

УДК 504.05:622+681.518  
№ держ. реєстрації 0108U000558  
Інв. №

Міністерство освіти і науки України  
Національний гірничий університет  
(НГУ)

49000, м. Дніпропетровськ, пр. Карла Маркса, 19; тел/факс (0562) 47-32-09,  
телекс 143457 AGAT-SU; E-mail: HomenkoO@nmu.org.ua

**ЗАТВЕРДЖУЮ**

Проректор з наукової роботи  
д-р техн. наук, проф.

О.С. Бешта

“ \_\_\_ ” \_\_\_\_\_ 2009 р.

**З В І Т**  
**З НАУКОВО-ДОСЛІДНОЇ РОБОТИ**

**ГЕОТЕХНОЛОГІЧНА ВАЛОРИЗАЦІЯ РОЗСИПНИХ РОДОВИЩ УКРАЇНИ**  
**ПРИРОДНОГО ТА ТЕХНОГЕННОГО ПОХОДЖЕННЯ**

(заключний)

**ГП-416**

Начальник НДЧ,  
канд. техн. наук, доцент

О.Є. Хоменко

Науковий керівник теми,  
д-р техн. наук, професор

П.І. Пілов

2009

Рукопис завершено 04.12.2009 р.

Результати роботи розглянуто Вченою Радою НГУ,  
протокол № 9 від 15.12.2009 р.

## СПИСОК АВТОРІВ

Керівник НДР, зав. кафедрою ЗКК, д-р техн. наук, проф.	П.І. Пілов (розділ 1, 2, 3, 4)
Головний науковий співробітник УНЦГІТ, д-р техн. наук, с.н.с.	О.В. Зберовський (розділ 1, 2, 3, 4)
Професор кафедри ЗКК, д-р техн. наук, с.н.с.	Ю.С. Мостика (розділ 1, 2, 3, 4)
Провідний науковий співробітник УНЦГІТ, канд. техн. наук, с.н.с.	Б. Ю. Собко (розділ 1, 2, 3, 4)
Старший науковий співробітник УНЦГІТ	В.А. Панцаков (розділ 2, 3)
Науковий співробітник УНЦГІТ	В.В. Задорнова (розділ 1, 2)
Молодший науковий співробітник УНЦГІТ	С.В. Литвиненко (розділ 1)
Науковий співробітник кафедри ЗКК	В.Ю. Шутов (розділ 1, 2, 3, 4)
Старший науковий співробітник кафедри ЗКК, канд. техн. наук	Л.Г. Шукайло (розділ 1)
Інженер I категорії кафедри ЗКК	И.В. Ахметшина (розділ 1)
Інженер II категорії кафедри ЗКК	А.И. Калущка (розділ 1, 2, 3, 4)
Інженер I категорії кафедри ЗКК	А.Ю. Мостика (розділ 1, 2, 3, 4)
Старший науковий співробітник кафедри ЗКК, канд. техн. наук	Л.А. Цибулько (розділ 1, 2, 3, 4)
Старший науковий співробітник кафедри ЗКК, канд. техн. наук	В.В. Гаєвий (розділ 1, 2, 3, 4)
Молодший науковий співробітник кафедри ЗКК	Т.Ю. Машкова (розділ 1, 2, 3, 4)

## В роботі брали участь:

Демиденко М.А. – доцент кафедри ЕКІД (розділ 1.3)
Мельников А.М. – доцент кафедри економіки підприємств (розділ 3)
Марченко В.В. – аспірант УНЦГІТ (розділ 3)
Мостика О.М. – старший науковий співробітник, канд. техн. наук (розділ 2.4)
Зубарєв А.І. – інженер II категорії (оформление отчета, розділ 3.4)
Білоус С.В. – студент гр. ГИТ-07-1 (оформление отчета, розділ 1.3)
Калущка Б.И. – студент гр. ГМЕ-07-1 (оформление отчета, розділ 2.4)
Дроздов В.В. – студент гр. ГИ-07-8 (оформление отчета, розділ 1.1)
Ізраєлян В.А. – студент гр. ГИ-06-8 (оформление отчета, розділ 3.3)

## РЕФЕРАТ

Звіт про НДР: 214 с., 31 рис., 20 табл., 99 джерел, 5 додатків.

Об'єктом досліджень є природні та техногенні розсипні родовища.

Метою дослідження є розробка наукових основ геотехнологічної валоризації розсипних родовищ України природного та техногенного походження.

Методи дослідження – теоретичні й експериментальні; методи статистичного й системного аналізу, математичного моделювання, теоретична інформатика, інформаційні системи й технології.

У роботі проведено аналітичний огляд існуючих методів розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки розсипних родовищ ; розроблені сучасні методики вибору раціональної технологічної схеми розкритих і видобувних робіт при видобутку та переробці титано-цирконієвих руд та родовищ техногенного походження; визначено закономірності використання технологічних схем видобутку та збагачення розсипів; розроблені методи розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки ільменітових, титано-цирконієвих руд та матеріалів з родовищ техногенного походження; розроблені рекомендації щодо застосування теорії, принципів та методів геотехнологічної валоризації розсипних родовищ України природного та техногенного походження.

Область застосування - підприємства гірничодобувних галузей країни: ГЗК, кар'єри, рудники й підприємства по переробці мінеральної сировини.

Основні техніко-економічні показники полягають у використанні геотехнологічної валоризації та індексу валоризації для визначення комплексної оцінки вартості розсипних родовищ України природного та техногенного походження.

**ГЕОТЕХНОЛОГІЧНА ВАЛОРИЗАЦІЯ, РОЗСИПНІ РОДОВИЩА, ТЕХНОГЕННІ РОДОВИЩА, ІНДЕКС ВАЛОРИЗАЦІЇ, ГЕОТЕХНОЛОГІЧНІ ПАРАМЕТРИ, ВИДОБУТОК ТА ПЕРЕРОБКА РОЗСИПІВ.**

## ЗМІСТ

	Вступ.....	7
1	РОЗРОБКА МЕТОДИКИ РОЗРАХУНКУ ГЕОТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИДОБУТКУ ТА ПЕРЕРОБКИ ПРИРОДНИХ РОЗСИПІВ РОДОВИЩ ІЛЬМЕНІТОВИХ РУД.....	10
1.1	Аналітичний огляд сучасних методів розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку розсипних родовищ.....	10
1.2	Аналіз наукових досліджень із питань розрахунку геотехнологічних параметрів переробки та вартісної оцінки розсипних родовищ ..	24
1.3	Розробка методики розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки природних розсипів родовищ ільменітових руд...	41
1.4	Розробка методики розрахунку геотехнологічних параметрів переробки природних розсипів родовищ ільменітових руд.....	59
1.4.1	Алгоритм розрахунку геотехнологічних параметрів переробки природних розсипів.....	59
1.4.2	Основні завдання етапу оцінки технологічних властивостей мінеральної сировини.....	64
1.4.3	Методика дослідження збагачуваності розсипних руд.....	68
1.4.4.	Синтез раціональних схем збагачення.....	73
1.4.5	Техніко-економічна оцінка родовищ.....	75
1.4.6	Характеристика природних розсипів ільменітових руд та особливості розрахунку геолого-технологічних параметрів.....	83
2	РОЗРОБКА МЕТОДИКИ РОЗРАХУНКУ ГЕОТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИДОБУТКУ ТА ПЕРЕРОБКИ ТИТАНОЦИРКОНІЄВИХ РУД .....	85
2.1	Розробка методики розрахунку геотехнологічних параметрів та вибору раціональних технологічних схем видобувних робіт при освоєнні розсипних родовищ .....	85

2.2	Обґрунтування геотехнологічних параметрів та технологічних схем розробки розсипних родовищ України.....	102
2.2.1	Обґрунтування технологічних схем розробки Мотронівської ділянки Малишевського родовища.....	102
2.2.2	Обґрунтування геотехнологічних параметрів та технологічних схем видобутку титано-цирконієвих руд на кар'єрах Вільногірського ГМК.....	123
2.3	Аналіз технологічних схем переробки розсипних руд родовищ України .....	137
2.4	Розробка методики розрахунку геотехнологічних параметрів переробки розсипних титано-цирконієвих руд .....	139
2.4.1	Особливості складу і технологічних властивостей розсипних титано-цирконієвих руд.....	139
2.4.2	Основні принципи збагачення розсипних титано-цирконієвих руд...	140
2.4.3	Синтез технологічних схем переробки розсипних титано-цирконієвих руд.....	146
2.4.4	Розрахунок геотехнологічних параметрів переробки розсипних титано-цирконієвих руд .....	152
3	<b>РОЗРОБКА МЕТОДИКИ РОЗРАХУНКУ ГЕОТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИДОБУТКУ ТА ПЕРЕРОБКИ РОДОВИЩ ТЕХНОГЕННОГО ПОХОДЖЕННЯ .....</b>	<b>155</b>
3.1	Встановлення області застосування безтранспортної системи розробки при освоєнні розсипних родовищ техногенного походження.....	155
3.2	Обґрунтування параметрів раціональних технологічних схем розробки розсипних родовищ Іршанського ГЗК.....	161
3.3	Розробка методики розрахунку геотехнологічних параметрів переробки розсипних родовищ техногенного походження.....	168

4	РОЗРОБКА РЕКОМЕНДАЦІЙ ЩОДО ЗАСТОСУВАННЯ МЕТОДІВ ГЕОТЕХНОЛОГІЧНОЇ ВАЛОРИЗАЦІЇ РОЗСИПНИХ РОДОВИЩ УКРАЇНИ ПРИРОДНОГО ТА ТЕХНОГЕННОГО ПОХОДЖЕННЯ .....	172
4.1	Загальні положення концепції інноваційного освоєння розсіпних родовищ .....	172
4.2	Концепція і наукові принципи раціонального освоєння розсіпних родовищ України .....	178
4.3	Розробка рекомендацій по застосуванню показника концентрації гірничих робіт для вибору раціональних технологічних схем розробки розсіпних родовищ України .....	182
4.4	Рекомендації по застосуванню методів геотехнологічної валоризації .....	187
	Висновки .....	191
	Перелік посилань .....	195
	Додаток А Внутрішня рецензія на НДР.. .....	204
	Додаток Б Зовнішня рецензія на НДР .....	206
	Додаток В Витяг з протоколу НТР.....	208
	Додаток Г Акт впровадження результатів НДР.....	211
	Додаток Д Акт впровадження результатів НДР.....	213

## ВСТУП

В надрах України виявлено значні родовища та прояви розсипних корисних копалин. На теперішній час в Україні налічується більш як 50 розсипних родовищ різних корисних копалин. В останні 30 років в країні через недосконалість технологій комплексного використання руд і збагачення видобутих корисних копалин утворились величезні хвостосховища, в яких накопичено сотні мільйонів тон відходів збагачення, що містять корисні копалини й, по суті, стали розсипними техногенними родовищами. Наприклад, на вуглезбагачувальних фабриках України до теперішнього часу розташовано 196 шламових відстійників та мулонакопичувачів, у яких заскладовано близько 115,9 млн. т шламових продуктів, у тому числі 51 млн. т забалансових шламів зольністю 45...60%. На Вільногірському ГМК у хвостосховищах накопичено більш 120 млн.м<sup>3</sup> відходів збагачення титано-цирконієвих руд, на Північному ГЗК в Кривбасі більш 300 млн. м<sup>3</sup> відходів збагачення залізних руд, на Інгулецькому ГЗК – більше 110 млн. м<sup>3</sup>. На Вільногірському ГМК та на Центральному ГЗК в Кривбасі вже розпочато повторну розробку хвостосховищ та виробництво концентратів з розсипних родовищ техногенного походження.

Існуючі технології видобутку та переробки розсипних родовищ недосконалі. Вартість родовищ змінюється у великих межах та залежить від геологічних, технологічних, соціальних, екологічних та інших факторів, які діють у реальному часі та просторі. Для об'єктивної оцінки вартості родовищ необхідно розробити комплексний показник їх вартості, який би набув статусу критерію для державних установ при продажі, видачі ліцензій, здачі родовища до оренди, залучення інвесторів та інше.

Метою дослідження є розробка наукових основ геотехнологічної валоризації розсипних родовищ України природного та техногенного походження, що дозволить обґрунтувати перспективні, раціональні, технічні та технологічні рішення видобутку та переробки розсипних родовищ України природного та техногенного походження та надасть можливість підтримати конку-

рентоспроможність гірничих підприємств на світових ринках мінеральної сировини.

Об'єктом досліджень є природні та техногенні розсипні родовища України.

Методи дослідження – теоретичні й експериментальні; методи статистичного й системного аналізу, математичного моделювання, теоретична інформатика, техніко-економічне обґрунтування.

У 2008 році виконувався етап I «Створити концепцію геотехнологічної оцінки розсипних родовищ природного та техногенного походження».

Задачі етапу НДР 2008 року: проведення аналітичного огляду та розробка класифікації розсипних родовищ України природного та техногенного походження; визначення закономірностей використання технологічних схем видобутку та збагачення розсипних корисних копалин природного та техногенного походження; визначення економіко-математичних критеріїв оцінки та оптимізації технологічних параметрів видобутку та збагачення розсипних родовищ; розробка концепції геотехнологічної валоризації розсипних родовищ природного та техногенного походження.

У 2009 році виконувався етап 2 «Розробити методика геотехнологічної валоризації розсипів із урахуванням типу родовищ».

Задачі етапу 2009 року: розробка методики розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки природних розсипів родовищ ільменітових руд; розробка методики розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки титано-цирконієвих руд; розробка методики розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки родовищ техногенного походження; розробка рекомендацій щодо застосування теорії, принципів та методів геотехнологічної валоризації розсипних родовищ України природного та техногенного походження.

Робота виконується відповідно з Наказом Міністерства освіти і науки України від 27.11.2007р. №1044 та наказу по НГУ від 25.12.2007 р. № 361 із січня 2008 по грудень 2009 р.



Робота відповідає пріоритетному напрямку розвитку науки й техніки Міносвіти й науки України розділ 8 «Технології видобутку й переробки корисних копалин, геологія, географія» і виконується на базі проведених раніше досліджень в темах ГП-352, № 070534, ГП-354, ГП-357, ГП-399 в області теорії й практики видобутку та переробки розсіпних родовищ України природного та техногенного походження.

# **1 РОЗРОБКА МЕТОДИКИ РОЗРАХУНКУ ГЕОТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИДОБУТКУ ТА ПЕРЕРОБКИ ПРИРОДНИХ РОЗСИПІВ РОДОВИЩ ІЛЬМЕНІТОВИХ РУД**

## **1.1 Аналітичний огляд сучасних методів розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку розсипних родовищ**

Відкрита розробка розсипних родовищ, особливо пластових, має багато загального з розробкою горизонтальних вугільних, рудних і нерудних родовищ. У зв'язку з цим, при вирішенні питань вибору методів розрахунку геотехнологічних параметрів та технологічних схем розробки розсипів варто виходити із загальних положень теорії відкритої розробки родовищ.

Фундаментальні основи теорії й практики відкритої розробки родовищ широко освітлені в наукових працях академіків Н.В. Мельникова, В.В. Ржевського, провідних вчених України, М.Г. Новожилова, А.Г. Шапаря, А.Ю. Дриженка, В.І. Прокопенка, В.С. Ескіна, М.С. Четверика, О.С. Пригунова, В.Ф. Бизова, В.Г., Близнюкова, В.П. Шпортька, В.І.Симоненка, А.М. Маєвського, М.І. Борсукова та ін. Питання відкритої розробки родовищ одержали широкий розвиток у роботах вчених країн СНД: Є.Ф. Шешко, Г.А. Нурка, С.М. Шорохова, М.І. Агошкова, К.Є. Вінницького, К.М. Трубецького, Ю.І. Аністратова, М.В. Васильєва, П.І. Томакова, С.І. Ільїна, В.Л. Яковлева, В.С. Хохрякова, Б.І. Шлаїна, Ю.І. Леля, І.Б. Кіма, Ю.А.Мамаєва та ін.

Значний внесок у вирішення питань відкритих гірничих робіт внесено колективами Національного гірничого університету (м. Дніпропетровськ), Московського державного гірничого університету, Санкт-Петербурзького і Катеринбургського гірничих інститутів, ІГС ім. А.А. Скочинського, ІПКОН РАН, ІГТМ НАН України та інших вузів, науково-дослідних і проектно-конструкторських інститутів. Певний внесок у вирішення питань розробки розсипних родовищ внесли вчені й фахівці гірничорудної промисловості України: В.В. Варен, В.І. Соколов, Н.А. Головач та ін., роботи яких присвя-

чені експлуатації кар'єрів при розробці розсипних родовищ, містять дослідження по удосконаленню технологічних схем відкритих гірничих робіт.

Наукове обґрунтування області застосування різних технологічних схем відкритої розробки горизонтальних і пологих родовищ із внутрішнім відвалоутворенням розкривних порід відображено в багатьох роботах. Вагоме місце серед їх займають роботи М.Г. Новожилова, В.С. Ескіна, [1-4], Б.Н. Тартаковського [5-10], А.Г. Шапаря [10-16], В.І. Прокопенка [17-19], М.І. Барсукова [20-22]. У відзначених роботах наведені результати досліджень важливих проблем технології розробки родовищ шляхом удосконалювання безтранспортної, транспортної, транспортно-відвальної й комбінованої систем розробки, а також розширення області їхнього застосування. Досягненням зазначених робіт є досить повне методичне забезпечення вирішення питань вибору раціональних технологічних схем розробки родовищ із потужністю розкриву до 80 м.

Однак більшість методичних рекомендацій авторів цих робіт відносяться до горизонтальних покладів з потужністю корисної копалини 2-5 м, що розробляються одним уступом валовим способом. Недостатньо досліджені питання вибору технологічних схем розкривних робіт у взаємозв'язку з можливими способами виробництва видобувних при збільшенні числа уступів по видобутку до двох-трьох і більше, а також при селективному видобутку корисної копалини. Тому вибір методів розрахунку геотехнологічних параметрів та технологічних схем розробки розсипних родовищ являється актуальною науковою задачею.

Значна частина наукових розробок, методичних і практичних рекомендацій з розробки горизонтальних родовищ присвячені розширенню області застосування найбільш економічно ефективних безтранспортної і транспортно-відвальної систем розробки. Становлять науковий інтерес технологічні схеми: з установкою відвалоутворювача на передвідвалі [23]; з підвалкою порід розкриву драглайном з верхнього підступу до укусу нижнього, з відп-

рацьовуванням роторним екскаватором [24]; з використанням нижнього черпання роторних екскаваторів [25].

Деякі автори [26] пропонують збільшити висоту розроблювальних уступів за рахунок застосування керованого часткового обвалення або їхньому відпрацьовуванню крутими, або похилими шарами. Такі способи передбачають відпрацьовування високих уступів екскаваторами з малими робочими параметрами, що дозволяє зменшити металоємність і енергоємність процесу екскавації. Способи збільшення висоти уступів, що відпрацьовуються, вимагають збільшення об'ємів розкриву у внутрішніх відвалах, що в деяких випадках неможливо при використанні відвалоутворювачів за рахунок обмежених параметрів довжини консолі. При цьому необхідна висота передачі розкривних порід на вищележачі горизонти відвала в схемах, що застосовуються, досягає 25-40 м. [27]. За даними проф. Шапаря А.Г. [28, 29] висота розкривних уступів і відвалу обмежуються параметрами устаткування для компенсації висоти. Устаткування, що застосовується – перевантажувачі та відвалоутворювачі не можуть передавати розкривні породи на висоту 25-40 м, а при застосуванні пересувних похилих стрічкових конвеєрів не забезпечується формування внутрішнього відвалу в торцях кар'єру. У підсумку це приводить до зниження ефективності застосування комплексу машин безперервної дії в цілому.

Зменшення числа розкривних уступів шляхом збільшення їх висоти залишається одним з основних напрямків підвищення ефективності відкритих гірничих робіт, оскільки зменшується число транспортних горизонтів. Цим досягається зменшення параметрів розкривної робочої зони й, відповідно, зменшується відстань транспортування порід розкриву у внутрішні відвали. Цей напрямок удосконалення технології розкривних робіт є найбільш перспективним і вимагає більш детальних досліджень, які б враховували також вплив способів і параметрів технологічних схем видобувних робіт.

У роботах авторів [30, 31], вперше наведено поняття „концентрації гірничих робіт по висоті робочої зони” де автори пропонують технологічні схеми

розробки родовища, які дозволяють розробку уступів значної висоти на один транспортний горизонт, що призводить до збільшення кута укосу робочого борту при використанні драглайнів в сукупності з залізничним транспортом.

Але в вищенаведених роботах не розглядається вся робоча зона з урахуванням відвальної частини. Не має рекомендацій по визначенню показника концентрації гірничих робіт.

Зміна параметрів концентрації гірничих робіт на залізрудних глибоких кар'єрах по мірі збільшення їх глибини розглянуто в роботі [32]. Автор розглядає концентрацію гірничих робіт як в окремо взятому кар'єрі, так і концентрацію гірничорудного підприємства в цілому. На думку автора, концентрація гірничих робіт забезпечується шляхом скупчення заданих обсягів видобутку корисної копалини на меншому числі уступів та вибоїв і являється діючим інструментом регулювання режиму гірничих робіт. При цьому концентрація виробництва дає значний економічний ефект та являється багатоваріантною задачею на пошук оптимуму. В гірничій справі ця задача направлена на визначення оптимальної потужності кар'єру та найвигідніших параметрів системи розробки. Ступінь концентрації гірничих робіт у кар'єрі визначається трьома основними параметрами: довжиною активного рудного фронту, обсягом видобування та обсягом готових до виймання запасів. Проте автор не розглядає питання вибору технологічних схем з урахуванням ступеня концентрації гірничих робіт в робочій зоні кар'єру. Автор не враховує наступне - при одному і тому ж обсязі видобутку чи продуктивності кар'єру ступінь концентрації гірничих робіт як по висоті робочої зони, так і в цілому по її площі, включаючи відвальну частину, може бути різною.

В табл. 1.1 наведені показники концентрації гірничого виробництва, які пропонувалися раніше. Але такі показники не дають можливості повної порівняльної оцінки ефективності технологічних схем, що застосовуються при розробці горизонтальних розсипних родовищ.

Таблиця 1.1 – Показники концентрації гірничого виробництва

Види концентрації	Показники оцінки ступеня концентрації	Одиниця виміру	Основні фактори, що впливають на підвищення ступеня концентрації	Можливість порівняльної оцінки ефективності технологічних схем гірничих робіт
1. Концентрація гірничого виробництва по галузі	1. Середня потужність підприємства по галузі	т(м <sup>3</sup> )/рік	Укрупнення підприємств при одночасному зменшенні їх кількості за рахунок об'єднання чи ліквідації дрібних	_____
2. Концентрація виробництва на одному підприємстві	1. Середня продуктивність кар'єра 2. Коефіцієнт експлуатації родовища	т(м <sup>3</sup> )/рік т/м <sup>2</sup> площі рудного покладу	Спосіб розкриття, система розробки, тип комплексів обладнання, їх число та продуктивність	_____
3. Концентрація гірничо-транспортного обладнання	1. Число екскаваторних блоків на уступі 2. Число гірничо-транспортного обладнання	шт	Необхідна продуктивна потужність кар'єра, параметри (розміри) робочої зони кар'єра	_____
4. Концентрація гірничих робіт: 4.1. По об'єму видобуваної гірської маси в один. часу 4.2. По глибині кар'єра (запропонував В.А.Ковальчук) 4.3. По висоті робочої зони кар'єра (запропонував П.І.Томаков)	1. Навантаження (продуктивність) на дільницю, уступ, забій 2. Величина обернено ступеню розосередження гірничих робіт по глибині кар'єра	т (м <sup>3</sup> ) відн.од	Концентрація гірничо-транспортного обладнання, інтенсивність його використання Довжина активного рудного фронту, обсяги видобутку та готові до виймання запаси корисної копалини Збільшення висоти уступів та кута укосу робочого борту	Оцінка можливості для умов розробки похилих та круто-падаючих родовищ  Можлива не повна оцінка

Таким чином, актуальною науковою задачею являється обґрунтування узагальнюючого показника концентрації гірничих робіт в кар'єрі, який би враховував зміну параметрів робочої зони кар'єру по всій його площі, включаючи відвальну зону та застосовувався для обґрунтування раціональних технологічних схем розкривних та видобувних робіт при розробці горизонтальних розсипних родовищ.

У роботах авторів [33, 34] розглядаються питання ефективності гірничих робіт шляхом скорочення відстані транспортування розкривних порід при розробці горизонтальних родовищ, в основному, за рахунок удосконалення технологічних схем транспортування. У роботі [35] пропонується для зменшення відстані транспортування застосовувати внутрішньокар'єрні транспортні перемички для передового уступу. При цьому по середині фронту гірничих робіт залишається перемичка із цілика розкривних порід. На перемичці встановлюється поперечний конвеєр, що з'єднує забійний і відвальний конвеєри. Така схема забезпечує зменшення числа перевантажувальних пунктів і скорочує відстань транспортування, однак збільшуються витрати на переміщення перемички в поздовжньому напрямку й пересувку поперечного конвеєра.

У ряді робіт автори рекомендують застосовувати нетрадиційні технологічні схеми розробки горизонтальних родовищ:

- 1) двокрилу, при якій кар'єрне поле розкривається центральною виїздною (капітальною) траншеєю [36, 37];
- 2) блоками зі зсувом (випередженням) фронту розкривних і відвальних робіт в одному із блоків [4];
- 3) смугове відпрацьовування товщі порід розкриву з поперечним переміщенням її у відвали. Такі технологічні схеми досліджені в роботах УкрНДІпроект, НГУ, МДГУ [1, 25, 38, 39, 40, 41].

Основною перевагою зазначених наукових розробок є істотне скорочення відстані транспортування розкривних порід у внутрішній відвал. Однак їхнє впровадження в практику відкритих гірничих робіт перешкоджають: ві-

дсутність методичного обґрунтування для умов залягання родовищ з потужною товщею розкривних порід та великою потужністю корисною копалиною; обмеженість умов застосування при порівняно невеликих розмірах кар'єрного поля; недостатність дослідження питань економічної ефективності технологічних схем.

В зв'язку з цим актуальною задачею являється обґрунтування методик для оцінки і вибору технологічних схем та визначення ефективності їх застосування при розробці титано-цирконієвих родовищ

У роботах М.Г. Новожилова, Я.Ш. Ройзена, О.М. Ерперта, А.М. Мельникова, В.М. Беспалько, розглядалися питання керування якістю марганцевої й залізної руди, були розроблені теоретичні основи й практичні рекомендації з усереднення й поділу рудопотоков гірничого виробництва з використанням автотранспорту, рудних складів і бункерів - накопичувачів [42]. Авторами рекомендовані схеми формування роздільно - накопичувальних складів руди з використанням автотранспорту, а також схеми оперативного керування автотранспортом при видобутку руди з різними якісними й технологічними властивостями, що дозволило розділити руду по збагачувальних властивостях і одержати приріст виходу залізородного концентрату на 3-5%. Однак автори не враховують розподіл руди по якості в масиві та геологічні особливості їх залягання.

Аналіз науково-дослідних робіт показує, що ефективність відкритих гірничих робіт визначається величиною споживаних енергетичних, трудових і фінансових ресурсів, площею земель, що порушуються. Обсяг ресурсів, що виділяється на видобуток і переробку корисної копалини, залежить від рівня технічної оснащеності підприємств, технологічних схем виробництва розкривних і видобувних робіт, якісного й ефективного використання гірничотранспортного устаткування, повноти виїмки балансових запасів корисної копалини, рекультивації земель порушених гірничими роботами. Зниження споживання ресурсів забезпечується за рахунок застосування нетрадиційних технологічних рішень при відкритій розробці родовищ і застосуванні прин-



ципово нової техніки [25, 43], організації транспортування гірських порід у кар'єрах [44, 45, 46], відвалоутворення пустих порід і розміщення відходів збагачення [10, 31, 47, 48].

Розробка розсипних родовищ відрізняється різноманіттям способів виробництва гірничих робіт, систем розробки і їх технологічних схем. Це вимагає певної їх систематизації й однозначності розуміння гірничотехнічної термінології, що є важливим вихідним методологічним матеріалом при виборі й обґрунтуванні варіантів технології відкритої розробки розсипів. У гірничотехнічній літературі по зазначених питаннях немає єдиного підходу й визначеності. Так, у роботі [49] досить детально розглянуті питання, що стосуються систематизації способів виробництва розкривних і видобувних робіт на розсипних родовищах. Приводяться дані, що характеризують «області й умови їх застосування», однак відсутні методичні рекомендації з вибору раціонального способу виробництва гірничих робіт у певних гірничо-геологічних умовах. Слід зазначити, також, відсутність чіткого методологічного підходу до подання загальної структурної схеми технології відкритої розробки розсипних родовищ, а також взаємозв'язків окремих її компонентів. Затрудняє вирішення питання вибору раціонального способу виробництва гірничих робіт, або системи розробки неоднозначність їх термінологічного тлумачення. Так, в одному випадку, «способи виробництва гірничих робіт» автор пропонує розділяти як «системи розробки», в іншому вони представляються як «технологічні схеми». Крім того, «система розробки родовища» розділена на дві складові: «систему розкривних робіт» і «систему видобувних робіт», що суперечить загальновідомій термінології, прийнятій в гірничовидобувній промисловості [49].

У роботах [50, 51] системи розробки розсипних родовищ класифіковані по «місцю розташування й порядку проведення підготовчих (розкривних) виробок, що формують напрямок виймання видобувних заходок і переміщення розкриву у відвали» і розділені на 4 класи: поздовжні, поперечні, веєрні і кільцеві. Кожна із зазначених систем розробки включає групи техноло-

гічних схем [50], що відрізняються насамперед видом гірничотранспортного устаткування, застосування якого у свою чергу залежить від гірничо-геологічних, кліматичних і технологічних умов [51]. Наприклад, група технологічних схем з використанням одноківшових екскаваторів розділена на підгрупи: екскаваторно-транспортну зі стаціонарними збагачувальними установками; з перевалкою розкривних порід і використанням транспорту на видобувних роботах; такі ж з використанням пересувних збагачувальних пристроїв [50].

Слід зазначити, що дана класифікація систем розробки передбачає поділ їх по одній ознаці - напрямку переміщення фронту гірничих робіт, що не дає повноти подання сутності кожної із систем. «Групи технологічних схем» є фактично різновидами систем розробки родовища, що відрізняються при застосуванні технології виробництва розкривних і видобувних робіт. Тому більш методологічно правильно було б для розсіпних родовищ із великою глибиною залягання використовувати відому в теорії розробки горизонтальних родовищ класифікацію проф. Є.Ф. Шешка та М.Г.Новожилова, що передбачає поділ системи на 4 класи: безтранспортну, транспортну, транспортно-відвальну й комбіновану.

Вищенаведене ставить актуальними задачі дослідження гірничо-геологічних особливостей розсіпних родовищ титано-цирконієвих руд; установлення закономірностей зміни вмісту мінералів по виду, якості і складу в рудному покладі по фронту ведення гірничих робіт; проведення класифікації розсіпних родовищ України та систематизації кар'єрних полів і розробки концепції їх освоєння.

Автор робіт [52-54] вводить поняття «система гідравлічної розробки родовища», під якою мається на увазі «плавне ведення робіт з розмиву, гідротранспортуванню й укладанню розкривних порід у відвали, що перебувають у взаємозв'язку з видобувними роботами в часі й просторі». З цим висновком можна погодитися, однак поділ на «системи розробки» і «структури схем механізації» викликає невизначеність у тому, якій саме системі розроб-

ки відповідає та або інша технологічна «схема механізації». У запропонованій класифікації це питання не враховане. У класифікацію включені також «варіанти систем розробки», що відрізняються наявністю або відсутністю попереднього розпушування порід масиву. Такий підхід затрудняє розуміння системи відкритої розробки родовища в цілому, оскільки крім самої «системи» є ще варіанти, а саме різновиди технологічних схем.

При виборі раціональної системи розробки й «структури схем комплексної гідромеханізації» для ведення розкривних робіт (без використання земснарядів) автор [53] рекомендує враховувати ряд факторів: обсяг промислових запасів і характер залягання родовища; річну продуктивність кар'єру; обсяг підготовчих робіт; необхідний темп посування фронту гірничих робіт, гідрогеологічні умови і ін. Однак, у розглянутій роботі немає методичних рекомендацій в яких би враховувалися наведені фактори.

Питання гідромеханізованої розробки розсипних природних і техногенних родовищ, що включають підготовку гірничих порід до розмиву і їх руйнування, гідротранспортування порід, пульпоприготовлення сумішей присвячені дослідження вчених: С.М. Шорохова [55], В.Г. Лешкова [56,57], С.В. Потьомкіна [49], Ю.А. Мамаєва, [58] В.С. Литвинцева [59] та ін. Ними створена теорія й розроблені практичні технологічні рішення, що дозволяють ефективно розробляти гірські породи із застосуванням гідромеханізації.

Наприкінці 80-х початку 90-х років почали розвиватися геоінформаційні методи моделювання об'єктів гірничого виробництва [13, 60-62]. До них відносяться праці колективу під керівництвом В.В. Ржевського [38], колективу Криворізьких учених під керівництвом Ю.П. Астаф'єва [63, 64], вчених Свердловського гірничого інституту [27, 65]. В останнє десятиліття практичний додаток теорії геоінформаційного моделювання знаходить у комп'ютерних технологіях проектування й планування відкритих гірничих робіт в автоматизованих системах керування гірничими процесами й кар'єрним транспортом при створенні екологічного моніторингу гірничого підприємства [66, 67]. Результати цих досліджень особливо важливі при розробці

розсипів складного структурного покладу та розробки нових методів підвищення ефективності роботи гірничотранспортного обладнання з застосуванням ГІС-технологій, однак вимагають коректування з урахуванням трьохвимірних гірничо-геологічних моделей родовища й технології його розробки.

У теорії й практиці відкритих гірничих робіт однією з важливих і складних завдань є вибір раціонального способу розкриття родовища. Від успішного вирішення цього завдання залежить економічність розробки родовища. Це завдання вирішується як на стадії проектування нових, так і при реконструкції діючих кар'єрів. Складність завдання полягає в тому, що спосіб розкриття не можна розглядати ізольовано у відриві від системи розробки, умов залягання родовища, схеми транспортування тощо.

Як уже відзначено, проблемам наукового обґрунтування й удосконалення технології відкритої розробки горизонтальних родовищ у т.ч. і їх розкриття присвячено багато науково-дослідних робіт. Окремі методичні рекомендації й технологічні рішення можуть бути використані при вирішенні питань розкриття розсипних титано-цирконієвих родовищ України. Практика відкритої розробки розсипних родовищ свідчить про те, що розкриття їх здійснюється найчастіше способами, характерними для розкриття горизонтальних рудних, вугільних і нерудних родовищ. До основних способів розкриття розсипів відносяться: похилими загальними, окремими й груповими траншеями зовнішнього й внутрішнього (рідше) закладання, а також котлованами й канавами. Застосування зазначених способів розкриття характерно для більшої частини родовищ розсипів як в Україні, так і за кордоном [51]. Ці родовища характеризуються невеликою глибиною залягання (від 2-5 м до 15-20 м).

У наш час експлуатуються й освоюються розсипи глибокого залягання. Глибина їх залягання становить 60 м і більше. Такі розсипи займають більшу площу: по ширині – від 30-40 м до 800-1000 м; по довжині – від 0,5 до 50 км. Розкриття зазначених родовищ здійснюється тими ж способами.

Аналіз робіт авторів в області відкритої розробки розсипів [38, 50, 51] і їх узагальнення наведено в табл. 1.2, показує, що спосіб розкриття розсипних родовищ у значній мірі залежить від двох факторів: 1) глибини залягання розсипу; 2) системи й способу її розробки.

Таблиця 1.2 – Способи розробки й розкриття розсипних родовищ

Глибина залягання розсипу	Спосіб розробки розсипу	Застосування способу розробки, %	Способи розкриття родовища	Види траншей
Неглибокі (до 15 м)	Дражний	30	котлованами	-
	Гідромеханізаційний	7	канавами, траншеями	- окремі
	Екскаторний Скреперний Бульдозерний Виймально-транспортний (однокішшеві навантажувачі) Комбінований	>40	похилими тимчасовими траншеями зовнішнього закладання	окремі; загальні
Глибоко-залягаючі (> 15-20 м)	Дражний	< 20	котлованами	-
	Гідромеханізаційний Екскаторний Виймально-транспортний (скрепери, однокішшеві навантажувачі) Комбінований	> 80	похилими тимчасовими траншеями зовнішнього закладання	групові; загальні

З наведених даних у табл. 1.2 може бути зроблений висновок, що для всіх розсипних родовищ, які експлуатуються і, особливо, глибокозалягаючих найбільш широке застосування знайшов спосіб розкриття похилими траншеями зовнішнього закладання. Цей спосіб розкриття має істотні недоліки: відносно великі об'єми гірничо-будівельних робіт; великі відстані транспортування корисної копалини (від вибоїв до збагачувальної фабрики).

На практиці, при розробці горизонтальних родовищ, у т.ч. і розсипних, при потужності розкриття 50 м і більше, здійснюється поступовий перехід на інший спосіб розкриття – розкриття похилими внутрішніми загальними траншеями (тимчасовими або ковзними напівтраншеями – з'їздами). Такий спо-

сіб розкриття дозволяє в значній мірі усунути вищевказані недоліки розкриття зовнішніми траншеями. На діючих кар'єрах це досягається шляхом засипання зовнішньої капітальної траншеї, а також засипання горизонтальної виїздної траншеї. Така схема розкриття в цей час застосовується при розробці розсипного титано-цирконієвого родовища на кар'єрах №7 «Південь» і «Північ» Вільногірського ГМК.

У теорії відкритих гірничих робіт наукове обґрунтування ефективності застосування способу розкриття похилими внутрішніми траншеями (з'їздами) відображено в роботах М.Г. Новожилова, В.С. Ескіна, Я.Ш. Ройзена [68], виконаних на прикладі умов роботи марганцеворудних кар'єрів. Перевагу рекомендованого способу розкриття автори бачать у значному скороченні внутрішньокар'єрної відстані транспортування руди від вибою до перевантажувального пункту на поверхні кар'єру. Варто підкреслити, що зазначена перевага досягається саме при використанні комбінованого автомобільно-залізничного транспорту. При цьому найбільше скорочення внутрішньокар'єрної відстані транспортування корисної копалини досягається за умови, коли напрямок розвитку фронту гірничих робіт у кар'єрі збігається з напрямком вантажопотоку руди на збагачувальну фабрику.

Найбільш важливою перевагою способу розкриття родовища внутрішніми траншеями (з'їздами), є значне скорочення залишкового виробленого простору (за умови засипання капітальних і горизонтальних виїзних траншей, що підвищує ступінь екологічності технології гірничих робіт).

В останні 15-20 років велика увага вчених звернена на екологізацію гірничого виробництва [69, 70, 71] і насамперед на вдосконалення технологічних схем відкритої розробки родовищ, включаючи розкриття родовищ. Так, у роботі [70] рекомендується при розкритті й розробці горизонтальних родовищ застосовувати засипні тунелі, що дозволяє ліквідувати капітальну й виїзду горизонтальну траншею.

У роботах [21, 22] запропоновані нові нетрадиційні способи розкриття горизонтальних родовищ, що забезпечують зменшення площі земель, що по-

рушуються, а також дозволяють відпрацьовувати кар'єрне поле без залишеного виробленого простору. До недоліків цих способів варто віднести: можливість застосування тільки при великих розмірах кар'єрних полів; деяке ускладнення організації виробництва гірничих робіт; недостатність методичних рекомендацій для прийняття технологічних рішень. Однак при освоєнні нових великоплощадних родовищ такі способи розкриття є ефективними, оскільки дозволяють поліпшити екологічну ситуацію в районі виробництва гірничих робіт і прилягаючої території за рахунок відновлення більшої площі земної поверхні.

Питання вибору раціонального розкриття горизонтальних родовищ, у т.ч. і шароподібних розсипних присвячені роботи вчених НГУ І.Л. Гуменика, А.І. Панасенка. У цих роботах дана детальна екологічна оцінка різними способами розкриття родовища як традиційним, так і нетрадиційним. По оцінці авторів найбільш економічно, екологічно й соціально прийнятними технологічними схемами розкриття глибоко залягаючих ( $> 40$  м) розсипних родовищ титано-цирконієвих руд Вільногірського ГМК є схеми, що передбачають застосування похилих внутрішніх загальних траншей (з'їздів) з тимчасовим (ковзним) або напівстаціонарним розміщенням їх на борту кар'єру в одному з його торців. Така технологічна схема розкриття застосовується на кар'єрах комбінату й рекомендується для Мотронівської ділянки Малишевського родовища титано-цирконієвих руд.

Розкриття розсипних родовищ Іршанської групи здійснюється по безтранспортній технологічній схемі розрізними траншеями внутрішнього закладання з укладанням розкритих порід на поверхню за контур балансових запасів родовища.

Слід зазначити, що в цілому питання вибору раціонального способу розкриття розсипних родовищ як неглибоко, так і глибоко залягаючих досить детально досліджені. Рекомендовані НГУ до застосування технологічні схеми розкриття горизонтів родовища внутрішніми траншеями (з'їздами) з тимчасовим (ковзним) або напівстаціонарним розміщенням на борту кар'єру є найбі-

льше екологічно, соціально й економічно прийнятними в умовах розсипних родовищ титано-цирконієвих руд.

Питання відновлення та рекультивації земель які порушені відкритими гірничими роботами при розробці розсипних родовищ досить детально відображено в роботах [19, 72, 73, 74, 75].

Проведений аналіз науково-технічної інформації з основних напрямків досліджень показав, що існуючі в наш час методи розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку розсипних родовищ, способи й організація ведення гірничих робіт на кар'єрах розсипних родовищ, поліпшення якості рудних пісків і керування гірничотранспортними роботами обмежують можливості зниження собівартості розкривних і видобувних робіт, маневрування вмістом корисного компонента в рудопотоці й вказують на необхідність розробки методики геотехнологічної валоризації розсипів із урахуванням типу родовищ, пошуку, обґрунтуванню й застосуванню раціональних технологічних схем виконання розкривних і видобувних робіт з підвищенням ефективності експлуатації родовища в умовах конкуренції й мінливості цін на мінеральну сировину.

