тонн.

Результати розрахунків наведено на рис. 3.6. та 3.7.

У таблиці 3.4. представлені режими роботи збагачувальної фабрики та відповідні їм показники роботи гірничо-збагачувального комбінату.

Таблиця 3.4 - Можливі режими роботи гірничо-збагачувального комплексу

№ п/п	Показник	Од. вим.	Режим роботи збагачувальної фабрики		
			0,35	0,45	0,55
1	Продуктивність збагачувальної фабрики, ( $P_f$ )	млн. т/кв	0,35	0,45	0,55
2	Час початку роботи фабрики, ( $t_{min}$ )	квартал	8	9	10
3	Максимальна ємність складу, ( $V_{max}$ )	млн. т	1,565	0,865	0,825
4	Кількість руди на складі на момент виходу фабрики на потужність першої черги (6 рік)	млн. т	1,565	0,865	0,250

На рис. 3.6. наведено графіки наростаючих обсягів руди, що видобувається в кар'єрі, та обсягів споживання руди на збагачувальній фабриці.

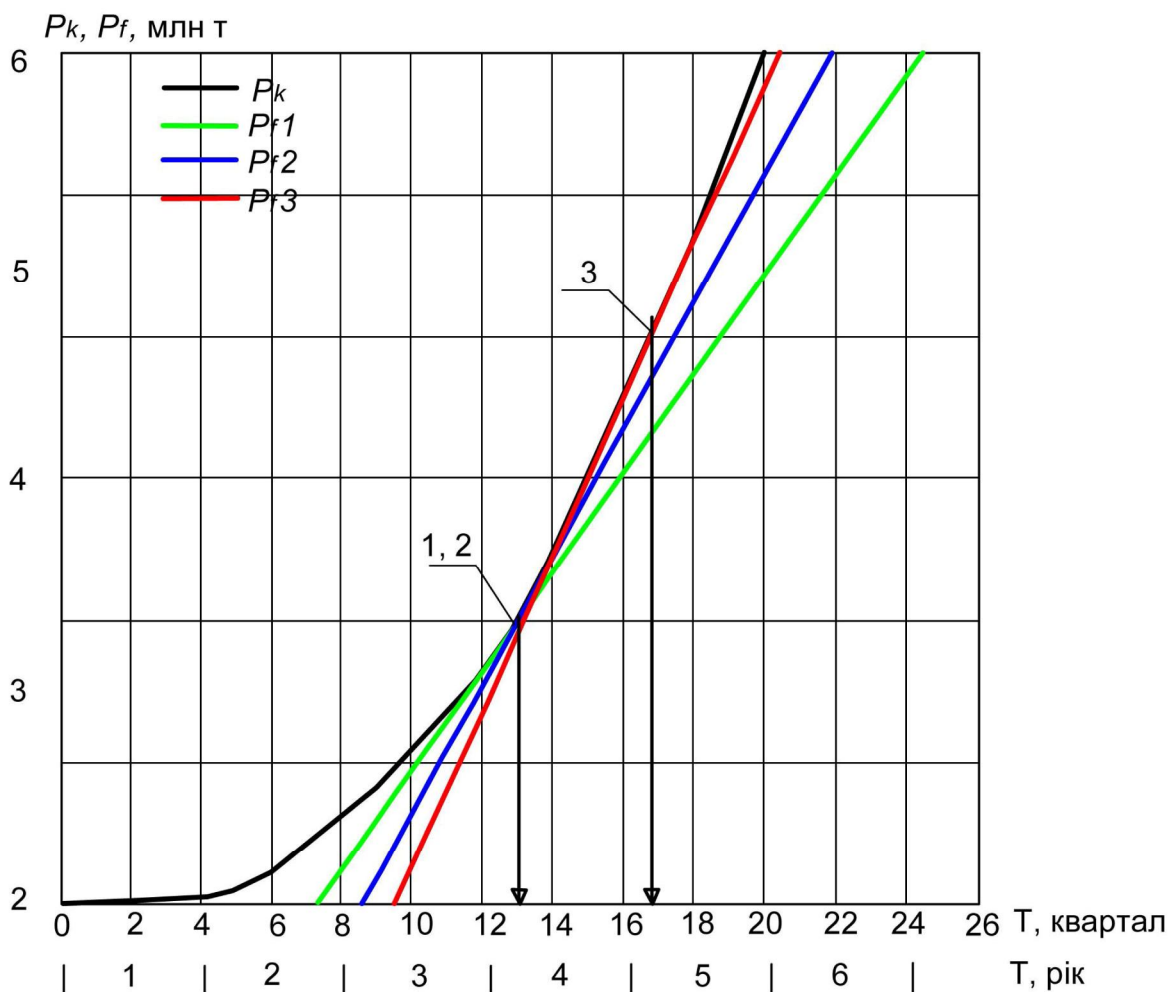


Рис. 3.6. Графіки зміни зростаючих обсягів руди, що видобувається в кар'єрі та споживаної фабрикою, млн. т/кв.

На даному графіку різниця ординат у кожний момент часу між кривою, що відповідає обсягам видобутку руди у кар'єрі ( $P_k$ ), і прямими, що відбивають обсяги споживання руди фабрикою ( $P_{f1}$ ,  $P_{f2}$ ,  $P_{f3}$ ), відповідає обсягу руди на накопичувальному складі.

У тому випадку, коли весь запас сировини, що знаходиться на складі, вичерпаний, прямі  $P_{f1}$ ,  $P_{f2}$ ,  $P_{f3}$  є дотичними до кривої  $P_k$  (точки 1, 2 та 3). Перетин прямих з віссю абсцис визначає можливий момент пуску збагачувальної фабрики за умовою подальшого безперебійного забезпечення її рудою.

На рис. 3.7. представлені графіки зміни кількості руди на складі до моменту виходу збагачувальної фабрики на потужність першої черги за різних режимів споживання сировини в початковий період.