## **1.2 Аналіз наукових досліджень із питань розрахунку геотехнологічних параметрів переробки та вартісної оцінки розсипних родовищ**

Продуктивність підприємства по видобутку та переробці корисних копалин і тривалість періоду розробки встановлюється залежно від запасів родовища, особливостей геологічної будови, гірничотехнічних умов експлуатації. Якщо існують обмеження потреби в даній сировині, особливі природоохоронні та інші чинники, що регламентують видобуток та переробку, то відповідно обмежується продуктивність підприємства.

Обґрунтування технології переробки мінеральної сировини базується на даних про мінливість його речовинного складу, структурно-текстурованих осо-



бливостей (гранулометричного складу), фізико-механічних і інших властивостей, на результатах технологічних випробувань, а також передового досвіду збагачення аналогічних видів мінеральної сировини. За наявності на родовищі декількох технологічних типів руд, що підлягають роздільній переробці, технологія переробки обґрунтовується для кожного з них. Об'єми і види технологічних досліджень повинні бути достатні для вибору технологічної схеми переробки мінеральної сировини і обґрунтування її основних показників, до яких відносяться якість одержуваної товарної продукції, її вихід від початкової мінеральної сировини, по рудних родовищах - вилучення основних і попутних компонентів в товарну продукцію .

Для нормування видимого вилучення корисного компоненту при їх здобичі та подальшій переробці указують, що одним з основних завдань є вибір таких технічних і технологічних рішень, які забезпечують найкращі економічні результати видобутку та переробки запасів по кожній ділянці. Основою для такого вибору буде встановлення прогностної економічної ефективності розробки варіантів технічно прийнятливих рішень. Це здійснюється шляхом економіко-математичного моделювання конструктивних і технологічних схем як при видобутку так і в процесах збагачення з визначенням значень двох груп показників: повноти вилучення запасів руди з надр, тобто показників технічної ефективності розробки; показників, що відображають економічну віддачу від вкладених в розробку фінансових коштів, тобто показників економічної ефективності розробки. Ці два види показників тісно зв'язані між собою. Технічні результати розробки прямо визначають значення її економічних результатів. А характер і параметри ухвалюваних технічних і технологічних рішень багато в чому залежать від необхідних економічних результатів розробки.

Одним з показників, який в якнайповнішій мірі відображає такий зв'язок, є коефіцієнт видимого вилучення  $K_{\text{вв}}$  руди з надр.

Необхідно відзначити, що в літературі приділяється мало уваги з питань оцінки технічної і економічної ефективності розробки та збагачення, зокрема в

питаннях збитків від неминучих технологічних втрат і засмічення руди, нормування показників вилучення, дослідженням зв'язку цього показника з технічними і економічними результатами. У них показник  $K_{\text{вв}}$  завжди розглядається тільки як другорядний, похідний від коефіцієнта втрат і засмічення руди. При цьому упускається з уваги той факт, що  $K_{\text{вв}}$  є комплексним показником, який одночасно враховує і втрати і засмічення руди, і саме його величина визначає кількість здобутої рудної маси після видобутку балансового запасу руди, а також її якість (вміст металу). Крім того, саме через цей показник здійснюється зв'язок між характеристиками технічної ефективності розробки і характеристиками її економічної ефективності.

Особливість цього показника полягає в тому, що він комплексно враховує параметри ефективності вилучення запасу руди і функціонально зв'язує технічні і економічні результати розробки, що робить його найбільш важливим параметром для нормування технічних показників вилучення виходячи з економічних обмежень, що накладаються умовами здійснення процесів переробки та отримання високоякісних концентратів.

На підставі описаних положень, виводиться залежність, що дозволяє комплексно оцінити ступінь ефективності функціонування блоків видобутку та переробки корисних копалин згідно з визначеною рентабельністю.

Розроблена авторами економіко-математична модель для визначення нормативного значення коефіцієнта видимого вилучення руди, виходячи із заданої рентабельності процесів переробки, дозволяє визначати значення показника видимого вилучення для умов як видобутку так і переробки кожних конкретних ділянок родовища.

У роботах [76-78] з метою розробки еколого-економічного механізму ухвалення рішень по вибору технологій переробки корисних копалин автором були вивчені геологічні, технологічні, екологічні і економічні чинники при експлуатації родовищ включаючи гірничий, збагачувальний та металургійний переділи.

При проведенні аналізу виявлено, що добувна і переробна галузі значною мірою перевищують будівельну, металопереробну і все інші галузі по кількості шкідливих відходів; супутні основним металам радіоактивні елементи орієнтовно в 1,5 разу збільшують ефект впливу цих металів на навколишнє середовище за рахунок механізму радіаційної інтенсифікації.

На базі проведеного аналізу були виявлені взаємозв'язки і взаємозалежності показників, що відображають еколого-економічні аспекти технологій переробки від внутрішньовиробничих чинників.

У роботі також зазначається, що при зростанні тривалості дії підприємства відбувається більший знос обладнання, яке задіяне в технологіях переробки, що також впливає на збільшення питомих витрат; в той же час слід зазначити, що із зростанням виробничої потужності підприємства знижуються питомі витрати на одиницю продукції; у ще більшому ступені зниження питомих витрат залежить від зростання щільності населення, оскільки дешевшає робоча сила.

Найбільшою мірою зростання додаткових доходів (Дд) залежить від збільшення щільності населення, яке зацікавлене у використанні дешевого будівельного матеріалу, одержаного з відходів збагачувального виробництва; у зв'язку із збільшенням виробничої потужності росте і величина додаткових доходів, це відбувається у зв'язку з можливістю використання більшої кількості побічного продукту.

З метою повного обліку економічних і екологічних сторін питання визначення еколого-економічної ефективності природозберігаючих технологій запропонована економіко-математична модель доповнюється рядом обмежень, до яких відносяться:

- екологічні: концентрація шкідливих речовин в результаті викидів у момент виробництва за різними варіантами технологій переробки повинна бути в межах гранично-припустимих концентрацій за всіма видами забруднюючих речовин, враховуючи ефект з ефектом їх суммації;

- економічні: рентабельність запропонованої технології переробки повин-

на бути не нижче, ніж рентабельність тієї технології, що вже відома.

Запропонована економіко-математична модель з цільовою функцією максимізації еколого-економічного ефекту в сукупності з економіко-статистичними моделями взаємозв'язків еколого-економічних показників і внутрішньовиробничих чинників дозволяє сформувати механізм оцінки еколого-економічної ефективності природозберігаючих технологій, який заснований на тому, що запропоновані варіанти розглядаються через задані економічні і екологічні обмеження, і якщо варіант не відповідає цим обмеженням і вимогам, що пред'являються в них, то його розгляд припиняється. Якщо варіант відповідає запропонованим обмеженням, то відбувається його оцінка за допомогою економіко-математичної моделі, крім того, там же оцінюється і існуюча технологія. Таким чином здійснюється вибір оптимального варіанту переробки сировини на родовищі.

У роботах [79-81] автори зазначають, що для забезпечення раціонального використання природних ресурсів, охорони надр і навколишнього середовища потрібні не тільки натуральні, фізичні дані про кількість і якість природних ресурсів, але і вартісні. Це обумовлюється тісною залежністю ефективності гірничого виробництва від цінності природних ресурсів, що залучаються до виробництва.

У свою чергу, гірниче виробництво робить великий вплив на стан навколишнього середовища, і тому важливо оцінити у вартісному виразі збиток, що наноситься йому в результаті виробничо-господарської діяльності.

Довгий час заперечувалася можливість грошової оцінки природних ресурсів. Це обґрунтовувалося тим, що природні ресурси, особливо корисні копалини і біосфера, не є результатом людської праці і предметом продажу- купівлі і тому не можуть мати вартісної грошової оцінки. Такий підхід до економічної (грошової) оцінки природних ресурсів означав затвердження їх даремності, що неправомірно. На практиці це привело у багатьох випадках до хижацького використання природних ресурсів і значного забруднення навколишнього середо-

вища.

Економічна оцінка природних ресурсів дає можливість врахувати всілякі втрати, які пов'язані з їх широким використанням, і оцінити в грошовому виразі екологічні наслідки дії виробництва на навколишнє середовище.

Економічна оцінка природних ресурсів передбачає рішення двох взаємозв'язаних задач: визначення народно-господарської цінності природних багатств у вартісному виразі і вибір варіантів заходів щодо оптимального природокористування в конкретних умовах, щоб максимізували народно-господарську цінність використання природних багатств.

Зміст економічної оцінки природних ресурсів відповідно до народногосподарської ефективності їх використання полягає в тому, що величина грошової оцінки залежить від приросту економічного ефекту при збільшенні об'єму ресурсу або від зниження її при зменшенні об'єму або погіршенні якісних характеристик природного ресурсу.

У економічній літературі, яка присвячена методологічним проблемам економічної оцінки природних ресурсів, розглядається дві різні концепції.

Згідно першої концепції вартість продукту визначається суспільно необхідними витратами на його виробництво, тому пропонувалося вартість природних ресурсів оцінювати за витратами праці на їх підготовку і використання. Такий підхід одержав назву витратного методу. Проте подібна оцінка не дозволяє об'єктивно встановити споживчу вартість різних за якістю ресурсів. Наприклад, якщо виходити з даної концепції, сировина з двох родовищ (ділянок) корисних копалини матиме однакову оцінку при рівності витрат на їх видобуток та переробку не дивлячись на різні якісні характеристики. Очевидно, що краща сировина повинна одержати вищу вартісну оцінку. Інакше можуть мати місце необгрунтовані результати економічних розрахунків, які не сприятимуть рішенню найважливішої народно-господарської задачі — різкому поліпшенню використання природних багатств країни.

Об'єктивніша економічна оцінка природних ресурсів на основі диференці-

альної ренти (друга концепція). Вона дозволяє дати грошову оцінку природним ресурсам відповідно до приношеного ними народно-господарського економічного ефекту. Умови виникнення диференціальної ренти безпосередньо пов'язані з відмінностями в природно-кліматичних умовах господарювання в природоємних галузях виробництва (обмеженість землі, рівень її родючості, місцеположення підприємств, умови виробництва при видобутку та переробці), а також з наявністю товарно-грошових відносин і дією закону вартості.

У гірничопереробній промисловості синонімом поняття диференціальної ренти є диференціальний гірничий прибуток, який часто називають гірничою рентою. Причинами виникнення диференціального гірничого прибутку є, по-перше, природні особливості родовища (масштаб запасів корисних копалин, вміст корисних компонентів, хімічний і мінеральний склад корисних копалин, його фізичні властивості і текстуровані особливості, вміст шкідливих домішок), по-друге, економіко-географічні умови родовища (клімат району, віддаленість від підприємств — споживачів і постачальників, економічний і соціальний розвиток району, енергетичні і транспортні умови, водні ресурси і т.п.).

Відмінність в природних і економіко-географічних умовах розробки родовищ приводить до неминучих відмінностей в кінцевих результатах виробництва. При рівних витратах виробничих ресурсів собівартість виробництва одиниці продукції на кращих родовищах буде завжди нижча, а об'єм і якість кінцевої продукції при кращих корисних копалинах вище, ніж на середніх і тим більше на гірших родовищах. Звідки витікає, що при використанні корисних копалин кращих родовищ з'являється додатковий прибуток, який і є матеріальною основою диференціального гірничого прибутку.

За способом утворення розрізняють дві основні форми диференціального гірничого прибутку — I і II. Диференціальний гірничий прибуток I утворюється за рахунок використання корисних копалин тих родовищ, які знаходяться в кращих природних і економіко-географічних умовах. Диференціальний гірничий прибуток II виникає як додатковий різницевий прибуток, що утворюється в

результаті додаткової витрати виробничих ресурсів при використанні корисних копалин одного і того ж родовища. Він може бути досягнутий за рахунок застосування більш удосконалених засобів виробництва та ефективних технологій переробки мінеральної сировини і т.і.

При визначенні цінності продукції в розрахунках економічних оцінок природних ресурсів рекомендується використовувати показники замикаючих витрат на відповідні види отриманих концентратів. У загальному вигляді під замикаючими витратами розуміють централізований встановлюваний норматив гранично припустимих витрат на виробництво даного концентрату для деякого відрізка часу (планового періоду). При цьому рівень замикаючих витрат визначається не середньогалузевими витратами, як при встановленні оптових цін, а витратами так званих замикаючих підприємств, за рахунок яких в даному періоді доцільно покриття народно-господарської потреби в даній продукції.

Слід розрізняти кадастрову і перспективну економічну оцінки природних ресурсів.

Об'єктом кадастрової оцінки є всі експлуатовані або підготовлені до експлуатації (господарськи освоєні) природні ресурси і результати такої оцінки включаються у відповідні кадастри природних ресурсів. Перспективна економічна оцінка природних ресурсів може проводитися вибірково при підготовці науково-дослідними і проектними організаціями відповідних планово-проектних рішень.

У роботі [82] автори відзначають, що обґрунтування промислових кондицій на корисні копалини - одна з найбільш важливих складових частин оцінки родовищ. Така роль їм відводиться у зв'язку з тим, що склад і рівень промислових кондицій визначають якісно-кількісну характеристику запасів. Від неї залежать порядок відробки родовищ, потужність гірничо-переробних підприємств і ефективність їх роботи, яка визначається розміром капітальних і експлуатаційних витрат і від її якісно-кількісної характеристики. Тому вдосконалення методики обґрунтування кондицій в умовах ринкових відносин є актуальним

завданням, від її успішного рішення залежить ефективність роботи гірничо-переробних підприємств .

М.А. Свірській і І.І. Вітковській [83] відзначають, що в умовах ринкової економіки ускладнюється рішення одвічного питання: що вигідніше - посилення кондицій і, отже, підрахунку запасів і переробка багатших руд чи ж охорона надр? Посилення каральних заходів (штрафні санкції) за збільшення втрат не вирішить проблеми. Правильніше використовувати економічні важелі та проводити розрахунки, що дозволять в якийсь відрізок часу мінімізувати економічний збиток від втрати частини запасів і додаткових витрат на розвідку корисних копалини, що відшкодовують запаси.

При ринкових відносинах відпадає саме поняття постійних кондицій, і їх показники повинні будуть змінюватися залежно від кон'юнктурних умов і, в першу чергу, від розміру оптових цін за тонну якого-небудь металу або концентрату (як на Лондонській товарній біржі). Це дозволить оперативно змінювати поняття "основний" і "попутний" корисні компоненти, які умовно залежать від ціни металу або концентрату на світовому ринку.

Одним з основних недоліків є те, що до теперішнього часу при техніко-економічній оцінці родовищ і ефективності гірничого виробництва, що включає обґрунтування кондицій і розробку проектів будівництва підприємств, використовуються методи, в основу яких покладений статичний підхід, що припускає незмінність (статичність) умов розробки родовищ, переробки сировини та отримання концентратів на оцінюваний період. При такому підході неможливо врахувати зміни умов виробництва і інноваційних процесів не тільки на весь термін розробки родовищ, але і на коротші періоди. Використання узагальнювальних і усереднених показників для оцінки родовища не дозволяє диференційовано розглядати можливості освоєння окремих ділянок, а також різних корисних копалин, їх сортів і типів. Це часто приводить до помилкової оцінки (частіше до заниження) перспектив розвитку сировинної бази проєктованих гірничо-металургійних підприємств і, взагалі до знач-



них витрат на реконструкцію у зв'язку із зміною масштабу виробництва. З часом запаси родовища, технологія видобутку та переробки мінеральної сировини, потреба в сировині і вартості на неї змінюються, що примушує ново оцінювати родовища, змінювати промислові кондиції і на цій основі вносити істотні корективи в розвиток кар'єру і комплексів по переробці та збагаченню. Ліквідація або значне зменшення негативних наслідків статичного підходу до оцінки родовищ і ефективності гірничого виробництва можуть бути досягнуті на основі застосування динамічного підходу.

Під динамічним методом ми розуміємо обґрунтування кондицій, що змінюються у просторі та часі, залежно від гірничо-геологічних, техніко-технологічних, організаційних і економічних умов розробки корисних копалин, а також від коливання кон'юнктури і вартості на кінцеві концентрати. Динамічний підхід базується на техніко-економічних показниках, що змінюються в часі і просторі залежно від умов розробки родовища або його частин. Так, для оцінки запасів, які намічені до видобутку та переробки в даний період, використовуються фактичні показники на час оцінки, а для оцінки запасів, що намічаються до переробки в подальші періоди, застосовуються планові або прогнозні техніко-економічні показники, що встановлюються безпосередньо для конкретного оцінюваного об'єкту. Це дозволяє максимально наблизити проектні і планові показники ефективності переробки запасів родовищ до фактичних. Головна мета оцінки - не точний розрахунок ефективності переробки родовища, а з'ясування тенденції розвитку гірничого виробництва з метою запобігання принциповим помилкам у виборі повноти освоєння запасів родовищ, в попередженні забудови площ, які передбачені до освоєння в майбутньому періоді, і розміщення на них відвалів.

Слід зазначити, що динамічні кондиції, за винятком одиничних випадків, дотепер не знайшли широкого застосування на практиці, що, мабуть, пояснюється відсутністю на гірничих підприємствах детального багатоваріантного економічного аналізу виробництва і складністю прогнозування показників їх

роботи на тривалий період. З необхідністю переходу до динамічних кондицій на корисні копалини згодні багато дослідників [84, 85]. Деякі [86] дають часткове рішення даного питання. В даний час кондиції підрозділяються на геологічні, проектні і експлуатаційні [82, 87]. Автори вважають, що формування якості руди проводиться регулюванням проектних і експлуатаційних кондицій. Інші [78] припускають, що воно починається вже з обґрунтування геологічних кондицій при підрахунку запасів, що представляється нам цілком справедливим. Від того, які параметри кондицій будуть прийняті на цій стадії оцінки родовища, залежить якість промислових запасів в ув'язці з їх кількістю, граничними межами кар'єру і виробничою потужністю гірничо-переробного підприємства, а також різними геолого-гірничо-економічними чинниками. Крім того, якість руд, що здобуваються, значно залежить від методу обґрунтування кондицій. Використання статичного або динамічного методу визначає рівень ефективності відробки родовища і, отже, кількість і якість запасів, що здобуваються. Різниця між параметрами кондицій, які підраховані динамічним або статистичним методами, складає десятки відсотків, що веде до істотної зміни кількості і якості відпрацьовуваних запасів [86]. Деякі дослідники [82] вважають, що на стадії обґрунтування геологічних кондицій для підрахунку запасів не має сенсу розраховувати динамічні кондиції із-за неможливості точного прогнозування техніко-економічних показників.

З нашої точки зору, оцінка родовища на стадії ТЭО на основі динамічних кондицій, підрахованих з урахуванням прогнозних значень техніко-економічних показників розробки родовища в часі, дає точніші результати оцінки ефективності відробітку родовища, чим при статичному методі. Відмова від використання наближених прогнозних техніко-економічних показників розробки родовища рівносильна відмові від обліку наближених геологічних даних про родовища. Практика показує, що помилка підрахунку запасів після завершення стадій оцінки і експлуатаційної розвідки досягає іноді значних величин. Згідно з даними Б.Н. Байкова [79], достовірність підрахунку запасів, одержаних в ре-

зультаті детальної розвідки, по категорії В складає  $\pm 20-30\%$ , С1  $\pm 40-60\%$ , С2  $\pm 70-200\%$ . За даними В.Я. Зімаліної [86], достовірність запасів на деяких родовищах різного типу складає від 8-51% до 10-30%, при цьому чим менша масштабність родовища, тим більша помилка, і навпаки.

Оптимізація соціально-економічної ефективності переробки родовища може бути здійснена шляхом максималізації цільової функції по формулі, яка враховує ефект приросту доходу від родовищ і соціальний ефект, загальний термін освоєння і експлуатації родовища, річний прибуток підприємства від реалізації готової продукції, додатковий ефект від приросту ресурсів, капітальні витрати на розвідку, будівництво, розширення і підтримку потужностей підприємства, загальногосподарський ефект від скорочення питомих трудовитрат на розвідку, що доводиться на одиницю корисних копалин, додаткові витрати на поліпшення соціальних умов праці в порівнянні з нормативними, експлуатаційні витрати, процентна ставка (рівна прийнятливій для інвестора нормі доходу на капітал), на використання створюваних цінностей (ресурсів), розглядається як коефіцієнт дисконтування (приведення) цінностей і витрат до одного терміну.

На основі формули можуть бути створені оптимізаційні динамічні економіко-математичні моделі родовища і підприємств по переробці та збагаченню сировини. Початок створення моделей слід віднести до моменту завершення попередньої оцінки родовищ. Надалі моделі у міру надходження додаткової інформації повинні постійно уточнюватися. Вищого розвитку вони досягають в процесі автоматизованого проектування, планування і оперативного управління виробництвом в результаті розробки і реалізації комплексних цільових програм оптимізації розвитку гірничих підприємств з використанням сучасної обчислювальної техніки, включаючи оптимізацію розвитку гірничих робіт, якість здобутих корисних копалини, економічну ефективність виробництва, соціальну сферу і екологію.

На базі затверджених запасів проектується гірничо-переробне підприємст-

во з урахуванням техніко-економічних показників освоєння родовища (виробничої потужності, об'єму інвестиційних вкладень, собівартості видобутку і переробки руди, вартості товарної продукції і ін.), які покладені в основу розрахунку інтегральних економічних характеристик ефективності розробки та переробки запасів родовища.

Відомі критерії якості і кількості корисних копалин при віднесенні запасів родовищ, що плануються до промислового освоєння, до балансових або забалансових в умовах ринкової нестабільності цін на мінеральну сировину не забезпечують можливості підтримки балансу інтересів, який встановлений при затвердженні кондицій. Нерідко ще на стадії проектування і будівництва гірничодобувного підприємства затверджені кондиції (за економічними параметрами) стають не достатніми, а при розробці родовища забалансові запаси залежно від кон'юнктури ринкових цін або частково залучають до переробки разом з балансовими рудами, або складують у відвали. При цьому витягнуті з надр і залучені в переробку забалансові руди по факту повинні відноситися до балансових, проте в розрахунках податку на видобуток корисних копалин їх, як правило, не враховують, внаслідок чого держава втрачає багатомільйонні суми.

Ситуацію можна змінити вже на стадії техніко-економічних міркувань введенням такого поняття, як «чутливість кондицій», зміни приналежності запасів до балансових або забалансових залежно від поліпшення або погіршення основних економічних параметрів. Оскільки останніми роками (2002-2007 рр.) спостерігається значне зростання цін на метали і прискорення темпів технічного прогресу, запропоновані методика і алгоритм визначення чутливості кондицій на основі оптимістичних варіантів.

Економічна оцінка мінеральних ресурсів — поняття дуже ємне, що охоплює широкий діапазон цілей: визначення вартості мінеральних ресурсів; вибір оптимальних параметрів їх експлуатації (використання); визначення економічної ефективності інвестицій в мінерально-сировинний комплекс; визначення збитків від нерационального і некомплексного використання мінеральних ресу-

ресів; оцінка частки мінеральних ресурсів в структурі національного багатства; встановлення платежів і акцизів за користування мінеральними ресурсами; визначення заставної вартості об'єктів надрокористування; прогнозування і планування використання мінеральних ресурсів; розрахунок величини компенсаційних платежів, пов'язаних з вибуттям або зміною цільового призначення природних ресурсів; рішення інших задач, пов'язаних з їх раціональним використанням [76]. Для кожної мети є методи економічної оцінки.

Безліч питань теоретичного характеру виникає із-за різного розуміння дослідниками об'єкту оцінки. На думку автора, об'єктом економічної оцінки мінеральних ресурсів є не скупчення природних поєднань хімічних елементів (мінеральних утворень), а саме ресурс, що в широкому сенсі позначає джерела і передумови отримання необхідних матеріальних благ, які можна реалізувати при існуючих технологіях і соціально-економічних відносинах. Проте висновок про цінність мінерального ресурсу будується виходячи з уявлення про вартість сировини, що одержується з нього, і доцільності вилучення і подальшого перетворення. Мінеральні ресурси — це частина геологічного середовища, яке реально використовується або використовуватиметься в перспективі як суспільна споживча вартість, і в той же час це ті речовини і сили надр, які знаходяться в системі природних зв'язків [77]. Автор розділяє цю точку зору: загальною метою економічної оцінки мінеральних ресурсів є визначення корисності, яка виявляється в здатності мінеральних ресурсів, з'єднуючись з живою працею, служити джерелом мінеральної сировини.

Економічна оцінка мінерально-сировинного потенціалу території — робота, яка зв'язана з використанням цілого набору методів. Досліджуваний район, як правило, містить об'єкти різної вивченості, що знаходяться на різних стадіях надрокористування. В цьому випадку регулятором процесу вибору методу оцінки є безпосередньо об'єкт оцінки, його місце (стадія) в процесі надрокористування. У зв'язку з цим можна виділити три групи об'єктів і відповідно три напрями економічної оцінки.

Першу групу складають об'єкти, які умовно назвемо мінерально-сировинним потенціалом. Оцінці підлягають об'єкти з прогнозними ресурсами категорії Р3 і мінералогічний потенціал, визначається їх роль загалом у мінерально-сировинному потенціалі території.

Друга група — територіально чітко локалізовані ділянки наступних категорій вивченості: А, В, С, С2, Р, Р2. Об'єктами оцінки в цьому випадку виступають родовища і «потенційні» родовища [85], розробка яких ще не почата.

Третя група — діючі підприємства. Методами оцінки будуть дослідження, які направлені на визначення вартості компанії.

Особливістю об'єктів третьої групи є той факт, що оцінюються вже не мінеральні ресурси, а підприємства, оскільки техногенна дія невіддільно від системи природних, зв'язків.

Специфічність економічної оцінки природних, і зокрема мінеральних, ресурсів полягає в тому, що базовим активом є самі ресурси [79], вартість яких заснована на двох показниках - кількості ресурсів і ціни на ці ресурси. Економічна оцінка мінеральних ресурсів деталізує при переході від I групи до II групи за рахунок посилення впливу чинників, що відносяться до обмеженої раціональності [80] по мірі деталізації початкової інформації.

Перша група є найменше вивченими об'єктами надрокористування, у зв'язку з чим їх оцінка будується виключно на уявленні про цінність базового активу і заснована на розрахунку показників, що характеризують потенційну цінність мінеральних ресурсів [81, 82]. Низька достовірність інформації і її характер, а також цільова спрямованість подібних оцінок припускає мінімальний облік виробничих і невиробничих складових вартості фірми, надаючи першорядне значення власне базовому активу і регіональним аспектам. Ця особливість підкреслює важливість кон'юнктурної складової в оцінці мінерально-сировинного потенціалу. У літературі представлені різні варіанти показників, що відображають потенційну цінність мінеральних ресурсів, основними з яких є показники валової і товарної цінності [82, 84, 86]. Це питання достатньо детально розгля-

нуте в роботі [81]. Проте значення кон'юнктурної складової в оцінках мінерально-сировинного потенціалу практично не відбите. Здавалося б, інформація про ступінь затребуваності ресурсу, попит на нього, а також його поширеність відбиті в ціні на ресурс і в її динаміці. Проте при оцінці мінерально-сировинного потенціалу по декількох видах мінеральних ресурсів інформація про ступінь їх затребуваності втрачається. У зв'язку з цим пропонується ввести рангову оцінку корисної копалини по рівні їх ліквідності, при цьому угруповання здійснюватиметься по геолого-промисловим типам. Представлені в роботі [87] «вартісні ряди» не враховують відмінності в цінності і затребуваності різних геолого-промислових типів для одного виду корисного компоненту.

Друга група об'єктів. Для їх оцінки використовуються переважно два підходи: прибутковий і витратний. Прибутковий підхід складає основу сучасних методик економічної оцінки (оцінки ефективності освоєння). Він заснований на принципі безпосереднього зв'язку цінності об'єкту з поточною вартістю його майбутніх доходів. Найчастіше використовується метод дисконтованих грошових потоків (DCF). При цьому пропонується враховувати як мінімум дві різні групи інтересів: держави і приватного інвестора [76, 83, 85, 88], у зв'язку з чим пропонуються комерційний і базовий варіанти [83, 88]. У методичному плані відмінності торкаються варіантів встановлення величини ставки дисконтування, обліку у витратних показниках, встановлених законодавством податкових і інших, які відносять на собівартість продукції, платежів і акцизних зборів, а також виплати по кредитах.

Необхідність розділення оцінок визнається більшістю дослідників [83, 85, 88- 91]. На наш погляд, при оцінці ефективності освоєння мінеральних ресурсів відмінності інтересів методично слід врахувати таким чином: прийняти сукупність інтересів держави як оцінку власника свого майнового комплексу, іншими словами, як оцінку вартості підприємства. Тоді базовий варіант — це оцінка проекту в цілому, без урахування грошових коштів, що відносяться до фінансової діяльності (отримання і повернення) кредитів, виплата дивідендів, продаж

акцій і ін. не враховуються. Розрахунковим показником є Free Cash Flow (FCF). Під оцінкою проекту в цілому розуміється ефективність проекту, що реалізується “єдиним учасником” як би за рахунок власних засобів. З цієї причини показники ефективності визначаються на підставі грошових потоків тільки від інвестиційної і операційної діяльності» [87].

Для комерційного варіанту проводиться оцінка ефективності участі в проекті, оскільки по суті інвестор оцінює тільки права на експлуатацію ділянки надр. При цьому, на наш погляд, умови оцінки повинні залишатися загальними для базового і комерційного варіантів. Методично більш аргументованим є принцип: будь-який проект використання бюджетних коштів розглядається як інвестиційний. Тоді для всіх варіантів оцінки слід прийняти загальні інвестиційні умови, а саме ставку дисконтування і податковий режим. Описуваний «витратний» підхід можна назвати таким з великою часткою умовності, оскільки він є симбіозом порівняльного і власне витратного підходів; предмет в його оцінці — витрати, а використовуваний метод — аналогії. Він реалізується в основному для укрупненої економічної оцінки об'єктів з низьким ступенем вивченості ( $P$ ,  $P_1$  і  $P_2$ ) і дозволяє одержати загальне уявлення про можливі питомі витрати і капітальні вкладення. Основу цього методу складають співвідношення: кількість запасів- об'єм виробництва-витрати на освоєння.

Це лінійні і гіперболічні залежності питомих витрат від планованих об'ємів виробництва і кількості запасів в надрах (облік гірничотехнологічних особливостей в роботі [92] здійснюється за рахунок підбору відповідних коефіцієнтів регресії). Однією з проблем реалізації даного підходу в роботах [78, 92] є низька достовірність одержуваних розрахункових показників для граничних значень інтервалів оцінки (наприклад, на межах інтервалу  $0,1 < A < 20$ , де  $A$  — продуктивність, млн. т на рік, розрахункові значення виходять завищеними). Для усунення цього недоліку пропонується звуження інтервалів оцінки при збільшенні кількості кривих рішень (тобто для інтервалу  $0,01 < A < 0,5$  — одна крива рішень, для  $0,5 < A < 5,0$  — інша крива рішень і т. п.).



Окремий об'єкт розгляду — оцінка діючих підприємств. Третя група об'єктів оцінки пов'язана з визначенням вартості бізнесу. Основи економічної оцінки бізнесу (вартості компанії) вкладаються вже при оцінці другої групи об'єктів, проте ця оцінка позбавлена параметрів, необхідних для повноцінного обліку бізнесу вже діючих компаній, і вона більшою мірою відображає специфічні, характерні для гірничих підприємств риси. Крім того, для третьої групи об'єктів, при визначенні вартості компанії необхідно враховувати такий важливий чинник, як можливість переробки довколишніх родовищ єдиним гірничо-промисловим комплексом.

Таким чином, виходячи з наявних об'єктів оцінки, їх стадійної в процесі надрокористування, можна виділити три напрями економічної оцінки мінеральних ресурсів: перше — оцінка мінерально-сировинного потенціалу, що будується виключно на уявленні про потенційну цінність мінеральних ресурсів; друге — оцінка розвіданих і «потенційних» родовищ, третє — оцінка діючих підприємств, яка базується на методах визначення вартості бізнесу.

### **1.3 Розробка методики розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки природних розсіпів родовищ ільменітових руд**

Розсіпні родовища України розрізняються по виду корисної копалини, геологічними й гідрогеологічними умовами залягання, розмірами рудного покладу, запасами. Основними параметрами родовища, що впливають на вибір способу й технологію його розробки, є глибина залягання (потужність розкривних порід), потужність корисної копалини й розміри родовища в плані.

Загальною характерною рисою розсіпних родовищ України, що експлуатуються, чи освоюються, є відносно невелика глибина залягання розсіпу та горизонтальне розташування з великими розмірами рудного покладу, що визначає застосування відкритого способу розробки. Глибина залягання роз-

сипів коливається в широких межах від 1-3 м до 50 м. Більшість родовищ (до 70%) мають глибину залягання 3-20 м, у середньому - 8 м. Інша частина родовищ представлена великою потужністю корисної копалини до 35 м, при глибині залягання 20-50 м, у середньому – 37 м.

Як показує теорія й практика проектування відкритої розробки горизонтальних родовищ [45, 66, 93-96], що залягають на глибинах до 15-20 м, основними технологічними схемами їх розробки є безтранспортні та транспортні схеми, при цьому широко застосовується гідромоніторний розмив корисної копалини і його гідротранспорт на збагачувальну фабрику, тому що корисна копалина представлена, в основному, грубозернистими пісками й супісками.

Для льменітових родовищ, що залягають на глибинах 25÷50 м характерне застосування технологічних схем з комбінованою системою розробки, які передбачають застосування комплексів устаткування циклічної дії (екскаватори - ЕКГ і ЕШ, одноковшеві колісні навантажувачі, автосамоскиди) і безперервної дії (роторні екскаватори, стрічкові конвеєри, перевантажувачі, відвалоутворювачі). Відмінною рисою технологічних схем видобувних робіт при розробці таких родовищ є можливість застосування систем розробки з використанням гідромеханізації (гідромонітори, землесоси, земснаряди).

Велика різноманітність схем, що застосовуються, а також освоєння технологічно можливих схем виробництва розкривних і видобувних робіт при експлуатації розсипних родовищ викликає необхідність розробки методики розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки природних розсипів родовищ ільменітових руд та вибору найбільш раціональної й ефективної схеми виробництва розкривних робіт.

В зв'язку з цим була розроблена методика вибору раціональної технологічної схеми розкривних робіт. Відмінною рисою методики є використання встановлених нами раніше показників технологічної оцінки виробництва розкривних і видобувних робіт: ступеня концентрації гірничих робіт  $K_G$ , природств середньої відстані транспортування розкривних порід у внутрішній від-

вал  $\Delta l_{mp}^{cp}$  і внутрішньокар'єрних транспортних комунікацій  $\Delta l_{m.k}$ . Оцінка економічної ефективності технологічних схем виробництва розкривних робіт проводиться по відповідним приростам експлуатаційних витрат  $\Delta Z_{mp}$  і капітальними вкладенням  $\Delta K_{m.k}$  на транспортування розкривних порід у відвал.

Як інтегральний показник економічної ефективності технології розкривних і видобувних робіт при виборі раціональної технологічної схеми прийнята рентабельність розробки родовища.

Алгоритм розрахунку параметрів раціональної технологічної схеми розкривних робіт представлена на рис. 1.1.

Реалізація розробленого алгоритму в програмному середовищі DELFI дозволяє проводити вибір раціональної технологічної схеми виробництва розкривних робіт.

Основні положення методи вибору раціональної технологічної схеми розкривних робіт для умов розсипних родовищ можна сформулювати наступним чином.

1. Комплектація устаткування для виробництва розкривних робіт і вибір відповідних технологічних схем для порівняльної оцінки проводиться для кожної з 9 можливих технологічних схем видобувних робіт, які представлені в табл. 1.3, оскільки різним комплексам видобувного устаткування відповідають певні параметри видобувних уступів і їхніх робочих площадок, які визначають розміри робочої зони кар'єру, як по видобутку, так і по розкриву.

Зміна розмірів робочої зони кар'єру приводить до відповідної зміни показника концентрації гірничих робіт і приросту (збільшенню або зменшенню) відстані транспортування розкривних порід у внутрішній відвал. При цьому найбільший показник концентрації гірничих робіт досягається при застосуванні схем з індексом  $D2$ ;  $E1$ ;  $G2$  і  $P1$ , коли є можливість сполучити у вертикальній площині видобувну  $A_\partial$  та розкривну  $A_\epsilon$  (на надрудному уступі) заходки.