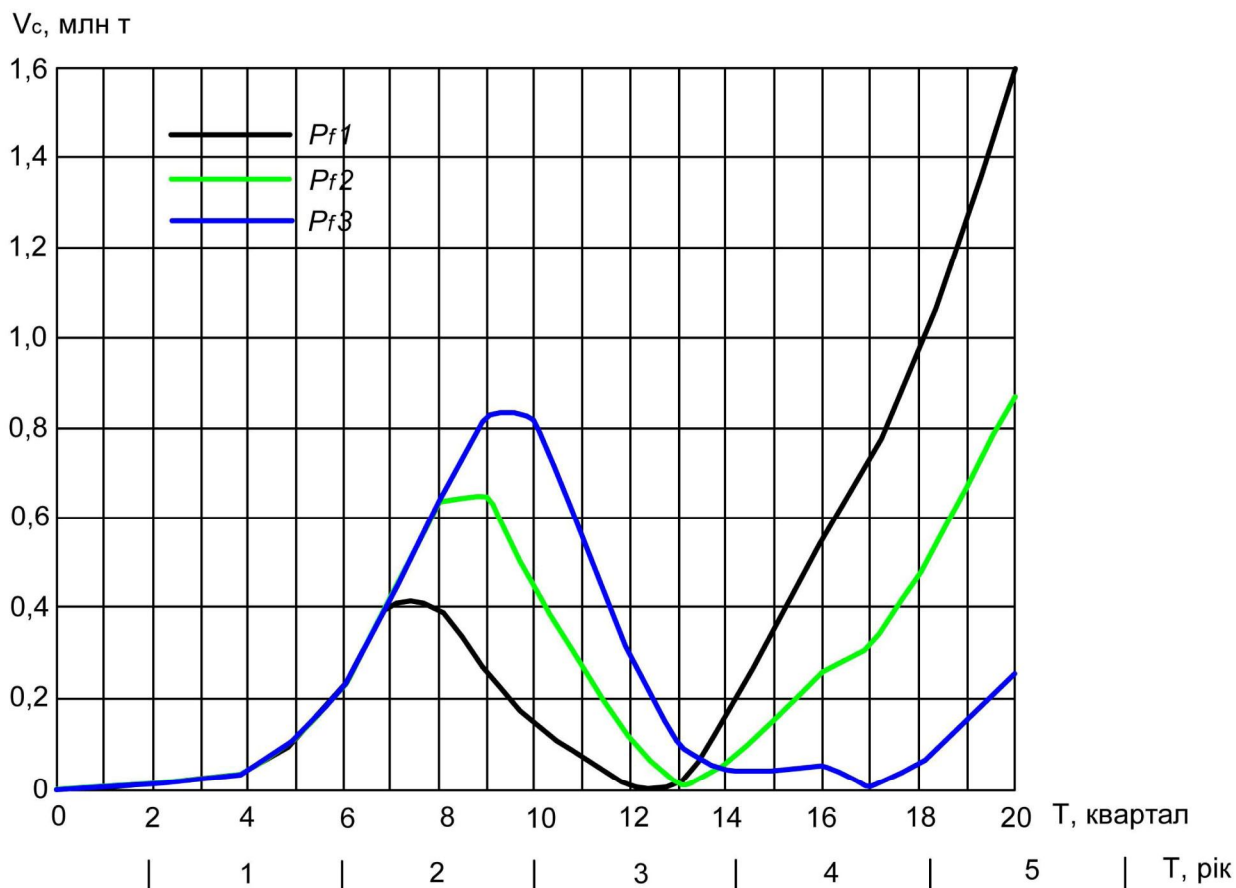


Рис. 3.7. Графіки зміни обсягів руди на накопичувальному складі при різних варіантах продуктивності збагачувальної фабрики, млн.т/кв.

Аналіз отриманих результатів дозволяє виявити найбільш прийнятний початковий режим роботи збагачувальної фабрики. У нашому випадку це варіант  $P_{f3} = 0,55$  млн. т у квартал. При цьому пікове навантаження на склад носить одноразовий характер (на відміну від інших варіантів) і становить 825 тис. т руди, відставання початку роботи фабрики щодо початку видобутку руди в кар'єрі становить 2 роки та 1 квартал. До моменту виходу збагачувальної фабрики на проектну потужність першої черги залишковий запас руди на складі складе близько 250 тис. т. Він може бути використаний як резервний запас на наступних етапах експлуатації родовища.

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ.

Проведений огляд стану проблеми дозволив дійти висновку, що є ряд невикористаних можливостей оптимізації параметрів усередньовально-перевантажувальних складів при проектуванні відкритої розробки залізорудних родовищ.

1. На глибоких кар'єрах великої продуктивності найбільше доцільно використовувати бортовий перевантажувально-усереднювальний склад з шляхопроводом. При продуктивності кар'єру менше 1 млн т/рік раціональніше використовувати бортовий склад, а при обсязі усереднювального штабелю менше 15 тис м<sup>3</sup> - насипний.

2. При визначенні оптимальних параметрів та ефективності використання перевантажувально-усереднювальних складів на глибоких кар'єрах необхідно враховувати експлуатаційні витрати, пов'язані з проведенням підготовчих розкривних робіт та автотранспортними витратами на переміщення гірничої маси територією складу.

3. Використання перевантажувально-усереднювальних складів на глибоких кар'єрах економічно вигідне та доцільне, експлуатаційні витрати покриваються значним зниженням збитків підприємства від коливання якості руди.

4. Остаточне визначення геометричних розмірів перевантажувально-усереднювального складу неможливе без вирішення питань технології його експлуатації: визначення оптимального періоду перенесення складу; визначенням найкращого місця розташування складу; вибором найкращого типу складу.

На основі висновків можна сформулювати наступні рекомендації відносно подальшого розвитку питання оптимізації параметрів усередньовально-перевантажувальних складів при проектуванні відкритої розробки залізорудних родовищ:

1. Обґрунтувати кількість екскаваторів, які зайняті на видобутку з урахуванням вимог до забезпечення необхідного вмісту корисного компоненту в руді.

2. Здійснити теоретичне обґрунтування й розробку методики вибору параметрів усередньовально-перевантажувальних складів руди.