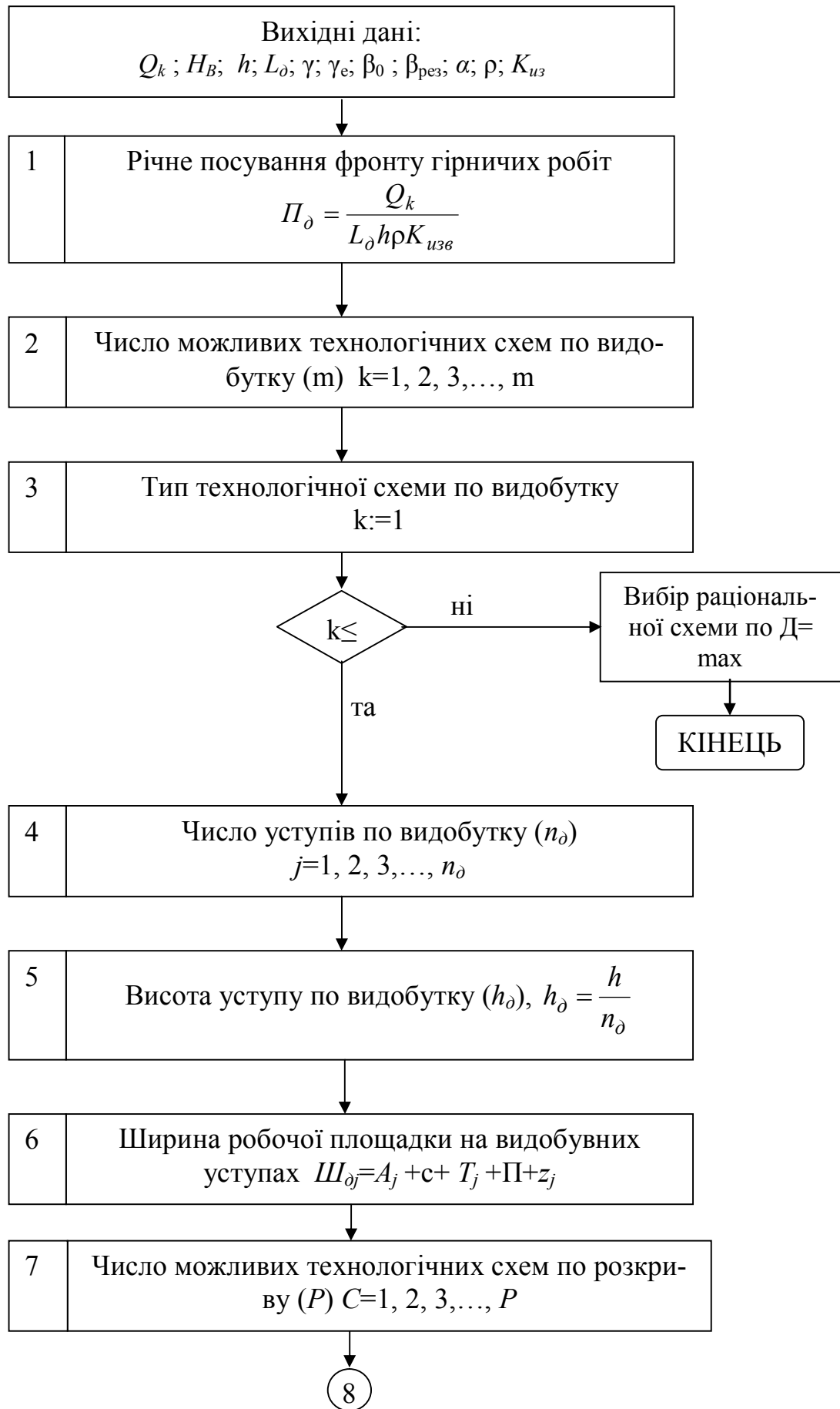


Рисунок 1.1 – Алгоритм вибору раціональної технологічної схеми розкривних робіт

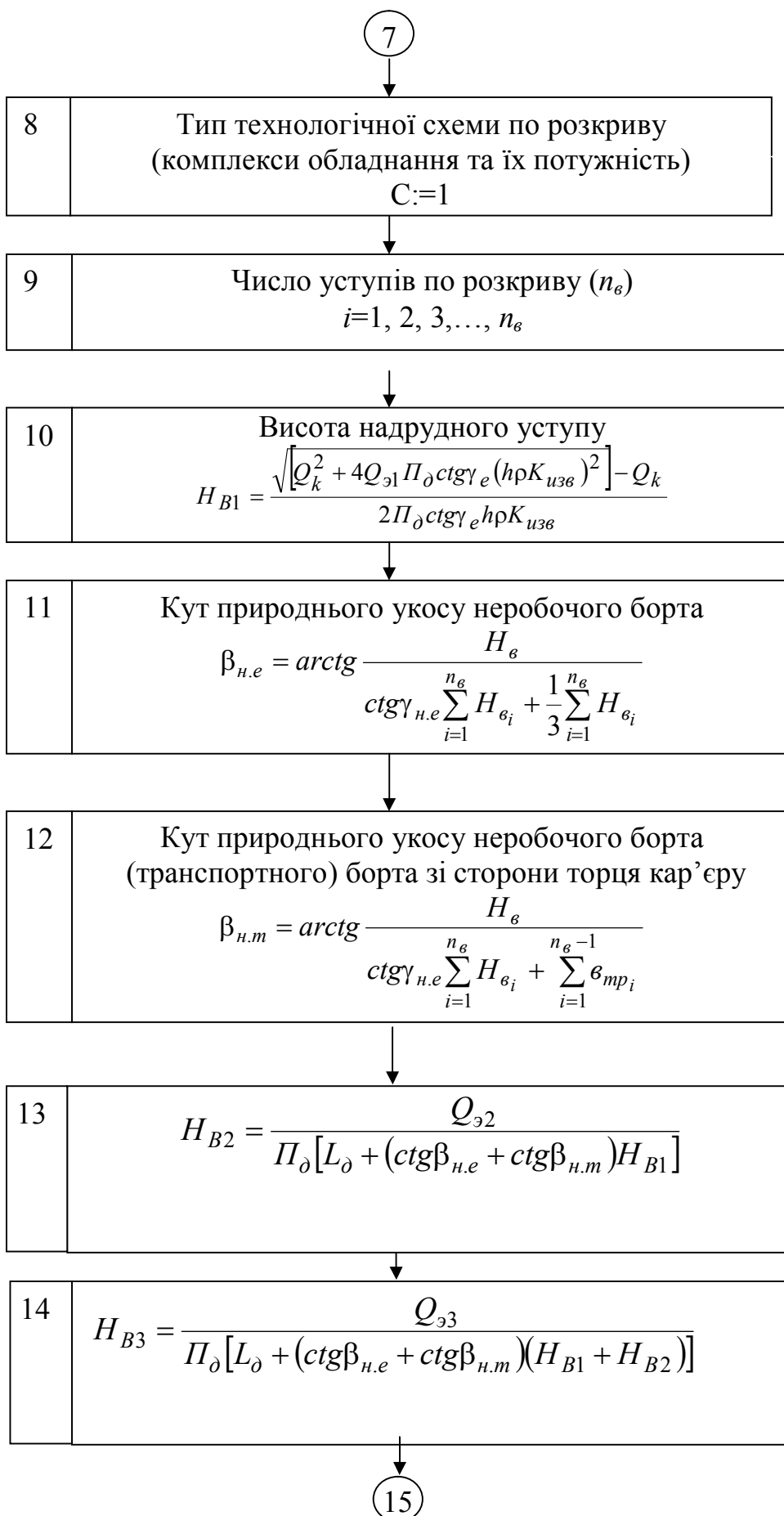


Рисунок 1.1

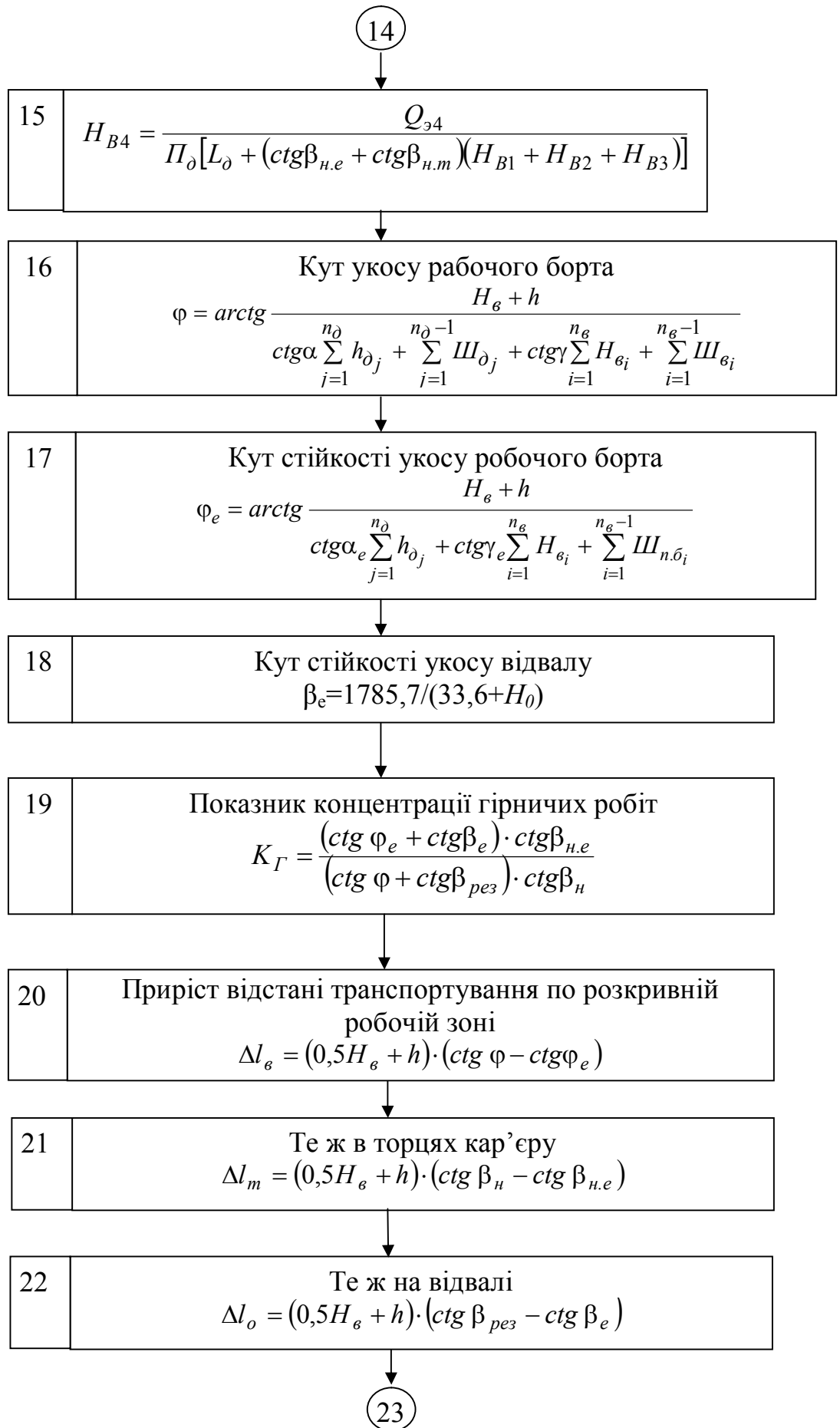


Рисунок 1.1



Рисунок 1.1

Таблиця 1.3 – Технологічні схеми видобувних робіт в умовах експлуатації розсіпних родовищ

Порядковий номер технологічної схеми, ДО	Індекс схеми	Комплекси устаткування на видобувних уступах		Примітка
		$h_{\partial 1}$	$h_{\partial 2}$	
1	$D_1$	Драглайн + перевантажувальний пункт + автосамоскиди (ЕШ+ПП+автосам.)	–	Розкривна ( $A_6$ ) і видобувна ( $A_{\partial}$ ) розосереджені
2	$D_2$	ЕШ+ автосам.	–	Можливе сполучення заходок $A_{\partial}$ і $A_6$
3	$\mathcal{E}_1$	ЕКГ+ автосам.	–	Те ж
4	$P_1$	Одноківшеві навантажувачі (ОП)	ОП	Заходки $A_{\partial}$ і $A_6$ розосереджені
5	$P_2$	ОП+ автосам.	ОП+автос.	Те ж
6	$\Gamma_1$	Гідромонітори (ГМН)	ГМН	Те ж
7	$\Gamma_2$	ЕШ+ГМН	–	Можливе сполучення заходок $A_{\partial}$ і $A_6$
8	$R_1$	Роторний екскаватор і стрічковий конвеєр (РЕ+л.к.)	–	Те ж
9	$Z_1$	Земснаряд	–	Заходки $A_{\partial}$ і $A_6$ розосереджені

2. При встановленні показника концентрації гірничих робіт у кар'єрі  $K_{\Gamma}$  результуючий кут укосу внутрішнього відвала  $\beta_{рез}$ , визначається виходячи з технології розкривних і відвальних робіт. Якщо  $\beta_{рез}$  приймається стійкому куту укосу відвала  $\beta_e$ , то використовується формула (1.1).

$$K_{\Gamma} = \frac{ctg \varphi_e + ctg \beta_e}{ctg \varphi + ctg \beta_e} \quad (1.1)$$

Однак, якщо по технологічних умовах не можна домогтися такої рівності, тобто при  $\beta_{рез} < \beta_e$ , то для визначення показника  $K_{\Gamma}$  використовується формула (1.2).



$$K_{\Gamma} = \frac{(ctg \varphi_e + ctg \beta_e) \cdot ctg \beta_{н.е}}{(ctg \varphi + ctg \beta_{pez}) \cdot ctg \beta_n} \quad (1.2)$$

3. При встановленні економічних показників, що характеризують кожну із прийнятих до порівняльної оцінки технологічних схем розкривних робіт, питомі сумарні витрати на видобуток корисної копалини  $Z_0$  визначаються з урахуванням приросту експлуатаційних витрат на транспортування розкриву по виразу:

$$C_0 = \left( C_{\epsilon} + \frac{\Delta Z_{mp}}{Z_{\epsilon}} \right) K_{\epsilon} + C_{\delta}, \text{ грн/м}^3, \quad (1.3)$$

де  $C_{\epsilon}$  – середньозважена величина собівартості  $1\text{м}^3$  розкриву для розглянутої технологічної схеми розкривних робіт, грн;

$$C_{\epsilon} = \frac{\sum_{i=1}^{n_{\epsilon}} Q_{\epsilon i} C_{\epsilon i}}{Q_k^{\epsilon}}, \text{ грн/м}^3, \quad (1.4)$$

де  $Q_{\epsilon i}$  - продуктивність комплексу устаткування на  $i$ -му розкривному уступі,  $\text{м}^3$  /рік;

$C_{\epsilon i}$  – собівартість  $1\text{м}^3$  розкриву, який розробляється комплексом устаткування на  $i$ -му уступі, грн;

$Q_k^{\epsilon}$  - продуктивність кар'єру по розкриву,  $\text{м}^3$  /рік;

$Z_{mp}$  - приріст експлуатаційних витрат на транспортування розкриву, грн;

$Z_{\epsilon}$  - річні експлуатаційні витрати на виробництво розкривних робіт комплексом устаткування на  $i$ -ом уступі, грн;

$K_{\epsilon}$  – коефіцієнт розкриву,  $\text{м}^3 / \text{м}^3$ ;

$C_{\delta}$  – собівартість видобутку  $1\text{м}^3$  корисної копалини (без урахування витрат на розкривні роботи), грн.

Розроблена методика була використана для вибору раціональної технологічної схеми розкривних робіт на прикладі гірничо-геологічних умов

розробки Малишевського родовища титано-цирконієвих руд Вільногірського ГМК.

Технологія розкривних і видобувних робіт на кар'єрах ВГМК, передбачає створення перевантажувального пункту на верхній площадці видобувного уступу, що значно збільшує ширину робочої площадки надрудного розкривного уступу, знижує показник концентрації гірничих робіт і, як наслідок, збільшує витрати на транспортування розкривних порід з вищележачих горизонтів.

В табл. 1.4 наведені технологічні схеми розкривних робіт, прийняті для порівняльної оцінки, включаючи схему (ТСР<sub>2</sub>), яка застосовується на кар'єрах. Всі схеми, що представлені в таблиці технологічно прийнятні в умовах експлуатації розсипних родовищ із потужністю розкриву від 30 м до 50 м і більше, при продуктивності комплексів устаткування циклічної й безперервної дії, яка відповідає необхідній виробничій потужності кар'єру.

Принципові технологічні схеми транспортної (ТСР) і комбінованої (КСР) систем розробки наведені на рис. 1.2 і рис. 1.3 відповідно.

Розрахунок параметрів і показників технологічних схем, що вибрані для порівняння, проводився по наведеному на рис. 1.1 алгоритму.

Для виконання розрахунків прийняті наступні вихідні дані: виробнича потужність кар'єру  $Q_k = 5$  млн. м<sup>3</sup>/рік; потужність розкриву  $H_e = 50$  м; потужність шару корисної копалини  $h = 10$  м; довжина фронту видобувних робіт  $L_d = 1000$  м; кут укосу розкривного уступу  $\gamma = 40^\circ$ ; кут укосу видобувного уступу  $\alpha = 40^\circ$ ; кути природного укосу розкривного ( $\gamma_e$ ) і видобувного ( $\alpha_e$ )  $-35^\circ$ ; результуючий кут укосу внутрішнього відвала ( $\beta_{pez}$ ) і стійкий кут укосу відвала ( $\beta_e$ )  $-19^\circ$ ; кут укосу відвального уступу  $\beta_0 = 35^\circ$ . Вихідні економічні показники приймалися по усередненим статистичним даним роботи кар'єрів за період 2005-2007 р.:

- собівартість видобутку 1 м<sup>3</sup> корисної копалини (без обліку витрат на розкривні роботи)  $C_d = 2,1$  грн;

Таблиця 1.4 – Технологічні схеми розкривних робіт

Система розробки	Порядковий номер технологічної схеми, з	Індекс схеми	Тип комплексів устаткування на розкривних уступах				Продуктивність (млн. м <sup>3</sup> /рік) і число комплексів устаткування (знаменник)	
			Н <sub>1</sub>	Н <sub>2</sub>	Н <sub>3</sub>	Н <sub>4</sub>	Циклічної дії	Безперервної дії
Транспортна	1	ТСР <sub>1</sub>	ЕКГ+автосамоскиди	ЕКГ+автосам.	ЕКГ+автос.	ЕКГ+автос.	3,1/8	–
	2	ТСР <sub>2</sub>	ЕКГ+ автосамоскиди	ЕКГ+ автосам.	ЕР+л.к.	–	3,1/4	12,5/1
	3	ТСР <sub>3</sub>	ЕР+стрічковий конвеєр (л. к.)	ЕР+л.к.	–	–	–	12,5/2
	4	ТСР <sub>4</sub>	ЕР+л. к.	ЕКГ+ автосам.	–	–	3,1/2	18,7/1
Компінювана	5	КСР <sub>1</sub> <sup>*</sup>	ЕШ+ЕР+ОПР	–	–	–	5,0/1	25,0/1
	6	КСР <sub>2</sub>	ЕР+ОПР	ЕКГ+автосам.	ЕКГ+автос.	–	3,1/4	12,5/1
	7	КСР <sub>3</sub>	ЕШ+перевантажувальний бункер (ПБ)+ОПР	ЕР+л.к.	–	–	6,2/1	18,7/1
	8	КСР <sub>4</sub> <sup>**</sup>	ЕШ	ЕР+л. к.	–	–	6,2/2	12,5/1
	9	КСР <sub>5</sub>	ЕР+ОПР	ЕР+л. к.	–	–	–	12,5/2
	10	КСР <sub>6</sub> <sup>**</sup>	ЕШ	ЕШ+ПБ+л.к.	–	–	12,5/2	–
	11	КСР <sub>7</sub> <sup>**</sup>	ЕШ	ЕШ+ПБ+ОПР	ЕР+л. к.	–	6,2/2	12,5/1

Примітка: \* - екскаватор-драглайн (ЕШ) підсиляє розкривні породи з верхнього підступу роторному екскаватору;

\*\* - розкривна заходка надрудного уступу й видобувна заходка сполучені у вертикальній площині

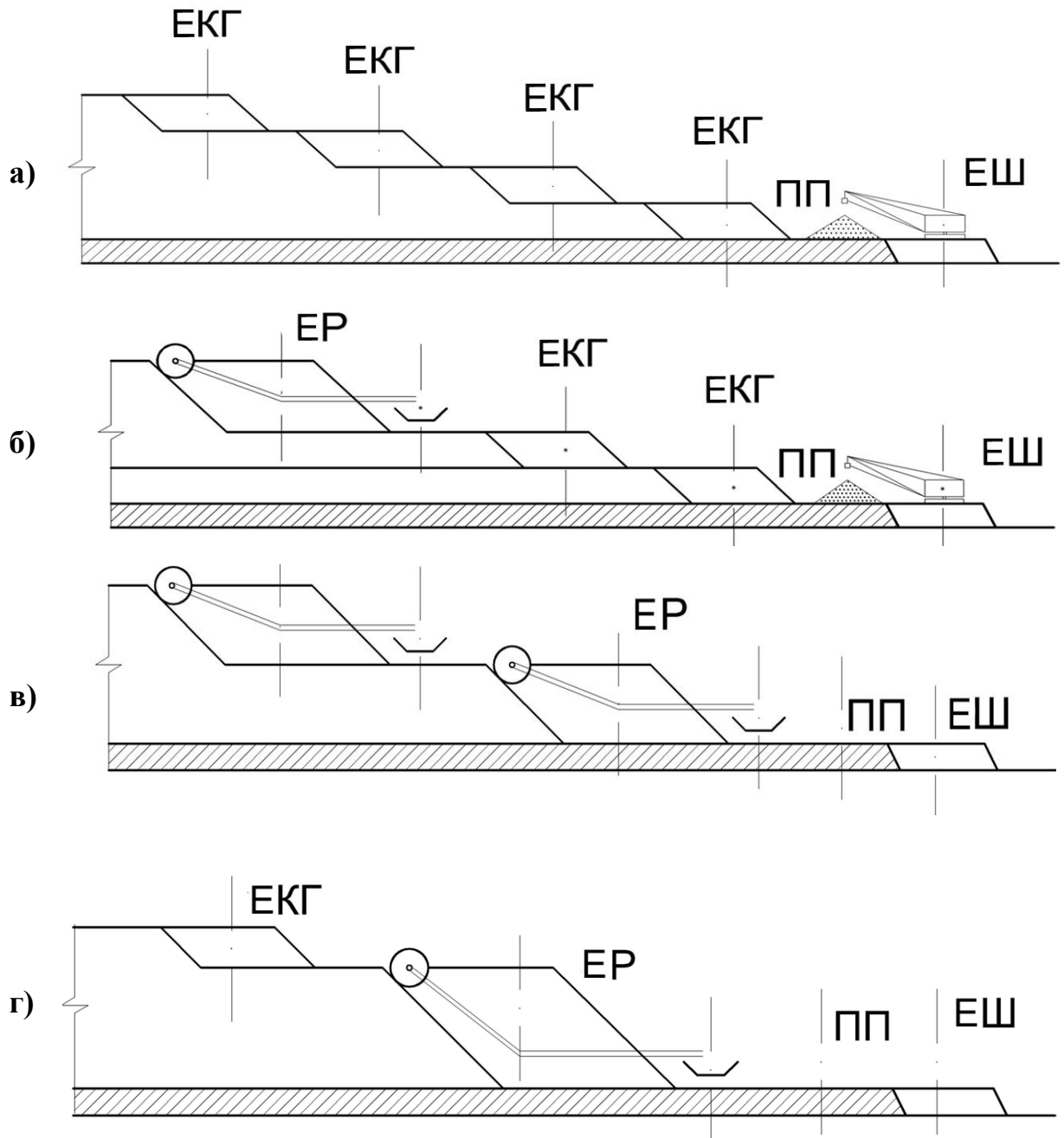


Рисунок 1.2 – Принципові технологічні схеми транспортної системи розробки (ТСР); а) ТСР<sub>1</sub>; б) ТСР<sub>2</sub>; в) ТСР<sub>3</sub>; г) ТСР<sub>4</sub>

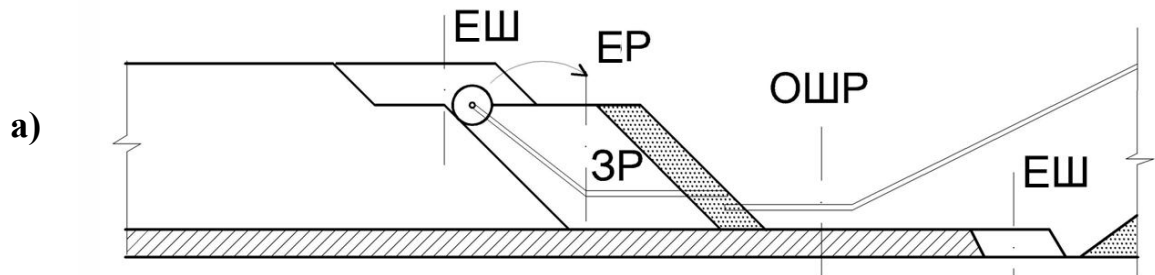


Рисунок 1.3 – Принципові технологічні схеми комбінованої системи розробки (КСР), а) КСР<sub>1</sub>; б) КСР<sub>2</sub>; в) КСР<sub>3</sub>; г) КСР<sub>4</sub>; д) КСР<sub>5</sub>; е) КСР<sub>6</sub>; ж) КСР<sub>7</sub>

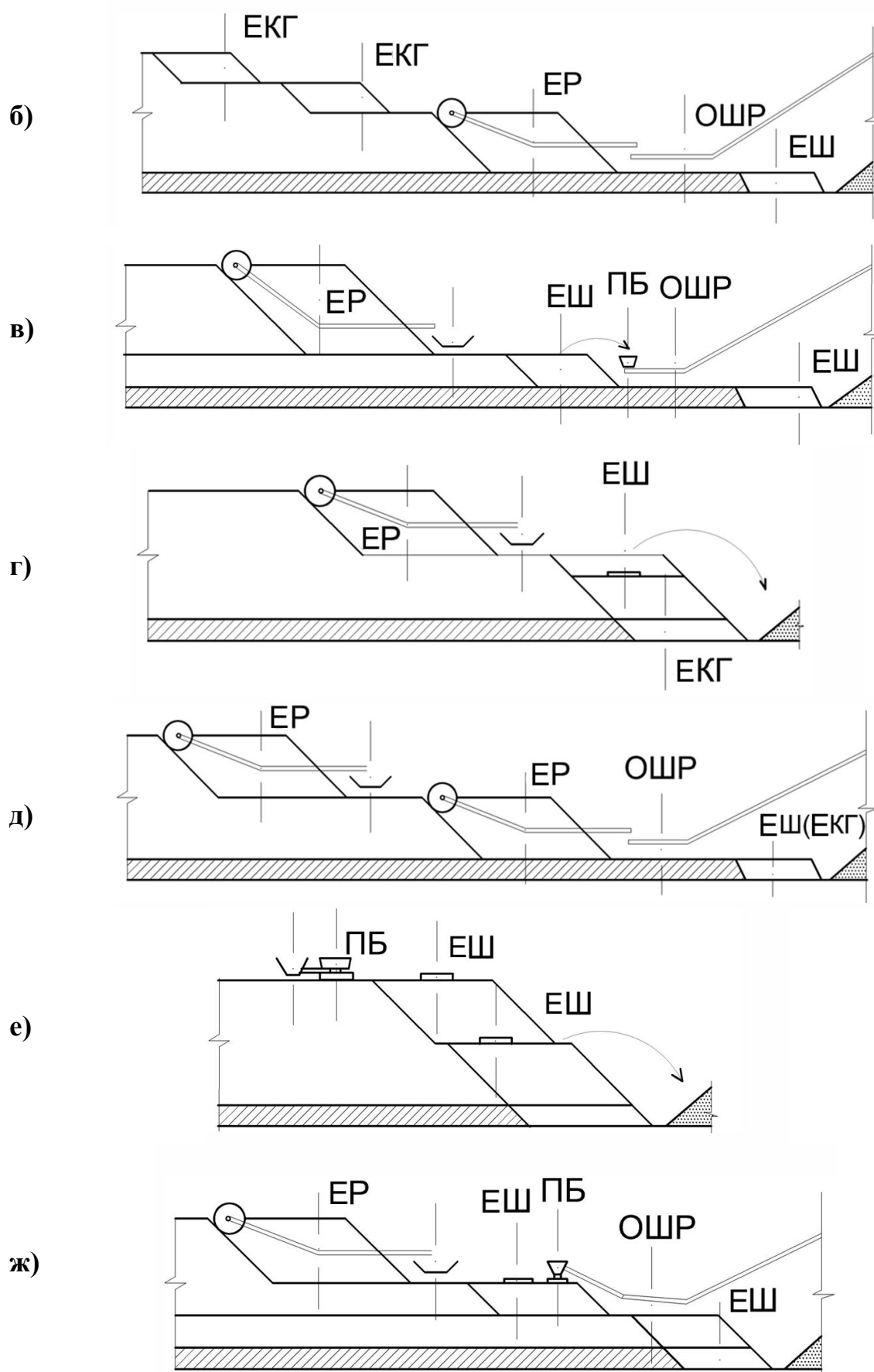


Рисунок 1.3

а)  $КСР_1$ ; б)  $КСР_2$ ; в)  $КСР_3$ ; г)  $КСР_4$ ; д)  $КСР_5$ ; е)  $КСР_6$ ; ж)  $КСР_7$

- собівартість  $1\text{ м}^3$  розкриву Св, що вилучається комплексами устаткування:

- 1) екскаватори - ЕКГ + автосамоскиди –  $3,5\text{ грн/м}^3$ ;
- 2) роторний екскаватор і стрічковий конвеєр –  $2\text{ грн/м}^3$ ;
- 3) роторний екскаватор і відвалоутворювач –  $0,7\text{ грн/м}^3$ ;
- 4) екскаватор – драглайн - ЕШ на переекспавації –  $0,8\text{ грн/м}^3$ ;
- 5) екскаватор – драглайн - ЕШ при безтранспортній системі розробки –  $1,0\text{ грн/м}^3$ ;
- 6) екскаватор – драглайн - ЕШ через перевантажувальний бункер (ПБ) подає розкрив на відвалоутворювач (ОШ) –  $1,35\text{ грн/м}^3$ .

Результати виконаних розрахунків наведені в табл. 1.5 і на рис. 1.4-1.5.

Установлено, що найбільшою величиною показника концентрації гірничих робіт у робочій зоні кар'єру володіють технологічні схеми комбінованої системи розробки, у яких застосовуються комплекси устаткування як циклічної так і безперервної дії. Це схеми: КСР<sub>1</sub> (ЕШ + ЕР + ОШР); КСР<sub>4</sub> (ЕР + л. к.; ЕШ); КСР<sub>6</sub> (ЕШ; ЕШ+ПБ+л.к.); КСР<sub>7</sub> (ЕР; ЕШ+ПБ+ОШР). Цим технологічним схемам відповідають найменші значення приросту експлуатаційних витрат на транспортування розкриву  $\Delta Z_{mp}$  у внутрішній відвал і найбільші значення рентабельності виробництва  $R$ .

У порівнянні із технологічною схемою ТСР<sub>2</sub>, яка застосовується на кар'єрах Вільногірського ГМК, перехід гірничих робіт на одну з вищевказаних чотирьох схем дозволяє знизити щорічні витрати на транспортування розкриву  $\Delta Z_{mp}$  на 2,5 млн. грн. і підвищити рентабельність підприємства в середньому на 47,4 %.

Слід зазначити, що вказані схеми (КСР<sub>1</sub>; КСР<sub>4</sub>; КСР<sub>6</sub> і КСР<sub>7</sub>), що володіють найбільшою економічною ефективністю, передбачають сполучення розкривної заходки на надрудному уступі й видобувної заходки у вертикальній площині, що припускає валовий спосіб видобутку рудних пісків. У випадку економічної неефективності застосування валового способу видобутку, необхідна інша технологічна схема видобувних робіт.

Таблиця 1.5 – Результати розрахунку раціональної технологічної схеми розкривних робіт на прикладі кар'єрів ВГМК

Система розробки	Порядковий номер технологічної схеми	Індекс схеми	Параметри				Показники							
			Н <sub>1</sub> , м	Н <sub>2</sub> , м	Н <sub>3</sub> , м	Н <sub>4</sub> , м	Ф, гра-дуси	К <sub>Г</sub> , %	Δ <sup>сп</sup> <sub>тп</sub> , м	Δ <sub>к.т</sub> , м	Δ <sup>з</sup> <sub>тп</sub> , млн. грн/рік	Δ <sup>к.т</sup> , млн. грн	К <sub>об.</sub> , млн. грн	Р, %
Транспортна	1	ТСР <sub>1</sub>	12,5	12,5	12,5	12,5	12,0	65,8	104	195	4,03	0,39	230	8,6
	2	ТСР <sub>2</sub>	12,5	12,5	25,0	-	14,5	73,5	76	165	2,95	0,33	174	25,0
	3	ТСР <sub>3</sub>	25,0	25,0	-	-	11,2	60,5	123	233	3,90	0,47	115	54,5
	4	ТСР <sub>4</sub>	37,5	12,5	-	-	13,5	68,0	92	197	2,92	0,39	200	17,7
Комбінована	5	КСР <sub>1</sub>	50,0	-	-	-	10,5	56,3	140	293	3,50	0,59	159	56,0
	6	КСР <sub>2</sub>	25,0	12,5	12,5	-	12,5	62,2	100	161	2,85	0,32	172	35,4
	7	КСР <sub>3</sub>	12,5	37,5	-	-	13,4	68,0	92	197	1,78	0,39	201	33,7
	8	КСР <sub>4</sub>	25,0	25,0	-	-	12,5	61,0	70	70	1,31	0,14	94	76,4
	9	КСР <sub>5</sub>	25,0	25,0	-	-	15,0	67,8	52	52	0,97	0,11	134	34,5
	10	КСР <sub>6</sub>	25,0	25,0	-	-	15,0	67,8	79	79	0,98	0,16	74	75,5
	11	КСР <sub>7</sub>	12,5	12,5	25,0	-	33,0	100,0	0	0	0	0	94	81,7

Примітка: чисельник – видобувна  $A_0$  й розкривна заходки  $A_e$  розосереджені; знаменник – видобувна  $A_0$  й розкривна заходки  $A_e$  зосереджені (сполучені)

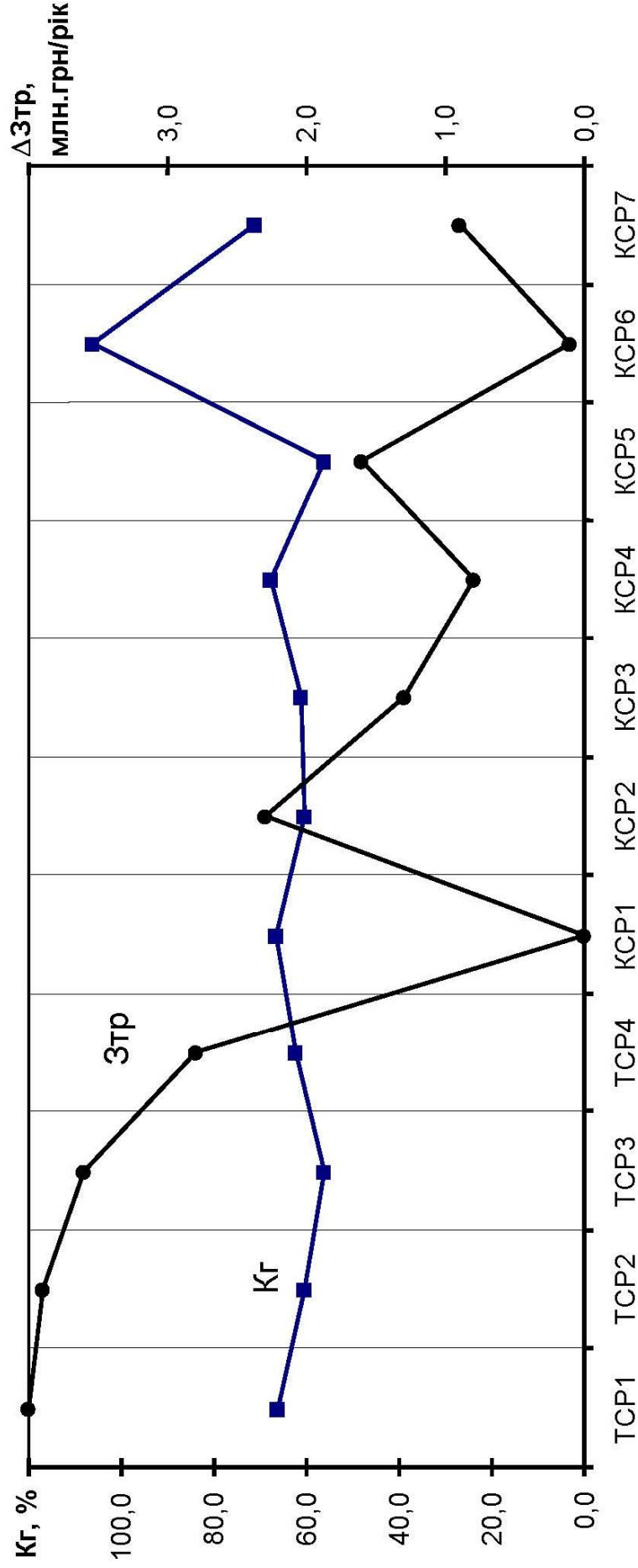


Рисунок 1.4 – Зміна експлуатаційних витрат на транспортування й показника концентрації гірничих робіт залежно від застосування технологічних схем розкривних робіт



Такою схемою є схема - КСР<sub>3</sub>, що передбачає транспортування порід розкриву з надрудного уступу комплексом устаткування, що включає: екскаватор драглайн – ЕШ, перевантажувальний бункер – ПБ і відвалоутворювач – ОШ. У порівнянні з базовою схемою (ТСР<sub>2</sub>), (що діє на Вільногірському ГМК) схема КСР<sub>3</sub> дозволяє істотно знизити експлуатаційні витрати на транспортування розкриву  $\Delta Z_{mp}$  на 2,6 млн. грн/рік і підвищити рентабельність підприємства на 8,7%. Зниження величини  $\Delta Z_{mp}$  відбувається за рахунок заміни комплексів (ЕКГ+ автосамоскиди) на комплекс (ЕШ+ПБ+ОШР).

Схема (КСР<sub>3</sub>), що рекомендується, також як і діюча на Вільногірському ГМК дозволяє мати робочу площадку на надрудному розкривному уступі великої ширини (до 80÷100 м), що забезпечує можливість селективного видобутку рудних пісків.

Таким чином, загальні принципи вибору ефективної технологічної схеми виробництва розкривних робіт включають наступник порядок: встановити по табл. 1.3 область застосування різних комплексів видобувного устаткування; визначити раціональні параметри технологічних схем комбінованої системи розробки, що передбачають використання комплексів розкривного устаткування, що включають спільне застосування екскаваторів-драглайнів, перевантажувального бункера і відвалоутворювача; виявити який спосіб видобутку валовий чи селективний більш ефективний для конкретних гірничо-геологічних умов залягання розсипних родовищ. При цьому найбільша економічна ефективність технологічної схеми виробництва досягається при показнику концентрації гірничих робіт у робочій зоні  $K_r = 80\div 100\%$ .

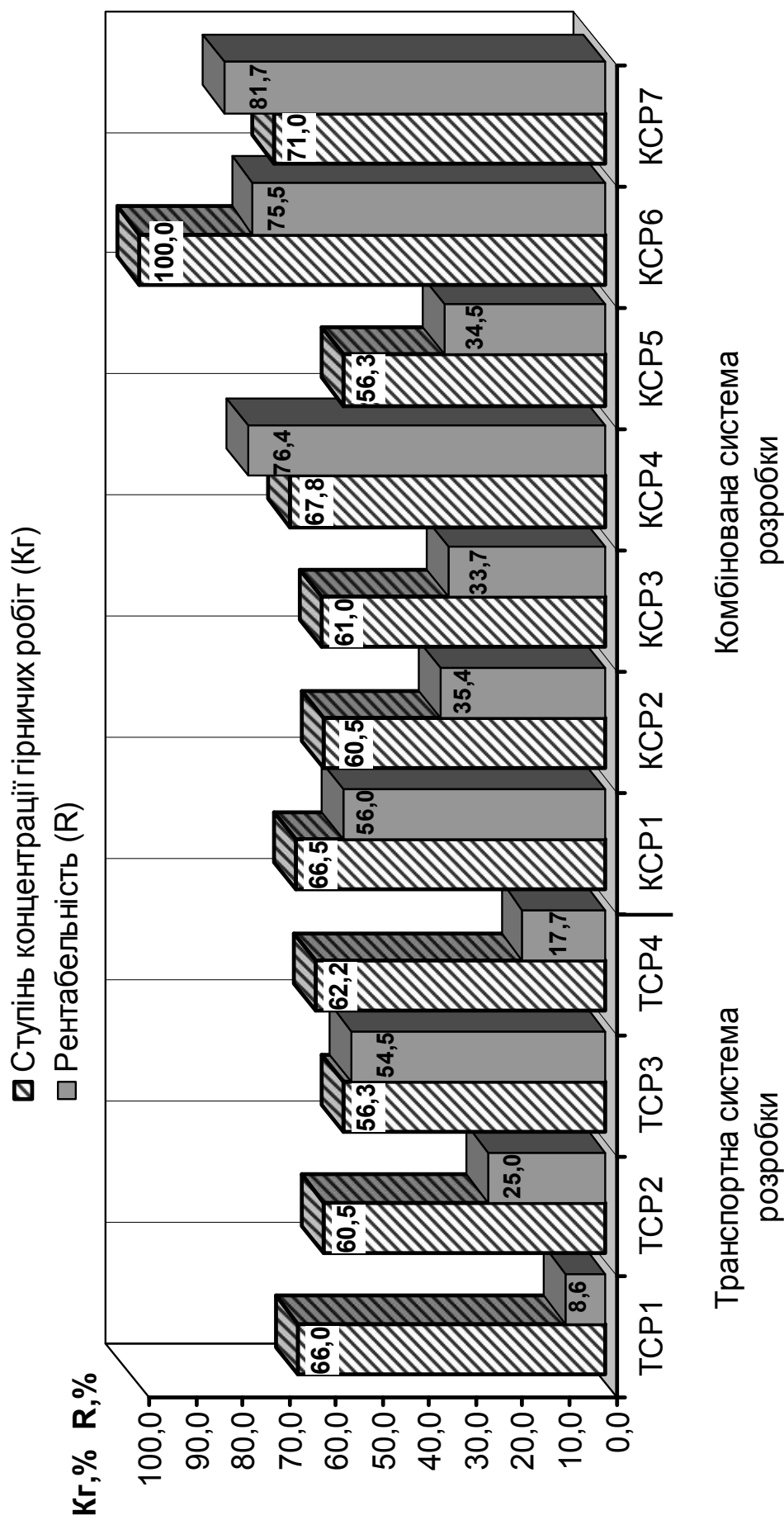


Рисунок 1.5 – Порівняльна оцінка технологічних схем по показнику концентрації гірничих робіт і рентабельності

## **1.4 Розробка методики розрахунку геотехнологічних параметрів переробки природних розсипів родовищ ільменітових руд**

### **1.4.1 Алгоритм розрахунку геотехнологічних параметрів переробки природних розсипів**

Складність проблем, пов'язаних з освоєнням і використанням мінеральної сировини, а також висока значущість цього сектора для економіки в цілому вимагають нових підходів до обґрунтування напрямів перспективного розвитку мінерально-сировинного комплексу як на мікро-, так і на макрорівні. Ці підходи повинні будуватися на базі комплексного розгляду добувних підприємств і враховувати зміни, які відбуваються в структурі мінерально-сировинного комплексу.

У зв'язку з цим розгляд специфіки управління і питань формування стратегії розвитку гірничо-металургійного виробництва в рамках галузей гірничорудної промисловості є актуальним і має не тільки наукове, але і практичне значення.

Принцип комплексності, під яким мається на увазі необхідність розгляду добувних підприємств як єдиного цілісного народногосподарського суб'єкта з властивими йому особливостями, є господарсько-організуючим принципом розробки стратегії розвитку і оцінки діяльності гірничодобувного підприємства. В даному випадку комплексність – це об'єктивна властивість виробничого комплексу як складної ієрархічно організованої керованої системи, що характеризується великою кількістю структурних складових елементів, їх кількісним і якісним взаємозв'язком і взаємозалежністю в процесі розвитку в рамках цієї системи.

Мінерально-сировинний комплекс є складною виробничою системою, що складається з взаємодіючих між собою економічних суб'єктів, що займаються пошуками, розвідкою, здобиччю, переробкою і ринковою реалізацією

мінерально-сировинних ресурсів і продуктів їх переробки, яка не може бути створена і успішно розвиватися без наявності мінерально-сировинної бази.

На рис. 1.6 представлена схема алгоритму визначення основних геотехнологічних параметрів переробки і збагачення розсипних руд з родовищ України.

Дана схема відображає тісний зв'язок і взаємозалежність процесів здобичі руд, їх переробки і реалізації. Достовірна оцінка родовища і обґрунтування кондицій для підрахунку запасів корисних копалин неможливо без визначення і обґрунтування раціональних технологічних рішень, вживаних на різних стадіях відпрацювання родовища, і використання сучасних методів оцінки економічної ефективності інвестиційної привабливості проекту.

На етапі проектування гірничо-переробного підприємства необхідно визначити критерії ефективності його роботи, які включають як економічну доцільність експлуатації родовища, так і повноту і комплексність використання корисних копалини і охорону надр. Тільки сумісний аналіз очікуваних геотехнологічних показників, одержаних при виконанні техніко-економічного обґрунтування і визначення кондицій може дати відповідь на питання про доцільність використання запропонованих технологій здобичі і переробки або необхідності корінного перегляду цих рішень.

Як вже було відмічено, при оцінці родовища треба враховувати складність і особливості технології переробки сировини. Перевага повинна віддаватися тим проектам, які за інших рівних умов забезпечують не тільки високу прибутковість, але і якнайповніше використання як основних корисних копалин, так і розкритих і вміщуючих порід.

Експертна оцінка пропонованого варіанту технології переробки і збагачення даних руд часто є досить складним завданням, оскільки в матеріалах техніко-економічних доповідей, що представляються в державні служби, часто буває недостатньо даних для висновку про оптимальність ухвалених рішень.



Рисунок 1.6 – Узагальнена схема розрахунку геотехнологічних параметрів переробки і збагачення розсипних руд України

Тому при складанні техніко-економічних доповідей необхідно приділити серйозну увагу повному і системному опису властивостей збагачуваних руд, методиці дослідження їх збагачуваності і обґрунтуванню прийнятої структури технології збагачення і прогнозних геотехнологічних параметрів. Особлива увага повинна бути приділена також власне економічним розрахункам.

У основу економічної оцінки освоєння природних ресурсів можуть бути покладені наступні підходи: прибутковий, витратний, порівняльний і опційний. Найбільше визнання останніми роками одержав прибутковий підхід, при якому критерієм економічної оцінки є чистий дисконтований дохід (ЧДД). Чистий дисконтований дохід характеризує перевищення сумарних грошових потоків над сумарними витратами з урахуванням ставки дисконтування, а також таких чинників, як мінімальна норма прибули кредитора і поправка на ризик проекту. При цьому необхідною умовою ефективності освоєння родовища є позитивний ЧДД проекту.

При оцінці родовищ враховуються додатково відносні показники, вживані при розрахунку ЧДД: термін окупності капіталовкладень, внутрішня норма прибутковості, індекс прибутковості. Проте, не дивлячись на те, що критерій чистого дисконтованого доходу має загальне визнання при оцінці родовища корисних копалин, застосування даного критерію обмежене рамками одного родовища, тобто критерій чистого дисконтованого доходу визначає рентабельність і прибутковість освоєння тільки конкретного родовища. Іншими словами, даний критерій визначає позиції надрокористувача з погляду комерційного ефекту інвестицій.

При оцінці комплексу родовищ або економічній оцінці освоєння родовищ регіону слід застосовувати і інші підходи і критерії. В даному випадку, перш за все, необхідно врахувати вплив економічного потенціалу мінеральних ресурсів на економічний розвиток регіону, на зниження безробіття, на розвиток виробничої і соціальної інфраструктури, на збільшення податкових надходжень до місцевих і регіональних бюджетів, на екологічні і історико-культурні чинники.

Погляд на освоєння природних ресурсів з позицій інтересів регіону володіє такими перевагами, як комплексний підхід до освоєння мінеральної сировини, сприяння створенню сприятливих умов для кооперації і концентрації виробництва, організації нових робочих місць, розвитку виробничої і соціальної інфраструктури і т.д.