## Бібліографія.

1. Бастан П.П. Усреднение руд на горно-обогатительных предприятиях / П.П. Бастан, Н.Н. Волошин. – Недра, 1981. - 200 с.
2. Жусупов К.К. Управление качеством асбестовых руд на обогатительном переделе / К.К. Жусупов, Т.М. Агубаев, С.Е. Пуненков // Горный журнал, 2005. - №9-10. - С. 38-39.
3. Ломоносов Г.Г. Стабилизация качеств руд в жезканганских рудниках / Г.Г. Ломоносов, А.А. Зейнуллин, Ж.Т. Игисинов, К.К. Куттыкбаев // Горный журнал. - 1999. - № 3. - С. 49-50.
4. Ломоносов Г.Г. Управление качеством продукции горного предприятия. - МГИ, 1984. - 92 с.
5. Рико В.Т. Усреднение многокомпонентных руд в карьере / В.Т. Рико, В.В. Чикота, С.В. Казачков, М.В. Ломакин // Горный журнал. - 2007. - №9. - С. 45-48.
6. Турдахунов М.М. Использование современных геоинформационных методов управления качеством минерального сырья, поступающего в обогатительный передел / М.М. Турдахунов, О.С. Исаченко, В.Д. Щерба, В.В. Кривицкий, Д.Г. Букейханов, С.И. Петрович // Горный журнал. - 2004. - № 7. - С. 43-46.
7. Ядрышников А.О. Технологический прогресс на предприятиях Алмалыкского ГМК / А.О. Ядрышников, Г.Л. Ленковская, В.М. Пилецкий // Горный журнал. - 1999. - № 4. - С. 22-27.
8. Ломоносов Г.Г. Формирование качества руды при открытой добыче. – Недра, 1975. - 33 с.
9. Порцевский А.К. Управление качеством рудной массы на открытых горных работах. Учебное пособие. – МГОУ, 1998. - 44 с.
10. Бастан П.П. Теория и практика усреднения руд / П.П. Бастан, Е.И. Азбель, Е.М. Ключкин. – Недра, 1979. - 255 с.
11. Кустов А.М. Адаптация циклично-поточной технологии работ к изменяющимся условиям глубокого карьера / А.М. Кустов, С.С. Коломников // Горный вестник Узбекистана. - 2007. - № 31. С. 39-42.

12. Кучерский Н.И. Эффективность проектируемого комплекса ЦПТ-руда с крутонаклонным конвейером для карьера «Мурунтау» / Н.И. Кучерский, О.Н. Мальгин, В.Н. Сытенков, Е.Д. Ларионов, А.М. Иоффе, В.И. Шелепов // Горный журнал. - 2005. - № 11. - С. 59-63.
13. Логинов И.Г. Конструктивные особенности крутонаклонного конвейерного подъема скальных руд на карьере «Мурунтау» / И.Г. Логинов, В.И. Слепьян, О.Н. Мальгин // Горный журнал. - 2005. - № 11. - С. 63-65.
14. Мальгин О.Н. Комплекс ЦПТ карьера «Мурунтау»: опыт эксплуатации и перспективы развития / О.Н. Мальгин, В.Н. Сытенков, П.А. Шеметов // Горный журнал. - 2003. - № 8. - С. 26-30.
15. Мальгин О.Н. Развитие циклично-поточной технологии в транспортной системе карьера «Мурунтау» / О.Н. Мальгин, А.М. Кустов, С.С. Коломников // Горный журнал. - 2007. - № 5. - С. 33-37.
16. Пуненков С.Е. Добыча и обогащение хризотил-асбестовых руд Бразилии. // Горный журнал. - 2008. - № 12. - С. 80-82.
17. Чураков А.И. Усреднительные склады на карьерах КМА / А.И. Чураков, В.В. Лосицкий, А.А. Иванов, А.Я. Ходырев // Горный журнал. - 1970. - № 3. - С. 18-21.
18. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ / В.В. Ржевский. - Недра, 1978. - 542 с.
19. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ / В.В. Ржевский. - Недра, 1980. - 631 с.
20. Арсентьев А.И. Планирование развития горных работ в карьерах / А.И. Арсентьев. - Недра, 1972. - 151 с.
21. Астафьев Ю.П. Оптимизация развития горных работ и имитация рудопотоков / Ю.П. Астафьев, Н.Д. Бевз, А.С. Давидкович // Международный симпозиум по применению ЭВМ и математических методов в горных отраслях промышленности. Вып. XVIII/ - 1980. Секция 2, вып. 5, С. 439-449.
22. Астафьев Ю.П. Совершенствование управления открытыми горными работами в карьере / Ю.П. Астафьев, А.С. Давидкович // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка, 1977/ - вып. 23. - С. 3-8.