При визначенні мети і завдань геолого-економічної оцінки родовищ корисних копалин як правило основна увага приділяється економічним показникам, серед яких абсолютна або відносна ефективність освоєння об'єкту набуває вирішального значення.

Оскільки економічна оцінка родовищ і визначення основних геотехнологічних параметрів його відпрацювання є комплексним дослідженням, то така оцінка повинна якнайповніше відображати все різноманіття техногенного об'єкту в системі природа – людина – виробництво.

Економічну ефективність діяльності підприємства оцінюють по інвестиційних параметрах: по чистому дисконтованому доходу, індексу прибутковості, внутрішній нормі прибули, терміну окупності з урахуванням ризику менеджмента.

У загальному вигляді можемо записати:

$$ЧДД = \left\{ \left( \sum R - \sum Z \right) + \left( \sum \Pi - \sum P \right) \right\} \alpha_t \beta_t \Rightarrow MAX, \quad (1.5)$$

де  $\sum R$  – результати реалізації готової продукції по класичному варіанту експлуатації даного типу родовищ;

$\sum Z$  – інвестиційні, капітальні і поточні, експлуатаційні витрати на випуск даної продукції;

$\sum \Pi$  – додаткова притока грошових коштів за рахунок удосконалення обладнання, впровадження нових рішень за технологією переробки, залучення в переробку і реалізації додаткових видів сировини (сортність концентратів, використання вміщуючих порід, впровадження безвідходної або маловідхідної технології);

$\sum P$  – додаткові витрати на додаткові дослідження і модернізацію технологічних ліній;

$\alpha$  - поправка на ризики;

$\beta$  - коефіцієнт дисконтування;

$t$  – крок розрахунків, наприклад квартал або рік.

В даний час в гірничому проектуванні основним принципом є принцип цілеспрямованості оптимізації. При цьому керівним орієнтиром служить природний економічний потенціал освоюваного родовища.

Геопотенціал виражається максимально можливим ефектом (NPV) від розробки родовища з урахуванням повноти і комплексності використання його запасів при рівні цін, що склався на світовому ринку, застосуванні найбільш довершених освоєних технологій здобичі і переробки, адаптованих до специфіки даного родовища. Ключовою умовою виявлення геопотенціалу є багатоваріантність пошуку при системно-оптимізаційному проектуванні, що полягає в сумісному (на основі єдиної динамічної моделі змінної структури) виборі всього комплексу головних параметрів і технологічних рішень.

Цілеспрямоване системно-оптимізаційне проектування, як показав досвід, дозволяє деякі родовища, що навіть вважалися раніше нерентабельними, перевести в число економічно привабливих для інвесторів.

#### 1.4.2 Основні завдання етапу оцінки технологічних властивостей мінеральної сировини

Оперативна і достовірна оцінка технологічних властивостей і збагачувальності мінеральної сировини дозволяє обґрунтувати рішення практично будь-якої задачі, що виникає в процесі його вивчення і освоєння, зокрема: встановити привабливість того або іншого сировинного об'єкту для інвестицій; розробити технологію, адекватну вивченим властивостям речовини, виявити резерви гірничо-переробляючих виробництв, залучити в промислову сферу забалансові руди, нетрадиційні види сировини і техногенні ресурси.

Доцільно, не міняючи порядку вивчення геологічних об'єктів, вже на первинній стадії вивчення об'єкту, або при переоцінці родовища, розділяти



руду на сорти: багату, рядову, забалансову і породу, оцінити прогнозу збагачуваність руди і вибрати раціональний напрям і необхідний об'єм технологічних досліджень.

В результаті технологічної оцінки і дослідження збагачуваності руд технолог повинен одержати дані про повний речовинний склад, найбільш контрастних технологічних властивостях мінеральних комплексів, що розділяються, гранично досяжних технологічних показниках, оптимальному технологічному устаткуванні, раціональній схемі переробки, напрямках утилізації відходів.

На діючих гірничопереробних підприємствах геолого-технологічне картування методично повинне здійснюється в два етапи. Випереджаюче картування проводиться за результатами вивчення мінералого-технологічних проб, одержаних під час геологорозвідувальних робіт або експлуатаційно-розвідувальних робіт в контурах відпрацювання найближчих декількох років. Підсумком першого етапу винне виявлення технологічних типів руд. На другому етапі при оперативному картуванні уточнюється уявлення про склад і властивості руд, при необхідності вносяться корективи в ухвалені технологічні рішення.

Одним з параметрів, що визначає збагачуваність комплексних руд, є оптимальна глибина збагачення. Оптимальна глибина збагачення визначає раціональне поєднання методів механічного збагачення і гідрометалургійної переробки.

В деяких випадках має сенс проводити сертифікацію мінеральної сировини на принципово новій основі – по його ринковій цінності. Даний підхід вкладається в рамки сертифікації сировини по його властивостях, в нашому випадку - по його технологічних властивостях.

Діючі стандарти якості (Гости і ОСТи) і технічні умови розроблені для кінцевої товарної продукції переробляючих виробництв – кондиційних концентратів. Але зараз досить часто некондиційна продукція (чорнові концентрати, промпродукти), продукція проміжних циклів (роздроблена руда) і від-

ходи (хвости, шлами, пил) одних виробництв можуть стати початковою сировиною для інших, у зв'язку з чим повинні мати підтверджуючий їх якість документ. Документ, що засвідчує якість товару, називається сертифікатом. Гостирувати продукт змінного мінерального складу і широкого діапазону застосування неможливо, в той же час сертифікація його дозволить вирішити відразу декілька завдань:

- обґрунтувати ціну;
- визначити напрями використання;
- визначити способи вилучення цінних компонентів, доведення продукції до вимог держстандарту, шляхи утилізації відходів вторинної переробки;
- обґрунтувати технологічну схему і вибір обладнання для переробки.
- створити електронну бібліотеку сертифікатів продукції підприємства;

Рішення перерахованих задач за допомогою сертифікації продукції мінерального складу можливо у випадку, якщо сертифікувати сировину не по складу, а по його технологічних властивостях.

Технологічні властивості мінеральної сировини визначають його збагачуваність, тобто ринкову цінність на даному рівні розвитку науки, техніки і технології.

Зведені воедино всі параметри речовини, визначальні його технологічні властивості, дозволяють дати прогноз його збагачуваності – сертифікат його якості, виражений наступними показниками:

- вихід концентрату;
- максимальний вміст цінного компонента в концентраті;
- максимальне значення показника вилучення цінного компонента в концентрат;
- неминучі технологічні втрати (вміст цінного компонента в хвостах збагачення, обумовлений речовинним складом і структурними особливостями);
- оптимальна глибина збагачення (раціональне поєднання методів механічного збагачення і хіміко-металургійного переділу).

Іншим питанням, що вимагає найсерйознішої уваги, є питання про залучення в переробку і реалізацію попутних корисних копалин.

До попутних компонентів відносяться ув'язнені в корисні копалини мінерали, метали і інші хімічні елементи і їх з'єднання, які, як правило, не мають визначального значення для промислової оцінки родовища, але при переробці основних корисних копалин можуть бути рентабельно вилучені і використані.

Разом з тим, поняття «попутний компонент» достатньо умовне і залежить від нерівномірно змінної в часі ринкової кон'юнктури різних корисних копалин, що особливо характерний для багатьох родовищ рідкісних і кольорових металів. У зв'язку з цим необхідно визначити поняття «основний корисний компонент».

Попутні компоненти можуть мати промислове значення лише у випадку, якщо ступінь їх концентрації в продуктах збагачення, металургійного або хімічного переділу (для нафти і газу – в продуктах переробки), а також технологія подальшої переробки даних продуктів забезпечують вилучення цих компонентів на економічно раціональній основі. Ступінь концентрації попутних компонентів у вказаних продуктах залежить від їх вмісту, характеру розподілу і форми знаходження в корисних копалинах і поведінки в процесі збагачення і подальшого переділу.

Відповідно до цього при комплексному вивченні родовищ корисних копалин рекомендується:

- встановити, які попутні компоненти присутні в даних корисних копалинах, які з них можуть представляти практичний інтерес, в якій формі вони знаходяться (утворюють власні мінерали, входять до складу інших);

- визначити вміст попутних компонентів в різних промислових (технологічних) типах і сортах корисних копалин, а також в мінералах і ступінь рівномірності їх розподілу; виявити можливий кореляційний зв'язок між змістом попутних і основних компонентів; виділити рудні тіла або ділянки, зба-

гачені тим або іншим компонентом, для визначення можливості селективного видобутку і переробки сировини;

- визначити вміст попутних компонентів в продуктах збагачення і переділу (переробки), а також вміст їх носіїв-мінералів в продуктах збагачення;

- скласти для промислових (технологічних) типів і сортів корисних копалин баланси розподілу попутних компонентів по мінералах, продуктах збагачення і переділу;

- встановити, які попутні компоненти і в яких продуктах збагачення і переділу можуть мати промислове значення; визначити технологічну можливість і економічну доцільність їх вилучення.

Нижче приводиться пропонована авторами методика дослідження збагачуваності розсипних руд України і порядок подання цих матеріалів в техніко-економічних доповідях при оцінці родовищ і обґрунтуванню кондицій для підрахунку запасів.

#### 1.4.3 Методика дослідження збагачуваності розсипних руд

Основною особливістю розсипних ільменітових і титано-цирконієвих руд є те, що корисні мінерали представлені, як правило розкритими рудними зернами, і процеси дроблення і подрібнення в технології переробки таких руд грають підлеглу роль. Крім того, вміщують корисні мінерали звичайно кварцеві піски, що містять велику кількість глинистих мінералів. Ці особливості визначають специфіку проведення технологічних досліджень і структуру технології збагачення таких руд.

*Вивчення технологічних властивостей розсипних титановміщуючих руд*

1. Вивчення промивістості проб. Як відомо, з погляду промивістості розсипні руди діляться на легкопромивісті, середньопромивісті і важкопромивісті. Дослідження промивістості пісків доцільно виконувати на серійному

обладнанні, що випускається в даний час. Використання промивальних машин і бічевих мийок для цієї мети не рекомендується. Це обладнання слід визнати застарілим.

2. Виділення зернистої частини пісків. або дешламація. У лабораторних умовах проводиться на ситах або лабораторних дешламаторах, в напівпромислових і промислових умовах – на гідроциклонах або гідрокласифікаторах. Визначається склад і вихід двох продуктів розділення – шламів і зернистої маси.

3. Вивчення складу і властивостей зернистої маси включає гранулометричний, мінералогічний, хімічний, спектральний і інші види аналізів. Результати дослідження рекомендується представляти в наступному вигляді.

Клас крупності, мм	Вихід, %	Мінеральний склад			Хімічний склад			Результати спектрального аналізу	
		Ільменіт	Рутил	Марказит	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr	P
0,05-0,1									
0,1 – 0,2									
и т. д.									

4. Вивчення складу шламів проводиться аналогічно вивченню складу зернистої маси, але по скороченій методиці.

5. Вивчення фізичних властивостей мінералів, що входять до складу рудних пісків, в широкому класі крупності проводиться з метою отримання функцій розподілу основних фізичних властивостей (щільності, магнітної сприйнятливості, електропровідності, флотованості), які потім можуть використовуватися як розділові ознаки при виборі методів сепарації при рішенні конкретних технологічних задач. Результати представити у вигляді дискретних функцій розподілу властивостей кожного з основних мінералів (корисних мінералів і тих, які повинні бути видалені). Наприклад: функція розподілу щільності ільменітів може бути представлена таким чином:

Щільність фракції, кг/м <sup>3</sup>	$\delta_{1н} - \delta_{1к}$	$\delta_{2н} - \delta_{2к}$	$\delta_{ін} - \delta_{ік}$	$\delta_{лн} - \delta_{лк}$
Вихід фракції, %				

6. Детальне дослідження мономінеральних проб. Для цього в лабораторних умовах виділяються мономінеральні проби основних мінералів, що входять до складу рудних пісків. Потім проводиться розсівання цих проб на класи крупності і подальше фракціонування по основних фізичних властивостях проводиться вже у вузьких класах крупності. Результати досліджень можуть бути представлені, наприклад, в наступному вигляді:

Фракція	Вихід, %	Хімічний склад			Результати спектрального аналіза		
		SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	W	Cr	P
1. Щільність							
$\delta_{1н} - \delta_{1к}$							
.....							
$\delta_{ін} - \delta_{ік}$							
.....							
$\delta_{лн} - \delta_{лк}$							
2. Магнітна сприйнятливість							
$\chi_{1н} - \chi_{1к}$							
.....							
$\chi_{ін} - \chi_{ік}$							
.....							
$\chi_{лн} - \chi_{лк}$							
и т.д.							

Одержані таким чином дані є практично вичерпним описом сировини, що дозволяє формувати технологічні завдання, визначати структуру технології, обґрунтовувати граничні показники збагачення. Крім того, ці дані дозволять експерту достовірно оцінити доцільність і раціональність використовуваних технологічних рішень.

*Визначення технології збагачення руд і підбір технологічних параметрів*

Дані, одержані в результаті вивчення детального складу і властивостей рудних пісків, використовуються для розробки технології збагачення даного виду мінеральної сировини. Основні етапи розробки технології наступні.

1. Формування машинних класів. Формування машинних класів проводиться на підставі результатів детального дослідження властивостей сировини. У машинні класи об'єднуються фракції, близькі по властивостях, істотних для кожної даної операції.

2. Розсівання на машинні класи.

3. Випробування виділених машинних класів на збагачуваність включає дослідження складу і властивостей машинних класів і вибір основних розділових операцій.

4. Вибір основної операції отримання колективного концентрату. Технологія збагачення розсипних титановміщуючих руд, як правило, включає 2 етапи: отримання чорнових колективних концентратів і доведення з отриманням товарних продуктів. Найчастіше основним методом збагачення на цьому етапі є гравітаційний.

5. Вибір гравітаційних апаратів для отримання чорнових концентратів. Вибір апаратів проводиться виходячи з особливостей сировини. Для різних машинних класів як основні можуть використовуватися різні апарати. Найбільш поширеними гравітаційними апаратами, які використовуються для отримання чорнових колективних концентратів є: відсадні машини, концентраційні столи, гвинтові і конусні сепаратори, циклони, важкосередові сепаратори.

6. Вивчення складу і властивостей одержаних колективних концентратів і розробка технології доведення.

7. Всі перераховані вище етапи відносилися до стадії лабораторних досліджень. Результати цих досліджень повинні бути представлені у вигляді зведених таблиць складу і властивостей продуктів розділення на всіх стадіях

лабораторних випробувань, а також таблицями зведеними таблицями технологічних показників на всіх стадіях випробувань. Необхідно створити альбом фотографій і колекцію зразків проб одержаних продуктів розділення.

8. Синтез технологічної схеми проводиться на підставі даних, одержаних на попередньому етапі випробувань, а також існуючих Гостів і технічних умов на різні види продукції.

9. Дослідно-промислові випробування технології, що розробляється. На цьому етапі проводиться перевірка запропонованої технологічної схеми в напівпромислових умовах. Дослідно-промислові випробування дозволяють уточнити вибрану технологічну схему і внести необхідні коректування. На підставі виконання цього етапу складається акт дослідно-промислових випробувань.

10. Промислові випробування технології збагачення розсипних руд.

На цьому етапі уточнюються режими роботи окремих апаратів, підбирається допустима продуктивності лінії, проводиться систематичне випробування, визначаються реальні характеристики товарних концентратів. На етапі промислових випробувань можуть регулюватися тільки режимні параметри, проводиться наладка і підстроювання обладнання. Структура технології на цьому етапі залишається незмінною.

Розглянуті етапи вивчення властивостей і збагачуваності сировини і розробки технології його збагачення дозволяють переконливо обґрунтувати вибрану технологію і одержані технологічні параметри.

При розгляді питань розробки технології збагачення складних по складу руд особливу увагу слід приділити питанням синтезу технологічної схеми, тобто визначення її структури.



#### 1.4.4 Синтез раціональних схем збагачення

Визначення структури збагачувальної технології при рішенні різних технологічних задач, як правило, здійснюється евристичними методами. Часто з метою поліпшення якості отриманих продуктів використовуються складні з'єднання апаратів, численні зворотні зв'язки. Перевірка доцільності таких рішень дослідним шляхом практично не представляється можливою із-за її складності і високої вартості реалізації величезного числа можливих варіантів схем. Тому доцільно використовувати аналітичні методи, що дозволяють хоч би частково вирішувати ці питання.

У роботах О.Н. Тіхонова, П.І. Пілова, І.К. Младецького були запропоновані вдалі формалізації, що дозволяють проводити моделювання процесів, сепарацій значної складності. Це стало можливим завдяки введенню такого поняття як розділова характеристика. Заміна громіздкого алгоритму обчислення вірогідності переходу різних фракцій в концентрат або хвосту замінена однією функцією. Це дозволяє не тільки спростити розрахунок, але і робить його наочнішим.

Основна ідея синтезу технологічних схем базується на тому, що знаючи фракційний склад сировини, розділові характеристики апаратів і схеми їх з'єднання, можливо шляхом порівняно простих розрахунків прогнозувати вихідні технологічні показники, і таким чином підбирати раціональну технологічну схему.

Зупинимося на основних питаннях, що виникають при рішенні задачі синтезу технології.

1. Вибір критерію синтезу. Основний принцип експлуатації будь-якої системи – це отримання максимального прибутку при мінімальних витратах. Оперативно обчислити економічний показник при технологічних розрахунках достатньо складно, тому що він обчислюється як результат товарного балансу виробничого підрозділу. Такий баланс може бути зведений тим швидше, чим мобільніше підприємство. Звичайно він зводиться один раз в місяць,

тобто за звітний період. Ясно, що ні про який оперативний моніторинг або управління не може бути і мови. В результаті доводиться орієнтуватися на технологічний показник, який має найбільш тісний кореляційний зв'язок з економічним показником. Проте екстремуми економічного і технологічного показників звичайно не співпадають. З цієї причини критерій формулюється як обмеження на технологічні показники. Наприклад - вміст цінного мінералу в концентраті  $\beta_K$  повинен бути не гірше за деяке значення  $\beta_{K3}$ :  $\beta_K \geq \beta_{K3}$ .

Кількість товару пов'язана з його якістю і, орієнтуючись на середні показники втрат цінного компонента обчислюють орієнтовні вихід концентрату. Такі вимоги пред'являє замовник. Збагачувач, одержавши вимоги, теж хоче одержати додатковий прибуток і він формулює вже собі додаткові або нові вимоги до технологічного процесу, щоб мати цей додатковий вихід при вищій, або тому ж самій якості.

Якщо вимоги замовника здійснимі, то завдання перед технологом практично немає. Якщо ж виконати умови не представляється можливим, то з'являється завдання перебудови технології відповідно до пред'явлених вимог.

Ми можемо стверджувати, що існує оптимальне в деякому роді співвідношення між виходом і якістю. Проте, значення якості задається замовником і залишається знайти максимальний вихід для заданих обмежень на якість. Якщо розглядати її з позицій незмінності розкриття, що має місце для розсипних руд, то можна зробити наступний висновок. При незмінному розкритті і положенні характеристики (точка перегину відповідає значенню 0.5) сепарації, збільшення чутливості розділення приводить до збільшення якості збагаченого продукту і виходу його. Якщо ж витримувати умову незмінності якості, то характеристику сепарації, необхідно змістити вліво, що приведе до ще більшого збільшення виходу. Отже, максимізація виходу має сенс і досягнення цієї умови можливо тільки за рахунок збільшення чутливості характеристики сепарації розділового блоку або сепаратора

2. Загальні закономірності з'єднань розділових апаратів. Ці питання детально розглянуті в роботах П.І. Пілова і І.К. Младецького. Результати цих

досліджень доцільно використовувати при синтезі технологічних схем для конкретних родовищ.

Для отримання результуючих характеристик сепараційних з'єднань розділових апаратів необхідно розглянути, як завжди прийнято в теорії розділових процесів, баланс розподілу елементарних фракцій продукту. Для будь-якої операції є два рівняння :

- перше визначає баланс елементарної фракції  $p(\alpha_i)$

$$p_{II}(\alpha_i) = p_K(\alpha_i) + p_X(\alpha_i).; \quad (1.6)$$

- друге рівняння включає характеристику, сепарації  $P(\alpha_i)$

$$p_{II}(\alpha_i)P(\alpha_i) = p_K(\alpha_i).; \quad (1.7)$$

Розглядаючи ці два рівняння спільно, одержимо

$$p_{II}(\alpha_i)(1 - P(\alpha_i)) = p_X(\alpha_i).; \quad (1.8)$$

Цих рівнянь досить, щоб описати сепараційну характеристику, будь-якого типу з'єднань, для чого необхідно для кожної операції скласти пару рівнянь

$$\left. \begin{aligned} p_{II_j}(\alpha_i) &= p_{K_j}(\alpha_i) + p_{X_j}(\alpha_i). \\ p_{II_j}(\alpha_i)P_j(\alpha_i) &= p_{K_j}(\alpha_i). \end{aligned} \right\} \quad (1.9)$$

Кількість операцій  $j = 1, n$  ; а потім виключити з них всі проміжні величини  $p_j(\alpha_i)$ , тобто вирішити систему щодо початкових і кінцевих величин:  $p_{II}(\alpha_i)$ ,  $p_K(\alpha_i)$ ,  $p_X(\alpha_i)$ .

Необхідно враховувати, що сепараційна характеристика схеми розділення, визначається характеристиками сепарацій окремих операцій, їх кількістю і послідовністю з'єднання.

#### 1.4.5 Техніко-економічна оцінка родовищ

Вартісна оцінка запасів родовища оформляється як самостійна записка, послідовність викладу матеріалу наступна

1. Геологічна частина..
2. Гірничотехнічна частина.
3. Технологічна частина.
4. Питання охорони навколишнього середовища.
5. Підрахунок запасів.
6. Економічна частина.
7. Вартісна оцінка запасів.

Основними економічними показниками і поняттями, використовуваними при оцінці родовища і визначенні балансової приналежності його запасів, є:

ДП - грошовий потік Cash Flow (CF);

Е - ставка (норма) дисконтування;

ЧДД - чистий дисконтований дохід від експлуатації (або чиста сучасна вартість, Net Present Value (NPV));

ІД - індекс прибутковості, Profitability Index (PI);

ВНД - внутрішня норма прибутковості (або внутрішня норма прибули, Internal Rate of Return (IRR));

Термін окупності капіталовкладень і ін.

Грошовий потік - це рух наявних грошей, майбутніх реальних грошових надходжень (притока) і витрат (відтік) при експлуатації родовища, що ілюструє фінансові результати від можливої реалізації проекту. Визначається як щорічна різниця між валовим прибутком від реалізації продукції і виплачуваними податками, відсотками по кредитах, оборотним капіталом (чистий грошовий потік). Розрахунки здійснюються на період (горизонт розрахунку) терміну вилучення запасів, звичайно не більше ніж на 10 - 15 років, якщо це дозволяє мінерально-сировинна база. Оцінка на триваліший період недоцільна у зв'язку з убуваючою в геометричній прогресії величиною коефіцієнта дисконтування.

Розрахунок грошового потоку в загальному випадку здійснюється виходячи з таких основних умов:

- вартість товарної продукції визначається без урахування ПДВ, виходячи з прогнозованих (реальних) оптових цін внутрішнього або світового ринку на кінцеву продукцію (у останньому випадку - за вирахуванням митних зборів, транспортних витрат і страхів;

- розмір капіталовкладень в максимальному ступені визначається прямим розрахунком;

- експлуатаційні витрати визначаються з використанням нормативів на базі рішень технологічних частин ТЭО або постатейно по елементах витрат без урахування ПДВ;

- розмір оборотних коштів звичайно приймається рівним величині 2 - 3 місячних експлуатаційних витрат. В кінці розрахункового періоду сума оборотних коштів додається до величини грошового потоку;

- амортизація розраховується по діючих нормах і при розрахунку валового прибутку до складу виробничих витрат не включається;

- валовий прибуток підприємства визначається як різниця між вартістю товарної продукції і експлуатаційними витратами;

- прибуток, оподаткування, визначається як різниця між вартістю товарної продукції і виробничими витратами. У експлуатаційних кондиціях ціни приводяться виходячи з діючих контрактів на постачання готової продукції на світовій або внутрішній ринки, амортизаційними відрахуваннями, податками і зборами, відношуваними на собівартість продукції (платня за користування надрами, платня за воду, землю і т.п.) по наступній формулі:

$$\Pi = \Pi_t - Z_t - A - b_k - H_c - H_\phi - \Pi_o, \quad (1.10)$$

де  $\Pi$  - прибуток, оподаткування;

$\Pi_t$  - вартість реалізованої товарної продукції;

$Z_t$  - річні експлуатаційні витрати ;

$A$  - амортизаційні відрахування;

$b_k$  - погашення відсотків за кредит ;

$H_c$  - встановлені законодавством податки і платежі, що включаються в собівартість продукції (платня за користування надрами, відрахування до по-

забюджетних фондів, дорожній податок, платня за воду, землю, викиди);

$H_f$  - податки, що нараховані за наслідками фінансової діяльності і погашаються з прибутку, оподаткування (податок на майно, збір на потреби освітніх установ, податок на зміст житлофонду, об'єктів соцкультпобуту і т.п.);

$\Pi_0$  - що звільняється, відповідно до чинного законодавства або умов ліцензійної угоди, від оподаткування частина прибутку.

У реалізуємих проектах (експлуатаційні кондиції) прогноз руху готівки може, при необхідності, здійснюватися з урахуванням інфляції. У разі фінансування проекту повністю або частково за рахунок позикових сум форма виплати платежів (відсотків) по кредитах приймається згідно угоди між кредитором і одержувачем кредиту (звичайно рівними частками).

При розрахунку грошового потоку приведення різночасних витрат і доходів до початкового періоду оцінки здійснюється з використанням процедури дисконтування.

Коефіцієнт дисконтування грає найважливішу роль в економічних розрахунках за визначенням дисконтованого грошового потоку (DCF) і дозволяє розрахувати чисту сучасну вартість об'єкту і внутрішню норму прибутку.

При техніко-економічному обґрунтуванні базового варіанту розвідувальних кондицій величина ставки дисконту звичайно приймається рівною 10%.

При комерційній оцінці проектів використовується індивідуальна так звана “ринкова норма дисконту”, визначувана як потрібна інвесторами величина норми прибутку від реалізації проекту (звичайно не менше 15%). Існують декілька різних варіантів розрахунку ставки дисконтування.

Як достатньо поширене в країнах з ринковою економікою застосовується розрахунок, заснований на наступній формулі:

$$R_d = R_f + \beta(R_m - R_f), \quad (1.11)$$

де  $R_d$ - потрібна інвестором норма прибутку(%);

$R_f$  - норма прибутку, вільна від ризику (ставка банкового відсотка за кредит %);

$R_m$  - середня ринкова премія (норма прибутку %);

$b$  - коефіцієнт міри ризику, розрахований як коваріація одиничної акції з ринком акцій в цілому.

Коефіцієнт  $b$  оцінюється шляхом порівняння нестійкості цін акцій компаній (підприємств), які розробляють аналогічні родовища, по відношенню до нестійкості всього ринку акцій. У акцій підприємств, більш схильних до коливань (ризик) чим ринковий курс акцій, в середньому коефіцієнт  $b$  більше одиниці, у менш ризикованих акцій - менше одиниці.

Коефіцієнт дисконтування, як вже наголошувалося вище, має важливе значення при вартісній оцінці (визначенні так званої “купувальної ціни”) родовища, яка розраховується виходячи з величини сумарного грошового потоку при певній обліковій ставці дисконтування.

Розглянемо порядок визначення основних параметрів техніко-економічної оцінки родовищ.

1. Капітальні вкладення. Основними показниками капітальних вкладень є:

- вкладення в будівництво гірничо-капітальних вироблень, виробничих будівель і споруд і витрати на придбання машин і обладнання;
- вкладення в будівництво збагачувальної фабрики і хвостосховища;
- вкладення в будівництво виробничої інфраструктури (дороги, лінії електропередач або будівництво електростанції і т.п.);
- житлово-комунальне будівництво.

Капітальні вкладення визначаються методами прямого розрахунку, а також (при відповідності сучасним умовам) - методом аналогії з діючими гірськими підприємствами і ТЭО кондицій з поправками на виробничу потужність і регіон розташування оцінюваного родовища.

2. Експлуатаційні витрати визначаються прямим рахунком по переділам, по аналогії з діючими гірничими підприємствами або за даними ТЭО

кондицій, при відповідності сучасним технологіям здобичі і переробки корисних копалини. Якщо ціна продукції гірничого підприємства встановлена «споживач» франко - витрати на транспортування визначаються виходячи з відстані і вартості тонно-кілометра в районі розташування родовища.

3. Ціна готової продукції. Ціни на продукцію, що реалізовується гірничими підприємствами, приймаються на рівні середньорічних, таких, що фактично склалися до моменту оцінки, без урахування податку на додану вартість (ПДВ). За наявності цін тільки на товарну продукцію вищого ступеня технологічного переділу мінеральної сировини використовуються знижуючі коефіцієнти. Останні враховують витрати на відповідний переділ продукції гірничого підприємства, коефіцієнти вилучення при переділі, а також транспортні витрати. Для рудних родовищ ціна корисного компонента в концентраті визначається виходячи з ціни корисного компонента за вирахуванням витрат на металургійний переділ з урахуванням знижуючого коефіцієнту на вилучення і витрат на транспортування кількості концентратів, що містять 1 т корисного компонента.

При стрибкоподібній динаміці цін на мінеральну сировину при вартісній оцінці доцільно використовувати експертно встановлені ціни, які засновані на даних маркетингових досліджень по даному виду корисної копалини.

Визначення ціни 1 т концентрату ( $C_k$ ) при відомій ціні на корисний компонент ( $C_m$ ) проводиться по формулі:

$$C_k = [C_m \cdot I_m - (Z_m + T_k)] \cdot C_k \quad , \quad (1.12)$$

де:  $C_m$  - ціна 1 т корисного компонента без ПДВ;

$I_m$  - вилучення при технологічному переділі, долі одиниці;

$Z_m$  - витрати на отримання 1 т корисного компонента (виходячи з собівартості і рентабельності технологічного переділу);

$T_k$  - витрати на транспортування концентрату до заводу з розрахунку на 1 т корисного компонента;

$C_k$  - вміст корисного компонента в концентраті, долі одиниці.



4. Річна вартість товарної продукції (виручка) ( $C_r$ ) визначається по формулах:

При ціні на корисний компонент, що міститься в концентраті:

$$C_r = \frac{C_{\text{ком}} \times I_o \times C \times A_p}{100}, \quad (1.13)$$

де  $I_o$  - вилучення при збагаченні (переробці), долі одиниці;

$C$  - середній вміст корисного компонента в експлуатаційних запасах, %;

$A_p$  – річна продуктивність гірничого підприємства по руді, тис.т/рік.

При ціні на товарні концентрати:

$$C_r = \frac{C_k \times I_o \times C \times A_p}{C_k}, \quad (1.14)$$

де  $C_k$  - вміст корисного компонента в концентраті %.

У родовищах комплексних руд ціна товарних концентратів визначається виходячи з ціни кожного компонента в концентраті по вказаних вище формулах. Відповідно визначається і річна вартість товарної продукції (виручка).

5. Дохід і прибуток гірничого підприємства характеризують економічну ефективність роботи гірничого підприємства. Величина річного доходу ( $D_r$ ) і прибутку ( $\Pi_r$ ) визначаються по формулах:

$$D_r = C_r - Z_r, \quad (1.15)$$

$$\Pi_r = C_r - (Z_r + H_e), \quad (1.16)$$

$C_r$  - річна вартість продукції без податку на додану вартість;

$Z_r$  - річні експлуатаційні витрати з урахуванням амортизаційних відрахувань;

$H_e$  - величина податків, платежів, відрахувань, що враховується в структурі експлуатаційних витрат.

Величина чистого річного прибутку ( $\Pi_{\text{ч}}$ ) визначається по формулі:

$$\Pi_{\text{ч}} = \Pi_r - H_{\text{п}}, \quad (1.17)$$

$H_{\text{п}}$  - величина податку на прибуток.

Прийнятна для інвестора норма доходу або прибутку на капітал (процен-

тна ставка) в гірничій промисловості відрізняється у велику сторону в порівнянні з іншими галузями. Це пояснюється можливими погрішностями визначення основних параметрів родовища, в першу чергу, вмістом корисного компоненту і гірничо-технічними умовами розробки, а також вельми значною капіталоемністю гірничого виробництва, великим терміном будівництва гірничого підприємства. Крім того, гірничодобувне виробництво практично позбавлене можливості у разі потреби переорієнтувати виробництво на випуск іншого виду продукції. Відповідно до цього, в гірничій промисловості приймається підвищена норма прибутку. Звичайно при постійних цінах вона коливається:

від 10-12% - при розробці родовищ чорних, кольорових і рідкісних металів з крупними і середніми за розміром тілами з витриманою потужністю і внутрішньою будовою, а також крупних родовищ викопних солей і інших нерудних корисних копалини простої геологічної будови;

15-18% - при розробці крупних і середніх родовищ кольорових металів і золота з різкою мінливістю потужності і розподілу основних цінних компонентів;

Крім особливостей, пов'язаних з будівництвом гірничих підприємств і будовою родовищ корисних копалини, на величину процентної ставки, як і в інших галузях промисловості, роблять вплив можливі коливання цін, технічні ризики, які пов'язані з умовами відпрацювання родовища, політичні ризики, які пов'язані з можливою зміною гірничого законодавства, націоналізацією приватної власності і т.д. З перерахованих ризиків конкретній кількісній оцінці піддається тільки ризик зміни цін, як результат експертних оцінок можливої зміни чинників, які роблять на них вплив. Спроби безпосередньо пов'язати інші ризики з величиною процентної ставки, як правило, не приводять до успіху. В цьому випадку доцільно пов'язувати вплив того або іншого ризику і вірогідність цієї події з визначенням життєздатності проекту розробки родовища, тобто якою в цьому випадку виявиться величина доходу.

#### 1.4.6 Характеристика природних розсипів ільменітових руд та особливості розрахунку геолого-технологічних параметрів

З урахуванням запропонованої в даному звіті систематизації кар'єрів за розмірами кар'єрних полів більшість родовищ розсипних ільменітових руд можна віднести до другої групи (неглибокі кар'єри середньої продуктивності й середньої площі). Наприклад, це деякі кар'єри Іршанської групи родовищ.

Ці родовища відносяться до ільменітових алювіальних, алювіально-делювіальних, або пролювіально-алювіальних континентальних розсипів. Так, розсипні родовища ільменіту Іршанської групи - Іршинське, Верхне-Іршинське, Лемненське, Межирічне, Юрське й інші відносяться до мезозойських з алювіально-делювіальним відкладенням. Вони залягають у древніх похованих долинах на каоліновій корі вивітрювання, а в місцях її розмиву - безпосередньо на корінних породах (лабрадоритах, габро-лабрадоритах) Українського кристалічного щита.

Рудоносна товща родовищ представлена алювіальними відкладеннями й частково елювіальними продуктами їхньої кори вивітрювання.

Ільменітовміщуючі відкладення представлені в основному пісками, що перешаровуються (38%), вторинними каолінами (55%) і грубозернистими кварцовими пісками із гравієм і дрібною галькою (7%). У нижній частині відкладень переважають кварцові різнозернисті піски з домішкою гравію (до 20 %) і дрібною галькою.

Рудоносна товща відкладень представлена піщаними й глинистими частками. До піщаних часток відносяться переважно важкі й легкі супіски, рідше пилуваті піски.

У рудних пісках основна маса ільменіту вміщується в зернах крупністю 0,14-0,8 мм. Основними мінералами є ільменіт – 4, 7-5,0 %, кварц – 50-60 %, каолініт – 4-10 %, марказит – 0,4 %. Основним мінералом, що містить діоксид титану, є ільменіт. Масова частка діоксиду титану в ньому становить до 56%.

Зазначені особливості родовищ ільменітових руд визначають основні задачі, що повинні бути вирішені при проектуванні технології гірничого підприємства.

Це перш за все урахування наявності шкідливих мінералів (сідерит, марказит та ін), що повинні бути максимально вилучені у процесі переробки.

Дуже важливим є неодноразово доведений факт можливості отримання ільменітових концентратів різних сортів, що обумовлюється можливістю розділення ільменітових концентратів на різні кінцеві продукти збагачення, що, відрізняються вмістом  $TiO_2$ . Різні сорти ільменітового концентрату знаходять використання в різних галузях промисловості. Урахування цієї особливості дозволить суттєво підвищити ринкову цінність виробляємих концентратів.

Аналіз досвіду роботи підприємств з переробки таких типів розсипних руд свідчить про назрілу вже необхідність проведення на стадії детальної розвідки родовища геотехнологічного картування з визначенням типів та сортів руд.

Виконання зазначених рекомендацій дозволить суттєво підвищити основні геотехнологічні показники переробки розсипних ільменітових руд

## **2 РОЗРОБКА МЕТОДИКИ РОЗРАХУНКУ ГЕОТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИДОБУТКУ ТА ПЕРЕРОБКИ ТИТАНО-ЦИРКОНІЄВИХ РУД**

### **2.1 Розробка методики розрахунку геотехнологічних параметрів та вибору раціональних технологічних схем видобувних робіт при освоєнні розсіпних родовищ**

При розробці розсіпних родовищ із потужністю розкриву до 60 м і великою виробничою потужністю кар'єру 3-6 млн. м<sup>3</sup>/рік можуть застосовуватися різні технологічні схеми видобувних робіт (ТСВР). Вибір найбільш раціональної з них залежить від геологічних, гідрологічних, технологічних і економічних факторів, що впливають на розробку.

Задача вибору ТСВР повинна вирішуватися разом з вибором технологічної схеми розкривних робіт (ТСРР). В такому разі питома вага експлуатаційних витрат і капітальних вкладень на розкривні роботи значно більше, ніж на видобувні, тому варіанти технологічних схем видобувних робіт, що розглядаються, будуть мало відрізнятися один від одного по сумарних витратах на розкривні й видобувні роботи. Для визначення раціональної технологічної схеми видобувних робіт був запропонований новий алгоритм вибору ТСВР, в якому враховуються приріст витрат на транспортування розкриву й додаткові капітальні вкладення, пов'язані зі зміною показника концентрації гірничих робіт  $K_T$  у видобувній і, відповідно, розкривній зонах кар'єру.

Для діючих кар'єрів вибір або уточнення ТСВР варто проводити в ув'язуванні з існуючою технологічною схемою розкривних робіт. Розроблений алгоритм вибору раціональної ТСВР представлено на рис. 2.1.

Розглянемо особливості інформаційного забезпечення розробленого алгоритму та вибору раціональної технологічної схеми видобувних робіт на прикладі відкритого видобутку титано-цирконієвих руд Малишевського родовища.