23. Астафьев Ю.П. Имитационное моделирование при оперативном планировании добычи железных руд в карьере / Ю.П. Астафьев, Н.И. Горлов // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка, 1980. - вып. 29. - С. 3-6.
24. Астафьев Ю.П. Расчет и обоснование годовой программы карьера с использованием ЭВМ / Ю.П. Астафьев, Л.Н. Косенко, Л.И. Мальцева // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка, 1973. - вып. 15, С. 29-31.
25. Хохряков В.С. Проектирование карьеров / В.С.Хохряков. - Недра, 1980. - 336 с.
26. Бастан П.П. Условия эффективности усреднения качества железных руд на карьерах / П.П. Бастан, В.С. Хохряков // Изв. вузов. Горный журнал, 1969. - № 6. - С. 17-23.
27. Новожилов М.Г. Качество рудного сырья горной металлургии / М.Г. Новожилов, Я.Ш. Ройзен, А.М. Эрперт. - Недра, 1977. - 415 с.
28. Грачев Ф.Г. Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях / Ф.Г. Грачев. - Недра, 1977. - 208 с.
29. Бызов В.Ф. Планирование и организация горных работ при усреднении руд на железорудных горно-обогатительных комбинатах / В.Ф. Бызов, Н.Г. Грибенко, А.А. Казавчук // Разработка рудных месторождений. - К.: Техніка, 1972. - вып. 13, С. 44-47.
30. Бызов В.Ф. Опробование и контроль качества руд при усреднении их в карьере / В.Ф. Бызов, Н.Г. Грибенко, В.К. Лотоус // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка, 1973. - вып. 15. - С. 47-49.
31. Бызов В.Ф. Планирование и организация горных работ при усреднении руд. Разработка рудных месторождений / В.Ф. Бызов, Н.Г. Грибенко, В.К. Лотоус, В.И. Ткачук // Разработка рудных месторождений. - Техніка, 1972. - вып. 8, С. 44-46.
32. Бастан П.П. Теория и практика усреднения руд / П.П. Бастан, Е.И. Азбель, Е.И. Ключкин // Недра, 1979. – 255 с.
33. Школьников А.Д. Управление качеством минерального сырья / А.Д. Школьников, Е.И. Азбель // Горный журнал. – 1973. - № 11. - С. 38-40.



34. Ломоносов Г.Г. Исследование формирования качества полезных ископаемых при открытых горных разработках / Г.Г. Ломоносов // Автореф. дис. на соиск. ученой степени доктора техн. Наук. – 1972. - 26 с.
35. Арсеньев С.Я. Внутрикарьерное усреднение железных руд / С.Я. Арсеньев, А.Д. Прудовский // Горный журнал. – 1972. - №4. - С. 19-21.
36. Арсеньев С.Я. Внутрикарьерное усреднение железных руд / С.Я. Арсеньев, А.Д. Прудовский. - Недра, 1960. – 248 с.
37. Арсеньев С.Я., Прудовский А.Д., Широкова Л.Н. Оперативное планирование добычных работ на карьерах в режиме усреднения / С.Я. Арсеньев, А.Д. Прудовский, Л.Н. Широкова // Горный журнал. – 1976. - №1, С. 5-9.
38. Арсеньев С.Я. Проектирование системы мероприятий по усреднению качества руды на карьерах методом имитационного моделирования / С.Я. Арсеньев, А.Д. Прудовский, Л.Н. Широкова // Горный журнал. – 1976. - № 6. - С. 18-22.
39. Прудовский А.Д. Планирование и управление качеством руды при добыче в режиме усреднения / А.Д. Прудовский, С.Я. Арсеньев // Обогащение руд. – 1979. - №3. - С. 22-27.
40. Прудовский А.Д. Проверка методики оперативного планирования добычных работ на математической модели карьера / А.Д. Прудовский, Л.Н. Широкова // Математическое обеспечение АСУ горных предприятий. - СШ, 1974, С. 61-66.
41. Бевз Н.Д. Оптимизация оперативных планов горно-транспортных работ в карьере при усреднении руд / Н.Д. Бевз, Ю.К. Одокиенко, В.Е. Криушенко // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка, 1975. - вып. 19. - С. 84-90.
42. Бевз Н.Д. Определение минимальной продолжительности периодов усреднения руд в карьере / Н.Д. Бевз, В.Е. Криушенко, Ю.К. Одокиенко // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка, 1973.- вып. 15. - С. 44-47.
43. Бевз Н.Д. Эффективность усреднения железистых кварцитов в карьерах / Н.Д. Бевз, М.М. Шестаков, Ю.К. Одокиенко, В.И. Криушенко,

А.С. Архипов // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка, 1972. - вып. 13. - С. 38-41.