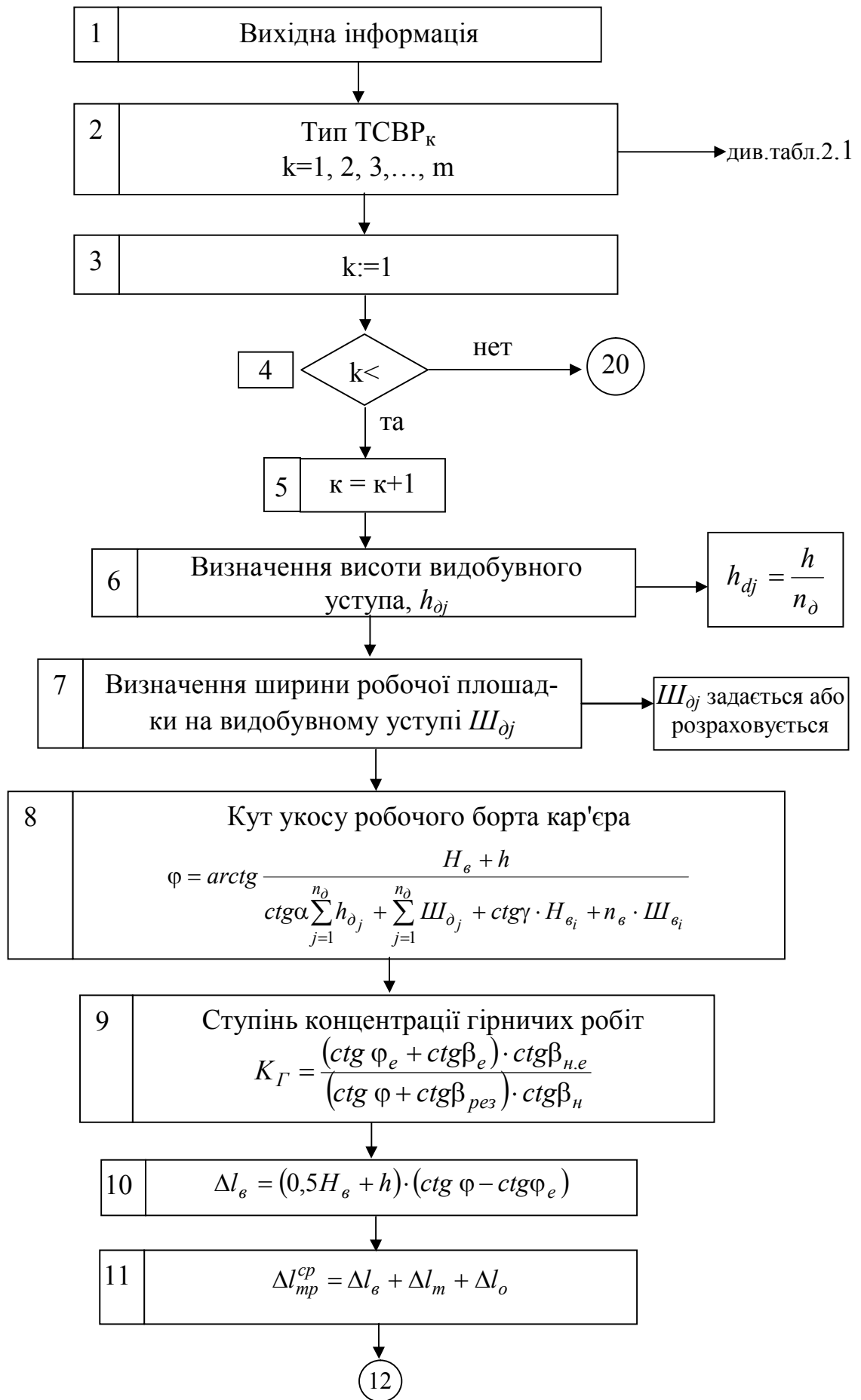


Рисунок 2.1 – Алгоритм вибору раціональної технологічної схеми видобувних робіт

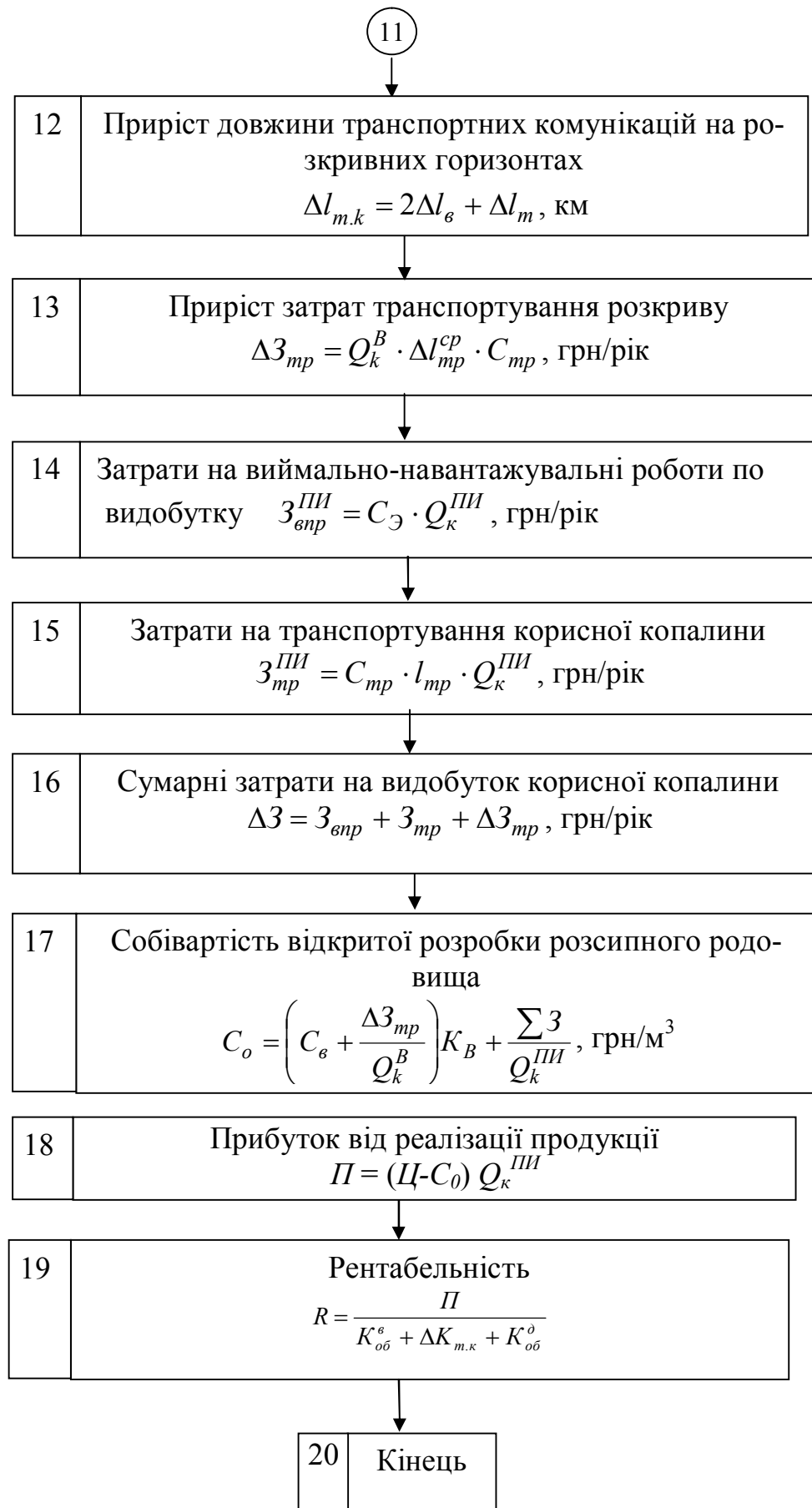


Рисунок 2.1

Загальна вихідна інформація включає:

- 1) гірничо-геологічні умови залягання й розміри родовища, геометричні параметри кар'єрного поля;
- 2) виробнича потужність кар'єру;
- 3) технологічні параметри прийнятої схеми виробництва розкривних робіт;
- 4) число й тип технологічних схем виробництва видобувних робіт, прийняті до порівняльної оцінки; можливість селективної розробки рудного шару;
- 5) прийняті комплекси устаткування для кожної ТСВР, їхнє число й продуктивність;
- 6) розрахункові й статистичні показники роботи прийнятих комплексів устаткування на діючих кар'єрах.

Гірничо-геологічні умови залягання розсипних родовищ в Україні приблизно однотипні й представлені горизонтальними шарами корисної копалини й відносно невеликою потужністю м'яких покриваючих порід (10–60 м). Представлений на рис. 2.1 алгоритм вибору раціональної ТСВР являється універсальним і дозволяє досліджувати технологічні параметри робочої зони кар'єра, вибрати раціональну схему практично для всіх розсипних родовищ України, тобто коли потужність розкриву коливається від 10 до 60 м, потужність шару рудних пісків 5–35 м, а розміри кар'єрного поля перебувають у межах: ширина більше 500 м, довжина – не обмежується.

Як приклад реалізації методики, були проведені дослідження по вибору раціональної ТСВР для умов Вільногірського ГМК. При виконанні розрахунків прийнято: потужність розкриву  $H=50$  м; потужність рудничного шару  $h=10$  м; ширина покладу по дну кар'єру – 1000 м. Виробнича потужність кар'єру  $Q_k^{III}$  приймається 5 млн. м<sup>3</sup>/рік, відповідно до технологічної схеми розкривних робіт, оскільки основний надрудний уступ, його параметри й продуктивність комплексу устаткування який його відпрацьовує, впливають на  $Q_k^{III}$ .



Вихідна інформація про параметри прийнятої технологічної схеми розкривних робіт включає наступні дані:

- 1) тип технологічної схеми – ТСП<sub>2</sub>, згідно рис. 1.3;
- 2) число розкривних уступів,  $n_e = 3$ ;
- 3) висота розкривних уступів:  $H_{B1} = 12,5$  м;  $H_{B2} = 12,5$  м;  $H_{B3} = 25$  м;
- 4) комплекси устаткування на розкривних уступах, відповідно: ЕКГ+ автосамоскиди (на двох розкривних уступах); ЕР+стрічковий конвеєр (л.к.);
- 5) ширина робочої площадки на розкривних уступах:  $Ш_{B2} = 40$  м;  $Ш_{B3} = 100$  м;
- 6) стійкий кут укосу робочого борту,  $\varphi_e = 27^\circ$ ;
- 7) стійкий кут укосу внутрішнього відвалу,  $\beta_e = 19^\circ$ ;
- 8) фактичний результуючий кут укосу внутрішнього відвалу,  $\beta_{рез} = 19^\circ$  (за схемою ТСП<sub>2</sub>);
- 9) стійкий кут укосу неробочих бортів у торцях кар'єру,  $\beta_{н. е} = 30^\circ$ ;
- 10) кут укосу неробочих бортів у торцях кар'єру,  $\beta_{н. т.} = 24^\circ$ ;
- 11) збільшення відстаней транспортування в торцях кар'єру й на відвалі відповідно рівні  $\Delta l_m = 13$  м;  $\Delta l_0 = 0$ ;
- 12) капітальні вкладення на розкривне устаткування  $K_{об}^e = 161,75$  млн. грн.

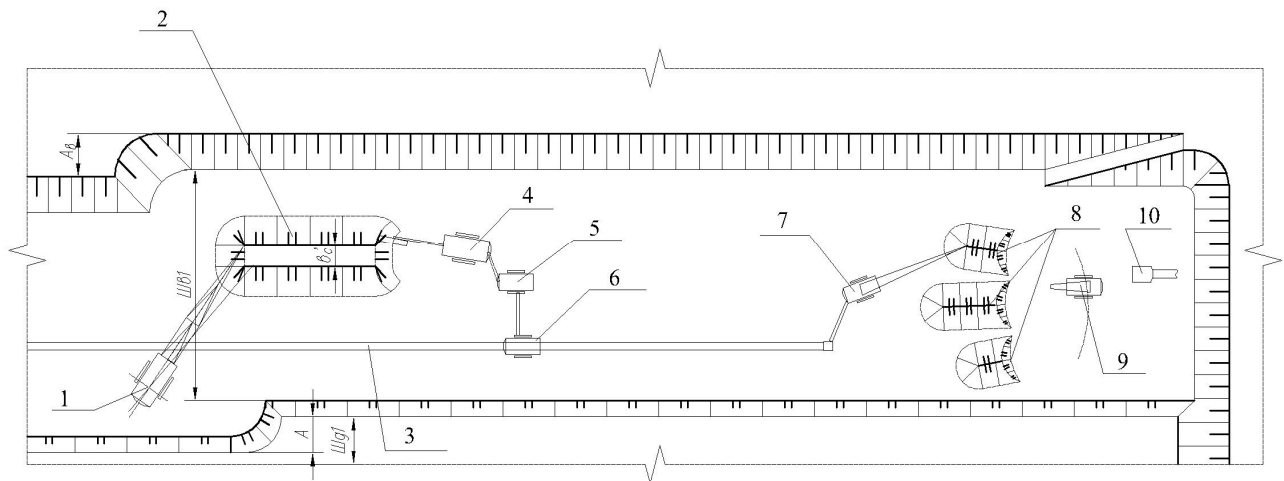
Розглянемо особливості процесу вибору раціональної технологічної схеми видобувних робіт на основі запропонованого алгоритму. Для порівняльної техніко-економічної оцінки були розглянуті всі варіанти можливих технологічних схем видобувних робіт, які наведені в табл. 2.1 і на рис. 2.2. Тип ТСВР, а також їхні різновиди встановлювалися виходячи із існуючих комплексів гірничого устаткування (КО), які застосовуються в якості виймально-навантажувального й транспортного устаткування.

Таблиця 2.1 – Технологічні схеми видобувних робіт прийняті до порівняльної оцінки

Порядковий номер технологічної схеми, $K_0$	Тип технологічної схеми	Різновид технологічної схеми	Комплекси видобувного устаткування		Ширина робочих площадок на уступах			Можливість селективного видобутку корисної копалини	
			Індекс	Тип виймально-навантажувального устаткування	Тип транспортного устаткування	видобувному	розкривному (надрудному)		$Ш_{el}$ , м
1	Д	Д <sub>1</sub>	ЕШ+ПП+ЕКГ+автосамоскиди	ЕШ-10/70 (10/50) ЕКГ-10(8)	БелАЗ-7548	30	-	90*	+
2		Д <sub>2</sub>	ЕШ+ПП+ЕР+л.к.+ОП	ЕШ-10/70 (10/50) ЕР-1500	стрічковий конвеєр	30	-	120*	+
3		Д <sub>3</sub>	ЕШ+ПП+ОП	ЕШ-10/70 (10/50)	ГАТ-988G	30	-	98*	+
4		Д <sub>4</sub>	ЕШ+автосамоск.	ЕШ-10/70 (10/50)	БелАЗ-7548	50	-	50	+
5	Р	Р <sub>1</sub>	ЕР+л.к.+ПП+ОП	ЕР-1500	стрічковий конвеєр	50	-	40	+ - **
6	Е	Е <sub>1</sub>	ЕКГ+автосамоск.	ЕКГ-10(8)	БелАЗ-7548	40	-	40	+ - **
7	Г	Г <sub>1</sub>	ГМД	ГМД-250	гідротранспорт	120	-	50	-
8		Г <sub>2</sub>	ЕШ+ГМД	ЕШ-6/45 (10/50) ГМД-250	гідротранспорт	30	-	80*	+ - **
9		Г <sub>3</sub>	ЗД	земснаряд	гідротранспорт	30	-	50	-
10	П	П <sub>1</sub>	ОП	ЛС-27 (МЗ-11) ГАТ-988G	ГАТ-988G	40	40	40	+
11		П <sub>2</sub>	ОП+автосамоск.	ГАТ-988G	БелАЗ-7548	40	40	40	+

Примітка: \* –  $Ш_{el}$ , включає ширину смуги, зайнятою тимчасовим насипом корисної копалини (перевантажувальний пункт - ПП)

\*\* - селективний видобуток можливий в окремих випадках



2)

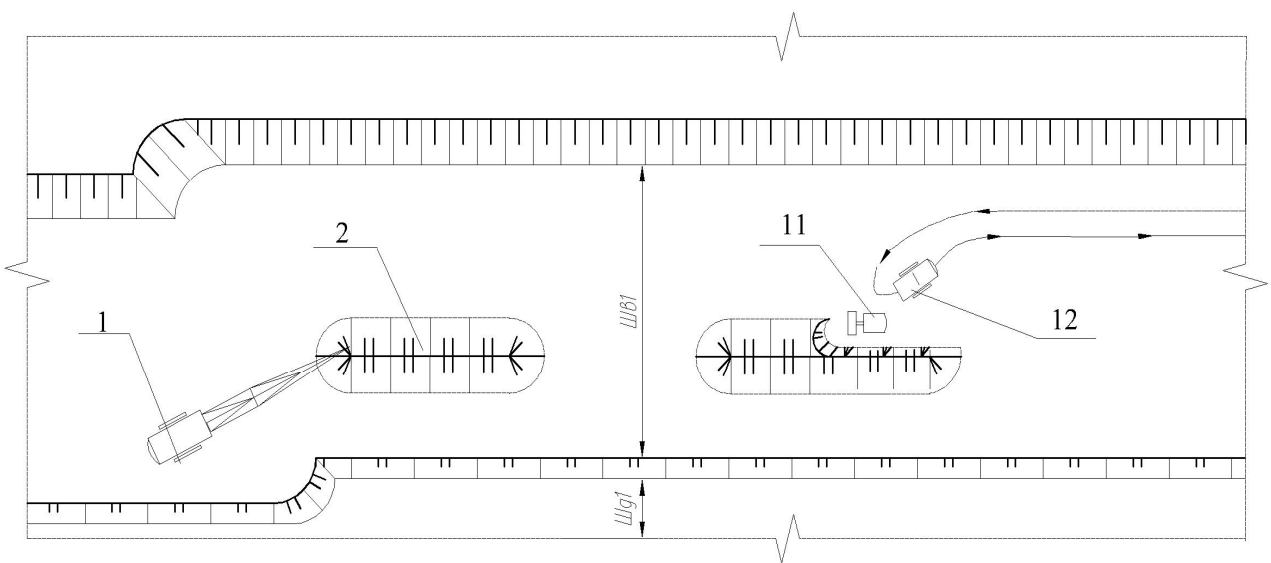
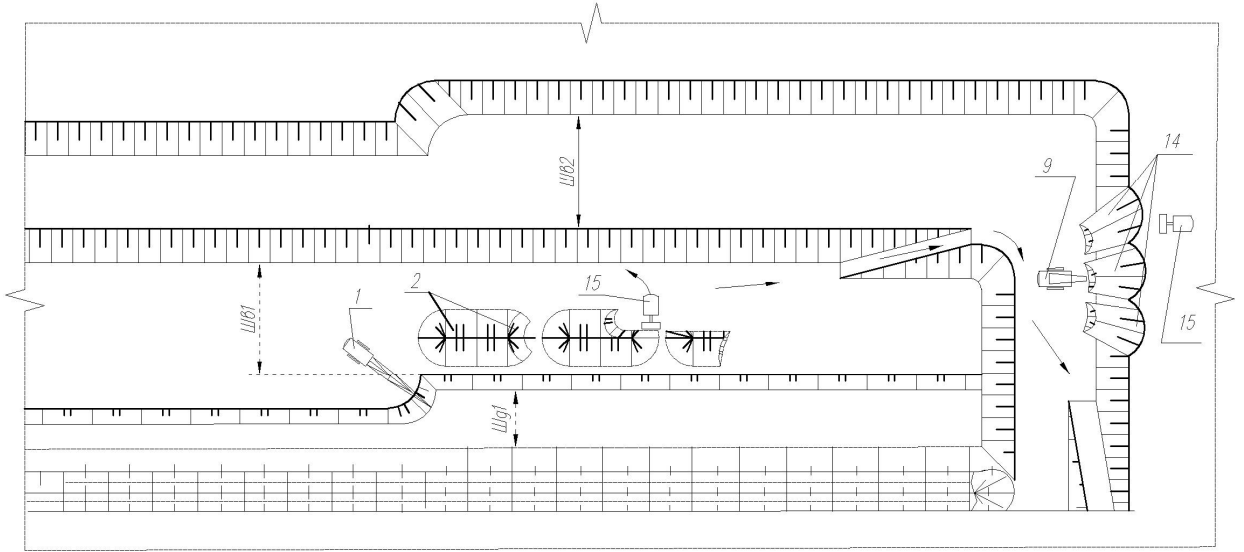


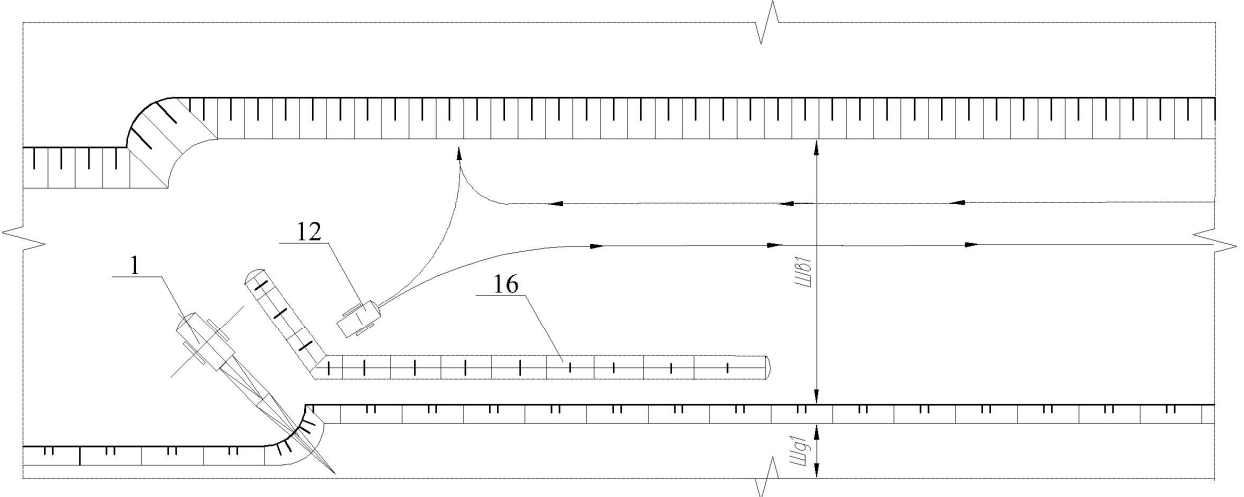
Рисунок 2.2 – Принципові технологічні схеми видобувних робіт

- |   |  |
|---|--|
| 1 – екскаватор-драглайн;                            | 13 – з'їзд;                                      |
| 2 – рудний штабель (перевантажувальний пункт - ПП); | 14 – секційний рудний склад на неробочому борту; |
| 3 – стрічковий конвеєр;                             | 15 – одноковшевий колісний навантажувач;         |
| 4 – роторний екскаватор;                            | 16 – запобіжний вал;                             |
| 5 – перевантажувач;                                 | 17 – пульповід;                                  |
| 6 – прийомний бункер;                               | 18 – земснаряд                                   |
| 7 – відвалоутворювач;                               |  |
| 8 – багатосекційний рудний склад;                   |  |
| 9 – пересувна гідромоніторна установка;             |  |
| 10 – землесосна установка;                          |  |
| 11 – екскаватор – ЕКГ;                              |  |
| 12 – автосамоскид;                                  |  |

3)



4)



5)

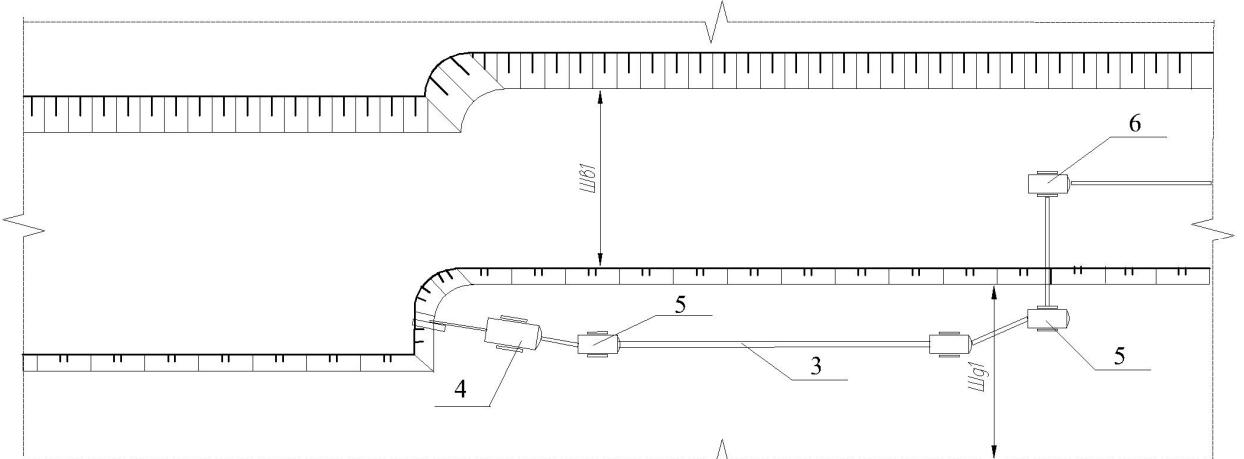
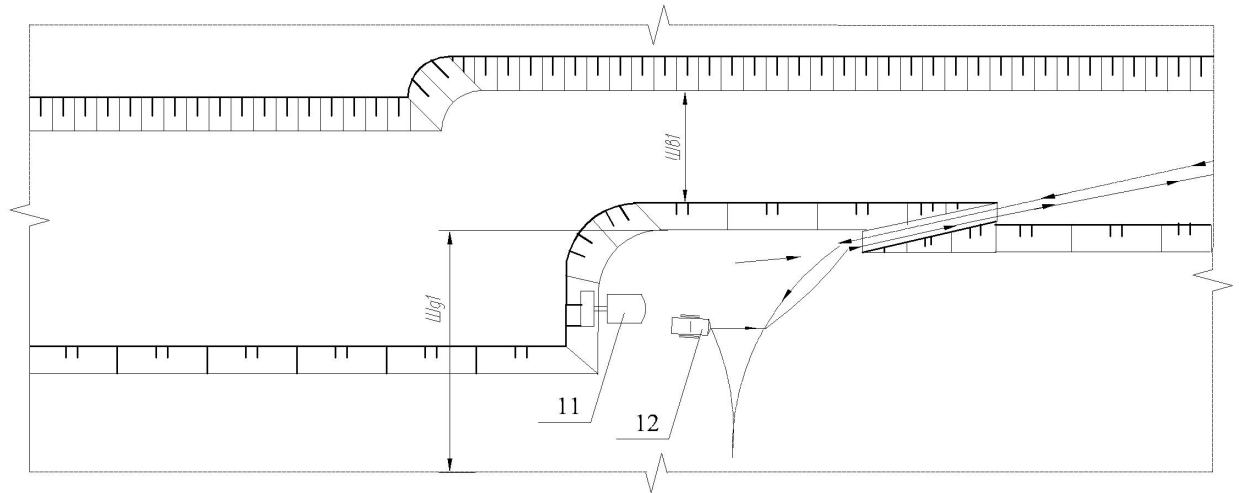
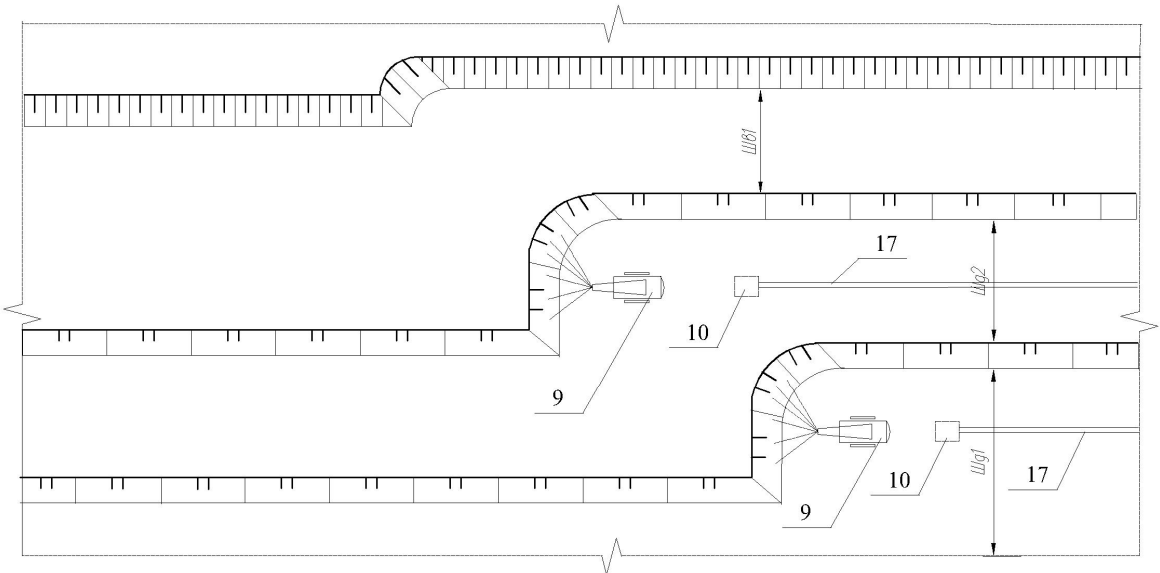


Рисунок 2.2

6)



7)



8)

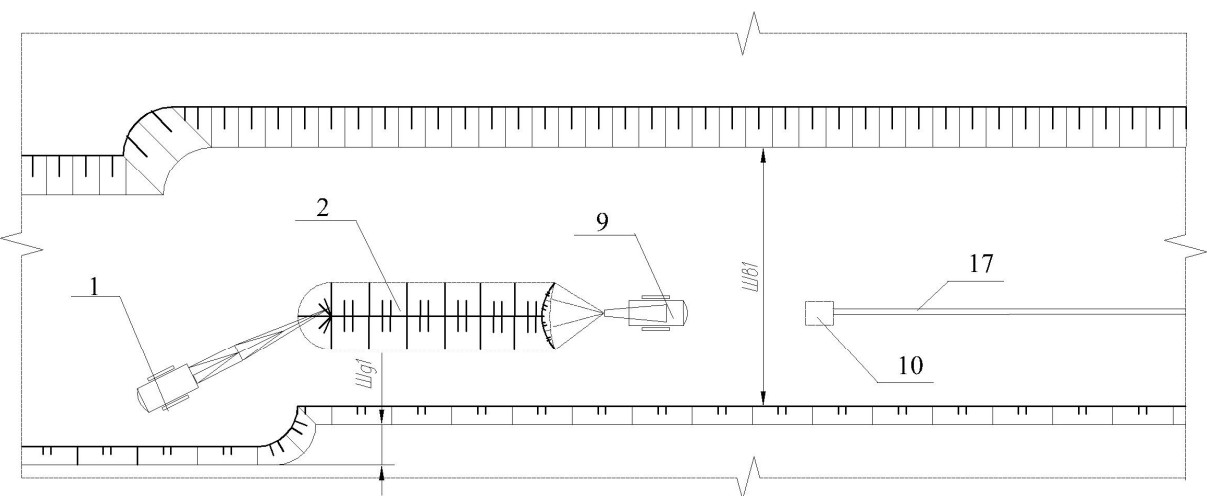
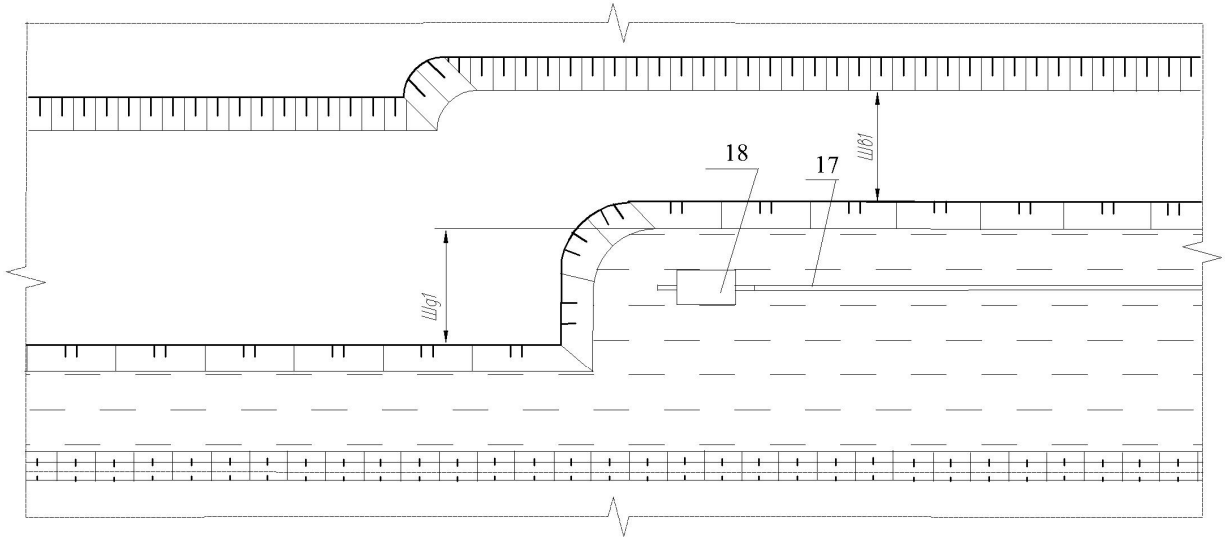
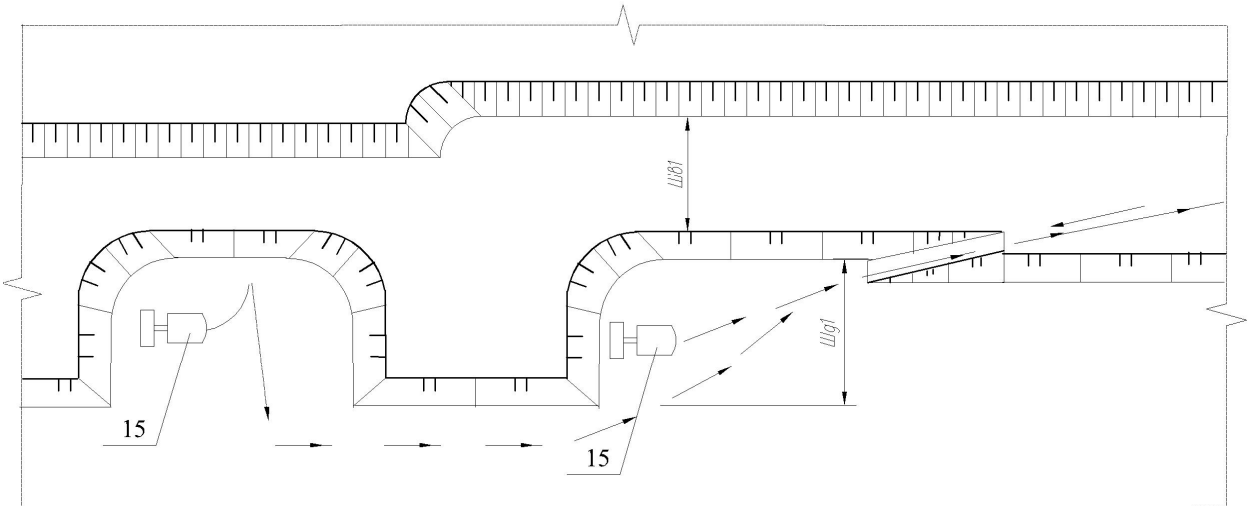


Рисунок 2.2

9)



10)



11)

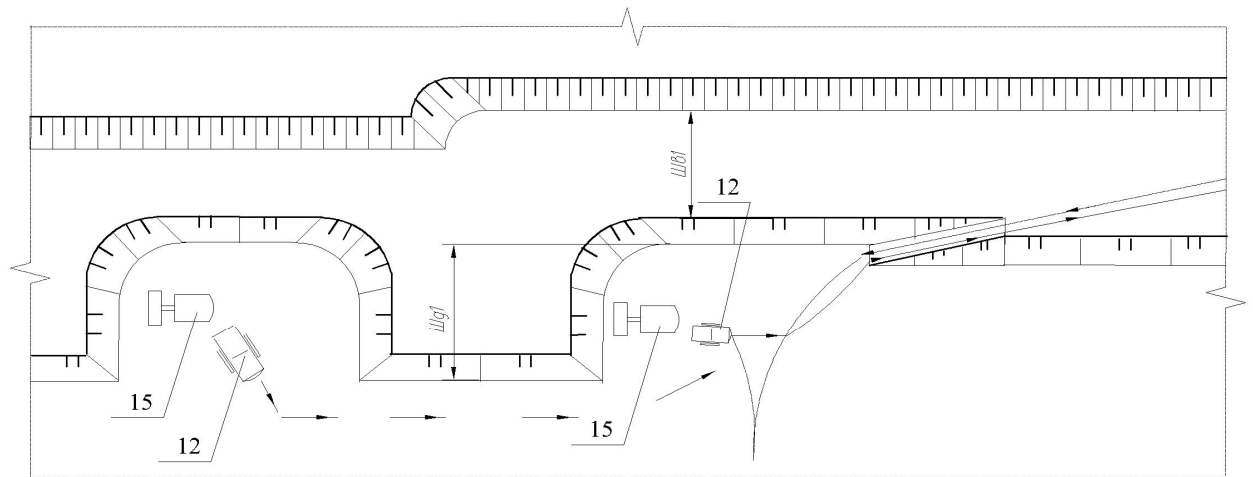


Рисунок 2.2

В якості виймально-навантажувального устаткування були розглянуті: крокуючі екскаватори - драглайни (схеми типу Д); роторні екскаватори (схеми типу Р); екскаватори кар'єрні гусеничні ЕКГ (схеми типу Е); гідромонітори (схеми типу Г); земснаряди (Гз) і одноківшеві навантажувачі (схеми типу П). В якості транспортного устаткування були розглянуті: автомобільний, конвеєрний і гідравлічний транспорт, а також одноківшеві навантажувачі. Конкретний тип цього устаткування, а також окремої технологічної схеми (типу Д, Р та Е) прийняті по аналогії з тими, які застосовуються для умов розробки розсипного родовища титано-цирконієвих руд Вільногірського ГМК.

У табл. 2.1 наведені також параметри технологічних схем, що мають вплив на ступінь концентрації гірничих робіт у робочій зоні кар'єру, включаючи розкривну. Це ширина робочих площадок на видобувному  $Ш_{\partial}$  і на надрудному розкривному уступі  $Ш_{Bl}$ . Висота видобувного уступу  $h_{\partial}$  і їхнє число для всіх ТСВР, за винятком схем типу П становлять:  $h_{\partial l} = h_{\partial} = 10$  м, а  $n_{\partial} = 1$ .

Ширина робочої площадки на надрудному розкривному уступі  $Ш_{Bl}$  визначалася з урахуванням можливості селективного видобутку рудних пісків. При селективній розробці величина  $Ш_{Bl}$  (див. табл. 2.1) збільшується за рахунок наявності додаткової смуги для розміщення різних типів корисної копалини.

Необхідне число й продуктивність виймально-навантажувального й транспортного устаткування, а також інші розрахункові й статистичні показники його роботи відповідно до гірничо-геологічних і технологічних умов Вільногірського ГМК (для заданої виробничої потужності кар'єру  $Q_k^{III} = 5$  млн. м<sup>3</sup>/рік) наведені в таблицях 2.2 і 2.3.

Результати розрахунків, які виконані згідно розробленого алгоритму вибору раціональної технологічної схеми видобувних робіт, наведені в табл. 2.4 і на рис. 2.3. Розрахунок показав, що найбільш раціональною технологічною схемою видобутку рудних пісків являється схема 10 (тип П), яка передбачає використання одноківшевих навантажувачів у якості виймально-навантажувального устаткування. Величина рентабельності для зазначеної схеми становить 18%. Трохи менше рентабельність (15,6%) схеми ТСВР<sub>5</sub> з комплексами машин безперервної дії (ЕР+л.к.+ПГ+ОШ).

Таблиця 2.2 – Розрахункові й статистичні показники роботи видобувного устаткування для умов розширеного родовища ВГМК (при  $Q_k = 5$  млн. м<sup>3</sup>/рік)

Тип устаткування	Річна продуктивність, млн. м <sup>3</sup>	Необхідне число устаткування, шт	Вартість одиниці устаткування, млн. грн.	Вартість розробки 1 м <sup>3</sup> корисної копалини, грн	Вартість транспортування, грн/м <sup>3</sup> км
ЕП-10/70 (10/50)	2,9	2 (10**)	35,0	3,4	-
ЕП-4/45	2,3	2 (10)	16,0	3,1	-
ЕКГ-8 (10)	6,1	1 (10)	15,0	3,1	-
GAT-988G	0,35/1,54*	15/4 (17)	2,1	-1,5	1,5/-
GAT-988G	0,6/2,62	9/2 (11)	2,75	-1,5	1,5/-
БелАЗ-7548	0,55	10	2,0	-	2,4
ГМД-250	1,73	3	0,9	5,0***	-
земснаряд ЛС-27 (МЗ-11)	3,45	2	1,25	5,5***	-
Комплекс: ЕР-1500+л.к.+ ПГ-1600 + ОП-1500/105	3,0	2	18,0	3,9***	-

Примітка: \* чисельник - робота GAT у якості виймально-навантажувального й транспортного устаткування, знаменник - те ж як виймально -навантажувального устаткування;

\*\* - у дужках зазначене необхідне число автосамоскидів;

\*\*\* – вартість розробки 1 м<sup>3</sup> корисної копалини з урахуванням його транспортування.



Таблиця 2.3 – Виробнича собівартість (фактична) 1 м<sup>3</sup> корисної копалини  
(за даними Вільногірського ГМК)

Комплекси устаткування	Роки			
	2005	2006 (I півріччя)	2006 (II півріччя)	2007 (I півріччя)
ЕШ-6/45+ автос.	5,24* /16,08	5,06/18,24	5,53/20,61	5,16/20,24
ЕШ-10/50+автос.	5,15/16,00	5,22/18,40	5,44/20,52	5,11/20,19
ЕКГ + автос.	4,84/17,68	5,2/18,38	5,7/20,78	6,28/21,37

Примітка: \* у чисельнику собівартість видобутку 1 м<sup>3</sup> корисної копалини без обліку витрат на розкривні роботи, у знаменнику – з урахуванням витрат на розкривні роботи.

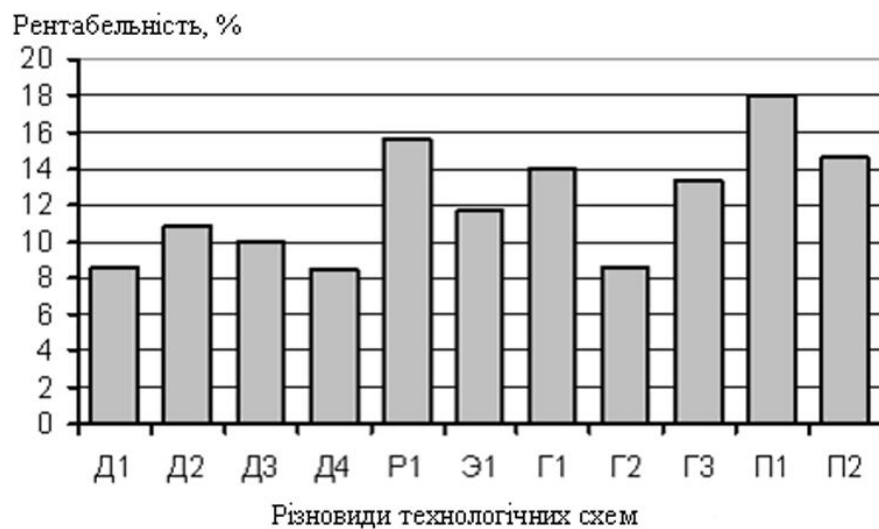
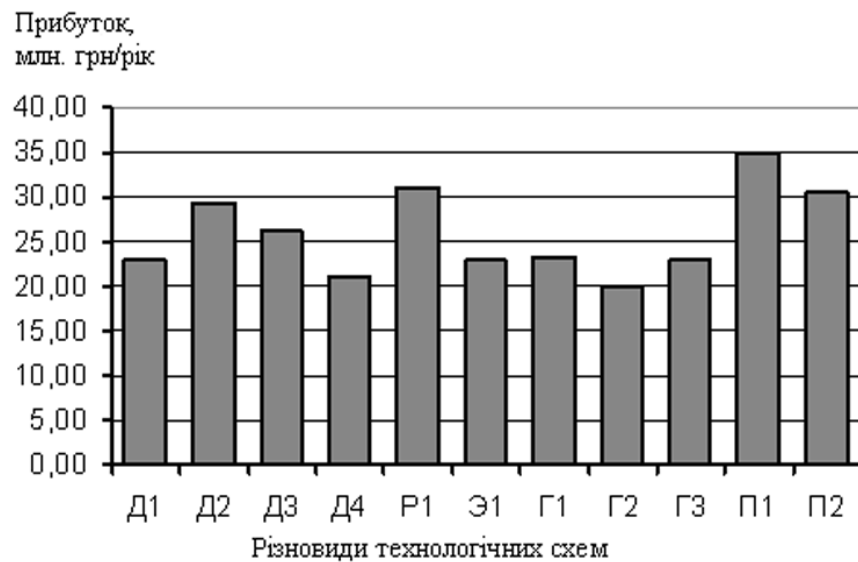


Рисунок 2.3 – Економічна ефективність технологічних схем виробництва  
видобувних робіт

Таблиця 2.4 – Розрахункові показники ефективності технологічних схем видобувних робіт

Порядковий номер ТСВР, $K_0$	Тип ТСВР	Різнovid ТСВР	Індекс комплексу устаткування	Показник концентрації гірничих робіт, $K_T$ , %	Збільшення витрат на розкривні роботи, $\Delta Z_{np}$ , млн. грн/рік	Сумарні експлуатаційні витрати, $\Sigma Z$ , млн. грн/рік	Прибуток, П, млн. грн/рік	Прибутковість (рентабельність), R, %
1	Д	Д <sub>1</sub>	ЕШ+ІП+ЕКГ+автос.	44,2	6,72	33,32	22,9	8,6
2		Д <sub>2</sub>	ЕШ+ІП+ЕР+л.к.+ОП	41,6	7,56	26,52	29,25	10,9
3		Д <sub>3</sub>	ЕШ+ІП+ОП	43,0	7,02	30,02	26,25	9,95
4		Д <sub>4</sub>	ЕШ+автос.	45,9	6,14	35,14	21,10	8,4
5	Р	Р <sub>1</sub>	ЕР+л.к.+ІП+ОП	47,0	5,8	25,30	30,95	15,6
6		Е <sub>1</sub>	ЕКГ+автос.	47,7	5,6	33,10	23,0	11,7
7	Г	Г <sub>1</sub>	ГМД	40,0	8,14	33,14	23,3	14,0
8		Г <sub>2</sub>	ЕШ+ГМД	45,9	6,14	36,15	20,0	8,6
9		Г <sub>3</sub>	ЗД	47,7	5,6	33,1	23,0	13,3
10	П	П <sub>1</sub>	ОП	44,2	6,72	21,72	35,0	18,0
11		П <sub>2</sub>	ОП+автос.	44,2	6,72	26,22	30,5	14,6

Таким чином, раціональні технологічні схеми видобувних робіт при розробці розсипних титано-цирконієвих родовищ забезпечуються застосуванням мобільного виймально-транспортного обладнання в вигляді колісних навантажувачів, що дозволяє виконувати як валовий, так і селективний видобуток руд по фронту гірничих робіт, оперативно керувати процесом видобутку необхідних сортів руди та досягати максимальну рентабельність гірничого виробництва.

Разом з тим, необхідно ураховувати той факт, що при відстані транспортування корисної копалини з 2,0 км і більше продуктивність однокішєвих навантажувачів знижується, тому більш ефективними можуть виявитися технологічні схеми з використанням автосамоскидів (схема П<sub>2</sub>) і гідромеханізації (схема Г<sub>1</sub>). Як показали результати розрахунків, зміна типу ТСВР приводить до зміни показника концентрації гірничих робіт у робочій зоні кар'єру і витрат  $\Delta Z_{mp}$  на розкривні роботи. Найбільші значення показника концентрації гірничих робіт відповідають схемам ТСВР<sub>5</sub> ( $K_T= 47\%$ ) і ТСВР<sub>3</sub> ( $K_T= 47,7\%$ ). Значний вплив на вибір раціональної технологічної схеми видобувних робіт чинять також вірогідність даних про фактичну вартість видобутку та транспортування 1 м<sup>3</sup> корисної копалини, які значно змінюються в умовах економічної нестабільності гірничо-видобувних підприємств галузі.

Таким чином, розроблена методика дозволяє не тільки досліджувати технологічні схеми видобувних робіт по їх ефективності з впливом зміни показника концентрації гірничих робіт та витрат на транспортування розкриву, але і забезпечує вибір найбільш раціональної технології видобувних робіт при освоєнні розсипів.

Як було вище відмічено, показник концентрації гірничих робіт у робочій зоні кар'єра через відстань транспортування розкривних робіт у внутрішній відвал чинить вплив на зміну величини експлуатаційних витрат транспортування розкриву  $\Delta Z_{mp}$ . Величина  $\Delta Z_{mp}$  відповідно впливає на зміну таких економічних показників як собівартість видобутку рудних пісків ( $C_0$ ), прибуток ( $\Pi$ ) та рентабельність ( $R$ ).

Вплив показника концентрації гірничих робіт на зміну вищеназваних економічних показників можна оцінити виходячи із результатів розрахунку, які представлені в табл. 2.5 та рис. 2.4, для умов кар'єрів Вільногірського ГМК при діючих технологічних схемах розкривних (ТСР<sub>2</sub>) та видобувних (ТСВР<sub>4</sub>) робіт. При розрахунку величини рентабельності ( $R$ ) приймалися діючі на 2007 р. дані: - собівартість видобутку рудних пісків без урахування собівартості розробки розкриву  $C_0 = 2,1$  грн/м<sup>3</sup>; - відпускна ціна кінцевої продукції  $C = 25,5$  грн/м<sup>3</sup>; - вартість основного гірничотранспортного обладнання  $K_{об} = 174$  млн.грн. При розрахунку враховувалась зміна величини приросту протяжності транспортних комунікацій у залежності від показника  $K_G$ .

Таблиця 2.5 – Вплив показника концентрації гірничих робіт на економічних показників

№ п/п	Показник концентрації гірничих робіт, $K_G$ , %	Збільшення витрат на транспортування розкриву, $\Delta Z_{тр}$ , млн. грн/рік	Собівартість видобутку рудних пісків, $C_0$ , грн/м <sup>3</sup>	Прибуток, $\Pi$ , млн. грн/рік	Рентабельність, $R$ , %
$C_{тр} = 1,0$ грн/м <sup>3</sup> · км					
1	20	21,7	20,19	26,55	15,3
2	30	13,75	18,6	34,5	19,8
3	40	7,8	17,4	40,5	23,3
4	50	5,0	16,85	43,25	24,9
5	60	3,5	16,55	44,75	25,7
6	70	2,0	16,25	46,25	26,6
7	80	1,5	16,15	46,75	26,9
8	90	0,5	15,95	47,75	27,4
$C_{тр} = 2,0$ грн/м <sup>3</sup> · км					
1	20	37,5	23,35	10,75	6,2
2	30	24,2	20,69	24,05	13,8
3	40	16,75	19,2	31,05	18,1
4	50	11,0	18,05	37,25	21,7
5	60	7,0	17,25	41,25	23,7
6	70	4,25	16,7	44,0	25,3
7	80	2,0	16,25	46,25	26,6
8	90	0,8	16,01	47,45	27,3

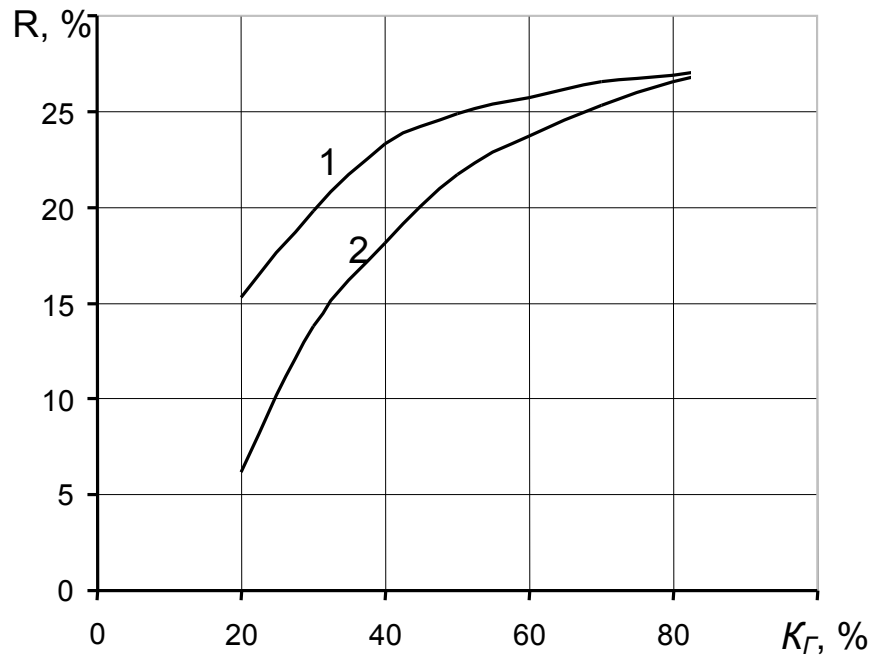


Рисунок 2.4 – Графік залежності рентабельності виробництва гірничих робіт від показника концентрації в робочій зоні кар'єру: крива 1 -  $C_{mp} = 1,0$  грн/м<sup>3</sup>·км; крива 2 -  $C_{mp} = 2,0$  грн/м<sup>3</sup>·км

З достатньою для інженерних розрахунків точністю залежності рентабельності виробництва гірничих робіт від показника концентрації в робочій зоні кар'єру описуються наступними рівняннями регресії:

$$1 - R = -0,0034 K_G^2 + 0,5297 K_G + 6,6696; R^2 = 0,9814;$$

$$2 - R = -0,0049 K_G^2 + 0,819 K_G - 7,3161; R^2 = 0,9914.$$

Як видно з наведених даних у табл. 2.5 та рис. 2.4 показник  $K_G$  чинить значний вплив на величину рентабельності гірничого виробництва при застосуванні розглянутих технологічних схем розкривних та видобувних робіт.

Таким чином, при порівнянні технологічних схем, що несуттєво відрізняються типом, числом та вартістю гірничотранспортного обладнання, доцільно використовувати показник концентрації гірничих робіт у кар'єрі. Порівняльну оцінку технологічних схем, що відрізняються числом та вартістю основного гірничотранспортного обладнання, необхідно проводити з урахуванням показника  $K_G$  та величини рентабельності  $R$ . У цілому урахування

показника концентрації гірничих робіт у кар'єрі при порівнянні технологічних схем як розкривних так і видобувних робіт дозволяє найбільш повно оцінити ефективність застосування кожної з них.

## **2.2 Обґрунтування геотехнологічних параметрів та технологічних схем розробки розсипних родовищ України**

### **2.2.1 Обґрунтування геотехнологічних параметрів та технологічних схем розробки Мотронівської ділянки Малишевського родовища**

У теперішній час для підтримки виробничої потужності гірничих підприємств замість відпрацьованих родовищ залучаються в розробку нові розвідані ділянки. Показовим у цьому плані є діяльність Вільногірського ГМК, де проводяться проектно-конструкторські роботи із залучення в роботу Мотронівської ділянки Малишевського родовища титано-цирконієвих руд. При цьому, однією з важливих проектно-технологічних задач являється вибір раціональних технологічних схем розробки розсипів. Рішення цієї задачі було виконано при застосуванні розроблених методик вибору раціональних технологічних схем виробництва розкривних і видобувних робіт.

Мотронівську ділянку передбачається ввести в експлуатацію в північно-західній частині Малишевського розсипного родовища титанових руд. Для відкритої розробки виділене кар'єрне поле, що характеризується досить великим ступенем пересіченості його поверхні. Вся його площа пересічена трьома великими поперечними балками: Дмитрівською, Мотронівською і Новопавлівською. Потужність розкриву при цьому коливається від 70 до 80 м між тальвегами балок і від 20 до 30 м – по їх тальвегу. Такий рельєф поверхні кар'єрного поля впливає на вибір і ефективність застосування тієї або іншої технологічної схеми розробки родовища. Рудний шар Мотронівської ді-

лянки представлений пісками полтавської свити, які перебувають зверху безрудних пісків харківської свити. Вивчення гірничо-геологічних особливостей цієї ділянки родовища було проведене по цифровій геологічній моделі [95]. Зміна потужності продуктивного шару по площі кар'єрного поля Мотронівської ділянки представлено на рис. 2.5. Із представлених даних на рис. 2.5 видно, що діапазон зміни потужності рудного шару становить 0-20 м, при середній потужності шару  $h_0 = 10$  м.

Над рудним шаром залягають піски Сарматського ярусу із середньою потужністю 17 м, які переходять поступово в зеленувато-сірі глини, середньою потужністю 7-8 м. Вище розташовуються червоно-бурі глини, потужність яких коливається від 10 у долинах і балках до 50 м на водороздільних ділянках. Із всієї товщі розкривних порід, середня потужність якої становить 50 м, варто виділити піски Сарматського ярусу, які можуть бути попутним корисним копалинам - формувальною сировиною, тобто технологія розробки розкривних порід повинна враховувати можливість їх роздільного видобутку та транспортування.

Важливим фактором, що впливає на вибір раціональної технологічної схеми розкривних робіт, є можливість забезпечення селективної виїмки рудних пісків.

На основі цифрової геологічної моделі родовища розглянуті особливості розподілу корисних копалин по площі Мотронівської ділянки. Результати, які наведені на рис. 2.6 - 2.8 показують, що розподіл мінералів по площі кар'єрного поля родовища досить нерівномірний. Через кожні 50-100 м поширення й вміст ільменіту, рутилу, циркону істотно змінюються. Найбільший вміст цих мінералів спостерігається уздовж простягання покладу з південно-сходу на північний захід посередині кар'єрного поля.

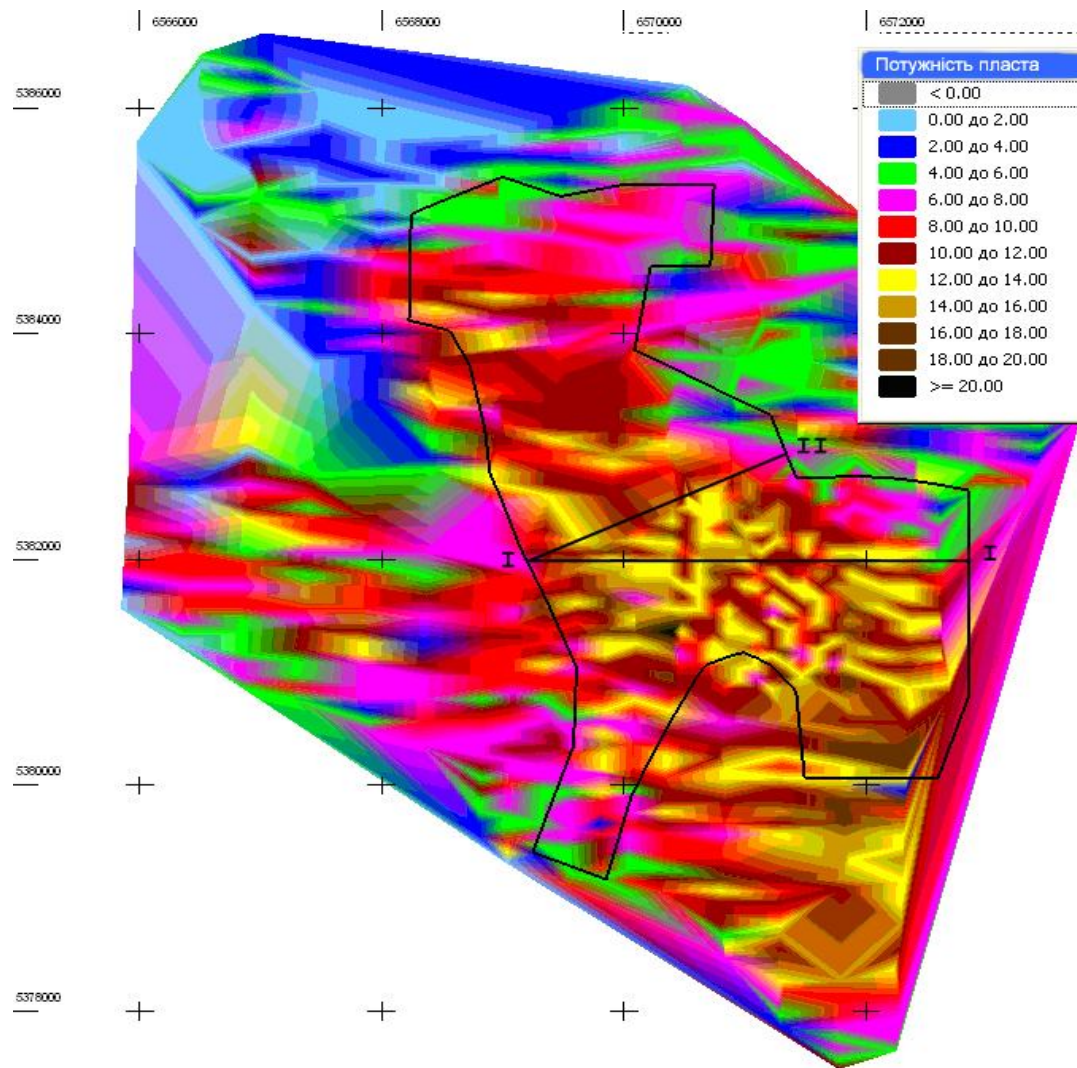


Рисунок 2.5 – Зміна потужності продуктивного шару по площі  
 Мотронівської ділянки, м  
 \_\_\_\_\_ контур кар'єрного поля



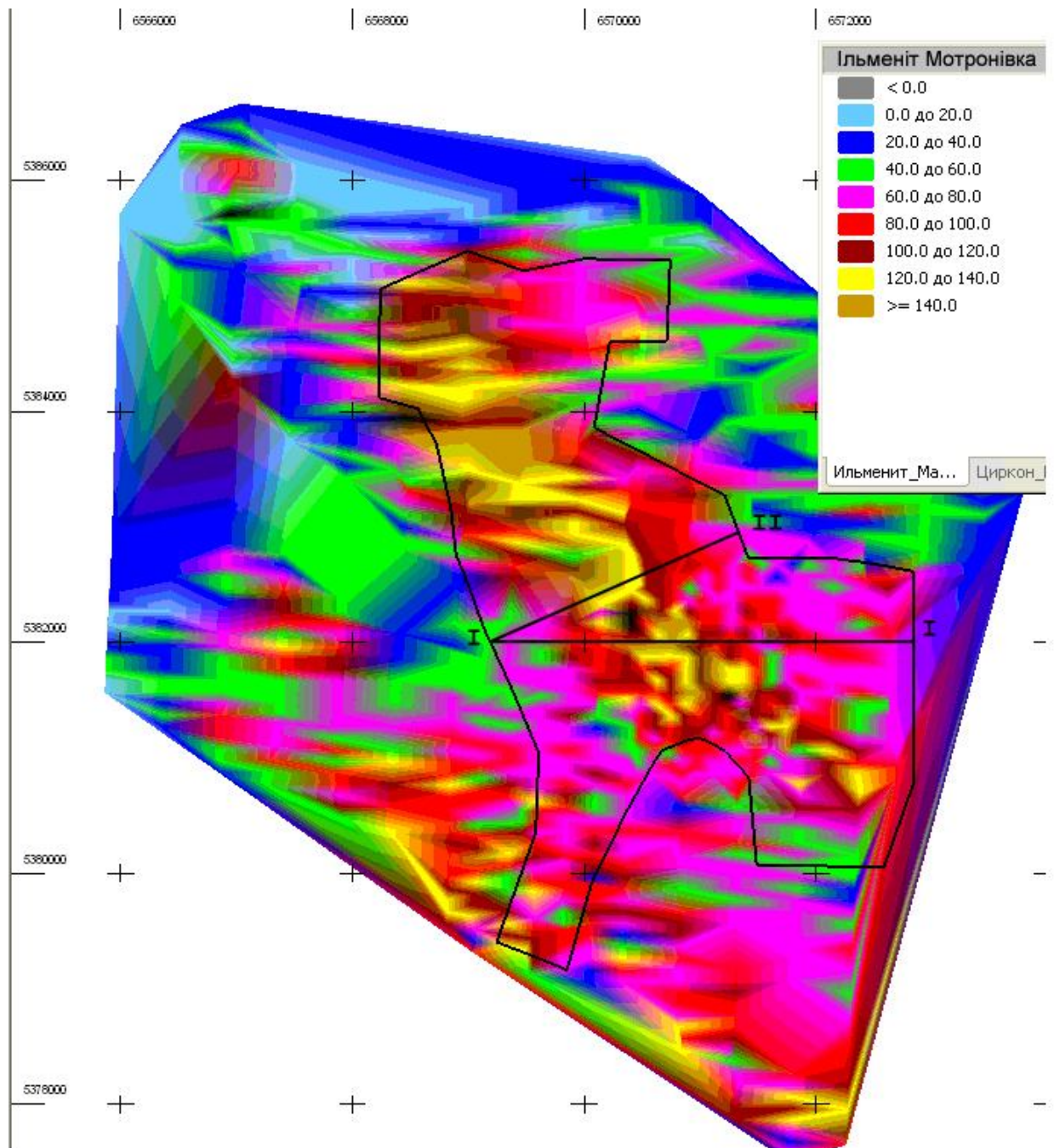


Рисунок 2.6 – Розподіл вмісту ільменіту по площі Мотронівської ділянки родовища, кг/м<sup>3</sup>

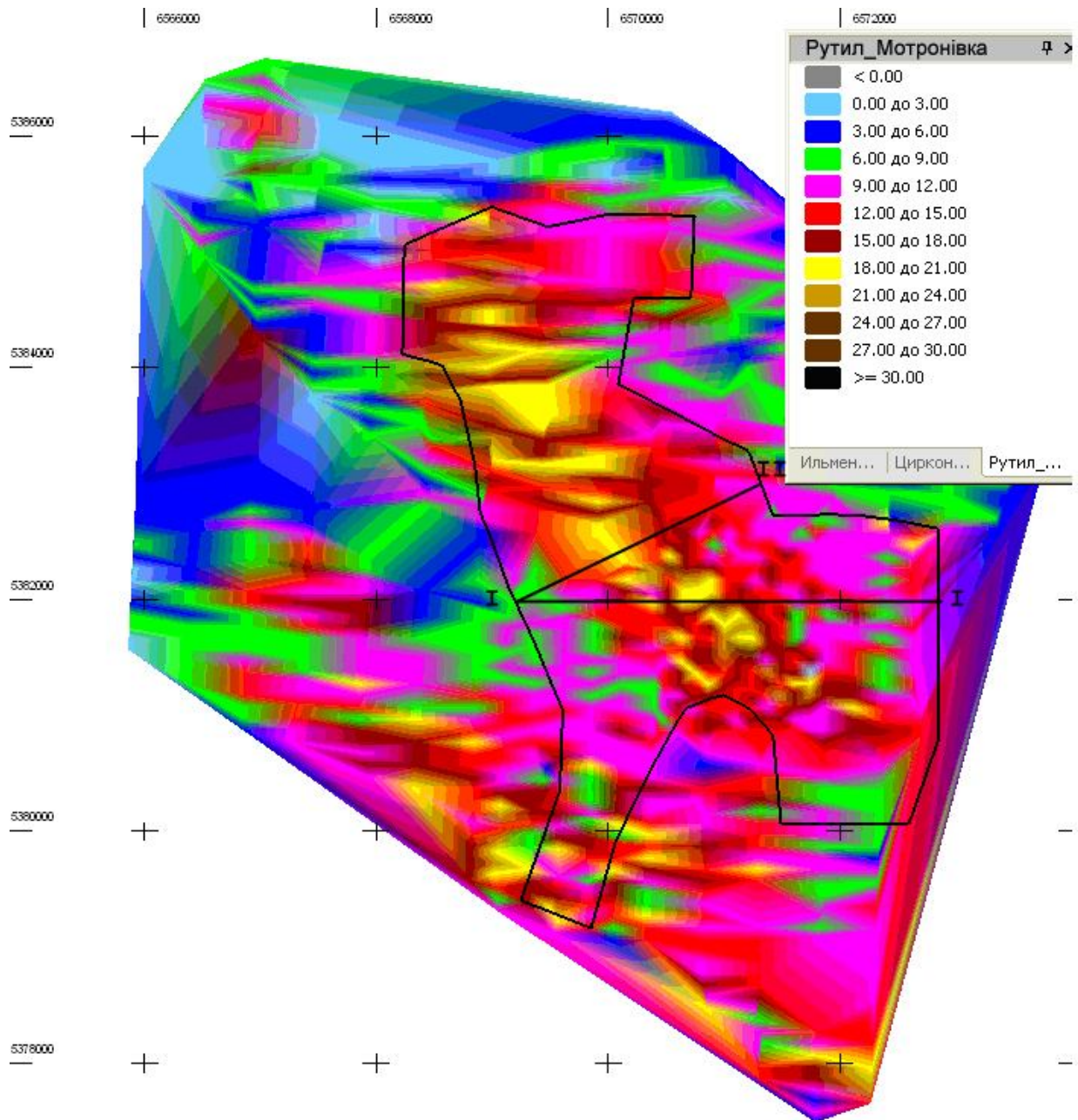


Рисунок 2.7 – Розподіл вмісту рутилу по площі Мотронівської ділянки родовища, кг/м<sup>3</sup>

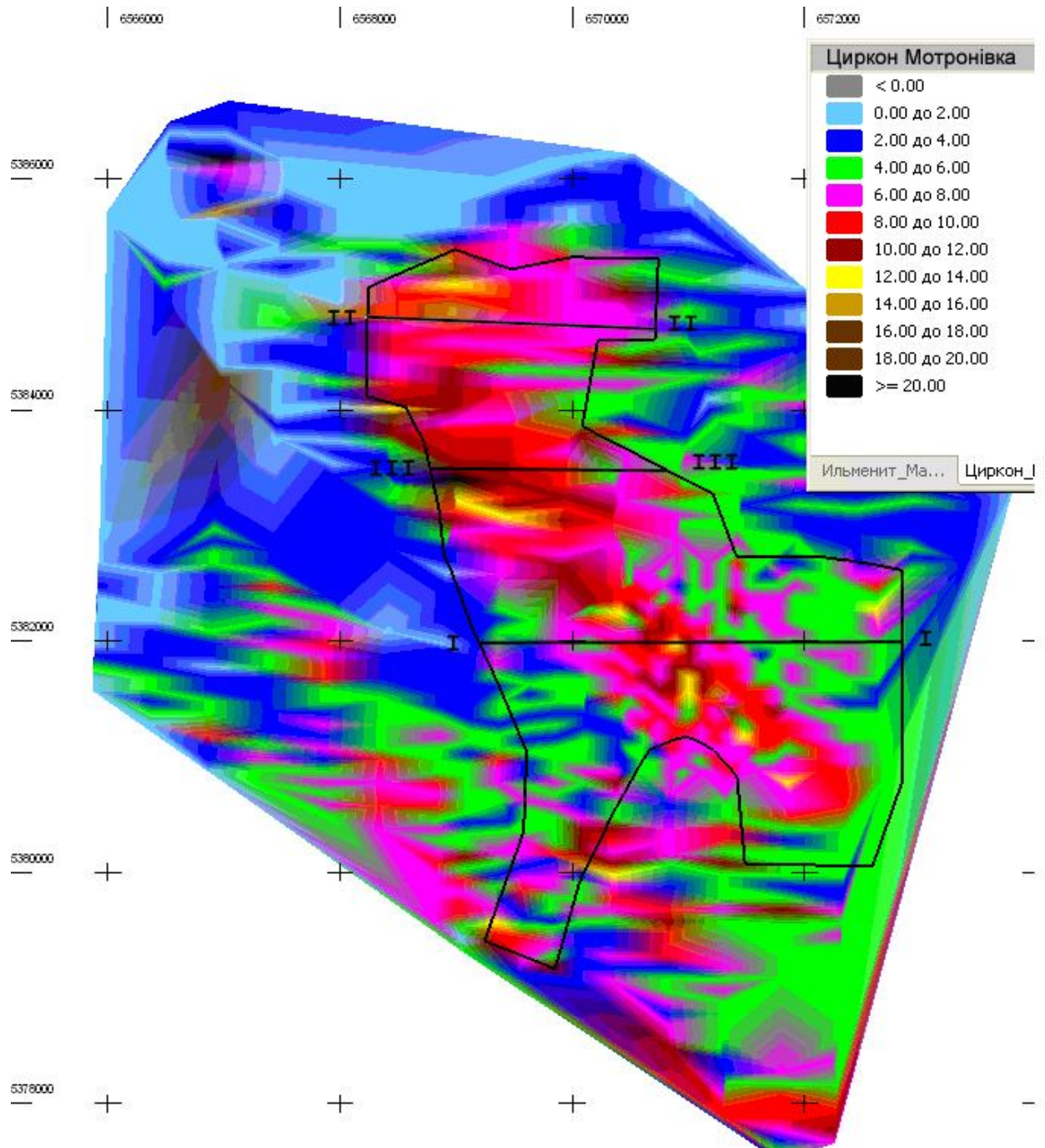


Рисунок 2.8 – Розподіл вмісту циркону по площі Мотронівської ділянки родовища, кг/м<sup>3</sup>

З огляду на такий розподіл корисних компонентів титанових руд, найбільш раціональним напрямком розвитку фронту гірничих робіт буде поздовжнє з північного заходу на південний-схід при поперечній підготовці кар'єрного поля. У цьому випадку, як показано на рис. 2.9, довжина фронту гірничих робіт по видобутку  $l_{\phi}$  буде становити в середньому 2250 м. Основні особливості розподілу корисних мінералів по довжині фронту гірничих робіт містяться в наступному:

1. По довжині фронту гірничих робіт  $l_{\phi} = 2250$  м (центральна ділянка кар'єрного поля) поширення мінералів і їх вміст у рудних пісках нерівномірний.

2. Найбільший вміст ільменіту ( $130 \text{ кг/м}^3$ ), рутилу ( $20\text{-}23 \text{ кг/м}^3$ ) і циркону ( $7\text{-}10 \text{ кг/м}^3$ ) спостерігається ближче до середини фронту видобувних робіт.

3. На всій довжині фронту видобувних робіт можна виділити 6-7 блоків розміром від 100 до 600 м. При цьому кожний із цих блоків буде характеризуватися відповідним вмістом трьох зазначених корисних мінералів.

4. Порядкові номери технологічним блокам варто привласнювати відповідно до їх розташування по довжині фронту гірничих робіт, починаючи з північно-заходу на південний-схід або навпаки (див. рис. 2.9).

5. Нумерація технологічних блоків, їх довжина, а також вміст у них корисних мінералів змінюється практично через кожні 1-2 видобувні західки, що варто враховувати при плануванні виробництва видобувних і розкривних робіт, а також при проектуванні технологічних схем системи розробки даної ділянки родовища.

Встановлені особливості залягання титанових руд на Мотронівській ділянці Малишевського розсипного родовища, розподіл корисних мінералів по площі кар'єрного поля й по довжині фронту видобувних робіт, а також методики визначення області застосування різних технологічних схем в умовах розсипних родовищ, дозволили провести порівняльну оцінку технологічних схем і вибір найбільш раціональної з них.



Для порівняльної техніко-економічної оцінки технологічних схем виробництва розкривних робіт прийнято ряд схем, що відрізняються типом комплексу виїмочно-навантажувального й транспортного устаткування, а також можливістю селективної виїмки рудних і надрудних пісків. Прийняті для порівняльної оцінки схеми наведені в табл. 2.6.

Як було відзначено, у розкривній товщі Мотронівської ділянки Малишевського родовища над рудними пісками залягають піски Сарматського ярусу (потужність 17 м), які являються попутною корисною копалиною, і застосовуються як формувальна сировина. Їх розробка найбільш ефективно може здійснюватися по технологічних схемах ТСП<sub>1</sub> і КСП<sub>4</sub> (проста безтранспортна система розробки (БПСР)). Менш ефективні є схеми ТСП<sub>3</sub> і ТСП<sub>4</sub>, у яких використовуються комплекси (роторний екскаватор - стрічковий конвеєр - відвалоутворювач).

Слід зазначити, що застосування схеми КСП<sub>4</sub> (БСР), тобто комбінованої системи розробки з відпрацюванням надрудного розкривного уступу  $H_I$  по простій БСР може бути здійснене при наступній умові. Екскаватор ЕШ-20/90 встановлюється на проміжному горизонті й відпрацьовує верхній підступ  $H_I^B = 8$  м сіро-зелених глин з відсипанням їх у внутрішній відвал. Нижній підступ  $H_I^H = 16$  м, представлений формувальними пісками, відпрацьовується з навантаженням в автосамоскиди, які завантажуються на верхній площадці уступу  $H_I$ .

Застосування схеми КСП<sub>4</sub> (ускладнена безтранспортна схема розробки (УБСР)), тобто комбінованої системи розробки з відпрацюванням усього уступу  $H_I = 24-25$  м без селективної виїмки руди й формувальних пісків, передбачає використання одного драглайна ЕШ-20/90 на розкривному уступі, а іншого – на передвідвалі.

Виконані розрахунки за наведеною схемою УБСР показали, що коефіцієнт переєкскавації становить  $K_n = 0,52$ , що враховується при порівняльній економічній оцінці технологічних схем. Схема до розрахунку коефіцієнта переєкскавації наведена на рис. 2.10.

Таблиця 2.6 – Технологічні схеми розкривних робіт, прийняті до порівняльної техніко-економічної оцінки

Комплекси устаткування, що застосовуються і їхня продуктивність	Індекси технологічних схем і розкривних устатків																						
	ТСР <sub>2</sub>			ТСР <sub>3</sub>			ТСР <sub>4</sub>			КСР <sub>2</sub>			КСР <sub>4</sub> (ЛБСР)			КСР <sub>4</sub> (УБСР)			КСР <sub>5</sub>				
	Н <sub>1</sub>	Н <sub>2</sub>	Н <sub>3</sub>	Н <sub>1</sub>	Н <sub>2</sub>	Н <sub>3</sub>	Н <sub>1</sub>	Н <sub>2</sub>	Н <sub>3</sub>	Н <sub>1</sub>	Н <sub>2</sub>	Н <sub>3</sub>	Н <sub>1</sub>	Н <sub>2</sub>	Н <sub>3</sub>	Н <sub>1</sub>	Н <sub>2</sub>	Н <sub>3</sub>	Н <sub>1</sub>	Н <sub>2</sub>	Н <sub>3</sub>		
1. Комплекси устаткування на розкривних устатках	ЕКТ + авто-	ЕКТ + авто-	* ЕР + сгр. конв	ЕР + сгр. конвер	ЕР + сгр. конвер	-	ЕР + сгр. конвер	ЕКТ + авто-	ЕКТ + авто-	ЕКТ + авто-	ЕР + ОШР	ЕКТ + авто-	ЕКТ + авто-	ЕКТ + авто-	ЕПТ (ЛБСР)	ЕР + сгр. конвер	-	ЕПТ (УБСР)	ЕР + сгр. конвер	ЕР + сгр. конвер	ОШР	ЕР + сгр. конвер	-
2. Типи устаткування, в т.ч. а) виїмочно-навантажувального	ЕКТ- 8(10)	ЕКТ- 7548	СРС- 2000	СРС- 2000	СРС- 2000	-	СРС- 2000	ЕКТ- 8(10)	ЕКТ- 7548	ЕКТ- 7548	СРС- 2000	ЕКТ- 8(10)	ЕКТ- 7548	ЕКТ- 7548	ЕПТ- 20/00	СРС- 2000	-	ЕПТ- 20/00	СРС- 2000	СРС- 2000	СРС- 2000	СРС- 2000	-
б) транспортного	БелАЗ - 7548	БелАЗ - 7548	СРІЧК. конвер	СРІЧК. конвер	СРІЧК. конвер	-	СРІЧК. конвер	БелАЗ - 7548	БелАЗ - 7548	БелАЗ - 7548	ОШР- 5000/19	БелАЗ - 7548	БелАЗ - 7548	БелАЗ - 7548	** Бе-ЛАЗ -	СРІЧК. конвер	-	-	СРІЧК. конвер	СРІЧК. конвер	ОШР- 5000/19	СРІЧК. конвер	-
3. Необхідна продуктивність комплексу устаткування, млн. м <sup>3</sup> /рік	6,25	6,25	12,5	12,5	12,5	-	12,5	6,25	6,25	6,25	12,5	6,25	6,25	6,25	12,5	12,5	-	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	-
4. Необхідна кількість комплексів устаткування, шт	2	2	1	1	1	-	1	2	2	2	1	2	2	2	1	1	-	2	1	1	4	1	-

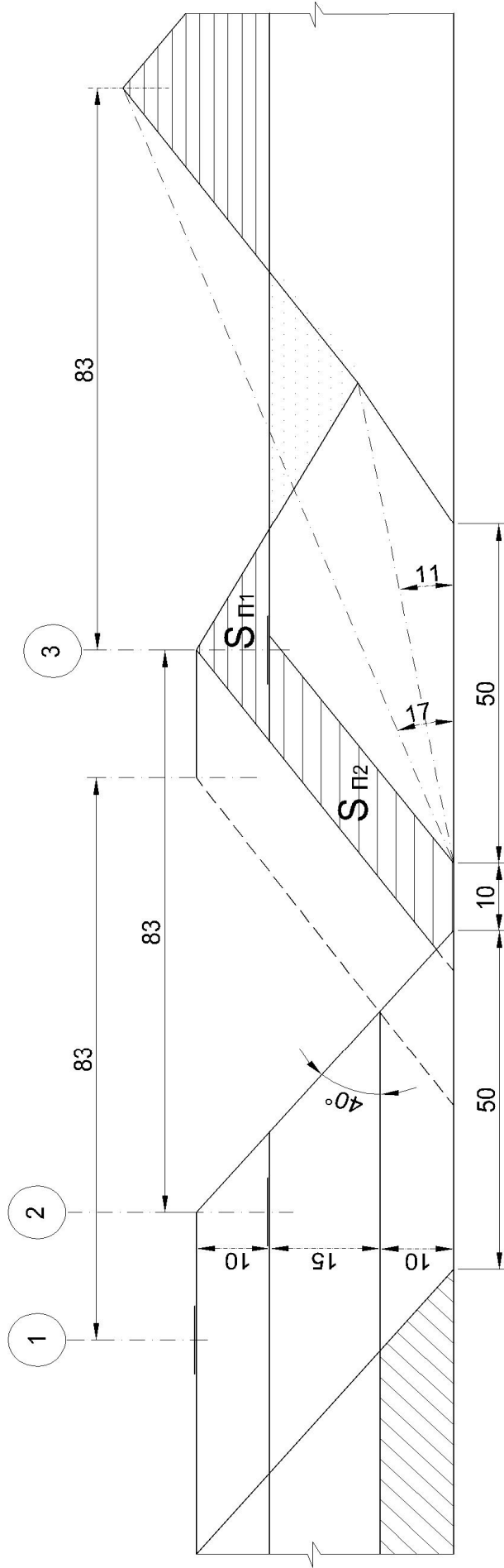


Рисунок 2.10 – Схема до розрахунку коефіцієнта перекривання (технологічна схема КСР<sub>4</sub> (УБСР))



Вибір раціональної схеми виробництва розкривних робіт виконаний за допомогою розробленої в розділі 1.3 методики, що включає алгоритм розрахунку параметрів і показників технологічних схем.

Прийняті вихідні дані для виконання розрахунків наступні: виробнича потужність кар'єру  $Q_k = 5$  млн. м<sup>3</sup>/рік; потужність розкриття  $H=50$  м; потужність шару рудних пісків  $h = 10$  м; довжина фронту видобувних робіт  $L_d = 2000$  м; кути укосів розкривного ( $\gamma$ ) і видобувного ( $\alpha$ ) уступів рівні 40°; кути природного укосу розкривного  $\gamma_e$  й видобувного  $\alpha_e$  уступів – 35°; результуючий  $\beta_{рез}$  і стійкий  $\beta_e$  кути укосів відвала рівний 19°; кут укосу відвального уступу  $\beta_0 = 35^\circ$ .

Вихідні економічні показники приймалися по усередненим статистичним даним роботи кар'єрів Вільногірського ГМК за період 2005-2007 рр:

1. Собівартість 1м<sup>3</sup> розкриття  $C_v$ , що розробляється комплексами устаткування:

- екскаватор ЕКГ - автосамоскиди – 3,5 грн/м<sup>3</sup>;
- роторний екскаватор - стрічковий конвеєр –
- відвалоутворювач – 2 грн/м<sup>3</sup>;
- роторний екскаватор – відвалоутворювач – 0,7 грн/м<sup>3</sup>;
- екскаватор (драглайн) на переекспації – 0,8 грн/м<sup>3</sup>;
- те ж при навантаженні в автосамоскиди – 1,35 грн/м<sup>3</sup>;
- те ж при виїмці розкриття із цілини при БСР – 1,0 грн/м<sup>3</sup>;

2. Собівартість видобутку 1 м<sup>3</sup> рудних пісків і транспортування однокішшевіми навантажувачами – 1,5 грн/м<sup>3</sup>.

3. Вартість одиниці устаткування:

- 1 п.м. стрічкового конвеєра - 2000 грн;
- роторний екскаватор CRs -2000 –  $128 \cdot 10^6$  грн;
- відвалоутворювач ОШР-5000/190 –  $111 \cdot 10^6$  грн;
- відвалоутворювач ОШР-5000/95 –  $55 \cdot 10^6$  грн;
- перевантажувач ПГ- 5000/60 –  $17,4 \cdot 10^6$  грн;
- екскаватор ЕКГ-8 I –  $15 \cdot 10^6$  грн;
- драглайн ЕШ-20/90 –  $3,5 \cdot 10^6$  грн.

Результати виконаних розрахунків наведені в табл. 2.7, з яких видно, що найбільшою економічною ефективністю володіють технологічні схеми комбінованої системи розробки, що передбачають використання безтранспортної системи розробки на надрудному розкривному уступі: просту КСР<sub>4</sub> (БПСР) і ускладнену КСР<sub>4</sub> (УБСР). При цьому перша схема на відміну від другої дозволяє проводити селективну розробку розкривного уступу  $H_1$  з метою виїмки попутної корисної копалини – формувальних пісків. Зазначені схеми володіють також і найбільшою концентрацією гірничих робіт у робочій зоні кар'єру. Показник концентрації  $K_T = 70 \%$ . Основний недолік цих двох схем – неможливість здійснення селективного видобутку рудних пісків через тісний взаємозв'язок роботи драглайнів по розкриву й одноківшевих навантажувачів по видобутку, тому що розкривна й видобувна заходки не розосереджені. При селективній розробці рудних пісків і надрудного розкривного уступу найбільш прийнятна із всіх розглянутих є схема транспортної системи розробки ТСР<sub>2</sub>, що передбачає застосування на надрудному уступі  $H_1$  комплексів ЕКГ + автосамоскиди, що дозволяє розосередити розкривну й видобувні заходки. Запропонована схема розкривних і видобувних робіт для умов Мотронівської ділянки Малишевського розсипного родовища при селективній розробці надрудного уступу наведена на рис. 2.11. Виконані розрахунки по встановленню впливу виробничої потужності кар'єру  $Q_k$  на вибір технологічної схеми розкривних робіт. Установлено, що зі зменшенням  $Q_k$ , наприклад, в 2 рази, технологічна схема не змінюється, однак економічні показники її при цьому також пропорційно зменшуються. Так, для схеми КСР<sub>4</sub> (БПСР) прибуток і рентабельність зменшуються відповідно в 2 і 1,85 рази.

Селективний видобуток рудних пісків передбачається здійснювати за допомогою одноківшевих навантажувачів САТ-988, що працюють як виїмно-навантажувальне устаткування. Як було раніше встановлено, така технологічна схема видобувних робіт є найбільш економічно доцільною при селективній виїмці руди.