44. Бевз Н.Д. Математическая модель месячного планирования добычных работ в карьере горнообогатительного комбинатам / Н.Д. Бевз, В.Ф. Игнатюк, Л.П. Кузьминов // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка, 1979. - вып. 27. - С.11-16.

45. Близнюков В.Г. К вопросу календарного планирования горных работ карьеров горно-обогатительных комбинатов / В.Г. Близнюков, Н.Д. Бевз, А.К. Полищук, А.П. Корсун, Н.М. Муравьев / Разработка рудных месторождений. - 1970. - вып. 9. - С. 8-13.

46. Близнюков В.Г. Оптимизация развития горных работ с учетом динамики объемов горной массы и расстояния ее транспортирования / В.Г. Близнюков, И.И. Дейнега // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка, 1981. - вып. 31. - С.17-20.

47. Близнюков В.Г. Определение главных параметров карьера с учетом качества руды / В.Г. Близнюков. - М.: Недра, 1978. - С. 151

48. Грибенко Н.Г. Исследование вопросов планирования и организации добычных работ при усреднении руд в карьерах / Грибенко Н.Г. // Автореферат кандидатской диссертации. - Кривой Рог, 1970. - 26 с.

49. Косенко В.И. Горно-геологическое обеспечение задач оперативного планирования горных работ в карьере / В.И. Косенко, А.С. Зеленский // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка, 1981. - вып. 31. - С.11-14.

50. Валитов М.З. Опыт внедрения расчетов суточных и недельно-суточных графиков добычи и усреднения руды на ЭВМ в условиях Михайловского железорудного комбината / М.З. Валитов, И.Ф. Косяков, И.М. Базылев // Горный журнал, 1974. - № 2. - С. 21-24.

51. Пермяков Р.С. Планирование горных работ с учетом стабилизации качества руды / Р.С. Пермяков, В.И. Раевский, И.С. Медведев // Горный журнал. - № 10. - С. 11-13.

52. Капустин В.П. Оценка изменчивости содержания полезного компонента в блоке с целью оперативного внутрикарьерного усреднения /

В.П. Капустин, А.И. Дерябин // Известия вузов. Горный журнал. – 1981. - № 3. - С. 20-22.

53. Онофрейчук В.Я. Рациональные схемы формирования потоков руд в режиме стабилизации качества / В.Я. Онофрейчук, П.В. Горелкин // Горный журнал. – 1979. - №5. - С. 9-11.

54. Каграманян Э.А. АСУ процессом открытой добычи руд / Э.А. Каграманян, Н.И. Демченко, Н.И. Гирик, И.А. Попко // Горный журнал. – 1981. - №5, С. 50-51.

55. Карпов В.В. Оперативное планирование добычных работ на Лебединском ГОКе, обеспечивающее стабильное качество руды / В.В. Карпов, А.П. Величко, А.Н. Курочкин // Горный журнал. – 1976. - №1. – С. 10-11.

56. Петренко П.Д. Методика определения рационального порядка отработки шахтного поля по минимуму колебаний качества руды / П.Д. Петренко, А.В. Галкин // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка. – 1981. - вып. 32. - С. 49-52

57. Азбель Е.И. Об оценке эффективности работы усреднительных сооружений / Е.И. Азбель. - "Зап. ЛГИ им. Г.В.Плеханова". - т. XVIII. - вып. 1. – 1975. - С. 95-100.

58. Закусило И.Г. Усреднение качества железных руд / И.Г. Закусило, Ю.В. Смирнов, П.П. Бастан, А.Л. Кабаев. - Горный журнал. – 1970. - №10. - С. 21-23.