Таблиця 2.7 – Розрахункові параметри і показники технологічних схем розкривних робіт

Параметри й показники	Індекси технологічних схем						
	ТСР <sub>2</sub>	ТСР <sub>3</sub>	ТСР <sub>4</sub>	КСР <sub>2</sub>	КСР <sub>4</sub> (ПБСР)	КСР <sub>4</sub> (УБСР)	КСР <sub>5</sub>
1. Висота розкривних уступів:							
$H_1$	12,5	25,0	25,0	25,0	25,0 *	25,0	25,0
$H_2$	12,5	25,0	12,5	12,5	25,0	25,0	25,0
$H_3$	25,0	–	12,5	12,5	–	–	–
2. Ширина робочої площадки на розкривних уступах:							
$H_1$	40	100	100	100	50	50	100
$H_2$	40	100	40	40	100	100	100
$H_3$	100	–	40	40	–	–	–
3. Ширина робочої площадки на видобувних уступах	57	57	57	60	50	50	60
4. Показник концентрації гірничих робіт у робочій зоні кар'єру, $K_G$ , %	52	49	52	52	70	70	49
5. Збільшення витрат на транспорт. розкриття, $\Delta Z_{тр}$ , млн. грн/рік	5,1	4,5	4,5	5,1	1,8	1,8	4,5
6. Прибуток від реалізації продукції, П, млн. грн/рік	46,3	65,5	46,3	62,5	77,5	74,0	81,8
7. Рентабельність (прибутковість), R, %	15,0	16,2	15,0	18,9	33,7	28,2	19,1

Примітка: \* – драглайн установлений на проміжному горизонті надрудного розкривного уступу  $H_1$  ( $H_1^B = 8$  м;  $H_1^H = 16$  м)

Таким чином, використання цифрових геологічних моделей родовищ при проектуванні й виборі технологічних схем розробки розсіпів дозволяє оцінити й оперативно провести вибір ефективної схеми розкривних і видобувних робіт у кар'єрі з урахуванням селективної виїмки, як основної корисної копалини, так і попутної, наприклад, формувальних пісків.

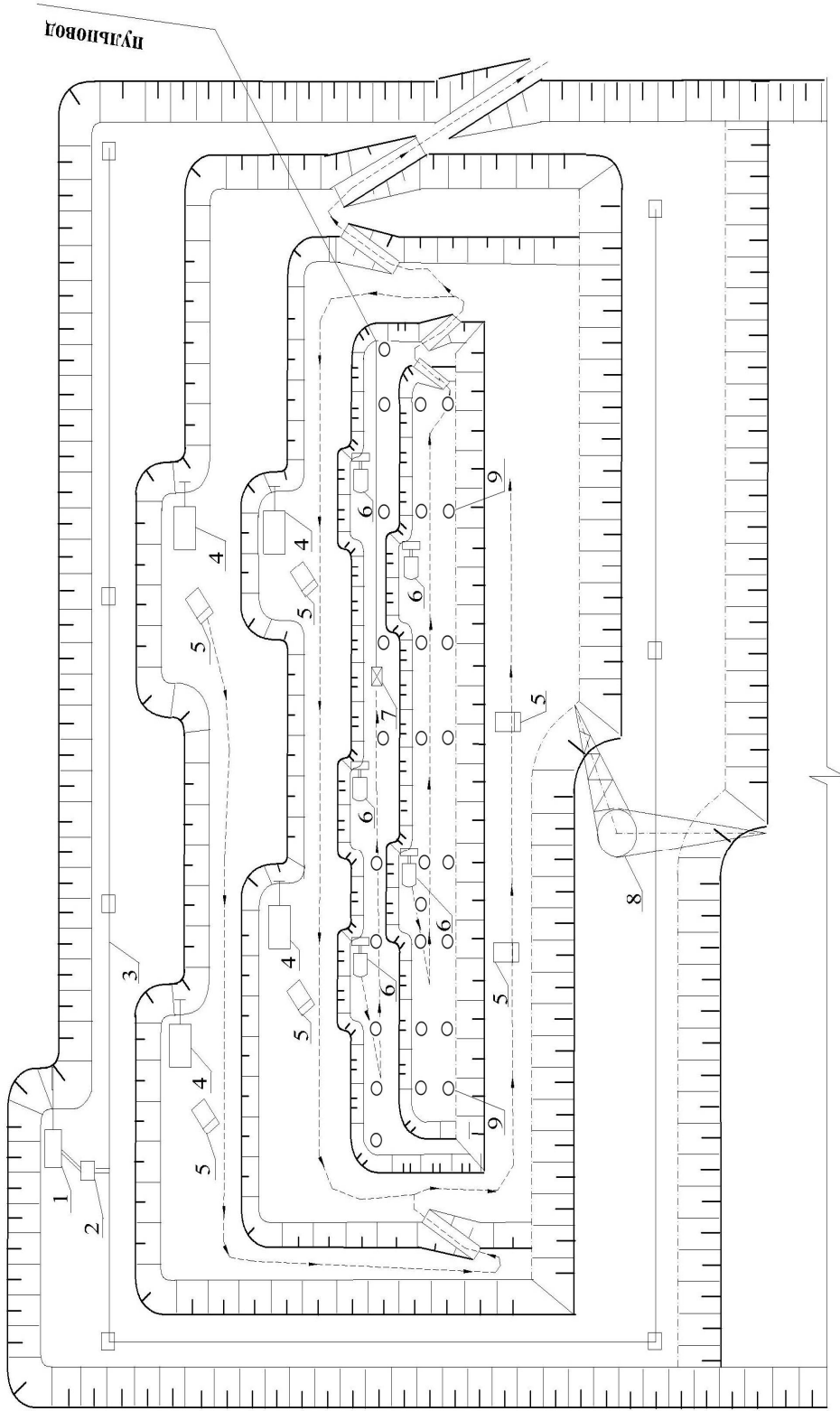


Рисунок 2.11 – Схема розкривних і видобувних робіт Могронівської ділянки Малишевського розсіпного родовища  
 1 - роторний екскаватор, 2- перевантажувач, 3- конвеєр, 4- екскаватор, 5- автосамоскид, 6- колісний навантажувач,  
 7- роторно-змішувальна установка, 8- від валоплутувач, 9- водознижувальні свердловини

Рудні піски й розкривні породи Мотронівської ділянки представлені слабозв'язаними й сипучими породами з низькими стійкими характеристиками, з досить великим водопритоком.

По даним Вільногірського ГМК загальний водоприток у кар'єр площею 60 тис. м<sup>2</sup> з урахуванням середньорічних опадів складає 359,67 м<sup>3</sup>/год і 2202,10 м<sup>3</sup>/с - з обліком максимальних зливових опадів.

Досвід будівництва й експлуатації розсипних горизонтальних родовищ, показує, що найбільші водопритоки спостерігаються в початковий період відпрацьовування, при якому відбувається спрацьовування природних запасів підземних вод і формується вирва депресії. Це відбувається протягом 1,5...2 років, після чого відбувається помітний спад водопритоків і відносна їх стабілізація за рахунок спрацьовування природних водних запасів. По даним Черкаської геологорозвідувальної експедиції очікуваний водоприток у кар'єр на кінець другого року експлуатації Мотронівської ділянки складе 1340 м<sup>3</sup>/год або 32160 м<sup>3</sup>/добу.

Осушення ділянки відкритих робіт необхідно робити прямим кар'єрним водовідливом. Вся вода, що відкачується буде скидатися в ставок-накопичувач. Для захисту ділянки відкритих гірничих робіт від поверхневих стоків, поталих і дощових вод передбачається будівництво водозатримувальної греблі, нагорної й водовідвідної канал з необхідними спорудженими й штучними спорудженнями на них. Води із всіх гідрозахисних споруджень будуть скидатися в ставок-накопичувач.

При будівництві кар'єрів фільтрація підземних вод різко зростає поблизу контурів гірничих розкривних виробок у піщано-глинистих породах і можуть викликати фільтраційні деформації укосів, які приводять до зсувних явищ на робочих площадках. Крім того, розвиток фільтраційних деформацій укосів, складених слабо або незв'язними породами відбувається у зв'язку зі зміною напруженого стану масиву під дією гідродинамічних сил. Підземні й поверхневі води чинять також вплив на міцність глинистих водонасичених порід, зміни яких пов'язані із процесом набрякання.

Питання захисту бортів кар'єру й внутрішнього відвала від зсувних явищ, а також визначення граничних параметрів укосів уступів і відвальних ярусів з обліком обраного гірничотранспортного устаткування зважувалися на прикладі кар'єрів № 7 Малишевського родовища.

Проведене моделювання інститутом «Кривбаспроект» [96] дозволило одержати прогнозні дані про зміну гідрогеологічних умов у межах кар'єрного поля при різних рівнях підтримки води, а також величини припливу підземних вод у кар'єр, залежно від рівня води у хвостосховищах. На підставі досліджень фільтраційних моделей і аналізу їх результатів зроблений висновок про необхідність зниження рівня підземних вод нижче підшови рудного видобувного уступу до його розкриття, що забезпечить стійкість робочих і неробочих уступів кар'єру й внутрішнього відвалу.

Основний вид очікуваних деформацій видобувного уступу й внутрішнього відвалу - фільтраційний з розвитком умов опливання до розмірів, що перебивають дно кар'єру на висоту ліній виходу підземних вод на укоси. Причина можливого випирання підшови й обвалення уступів у зоні виходу фільтраційного потоку на укіс полягає у відносно високих «вихідних» градієнтах фільтрації на ділянках виходу підземних вод, що залежать від потужності зони виходу води й кутів укосів уступів. Тривалий розвиток мов опливання може привести до руйнування берм безпеки видобувного уступу.

До іншого типу очікуваних фільтраційних деформацій укосів можна віднести: «розрідження» водонасичених пісків під дією динамічних навантажень. Це явище характерно для гірських порід з досить високою пористістю (більше 0,42-0,43 дол. од.). З огляду на те, що площа кар'єрного поля становить більше 1500 га, дренажні заходи повинні прогнозуватися на весь період експлуатації кар'єру. Як показує досвід осушення в даних гірничо-геологічних умовах, найбільший ефект досягається за рахунок відкачки підземних вод з передових (піонерних) траншей. Крім того, на видобувному уступі можна застосовувати горизонтальні самопливні свердловини, що забезпечують дренаж пісків недостатньої проникності. Горизонтальні свердло-

вини буряться з боку неробочих торцевих бортів. Експлуатація горизонтальних свердловин забезпечує локальний ефект у зоні виходу підземних вод при загальній дренажній системі кар'єрного поля. Для зняття напорів у шарах малої проникності підземних вод у період випереджального осушення використовують також розвантажувальні свердловини (свердловини з фільтром у колодязі, заповненому гравійним матеріалом). На Мотронівській ділянці родовища доцільне застосування наступних схем осушення залежно від розташування дренажних виробок: на стадії будівництва траншеї - однолінійна схема випереджального осушення рудного шару; на стадії розкриття рудного шару - ковзні схеми осушення. Для визначення ефективності осушення на стадіях розробки родовища використані наступні вихідні дані: середня оцінка покрівлі рудного шару + 100 м; середня оцінка ґрунту рудного шару + 82 м; середня потужність фільтраційного потоку на рівні дна кар'єру 22,4 м; середня оцінка водоупору (покрівля кори вивітрювання до глинистого масиву) + 69 м; коефіцієнт фільтрації пісків 3 м<sup>2</sup>/сут; довжина фронту розкривних робіт 2000 м; п'езометричний напір 35,4 м; зниження рівня підземних вод щодо дна траншеї (кар'єру) 1 м; розрахункові зниження рівня в свердловині 23,4 м; відстань між водознижуючими свердловинами 110 м; потужність фільтраційного потоку після зниження статичного рівня відносно водоупору 12 м; коефіцієнт водовіддачі 0,2; довжина ряду водознижуючих свердловин 200 м; відстань між рядами вертикальних свердловин дволінійної дренажної системи 110 м; радіус водознижуючих колодязів свердловин 0,6 м.

За відомою методикою [97] була отримана розрахункова оптимальна кількість «свердловин -колодязів» з дебітом по 18,7 м<sup>3</sup>/год по фронту гірничих робіт до 2000 м, до 37 од. у будівельний період, і до 19 од. в експлуатаційний період при тривалості роботи кожного ряду лінійної дренажної системи не менш трьох років. Глибина кожної водознижуючої свердловини-колодязя повинна бути не менш потужності рудного шару й не більше глибини залягання водоносного горизонту. Величина залишкового напору між свердловинами не перевищує 2 м над ґрунтом рудного шару, що обмежує ро-

звиток зон опливання укосів уступів і формує несуттєвий гідродинамічний тиск, що не впливає на стійкість уступів. Дренажна система забезпечує осушення й стійкість укосів кар'єру і його робочих площадок, що дозволяє застосовувати в якості виймально-транспортного устаткування колісні однокішшеві навантажувачі.

Принципово можливим джерелом водопостачання гірничовидобувного підприємства й сіл, що попадають у зону осушення, можуть бути дренажні води з водознижуючих свердловин випереджального осушення на самому підприємстві. Технічне водопостачання підприємства може бути повністю вирішене за рахунок дренажних вод.

### 2.2.2 Обґрунтування геотехнологічних параметрів та технологічних схем видобутку титано-цирконієвих руд на кар'єрах Вільногірського ГМК

Розвиток гірничо-видобувних підприємств у сучасних ринкових умовах вимагає постійного контролю ринку попиту й споживання випускаємої продукції, підготовки й уведення в експлуатацію нових ділянок родовищ титано-цирконієвих руд. При цьому питанням удосконалення існуючих технологічних схем розробки руд і проектуванню нових, перспективних технологічних рішень по відкритому видобутку розсипів повинне приділятися першочергове значення, як з погляду підвищення продуктивності гірничотранспортного устаткування, так і підтримки ефективності роботи підприємства в цілому.

У наш час більш як 62% витрат у собівартості видобутку титано-цирконієвих руд в Україні доводиться на розкривні роботи, а виробнича потужність кар'єрів залежить від технології розробки надрудного розкривного уступу.

Наприклад, відпрацьовування розкривного надрудного уступу в умовах діючих кар'єрів Вільногірського ГМК проводиться за допомогою транспортної системи розробки родовищ із використанням комплексів устаткування циклічної дії: екскаваторів ЕКГ-8 I, ЕКГ-10 I та автосамоскидів БелАЗ-7548.



Відомо, що вартість розробки  $1 \text{ м}^3$  розкривних порід такими комплексами устаткування при транспортуванні розкриву у внутрішній відвал, у середньому в 2,5-3 рази більше, ніж при безтранспортній системі розробки (БСР).

У зв'язку з цим було поставлене науково-практичне завдання по обґрунтуванню доцільності реконструкції існуючої технологічної схеми відпрацювання розкривного надрудного уступу в кар'єрах №7 "Південь" і "Північ" Вільногірського ГМК шляхом заміни зазначених комплексів крокуючими екскаваторами - драглайнами. Вирішення поставленого завдання передбачає встановлення технологічної можливості економічної ефективності застосування простої (ПБСР) або ускладненої (УБСР) безтранспортної системи розробки родовища.

На рис. 2.12 наведені дві принципові технологічні схеми, що передбачають застосування безтранспортної системи розробки надрудного розкривного уступу  $H_{BI}$  в умовах діючого кар'єру №7:

- 1) розкривний екскаватор-драглайн (ЕШ-10/70 або ЕШ-6/45), відпрацює розкривну західку А, іде за видобувним екскаватором ЕШ-10/50;
- 2) розкривний екскаватор ЕШ-10/70 іде попереду видобувного екскаватора ЕШ-10/50.

У першому випадку (рис. 2.12 а) для застосування найбільш ефективної простої безтранспортної системи розробки уступу  $H_{BI}$  необхідне дотримання наступної обмежуючої умови:

$$R_{p \max} \geq B + h_0 \operatorname{ctg} \alpha + d + H_0 \operatorname{ctg} \beta_0, \quad (2.1)$$

де  $R_{p \max}$  – максимальний радіус розвантаження драглайна, м

$h_0$  – висота видобувного уступу (потужність шару корисної копалини), м;

$\alpha$  - кут укосу видобувного уступу, град.;

$d$  – ширина допоміжної смуги (відстань між нижньою брівкою видобувного уступу й нижньою брівкою внутрішнього відвала), м;

$\beta_0$  – кут укосу внутрішнього відвала, град.;

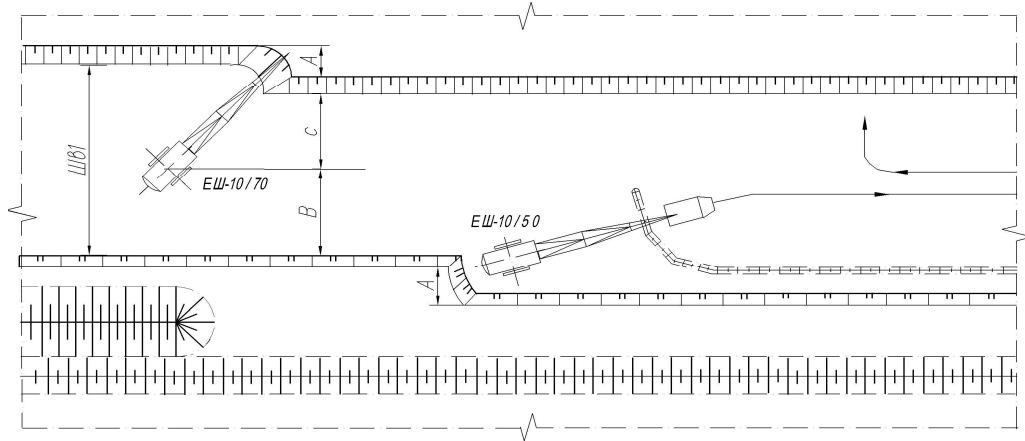
$H_0$  – висота внутрішнього відвала, утвореного розкривним драглайном, м.

$$H_0 = H_{B1} \cdot K_p + 0,25A \cdot \operatorname{tg}\beta_0, \text{ м}, \quad (2.2)$$

де  $K_p$  – коефіцієнт розпушення породи у відвалі;

$A$  - ширина розкривної заходки, що відпрацьовує драглайном, м.

а)



б)

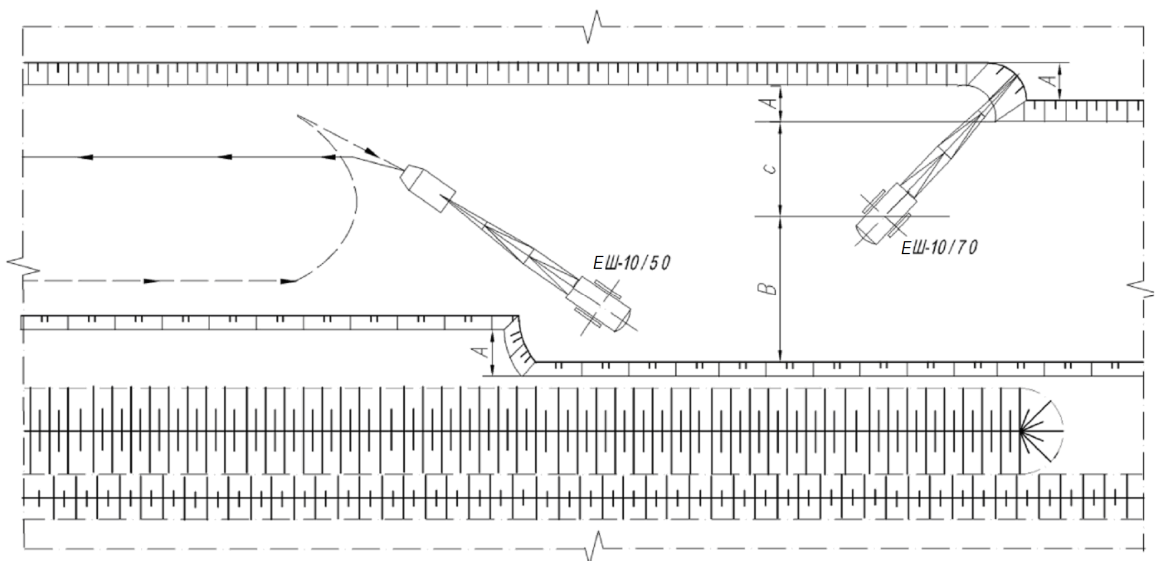


Рисунок 2.12 – Принципова схема безтранспортної системи розробки надрудного розкривного уступу екскаватором ЕШ-10/70, який розташовується за (а) і попереду (б) видобувного екскаватора ЕШ-10/50

Оскільки розкривний екскаватор-драглайн здійснює відпрацьовування розкривного надрудного уступу верхнім черпанням необхідно також дотримання наступної умови

$$R_{r \max} \geq A + H_{B1} \operatorname{ctg} \gamma + C + \frac{d}{2}, \text{ м}, \quad (2.3)$$

де  $R_{r \max}$  – максимальний радіус черпання розкривного драглайна, м;

$C$  – ширина допоміжної (додаткової) смуги, прийнятої для розминовки розкривного та видобувного драглайнів (при переході останнього для відпрацьовування наступної видобувної заходки), м;

$d$  – ширина бази розкривного драглайна, м.

З умови (2.3) визначається максимально можлива ширина заходки розкривного драглайна  $A$

$$A = R_{r \max} - H_{B1} \operatorname{ctg} \gamma - C - \frac{d}{2}, \text{ м}, \quad (2.4)$$

По наведених формулах (2.1-2.4) виконані розрахунки з метою обґрунтування основних параметрів ПБСР. У якості вихідних даних прийнято: тип видобувного екскаватора – ЕШ-10/50; тип розкривного драглайна – ЕШ-10/70 ( $R_{p \max} = R_{r \max} = 66,5$  м);  $H_{B1} = 8-12,5$  м;  $h_0 = 15$  м;  $\alpha = 40^\circ$ ;  $\gamma = 40^\circ$ ;  $\beta_0 = 35^\circ$ ;  $C = 20$  м;  $d = 9,5$  м;  $K_p = 1,2$ .

Результати виконаних розрахунків наведені в табл. 2.8 з якої видно, що для заданого діапазону висоти розкривного надрудного уступу  $H_{B1} = 8 - 12,5$  м для його розробки технологічно прийнятно застосування простої безтранспортної системи розробки.

Таблиця 2.8 – Розрахункові параметри безтранспортної системи розробки

Параметри	Висота уступу $H_{B1}$ , м		
	8	10	25
Максимально можлива ширина заходки драглайна ЕШ-10/70, $A$ , м	32,0	30,0	27,0
Необхідний максимальний радіус черпання розкривного драглайна, $R_{r \max}$ , м	66,5	66,5	66,5
Висота внутрішнього відвалу безтранспортного розкриву, $H_0$ , м	15,2	17,3	19,7
Необхідний радіус розвантаження розкривного драглайну, $R_{p \max}$ , м	53,7	56,7	60,2
Можливість застосування ПБСР	так	так	так

До основних технологічних особливостей схеми а) відносяться:

- жорсткий взаємозв'язок роботи драглайнів ЕШ-10/70 і ЕШ-10/50 який забезпечується рівністю ширини заходок і величини річного посування фронтів їхньої роботи;

- холості переходи як розкривного, так і видобувного драглайна;

- неможливість зменшення розмірів робочої розкривної зони кар'єру й підвищення концентрації гірничих робіт за рахунок зосередження розкривний і видобувний заходок у вертикальній площині та необхідності мати допоміжну смугу  $C = 15-20$  м для забезпечення роботи технологічного автотранспорту на верхній площадці видобувного уступу;

- збільшення кута повороту при розвантаженні видобувного драглайну до 50 %, (до  $135^\circ$ );

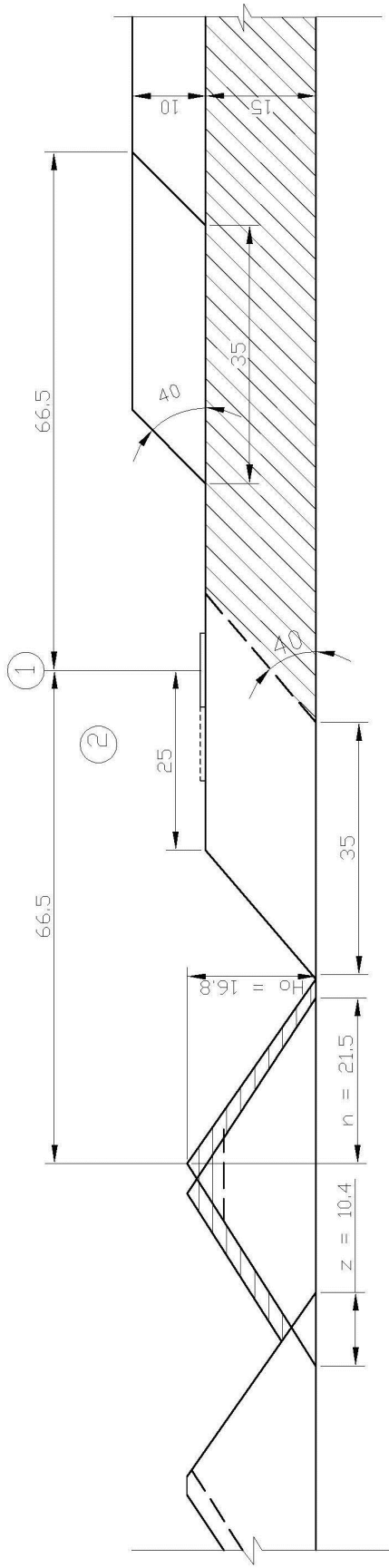
- необхідність роботи розкривного драглайна ЕШ-10/70 фронтальним вибоєм при кутах повороту на розвантаження від  $135$  до  $180^\circ$ .

Зазначені особливості необхідно враховувати при оцінці економічної ефективності застосування технологічної схеми простої безтранспортної системи розробки.

Технологічна схема б) безтранспортної системи розробки надрудного розкривного уступу при розміщенні ЕШ-10/70 попереду видобувного екскаватора дозволяє частково сполучити розкривну й видобувну заходки шляхом зменшення величини  $B$ , що дорівнює відстані від осі пересування ЕШ-10/70 до верхньої брівки видобувного уступу. На рис. 2.13 наведені варіанти технологічних схем безтранспортної системи розробки надрудного розкривного уступу залежно від зміни величини  $B$  від 25 до 55 м. При існуючому положенні гірничих робіт  $B = 65$  м створюються найбільш гірші умови для БСР. При цьому необхідно застосування ускладненої безтранспортної системи розробки (УБСР) за рахунок додаткових обсягів розкривних порід для переєкскавації. Таке ж положення виникає для схем 2.13 а ( $B = 55$  м), 2.13 б ( $B = 35$  м) і 2.13 в ( $B = 25$  м). І тільки для схеми 2.13 г при  $B = 15-20$  м технологічно можлива проста безтранспортна система розробки й обсяги переєкскавації відсутні.



**в)**



**г)**

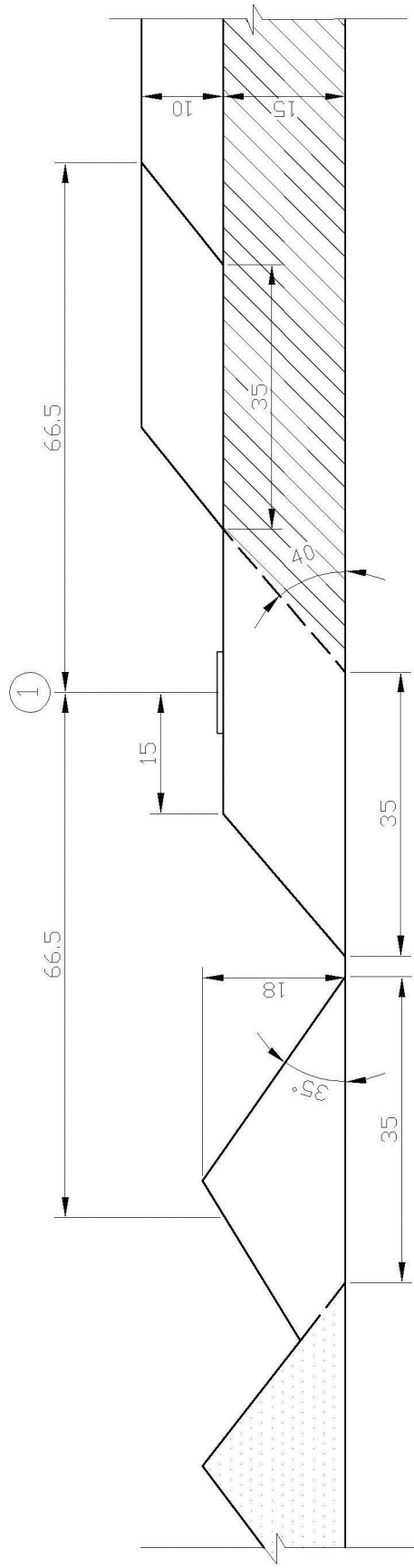


Рисунок 2.13

а)  $B = 55$  м, б)  $B = 35$  м, в)  $B = 25$  м, г)  $B = 15$  м

Таблиця 2.9 – Аналітичні вирази для розрахунку основних параметрів безтранспорної системи розробки

№ п/п технологічної схеми	В, м	Формули
0 (базова)	65	<p>1. Ширина підсиання (x):</p> $x = \frac{[2(n+a)\operatorname{tg}\beta_0 + h_0] + \sqrt{[2(n+a)\operatorname{tg}\beta_0 + h_0]^2 - 4\operatorname{tg}\beta_0 \cdot [(n+a)^2 \operatorname{tg}\beta_0 + ah_0 + 0,5h_0^2 (ctg\alpha + ctg\beta_0) - AH_{B1K_p}]}}{2 \cdot \operatorname{tg}\beta_0}, \text{ м}$ <p><math>n = B + h_0 ctg\alpha - R_{p \max}</math></p> <p>2. Коефіцієнт переєкспації (<math>K_n</math>):</p> $K_n = \frac{(x-a-n)^2 \operatorname{tg}\beta_0 - 0,25z^2 \operatorname{tg}\beta_0 - 0,5[2(x-a) - h_0(ctg\alpha + ctg\beta_0)]h_0}{A \cdot H_{B1} \cdot K_p},$ <p><math>z = x - 2(a+n)</math></p> <p>3. Висота внутрішнього відвала (<math>H_0</math>):</p> $H_0 = (x-a-n)\operatorname{tg}\beta_0, \text{ м.}$
2	45	<p>1. Ширина підсиання (x):</p> $x = \frac{-2n\operatorname{tg}\beta_0 + \sqrt{(-2n\operatorname{tg}\beta_0)^2 - 4 \left( \operatorname{tg}\beta_0 - \frac{0,5}{ctg\alpha + ctg\beta_0} \right) \cdot (n^2 \operatorname{tg}\beta_0 - AH_{B1K_p})}}{2 \cdot \left( \operatorname{tg}\beta_0 - \frac{0,5}{ctg\alpha + ctg\beta_0} \right)}, \text{ м}$ <p><math>n = R_{p \max} - B - h_0 ctg\alpha - a</math></p>

	<p>2. Коефіцієнт переєкквації (<math>K_n</math>):</p> $K_n = \frac{(n+x)^2 \operatorname{tg}\beta_0 - \frac{0,5(x-a)^2}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta_0} - 0,25z^2 \operatorname{tg}\beta_0}{A \cdot H_{В1} \cdot K_p},$ <p><math>z = 2n + x</math></p> <p>3. Висота внутрішнього відвала (<math>H_0</math>):</p> $H_0 = (n+x) \operatorname{tg}\beta_0, \text{ м.}$	
<p>3</p>	<p>1. Ширина підсіпання (<math>x</math>):</p> $x = \frac{- \left[ \frac{a}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta_0} + 2n \operatorname{tg}\beta_0 - 0,5(2n-A) \operatorname{tg}\beta_0 \right] + 2 \cdot \left( \operatorname{tg}\beta_0 - \frac{0,5}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta_0} \right)}{\sqrt{\left[ \frac{a}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta_0} + 2n \operatorname{tg}\beta_0 - 0,5(2n-A) \operatorname{tg}\beta_0 \right]^2 - 4 \left( \operatorname{tg}\beta_0 - \frac{0,5}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta_0} \right) \left[ n^2 \operatorname{tg}\beta_0 - \frac{0,5a^2}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta_0} - AH_{В1} K_p \right]}}$ <p style="text-align: right;">, м</p> <p>2. <math>K_n, n, z, H_0</math> визначаються за аналогією зі схемою 2</p>	<p>35</p>
<p>4-5</p>	<p>Формули аналогічні схемі 3</p>	<p>25-15</p>



Технологічні схеми БСР, які представлені на рис. 2.13 зображені в масштабі, що дозволяє, при необхідності, графічно визначати величину коефіцієнта переєкскавації  $K_n$ .

Для розрахунку основних параметрів безтранспортної системи розробки були запропоновані аналітичні вирази для розрахунку, які наведені в табл. 2.9. Представлені аналітичні вираження дозволяють при  $B = 25-55$  м визначити такі параметри як: ширина підсипання, коефіцієнт переєкскавації, висота внутрішнього відвала.

На рис. 2.14 наведені результати розрахунку коефіцієнта переєкскавації  $K_n$ . Із графіка видно, що зі зменшенням величини відстані  $B$  між віссю переєсування розкривного драглайна ЕШ-10/70 і верхньою брівкою видобувного уступу, величина  $K_n$  зменшується. При значеннях  $12 < B \leq 20$   $K_n = 0$ , тобто технологічно доцільно застосовувати просту БСР.

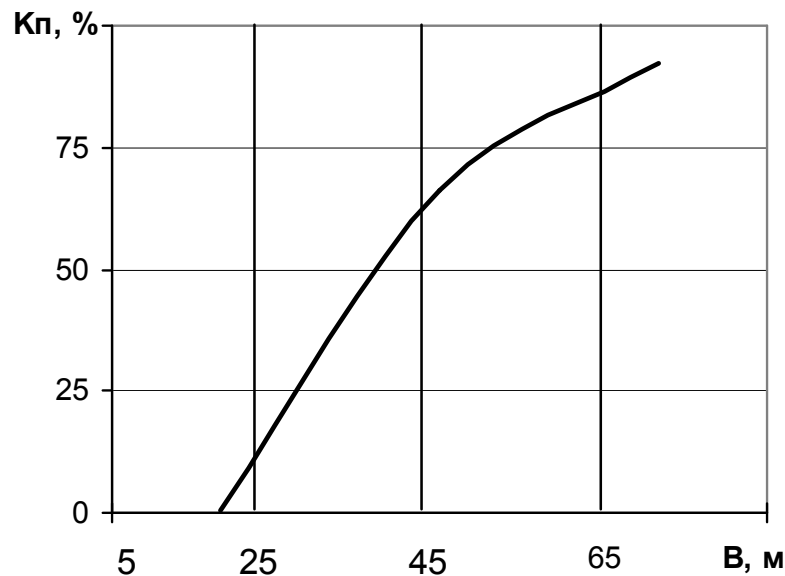


Рисунок 2.14 – Залежність коефіцієнта переєкскавації  $K_n$  від відстані  $B$

При розгляді технологічних схем ускладненої безтранспортної системи розробки надрудного розкривного уступу драглайнами ЕШ-6/45 встановлена можливість застосування наступних двох схем розробки (рис. 2.15).

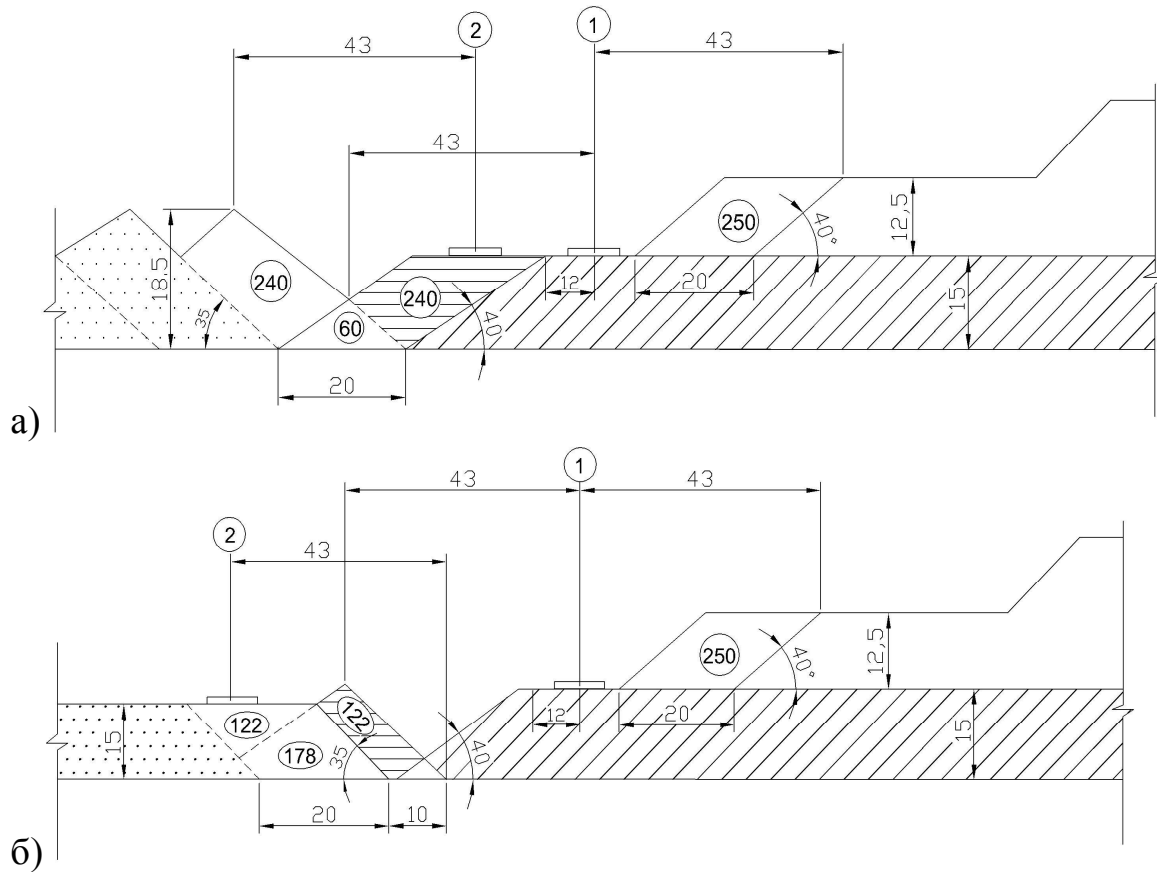


Рисунок 2.15 – Технологічні схеми ускладненої системи розробки із застосуванням екскаваторів ЕШ-6/45; а) ЕШ-6/45 (№2) розташований на підсипанні видобувного уступу; б) ЕШ-6/45 (№2) розташований на передвідвалі

На рис. 2.15: а) драглайн ЕШ-6/45 (№1), відпрацьовуючи надрудний розкритий уступ ( $H_{BI} = 12,5$  м і  $A = 20$  м), підсипає видобувний уступ (ширина підсипання  $x = 20$  м). Драглайн ЕШ-6/45 (№2), перебуваючи на підсипаному розкритті, відпрацьовує його у внутрішній відвал; б) драглайн ЕШ-6/45 перебуває на передвідвалі висотою 15 м.

Порівнюючи ці схеми по величині коефіцієнта переекскавації  $K_n$  встановлено, що більш ефективною є схема б), для якої  $K_n = 0,41$ , у порівнянні з першою схемою а), де  $K_n = 0,8$ . Аналітичним і графічним способами встановлено, що по величині коефіцієнта переекскавації -  $K_n$  більш ефективною є друга схема УБСР, для якої  $K_n$  становить 0,41, що майже у два рази менше в порівнянні з першою схемою, де  $K_n = 0,8$ .

До загальних недоліків розглянутих схем УБСР із використанням екскаваторів ЕШ-6/45 варто віднести:

- максимально можлива ширина заходки розкривного екскаватора ЕШ-6/45 становить 20 м (виходячи з  $R_{r\ max} = 43$  м);

- місячний обсяг запасів корисної копалини (обсяг блоку) мінімальний і становить  $210000\text{ м}^3$  (при  $L_{\phi.\delta} = 700$  м і  $h_{\delta} = 15$  м), оскільки максимально можлива ширина заходки  $A$  розкривного й, відповідно, видобувного екскаваторів становить 20 м;

- зниження річної продуктивності екскаваторів через невелику ширину заходки, що відповідає збільшенню числа холостих переходів їх після відпрацьовування заходок.

Вибір найбільш ефективної технологічної схеми безтранспортної системи розробки розкривного надрудного уступу виконаний шляхом порівняльної техніко-економічної оцінки.

Порівняння технологічних схем простої БСР і ускладненої БСР виконувалося для умов відпрацьовування розкривного уступу (надрудного) на кар'єрі №7 "Південь" Вільногірського ГМК. За базову схему, тобто схему, з якої зіставлялися можливі схеми БСР, була прийнята існуюча на кар'єрі транспортна схема відпрацьовування надрудного уступу комплексом устаткування циклічної дії, що включає екскаватори ЕКГ-8 I, ЕКГ-10 I та автосамоскиди Белаз-7548.

Основними вихідними технічними й технологічними умовами при проведенні порівняльної оцінки прийняті наступні:

- забезпечення необхідної продуктивності кар'єру по руді,  $Q_K^{III}$  ;
- відповідність річних посувань фронтів гірничих робіт на надрудному розкривному та видобувному уступах,  $П_r$  ;
- забезпечення можливості холостого переходу видобувного та розкривного драглайнів після закінчення відпрацьовування видобувної або розкривної заходок;
- забезпечення місячного запасу корисної копалини;
- можливість застосування розкривних драглайнів ЕШ-10/70 і ЕШ-6/45.

Планова продуктивність кар'єру по рудних пісках  $Q_K^{III}$  прийнята рівній  $2,34 \cdot 10^6\text{ м}^3/\text{рік}$  відповідно до плану гірничих робіт Вільногірського ГМК на 2008 рік.

Річне посування фронтів розкривних робіт  $\Pi_{Г\epsilon}$  визначено виходячи з довжини фронту робіт на видобувному уступі  $L_{\phi.\delta} = 700$  м і висоти видобувного уступу  $h_{\delta} = 15$  м, тобто дотримуючись умови рівності:

$$\Pi_{Г\epsilon} = \Pi_{Г\delta}$$

$$\Pi_{Г\delta} = \frac{Q_{\kappa}^{III}}{L_{\phi.\delta} \cdot h_{\delta} \cdot k_{\text{вид.}}}} = \frac{2340000}{700 \cdot 15 \cdot 0,95} \approx 235, \text{ м/рік,}$$

де  $\Pi_{Г\delta}$  – посування фронту видобувних робіт, м/рік;

$k_{\text{вид.}}$  = коефіцієнт видобутку рудних пісків, відн. од.