59. Бастан П.П. Определение колебаний качества руд при проектировании горнообогатительных предприятий / П.П. Бастан, В.И. Лебель, Н.Н. Волошин, Н.К. Костина // Совершенствование процессов рудоподготовки. - Труды ин-та Механобр, 1960. - С. 7-26

60. Бастан П.П. Усреднение руд в многослойных штабелях / П.П. Бастан, А.В. Гальянов, Е.И. Ключкин, Н.К. Костина // Обогащение руд. – 1979. - №3. - С. 18-21.

61. Бастан П.П. Усреднительные возможности автомобильных складов / П.П. Бастан, Н.К. Костина // Горный журнал. – 1978. - №3. - С. 19-21.

62. Бызов В.Ф. Исследование систем и параметров усреднения качества железных руд на карьерах // Дис. на соискание ученой степени доктора технических наук. - Кривой Рог, 1980. – 329 с.

63. 65. Бызов В.Ф. Усреднение руд на перегрузочных площадках в карьере / В.Ф.Бызов, Н.Г. Грибенко, А.А. Казавчук, В.К. Лотоус, В.Н. Ткачук // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка, 1972. - вып. 13, С. 50-52.

64. Зарайский В.Н. Усреднение железорудного сырья на предприятиях МЧМ и пути его совершенствования / В.Н. Зарайский, К.Б. Николаев // Горный журнал. – 1971. - №8. - С. 27-30.

65. Казанский К.В. Основные параметры штабельного рудоусреднения / К.В. Казанский // Горный журнал. – 1971. - № 8. - С. 31-35.

66. Ройзен Я.Ш. Методика определения емкости усреднительных рудных складов / Я.Ш. Ройзен, А.М. Эрперт // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка. – 1972. - вып. 13. - С. 113-117.

67. Шупов Л.П. Математические модели усреднения / Л.П. Шупов. - Недра, 1978. - 287 с.

68. Кузуб В.А. Повышение качества выпускаемой продукции / В.А. Кузуб, Д.В. Перлин, В.П. Майшур, Ю.А. Княжецкий // Горный журнал. – 1979. - С. 16-18.

69. Полищук А.К. Определение рациональных параметров перегрузочных пунктов при использовании автомобильно-железнодорожного транспорта / А.К. Полищук, Г.К. Полищук, Б.П. Степанов, А.Г. Темченко // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка. – 1974. - вып. 17. - С. 34-38.

70. Бызов В.Ф. Об особенностях преобразования колебаний качества руды на прикарьерных усреднительных складах / В.Ф. Бызов // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка, 1981. - вып. 31. - С. 79-84.

71. Бызов В.Ф. Имитационное моделирование горных процессов / В.Ф. Бызов. - Днепропетровск, 1979. – 95 с.

72. Бызов В.Ф. Усреднение руды в штабелях с продольно-поперечной укладкой горизонтальными слоями / В.Ф. Бызов, Н.Г. Грибенко, Н.Г. Стежко,

В.П. Пурин // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техніка, 1975. - вып. 19. - С. 90-93.

73. Бызов В.Ф. Исследование вопросов пространственного распределения качества руд при усреднении их в карьерах / В.Ф. Бызов, Н.Г. Грибенко, И.П. Бойко, В.К. Лотоус // Материалы II респ. научн.-техн. конф. молодых ученых по проблемам развития угольной промышленности. - Днепропетровск, 1969. - С. 17-18.

74. Бызов В.Ф. О новой единице измерения частоты колебаний качества полезного ископаемого / В.Ф. Бызов // Горный журнал. – 1979. - №8. - С. 14-16.

75. Гальянов А.В. Расчет дисперсии показателей при объединении потоков / А.В. Гальянов, П.П. Бастан, С.В. Новоселова // Труды ИГД МЧМ, 1976. - вып. 49. - С. 3-6.

76. Васильев М.В. Автомобильный транспорт карьеров / М.В. Васильев. - Недра, 1983. – 280 с.

77. Васильев М.В. Назревшие проблемы глубоких карьеров / М.В. Васильев // Горный журнал. – 1977. - №2. - С. 38-42.

78. Васильев М.В. Особенности устройства и параметры карьерных перегрузочных складов / М.В. Васильев // Горный журнал. – 1977. - №10, С. 34-38.

79. Иконников Д.А. Обоснование резерва погрузочной техники для обеспечения однородности качества полезного / Д.А. Иконников, К.Р. Аргимбаев // Перспектива развития Прокопьевско-Киселевского угольного района, как составная часть комплексного инновационного плана моногородов: сборник трудов 3-ей международной научнопрактической конференции. - Кемерово, 2011. - С.85-87.

80. Холодняков Г.А. Исследование устойчивости уступа сложенного сыпучим материалом при его отработке гидравлическим экскаватором типа «обратная лопата» / Г.А. Холодняков, К.Р. Аргимбаев, Д.А. Иконников // Горный информационно-аналитический бюллетень. - Горная книга - 2011. - №9. - С. 114-117.

81. Холодняков Г.А. Обоснование резерва экскаваторов для обеспечения усреднения качества руды / Г.А. Холодняков, Д.А. Иконников // Горный информационно-аналитический бюллетень. - Горная книга. - 2012. - №4. - С. 114-117.

82. Бастан П.П. Усреднительные возможности автомобильных складов / П.П. Бастан, Н.К. Костина // Горный журнал. - 1978. - № 3. - С. 19-21.

83. Васильев К.А. Транспортные устройства и склады / К.А. Васильев. – Недра, 1991. - 238 с.

84. Васильев М.В. Особенности устройства и параметры карьерных перегрузочных складов / М.В. Васильев // Горный журнал. - 1977. - № 10. - С. 34 - 38.

85. Васильев М.В. Транспорт глубоких карьеров / М.В. Васильев. – Недра, 1983. - 295 с.

86. Холодняков Г.А. Исследование рациональных конструкций внутрикарьерных перегрузочных пунктов / Г.А. Холодняков, М.М. Якубовский // Проблемы индустриально-инновационного развития горнодобывающих отраслей промышленности и мировая геополитика освоения хризотилового волокна. Материалы 5-ой международной научно-практической конференции. - Казахстан: Житикара. - 2010. - С. 323-329.

87. Холодняков Д.Г. Обоснование размеров складов попутных полезных ископаемых / Д.Г. Холодняков, М.М. Якубовский // Экология и развитие общества. Материалы XI Международной конференции. - СПб: МАНЭБ, 2008. - С. 120-126.

88. Шевелёв В.А. Определение оптимальной ёмкости буферно-усреднительных складов с учётом доставки - отгрузки руды / В.А. Шевелёв // Сборник материалов международной научно-практической конференции молодых учёных и студентов «Опыт прошлого - взгляд в будущее». - 2011. - С. 31-35.

89. Васильев М.В. Внутрикарьерное складирование и перегрузка руд. / М.В. Васильев. - Недра, 1968. - 182 с.

90. Шеметов П.А. Транспортирование горной массы межступенным крутонаклонным перегружателем / П.А. Шеметов, О.Н. Мальгин // Горный журнал. - 2007. - № 5. - С. 46-47.

91. Кравченко Ф.А. Технологическая схема перегрузки руды с конвейерного транспорта в железнодорожный / Ф.А. Кравченко, В.Т. Лашко // Горный журнал. - 2007. - № 5. - С. 38-39.

92. Шубин И.Н. Технологические машины и оборудование. Сыпучие материалы и их свойства: Учеб, пособие / И.Н. Шубин, М.М. Свиридов, В.П. Таров. Тамб. гос. техн. ун-т. - 2005. - С. 33-39.

93. Шпанский О.В. Технология и комплексная механизация добычи нерудного сырья для производства строительных материалов: Учебник для вузов / О.В. Шпанский, Ю.Д. Буянов. - Недра. - 1996. - 462 с.

94. Рыжов П.А. Математическая статистика в горном деле / П.А. Рыжов. - Высш. Школа.- 1973.- 188 с.

95. Моор А.Г. Применение имитационного моделирования при определении емкости внутрикарьерного перегрузочного склада по условиям транспортирования горной массы / А.Г. Моор, А.Д. Стариков // Горн. дело. - 1998. - № 7. - С. 171-175.

96. Васильев М.В. Комбинированный транспорт на карьерах / М.В. Васильев. - Недра, 1975. - 360 с.