Необхідна продуктивність розкривного комплексу устаткування  $Q_{\text{еш}}$  драглайнів ЕШ-10/70 або ЕШ-6/45 становить:

$$Q_{\text{еш}} = \Pi_{Г\epsilon} \cdot L_{\phi.\epsilon} \cdot H_{B1} = 235 \cdot 750 \cdot 12,5 = 2,2 \cdot 10^6, \text{ м}^3/\text{рік,}$$

де  $L_{\phi.\epsilon}$  – довжина фронту розкривних робіт на надрудному уступі, м;

$H_{B1}$  – висота надрудного уступу, м.

Отримана розрахункова величина  $Q_{\text{еш}}$  може бути цілком забезпечена драглайном як ЕШ-10/70, так і ЕШ-6/45, виходячи з фактичних і планових показників їхньої роботи на кар'єрах Вільногірського ГМК.

При цьому розкриті місячні запаси корисної копалини становлять: для схем з використанням ЕШ-10/70 –  $367500 \text{ м}^3$ , для ЕШ-6/45 –  $210000 \text{ м}^3$ , що відповідає необхідним запасам, рівним –  $195000 \text{ м}^3$ .

Економічні показники, а також вартість розкривного устаткування приймалися на підставі статистичних даних Вільногірського ГМК наведені в табл. 2.10.

Виконаний розрахунок економічної ефективності застосування БСР для відпрацьовування надрудного розкривного уступу. Результати розрахунку наведені в табл. 2.11, показують, що найбільша економічна ефективність відповідає трьом технологічним схемам: схема 2 (ПБСР<sub>1</sub>), схема 3 (УБСР) і схема 9 (ПБСР<sub>2</sub>). По показнику економії річних експлуатаційних витрат  $\Delta Z_{\epsilon}$  технологічні схеми ПБСР<sub>1</sub> і ПБСР<sub>2</sub> із застосуванням ЕШ-10/70 рівноцінні, а економія витрат становить 7,4 млн. грн/рік. По показнику рентабельності  $R$  всі схеми практично рівноцінні.

Таблиця 2.10 – Економічні показники собівартості розробки руд на кар'єрах Вільногірського ГМК

Найменування екскаваторів	тис. м <sup>3</sup>	%	тис. грн.							послуги бульд. тех- ніки	собівар- тість, грн/м <sup>3</sup>	
			Усього	мастильні матер.	зарплата	відраху- вання	норм. матер.	пряма оренда	електро- енергія			перемі- щення вантажів
ЕКГ-8I	871,4	100	4862,08	14,98	237,56	90,16	23,08	11,39	278,55	3381,15	825,21	5,58
ЕП-6/45	579,8	100	3193,46	13,31	116,78	44,32	71,62	21,28	158,49	2305,94	461,71	5,51
ЕП-10/50	233,3	100	1396,07	5,39	75,23	28,55	25,65	3,67	109,33	961,34	186,9	5,98
ЕП-10/70	120,2	100	266,52	1,92	45,21	17,16	32,85	2,29	51,9	0	115,19	2,22
ЕРПР-1600	521,5	100	1741,2	21,89	442,86	168,07	0	139,58	529,06	0	439,74	3,34
KU-800	808,4	100	2298,2	43,9	445,63	169,12	97,1	117,32	653,62	0	771,5	2,84
Усього	3134,6		13757,53	101,39	1363,27	517,38	250,3	295,53	1780,95	6648,43	2800,25	4,39
Розкриття з навантаженням в автотранспорт												
ЕКГ-8I	778,2	89,3	4345,5	12,92	212,08	80,48	20,53	10,17	254,63	3002,94	751,74	5,58
Розкриття по безтранспортній схемі												
ЕП-6/45	15,5	2,67	27,3	0,74	3,1	1,18	1,83	0,56	4,26	0	15,6	1,76
ЕП-10/50	3,5	1,5	6,8	0,15	1,21	0,46	0,4	0,06	1,11	0	3,44	1,95
ЕП-10/70	120,2	100	266,5	1,92	45,21	17,16	32,85	2,29	51,9	0	115,19	2,22
Усього	139,2		300,6	2,81	49,52	18,8	35,08	2,91	57,27	0	134,22	2,16
Розкриття комплексами з конвеєрним транспортом												
ЕРПР-1600	521,5	100	1741,2	21,89	442,86	168,07	0	139,58	529,06	0	439,74	3,34
KU-800	808,4	100	2298,2	43,9	445,63	169,12	97,1	117,32	653,62	0	771,5	2,84
Усього	1329,9		4039,4	65,79	888,49	337,19	97,1	256,9	1182,68	0	1211,25	3,04
Усього розкриття	2247,3		8685,5	81,52	1150,09	436,47	152,71	269,98	1494,58	3002,94	2097,21	3,86
Видобуток												
ЕКГ-8I	93,2	10,7	516,59	2,06	25,49	9,67	2,55	1,22	23,93	378,21	73,47	5,54
ЕП 6/45	564,3	97,33	3166,18	12,57	113,68	43,15	69,78	20,72	154,23	2305,94	446,11	5,61
ЕП 10/50	229,8	98,5	1389,25	5,24	74,02	28,09	25,25	3,61	108,22	961,34	183,47	6,05
ЕП 10/70	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Усього видоб.	887,3		5072,02	19,87	213,19	80,91	97,58	25,55	286,38	3645,49	703,05	5,72

Таблиця 2.11 – Техніко-економічні показники порівнюваних технологічних схем безтранспортної системи розробки

Індекс схеми	Тип комплексу розкривного обладнання	Розташування розкривного драглайна, відносно		Число комплексів обладнання	Вартість комплексу обладнання, млн. грн.	Вартість розробки 1 м <sup>3</sup> розриву, грн.	Коефіцієнт переєкстації кавації $K_n$ , м	Вартість розробки 1 м <sup>3</sup> розриву з обліком $K_n$ , грн	Експлуатаційні витрати, Зе, млн. грн/рік	Економія витрат $\Delta Z_e$ , млн. грн/рік	Рентабельність, R, %
		верхньої брівки видобувного уступу, В, м	Видобувного драглайна								
ТСР	ЕКГ+ автосам.	–		2	50	5,58	–	5,58	12,28	0	0
ПБСР <sub>1</sub>	ЕП-10/70	12	≈	1	35	2,22	–	2,22	4,88	7,40	21,2
УБСР	ЕП-6/45	12	перекриття	2	32	1,76	$\frac{80^*}{41}$	$\frac{3,17}{2,48}$	$\frac{6,97}{5,46}$	$\frac{5,31}{6,82}$	$\frac{16,6}{21,3}$
УБСР <sub>0</sub>		65		2	2	88	4,17	4,17	9,17	3,11	4,4
УБСР <sub>1</sub>		55		2	70	78	3,95	3,95	8,69	3,59	5,1
УБСР <sub>2</sub>		45		2		63	3,62	3,62	7,96	4,32	6,2
УБСР <sub>3</sub>		35		1		43	3,18	3,18	7,00	5,28	15,1
УБСР <sub>4</sub>		25		1	35	10	2,44	2,44	5,37	6,91	19,7
ПБСР <sub>2</sub>		15		1		–	2,22	–	2,22	4,88	7,40

Примітка\* - у чисельнику - два драглайни ЕП – 6/45 розташовані на розкривному уступі; у знаменнику – один драглайн розташований на розкривному уступі, другий на передвдвалі

Таким чином, з огляду на особливості організації розкривних робіт із застосуванням БСР при відпрацьовуванні надрудного уступу, а також основної переваги схеми 9 (ПБСР<sub>2</sub>), а саме – можливість істотно зменшити розміри розкривної зони кар'єру, ця схема є найбільш ефективною. Схема дозволяє зменшити відстань транспортування розкривних порід у внутрішній відвал на вищележащих горизонтах на  $\Delta l_{mp}^{cp} = 50$  м, а економія витрат  $Z_e$ , при собівартості виїмки й транспортуванні  $1 \text{ м}^3$  розкриву роторним комплексом НКМЗ (ЕРШР -1600)  $Z = 3,34$  грн і планової його продуктивності рівній  $4,25 \cdot 10^6 \text{ м}^3/\text{рік}$  складе:

$$Z_e = Q_k^e \cdot C_{mp} \cdot \Delta l_{mp}^{cp} = 4,25 \cdot 10^6 \cdot 2,2 \cdot 0,05 = 0,467 \text{ млн. грн/рік,}$$

де  $C_{mp}$  – вартість транспортування  $1 \text{ м}^3$  розкриву на 1 км, грн.

$$C_{mp} = \frac{C}{l_{mp}^{cp}} = \frac{3,34}{1,5} = 2,2 \text{ грн/м}^3 \cdot \text{км,}$$

де  $l_{mp}^{cp}$  – середня відстань транспортування розкривних порід для роторного комплексу кар'єрі №7 «Південь», км.

Таким чином, з урахуванням величини економії експлуатаційних витрат за рахунок підвищення концентрації гірничих робіт у розкривній зоні кар'єру, технологічна схема 9, при простій безтранспортній системі розробки надрудного уступу екскаватором ЕШ-10/70 і проходженні його попереду видобувного ЕШ-10/50 є найбільше економічно ефективною.

Сумарна економія експлуатаційних витрат для цієї схеми становить  $\Sigma Z = \Delta Z_e + Z_e = 7,4 + 0,467 = 7,867$  млн. грн/рік, що істотно більше в порівнянні зі схемами 2 (ЕШ-10/70 за ЕШ-10/50) і схемою 3 (УБСР із застосуванням драглайнів ЕШ-6/45).

Аналіз технологічних і організаційних особливостей застосування екс-

каваторів драглайнів для відпрацьовування розкривного надрудного уступу в умовах кар'єру №7 «Південь», а також порівняльна техніко-економічна оцінка прийнятих до розгляду восьми можливих технологічних схем безтранспортної системи відпрацьовування зазначеного розкривного уступу дозволили встановити наступне.

1. Заміна комплексів циклічної дії (ЕКГ+автосамоскиди) на кожному з восьми схем БСР є економічно доцільною.

2. Найбільша економія експлуатаційних витрат (7,9 млн. грн/рік), а також найбільша рентабельність (22,5%) досягається при застосуванні простої безтранспортної системи розробки надрудного розкривного уступу з використанням драглайна ЕШ-10/70, який треба розміщувати попереду видобувного драглайна ЕШ-10/50 (схема 9). При цій схемі максимальна ширина заходок на видобувному і надрудному уступах становить 35 м.

3. Схема, при якій розкривний драглайн ЕШ-10/70 розміщується за видобувним драглайном ЕШ-10/50, має меншу ефективність, оскільки не дозволяє зменшити розміри розкривної зони шляхом збільшення ступеня сполучення розкривної та видобувної заходок. Максимальна ширина заходки екскаваторів на надрудному й, відповідно, на видобувному уступах становить 30 м.

4. Застосування схеми, що передбачає ускладнену безтранспортну систему розробки з використанням двох драглайнів ЕШ-6/45 (один на розкривному уступі, другий – на передвідвалі), забезпечує меншу ефективність у порівнянні із драглайнами ЕШ-10/70, однак може бути застосована при відсутності драглайна ЕШ-10/70 на кар'єрі. Недоліком цієї схеми є те, що максимальна ширина заходки становить 20 м, що в 1,5 рази менше існуючої на кар'єрі. Запас корисної копалини на один блок при  $L_{\phi.d} = 700$  м і  $h_d = 15$  м становить  $21 \times 10^4$  м<sup>3</sup> при необхідному місячному запасі  $19,5 \times 10^4$  м<sup>3</sup>.



## **2.3 Аналіз технологічних схем переробки розсипних руд родовищ України**

Слід зазначити, що проектована технологія переробки мінеральної сировини базується на найбільш сучасних технологічних процесах і схемах, що передбачають якнайповнішу утилізацію відходів переробки. Найважливішим критерієм обґрунтування оптимальної технологічної схеми є максимальна повнота вилучення основних і попутних корисних компонентів в товарну продукцію при сприятливій для надрокористувача рентабельності виробництва.

Обґрунтування рекомендованої технології і показників переробки мінеральної сировини ґрунтується на даних про вивчення його речовинного складу, структурно-текстурованих особливостей, фізико-механічних і інших властивостей, на результатах технологічних випробувань проб в лабораторних (включаючи технологічне картування), напівпромислових і, при необхідності, промислових умовах.

Оцінка представництва технологічних проб проводиться на основі аналізу всієї сукупності інформації по вивченню речовинного складу, структурно-текстурованих особливостей, контрастності, фізико-механічних і інших властивостей корисних копалин, одержаної в результаті розвідки родовища і, при необхідності, геолого-технологічного картування.

При встановленні істотних коливань показників якості мінеральної сировини, що впливають на його технологічні властивості (збагачуваність), в межах окремих тіл корисних копалин, їх ділянок по простяганню і падінню, обґрунтовується вибір місця відбору технологічних проб з урахуванням календарного графіку розробки родовища, можливості і доцільності усереднювання корисних копалин або його селективної здобичі і переробки. Особлива увага приділяється повноті технологічній вивченості і обґрунтуванню представницьких проб ділянок першочергової розробки родовища.

За наявності на родовищі декількох технологічних (промислових) типів

руд, що підлягають роздільній здобичі і переробці, обґрунтування представництва технологічної проби проводиться по кожному з них.

Об'єми і види технологічних досліджень повинні бути достатніми для отримання початкових даних, потрібних для проектування найбільш раціональної технологічної схеми переробки корисних копалин і обґрунтування наступних основних її показників:

якості одержуваної товарної продукції і її відповідності діючим нормативним документам або іншим вимогам промисловості;

виходу товарної продукції від початкової мінеральної сировини в натуральних показниках і у відсотках;

по рудних родовищах – вилучення основних і попутних корисних компонентів в товарну продукцію, у відсотках.

Необхідні також характеристика порційної і кускової контрастності руд, їх подрібнюваності і розкриття мінералів, початкові дані, необхідні для однозначного вирішення питання про можливість застосування оборотного водопостачання і знешкодження стічних вод. Технологічні випробування представницьких проб проводяться із застосуванням води, яка використовуватиметься підприємством, або аналогічної по хімічному складу і вмісту домішок.

Якщо на родовищі виділяються два або декілька технологічних типів мінеральної сировини, що підлягають селективній здобичі і роздільній переробці, то вказані показники встановлюються по кожному з них.

## 2.4 Розробка методики розрахунку геотехнологічних параметрів переробки розсипних титано-цирконієвих руд

### 2.4.1 Особливості складу і технологічних властивостей розсипних титано-цирконієвих руд

Комплексні рутил-циркон-ільменітові розсипи є основною мінеральною базою титану й цирконію України. На базі цих родовищ працюють потужні підприємства.

Такі руди представлені ще кварцовими дрібнозернистими пісками з вмістом глинистої фракції від 10 до 45%. Сумарний вміст рудних мінералів 10-20%. Рудні піски складаються із кварцу (45-90%), мінералів глини (5-50%) і важкими мінералами (переважна більшість яких є рудними): ільменіту, рутилу, лейкоксену, циркону, дистену, силіманіту, ставроліту, турмаліну, хроміту.

Найпоширенішим мінералом титана в пісках родовища є ільменіт. Питома вага коливається від 4,1 до 4,25 г/см<sup>3</sup>. Вміст TiO<sub>2</sub> в ільменіті коливається від 58 до 68%, у середньому становить 63%.

Рутил належить до неелектромагнітної фракції, колір червоний, у менших кількостях зустрічаються чорний і зрідка жовтий кольори. Питома вага від 4,2 до 4,3 г/см<sup>3</sup>. По даним хімічних аналізів вміст TiO<sub>2</sub> коливається від 81 до 97%, у середньому становить 93%. Кількість окису й закису заліза незначна.

До важкої неелектромагнітної фракції належить циркон. Колір блідо-жовтий, блідо-рожевий, рожево-фіолетовий, молочно-білий, напівпрозорий. Питома вага більше 4,27 г/см<sup>3</sup>.

Лейкоксен є продуктом зміни ільменіту. Має округлу форму зерен із сильним фарфоровидним блиском. Питома вага коливається від 3,7 до 4,1 г/см<sup>3</sup>. В основному лейкоксен концентрується в неелектромагнітній фракції разом з рутилом. Містить TiO<sub>2</sub> від 88,1 до 90,91%. У малих кількостях утримуються закиси й окиси заліза, хрому, ванадію, ніобію, міді, свинцю, нікелю, кобальту, олова.

Силіманіт належить до неелектромагнітної фракції. Мінерал безбарвний із частими крапковими чорними включеннями. За даними хімічних аналізів містить  $\text{SiO}_2$  - 39,5 %,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  - 57,9 %, у малих кількостях  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  - 0,87 %,  $\text{TiO}_2$  - 0,54 %, Ca - 0,615 %, Mg - 0,175 %,  $\text{ZrO}_2$  - 0,65 %.

Ставроліт належить до електромагнітної фракції. Зерна мають ромбічну, але в основному неправильну форму. Колір жовтий різних відтінків. Питома вага 3,5 - 3,8 г/см<sup>3</sup>. По хімічних аналізах містить  $\text{Al}_2\text{O}_3$  - 50,07%,  $\text{SiO}_2$  - 31,41%,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  - 10,54%,  $\text{TiO}_2$  - 1,16%, а також Fe, Mn, Ca, Mg, Ni, Zn, Li.

Турмалін входить в електромагнітну фракцію, зрідка попадає в неелектромагнітну фракцію. Зерна майже безбарвні зі слабким зеленуватим відтінком у пісках сарматського ярусу, у пісках полтавської серії зерна мають призматичну форму з темно-зеленим, майже чорним кольором.

Гранулометричний склад пісків характеризується значною перевагою двох фракцій: піскової (0,1 - 0,315 мм) і глинистої (- 0,01 мм). У цілому рудоносні піски добре відсортовані, дрібнозернисті, мають гарний ступінь округлості. Вміст глинистої фракції коливається в межах 6 - 50 %. Піскова фракція (+0,05 мм) представлена в основному класами 0,315 +0,100 мм, класи 0,315 +0,560 мм становлять у долі до 3 - 5 %. У пісках розміщені й більші (+ 1мм) класи, але в незначній кількості. Представлені вони зернами 1-3 мм і гальками кварцу до 40 мм, включеннями пісковиків, карбонатними й залізистими цементаціями розміром 0,3 - 0,5 мм, які іноді утворюють, особливо у верхньому горизонті на контакті із глиною, цілі брили пісковиків потужністю до 1 м.

#### 2.4.2 Основні принципи збагачення розсипних тітано-цирконієвих руд

Розсипи суттєво відрізняються від корінних руд тим, що рудний мінерал у них знаходиться у їстівному помеленому вигляді, зерна цінних мінералів визволені друг від друга та від зростків з пустою породою, що виключає вартісні операції дроблення та помелу розсипів перед їх збагаченням, а також підвищує ефективність збагачувальних процесів.

Рідкометалева сировина, як правило, є комплексною і містить одночасно від двох і більше рідких, рідкоземельних та розсіяних елементів, вилучення котрих у окремі монометалічні концентрати або в концентрати по групам металів потребує використання складних та комбінованих технологічних схем і процесів, які сполучають збагачувальні, металургійні, гідрометалургійні та фізико-хімічні методи обробки.

Для отримання високоякісних концентратів звичайно виконують у дві або три стадії:

- первинне збагачення з метою отримання чорнових концентратів з максимальним вилученням у них усіх цінних компонентів;

- доводку чорнових концентратів здійснюють на доводочних фабриках з метою отримання високосортних окремих мономінеральних концентратів. Поряд з багатими іноді отримують бідні некондиційні концентрати ( промпродукти), які переробляють хіміко-металургійними процесами, що забезпечує високе сумарне вилучення металів у концентрати.

Вибір методу збагачення тієї чи іншої сировини визначається її речовинним складом, розміром украленості, щільністю цінних та супутніх мінералів, їх технологічними властивостями і т. і.

Отримання мономінеральних концентратів із розсипів виконують у дві стадії, які включають первинне збагачення розсипів та доводку чорнових концентратів. Збагачувальні установки для первинного збагачення будують звичайно на місці видобутку пісків., Так, при розробці розсипу драгами або землесосами збагачувальне обладнання розташовується безпосередньо на плавучих базах, понтонах та таке інше. Доводочні фабрики для отримання готових концентратів розташовують на березі поблизу розсипного родовища. Доводка чорнових концентратів різних родовищ здійснюється на центральних доводочних фабриках, при будівництві яких враховують питання транспортування чорнових концентратів або готової продукції споживачам та інші географічні та техніко-економічні фактори.

Як правило технологія переробки розсипних тіано-цирконієвих руд включає такі стадії.

1. Підготовчі операції. Перед збагаченням пісків річкових відкладень після промивки грохоченням видаляють валуни та крупну фракцію. Піски морських відкладень є більш рівномірним за розмірами часток матеріалом, очищеним від ілів та шламів. На грохотах видаляють звичайно шматки дерева і органічні домішки.

Підготовчими операціями є дезінтеграція і грохочення пісків. Первинне збагачення пісків здійснюється після їх дезінтеграції і грохочення. В той же час процес грохочення після дезінтеграції виконує збагачувальну операцію, оскільки надрешетний продукт звичайно видаляють у відвал. Дезінтеграція пісків руйнує зцементований матеріал і розділяє його на окремі частинки, чим забезпечує звільнення зерен цінних мінералів один від одного і від порожньої породи.

При збагаченні розсипів застосовують мокру і суху дезінтеграцію. Мокра дезінтеграція здійснюється в барабанних млинах, що обертаються, грохотах під дією струменів води (скруббери або дражні бочки), або в коритних мийках. Суха дезінтеграція здійснюється в барабанному або на плоскому грохоті.

Класифікація пісків звичайно здійснюється грохоченням в тому ж апараті, що і дезінтеграція, причому дезінтеграція виконується раніше класифікації. Задачею грохочення є відділення галечнику і іншого крупного матеріалу, що не містить цінних мінералів, з подальшим видаленням його у відвал. Таким чином, грохочення є першим прийомом первинного збагачення пісків, застосування його дозволяє звичайно удвічі скоротити об'єм матеріалу, що поступає в подальші процеси збагачення.

Грохочення створює також сприятливіші умови для подальших процесів збагачення, в які поступає однорідний за крупністю матеріал. Дрібні піски (ефеля), у свою чергу, класифікують на класи за крупністю для роздільного їх збагачення на концентраційних столах, гвинтових або магнітних сепараторах, струменевих або конусних концентраторах та інших апаратах.

Для дезінтеграції і грохочення застосовують коритні мийки і барабанні дезінтегратори або скруббери.

Останніми роками стали застосовувати вібраційні мийки, що є довгими барабанами (трубами), які підвішені на пружинах до рами, вони мають круговий вібраційний рух з певною амплітудою і частотою руху. Злив видаляється через перфоровану частину труби з розвантажувального кінця. Ці мийки ефективно працюють при підвищених витратах енергії і води.

2. Первинне збагачення розсипів. Мета первинного збагачення розсипів – отримання колективного концентрату з максимально можливим вилученням в нього всіх важких мінералів щільністю більш  $2,9$  або  $4 \text{ г/см}^3$  і видаленням мінералів порожньої породи щільністю менше  $2,9 \text{ г/см}^3$ . В результаті первинного збагачення розсипів у відвальні хвости видаляють в середньому 50-90 % порожньої породи (кварц, глина, галя і ін.). Найважчим при первинному збагаченні є видалення з концентрату мінералів, що мають проміжну щільність  $2,9-3,5$  або  $3-4 \text{ г/см}^3$ , які при подальшому розділенні колективних концентратів за допомогою електромагнітної і електростатичної сепарації забруднюватимуть концентрати.

Первинне збагачення розсипів проводять на гвинтових сепараторах, відсадних машинах, конусних сепараторах, концентраційних столах, на стаціонарних і рухомих шлюзах, іноді у важких суспензіях.

Залежно від типу розсипу, вмісту глини, розміру частинок цінних мінералів і порожньої породи застосовують різне поєднання гравітаційних апаратів і схеми збагачення.

На гвинтових сепараторах добре вилучаються цінні мінерали крупністю  $-0,25+4$  мм, дещо гірше мінерали із зернами крупністю  $-0,25+0,074$  мм і погано уловлюються мінерали із зернами крупністю  $-0,074$  мм, особливо  $-0,05$  мм. Частилки менше  $0,05$  мм майже повністю знаходяться в зваженому стані і тому не випадають з потоку. Для пісків із змістом мінералів важкої фракції більше 3 – 4% потрібне двох- і трьохстадійне збагачення. При цьому для кожної подальшої стадії обробки хвостів необхідне їх перемішування, оскільки пульпа в кінці третього або четвертого витку попереднього сепаратора під дією відцентрової сили розшаровується. Розвиток здобичі титано- і цирконо-

вмістючих продуктів з розсипів тісно пов'язаний з розвитком техніки збагачення на гвинтових сепараторах; упровадження цих апаратів в промисловість зробило збагачення розсипів найекономічніше вигідним.

Широке застосування одержали також апарати для гравітаційного збагачення, в яких основним загальним елементом є жолоб з плоским днищем, що звужується до розвантажувального кінця. Основні переваги струменевих жолобів – висока питома продуктивність на  $1 \text{ м}^2$  займаної площі, яка досягає до  $8 \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{м}^2)$ , мала витрата води на збагачення –  $1 - 1,5 \text{ м}^3/\text{т}$  початкових пісків, простота конструкції, легкість регулювання і можливість автоматизації процесу. Різні конструкції апаратів з жолобами, що звужуються, одержали назву струменевих і конусних сепараторів. У Україні розроблені і упроваджені в промисловість струменевий сепаратор Гіредмету і конусні сепаратори конструкції Вільногірського гірничо-металургійного комбінату.

Ще одним типом гравітаційних сепараторів є конусні сепаратори. Так, Вільногірській гірничо-металургійний комбінат, окрім одноярусних конусних сепараторів, виготовляє двоярусні сепаратори з конусами діаметром 2 м, а також п'яти- і шестиярусні. Двох- і тріярусні сепаратори розраховані на поєднання двох або трьох операцій в одному апараті. На верхньому конусі можна здійснювати первинне збагачення, а на нижньому (нижніх) – перечищення концентрату і контрольну операцію – очищення хвостів. Можливі і інші варіанти схем. Продуктивність конусних сепараторів зростає пропорційно площі робочої поверхні конусів. Питома продуктивність одноярусних і тріярусних конусних сепараторів з конусами діаметром 2 м відповідно в 10 і 32 рази більше, ніж у концентраційних столів ЯСК-1, а вартість устаткування на 1 т пісків, що переробляються, в 12 – 15 разів нижча. Серійне виробництво конусних сепараторів організований Новосибірським заводом «Труд» і Усольським заводом гірничого устаткування.

Порівнюючи устаткування для гравітаційного збагачення, необхідно відзначити, що при збагаченні ільменітових пісків середньої крупності у гвинтових сепараторів продуктивність на  $1 \text{ м}^2$  площі в 1,5 рази більше, ніж у від-



садних машин, а при збагаченні тонких класів в 5 разів більше, ніж у концентраційних столів, у струменевих жолобів і конусних сепараторів в 2 рази більше, ніж у гвинтових сепараторів, і в 10 – 12 разів більше, ніж у концентраційних столів. Схеми збагачення із застосуванням відсадних машин складні в апаратурному оформленні; робота їх пов'язана з розгалуженими пульпопроводами, трубопроводами і т.п.; часто виникають прості фабрик через технічні неполадки. Заміна відсадних машин гвинтовими і струменевими сепараторами спрощує апаратурне оформлення фабрик і забезпечує краще вилучення цінних мінералів з розсипів. Застосування струменевих і конусних сепараторів дає вищі техніко-економічні показники.

При збагаченні пісків, що містять цінні мінерали в крупних, дрібних і тонких фракціях, часто застосовують комбіновані схеми, що включають відсадку для класу  $-25+6$  мм, гвинтові сепаратори для класу  $-6$  мм і концентраційні столи для перечищення грубих концентратів. Якщо цінні мінерали містяться переважно в тонких фракціях, первинне збагачення доцільне здійснювати флотацією або на струменевих сепараторах. При збагаченні морських прибережних пісків схеми первинного збагачення звичайно бувають простішими, оскільки ці піски більш класифіковані і вільні від шламів унаслідок дії морського прибою і вітру. Вилучення важких мінералів в колективний концентрат з морських пісків звичайно складає 90 – 99%.

3. Доводка чорнових колективних концентратів. Колективні концентрати, які одержують при первинному збагаченні, звичайно розділяють на доводочних фабриках комбінованими методами збагачення: гравітацією, флотацією, магнітною, електричною сепарацією і ін.

Магнітні методи знайшли широке застосування при збагаченні руд рідкісних металів в перечисних операціях чорнових концентратів, що містять важкі мінерали. При доведенні чорнових концентратів розсипних титаноцирконієвих руд магнітна сепарація використовується для вилучення сильномагнітних мінералів (магнетит, хроміт), а також ільменіту та ставроліту.

При перетищенні чорнових і доведенні колективних концентратів рідкісних металів застосовують електричні методи збагачення при розділенні ільменіту і рутилу від циркону, монациту, ставроліту, каситериту і вольфраміту від турмаліну, гранату, монацита, циркону, колумбіт-танталіта від каситериту, циркону. Собівартість збагачення електричними методами значно нижче в порівнянні з іншими методами. Споживання електроенергії сепараторами низьке.

При розділенні колективних концентратів застосовують схеми трьох принципово різних типів.

1. Схеми, при яких на початку процесу застосовують магнітну сепарацію. Такі схеми мають перевагу у тому випадку, коли в колективному концентраті міститься багато магнітних мінералів (магнетиту, ільменіту і ін.), які відразу будуть видалені з процесу. Наприклад, за такими схемами працює ряд цирконієво-титанових доводочних фабрик Індії, США, Австралії.

2. Схеми, що передбачають на початку процесу електростатичну сепарацію. Їх застосовують у тому випадку, коли концентрати мають високий вміст циркону і інших, не провідних електрику мінералів. В цьому випадку електричне збагачення економічно більш вигідне, оскільки менше витрачається електроенергії. Завдяки тому, що основна частина непровідників відділяється перед магнітною сепарацією, підвищуються ефективність роботи сепараторів і вилучення магнітних мінералів.

3. Комбіновані схеми, які поєднують процеси селективної флотації, магнітного і електричного збагачення (іноді гравітації).

#### 2.4.3 Синтез технологічних схем переробки розсипних титано-цирконієвих руд

Синтез технології переробки розсипних титано-цирконієвих руд може здійснюватися на базі теоретичної оцінки очікуваних вихідних показників технологічного процесу.

При цьому опис розділових властивостей апаратів та їх сполучень буде проводитись у вигляді їхніх сепараційних характеристик  $P(x)$ . Характеристика питомої сировини буде надаватися у вигляді функції розподілу величини розділової властивості  $F(x)$ .

Тоді вихідні показники процесу можуть бути обчислені за виразами:

$$\beta = \frac{\sum_{i=1}^n \delta_i P(\delta_i) \Delta F(\delta_i)}{\sum_{i=1}^n P(\delta_i) \Delta F(\delta_i)}, \quad (2.5)$$

$$\nu = \frac{\sum_{i=1}^n \delta_i (1 - P(\delta_i)) \Delta F(\delta_i)}{\sum_{i=1}^n (1 - P(\delta_i)) \Delta F(\delta_i)}. \quad (2.6)$$

Для формалізації розрахунків технологічних схем для кожної операції запишемо рівняння балансу для вузьких фракцій:

$$P_{BX} = \sum P_{ВИХ} \quad (2.7)$$

и переходу вузьких фракцій у збагачений продукт.

$$P_{ВИХ} = P^{(l)}(\delta) p_{BX}, l = \overline{1, k}. \quad (2.8)$$

Таким чином ми отримуємо систему рівнянь, де кількість невідомих дорівнює кількості рівнянь. При вирішенні цієї системи ми отримуємо функцію, що зв'яже характеристики вхідних та вихідних потоків за допомогою всіх сепараційних характеристик.

Розділова характеристика визначає апарат на рівні властивостей окремої частки, а у вигляді функції дає можливість оцінити увесь діапазон властивостей часток. За допомогою  $P(x)$  можна також оцінювати розхідні показники процесу :

$$P_{вихi} = P p_{вихi}, \quad (2.9)$$

где  $i$  – номер фракції частиц.

Вихід продукту - є інтегральна характеристика процесу, об'єднуюча функції сировини і апарату. За допомогою виходу оцінюють витратні показники потоків:

$$Q_{вих} = \gamma Q_{Вех} \quad (2.10)$$

Порівнюючи співвідношення для  $P$  і  $\gamma$  можна вважати, що вони мають однакові закони перетворення вхідних характеристик у вихідні і для опису розділових схем можна користуватися обома на рівних умовах.

Сепараційна характеристика схеми розділення визначається сепараційними характеристиками окремих операцій, їх кількістю і послідовністю з'єднання.

Допустимо, до змішення, кількість частинок розділової ознаки  $X$  було  $P_{i-1}$ , а після змішення  $P_i$  і рівне сумі кількостей частинок до змішення, що поступили в дану операцію з циркулюючим навантаженням, тобто

$$P_i = P_{i-1} + \sum_{j=1}^m P_j, \quad (2.11)$$

де  $j$  - порядковий номер циркулюючого навантаження.

Циркуляція утворюється послідовним з'єднанням апаратів, тобто

$$P_j = P_i \prod_{i=i+1}^{n_1} E_i. \quad (2.12)$$

Тоді

$$P_i = P_{i-1} + P_i \sum_{j=1}^m \prod_{i=i+1}^{n_1} E_i. \quad (2.13)$$

Звідки

$$P_{i-1} = P_i (1 - \sum_{j=1}^m \prod_{i=i+1}^{n_1} E_i) \quad (2.14)$$

Таким чином, сепараційна характеристика операції змішення

$$P_{CMi} = \frac{P_i}{P_{i-1}} = 1 / (1 - \sum_{j=1}^m \prod_{i=i+1}^{n_1} E_i). \quad (2.15)$$

Технологічна схема збагачення корисних копалини складається з певної послідовності операцій розділення і змішення. Тому першочерговим завданням розрахунку є визначення вилучення вузьких фракцій в продукти, які отримані в результаті обробки у всіх операціях схеми.

До певного етапу характеристика сепарації з'єднання виходить хоча і складною, але ще цілком можливі перетворення, що приводять вираз її до явного вигляду. Проте при подальшому ускладненні вона виходить вже недоступною для отримання явного виразу. Можливо тільки складання системи рівнянь, однозначно, що ідентифікує цю систему. Пошук технологічної схеми вестимемо за допомогою аналітичного моделювання технологічних операцій, використовуючи сепараційні характеристики апаратів і функції розподілу фракцій в початковому продукті – криві збагачуваності. Такий спосіб полягає в наступному.

Допустимо, є підготовлена сировина, функція збагачуваності якого  $F(\alpha)$  і є апарат, розділова характеристика якого  $P(\alpha)$ . Елементарний вихід  $\Delta\gamma(\alpha_i)$  фракції  $\Delta F(\alpha_i)$  при розділенні на підставі цих характеристик рівний

$$\Delta\gamma(\alpha_i) = \Delta F(\alpha_i) P(\alpha_i). \quad (2.16)$$

Загальний вихід продукту складається з елементарних виходів:

$$\gamma_\beta = \sum_{i=1}^k \Delta\gamma(\alpha_i) = \sum_{i=1}^k \Delta F(\alpha_i) P(\alpha_i). \quad (2.17)$$

Вихід збідненого продукту:

$$\gamma_v = \sum_{i=1}^k \Delta F(\alpha_i) (1 - P(\alpha_i)). \quad (2.18)$$

Загальний вміст цінного мінералу в цих продуктах визначається як середньовиважена величина.

$$\beta = \frac{\sum_{i=1}^k \Delta\gamma(\alpha) \alpha}{\sum_{i=1}^k \Delta\gamma(\alpha)} = \frac{\sum_{i=1}^k \alpha_i \Delta F(\alpha_i) P(\alpha_i)}{\gamma_\beta}, \quad (2.19)$$

$$v = \frac{\sum_{i=1}^k \alpha_i \Delta F(\alpha_i) (1 - P(\alpha_i))}{\sum_{i=1}^k \Delta F(\alpha_i) (1 - P(\alpha_i))}. \quad (2.20)$$

У даних виразах беруть участь кінцеві суми, тому рівняння досить просто можна використовувати для розрахунку. З цією метою необхідно виконати дискретне розбиття функцій  $F(\beta)$  і  $P(\beta)$ , представивши їх у вигляді послідовності чисел  $Df(\beta_i)$  і  $P(\beta_i)$ .

Чим менше інтервал  $\Delta\alpha$  тим точніше розрахунки і тим більше ці розрахунки громіздкі. Але, якщо спрямувати до нуля цю кінцеву різницю, то прирости функції перетворяться на диференціали функції і тоді набудемо граничних значень розрахункових величин

$$\gamma_{\beta} = \int_0^1 P(\alpha) f(\alpha) d\alpha ; \quad (2.21)$$

$$\gamma_{\nu} = \int_0^1 (1 - P(\alpha)) f(\alpha) d\alpha ; \quad (2.22)$$

$$\beta = \frac{\int_0^1 \alpha P(\alpha) f(\alpha) d\alpha}{\int_0^1 P(\alpha) f(\alpha) d\alpha} ; \quad (2.23)$$

$$\nu = \frac{\int_0^1 \alpha (1 - P(\alpha)) f(\alpha) d\alpha}{\gamma_{\nu}} . \quad (2.24)$$

Характеристика сепарації схеми розділення визначається сепараційними характеристиками окремих операцій, їх кількістю і способом послідовного з'єднання.

Технологічна схема збагачення корисних копалини складається з певної послідовності операцій розділення і змішення. Тому першочерговим завданням розрахунку є визначення вилучення вузьких фракцій в продукти, які отримані в результаті обробки у всіх операціях схеми.

Сепаратори, що мають нерегульовані в широкому діапазоні вихідні потоки, мають внаслідок цього і жорсткі характеристики сепарацій. Тому кращою групою сепараторів можуть бути такі, у яких характеристики сепарацій можуть змінювати свій вигляд. До такої групи відносяться сепаратори, що розподіляють масу продукту, що вилучається, у вигляді віяла. В цьому випадку можливо гнучко регулювати якісні характеристики збагаченого і збідненого продуктів. Крім того, можна виділяти проміжні продукти, а це означає, що можливе виділення практично чистого цінного компоненту і вільних від цінного компоненту відходів в одному розділовому апараті.

При збагаченні титано-цирконієвих розсипних руд часто застосовуються конусні сепаратори, в яких реалізується згаданий принцип розділення. Проте висота віяла вельми мала і в результаті малі регулювальні дії приводять до різкої зміни вихідних показників. Такі відхилення можуть виникати і в результаті випадкових відхилень установки шибера із-за вібрацій або високої турбулентності потоку пульпи. На цій підставі перспективним виявляється гвинтовий сепаратор. Вибором ширини жолоба можна добитися необхідної чутливості, а зміною положення відсікаючого шибера можна гнучко регулювати його сепараційну характеристику.

Сепараційна характеристика гвинтових сепараторів вельми гнучка. Зміна характеристики здійснюється шляхом зміни положення відсікаючого шибера.

Методику проектування полягає в наступному:

- формулюється деяка відповідна структура технології;
- технологія перевіряється за допомогою розрахунків;
- якщо результати розрахунку не досягли необхідних значень, то коректується структура технологічної схеми, і знову повторюються розрахунки за визначенням показників якості розділення.

Такі кроки виконуються до тих пір, поки не буде досягнутий бажаний результат.

#### 2.4.4 Розрахунок геотехнологічних параметрів переробки розсипних титано-цирконієвих руд

Кінцевими показниками, що характеризують ефективність використання корисної копалини та цінність родовища, є економічні показники.

Розрахунки економічних показників, що відповідають сучасним методикам та інструктивним вимогам підприємств державної геологічної служби, виконуються на базі розрахунків прямих виробничих витрат по окремих витратних статтях та очікуемого прибутку від реалізації готової продукції з урахуванням ставки дисконтування і терміну існування підприємства. Основні принципи методіки економічного розрахунку аналогічні тим, що були рекомендовані для економічної оцінки роботи лінії переробки ільменітових руд Іршанського типу. Приклад розрахунку основних економічних показників по варіантах потужності технологічної лінії наведений у табл. 2.12.

Таблиця 2.12 – Техніко-економічні показники роботи лінії збагачення розсипних титано-цирконієвих руд

	Параметри	Од. вимір.	Варіанти				
			1	2	3	4	5
1	Запаси рудоносних пісків	млн. т	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7
2	Вихід піскової фракції	%	81	81	81	81	81
3	Вихід рудної фракції	%	8	8	8	8	8
4	Вміст ільменіту від рудн. фракції	%	44	44	44	44	44
5	Вміст рутилу від рудн. фракції	%	9	9	9	9	9
6	Вміст циркону від рудної фракції	%	3	3	3	3	3
7	Вміст ільменіту в поч. руді	%	3,52	3,52	3,52	3,52	3,52
8	Вміст рутилу в поч. руді	%	0,72	0,72	0,72	0,72	0,72
9	Вміст циркону в поч. руді	%	0,24	0,24	0,24	0,24	0,24
11	Вихід концентрату ільменіту	%	3,96	3,96	3,96	3,96	3,96
12	Вихід концентрату рутилу	%	0,81	0,81	0,81	0,81	0,81
13	Вихід цирконієвого концентрату	%	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27
14	Продуктивність збагачувальної лінії	т/годс	40	40	40	40	40
15	Кількість ліній		2	2	2	3	3
16	Продуктивність підприємства	т/год	80	80	80	120	120
17	Кількість робочих місяців в рік		12	12	12	12	12
18	Кількість робочих днів в місяць		22	22	22	22	22
19	Кількість змін		2	1	3	2	2
20	Кількість годинника в зміну		8	8	8	8	8
21	Кількість годинника в рік		4224	2112	6336	4224	4224
22	Продуктивність підприємства по исх. продукту	тис. т/рік	337,9	169,0	506,9	506,9	506,9



## Продовження табл. 2.12

23	Продуктивність по концентрату ільменіту	тис. т/рік	11,9	5,9	17,8	17,8	20,1
24	Продуктивність по концентрату рутилу	тис. т/рік	2,4	1,2	3,6	3,6	4,1
25	Продуктивність по цирконієвому концентрату	тис. т/рік	0,8	0,4	1,2	1,2	1,4
26	Вартість 1 т концентрату ільменіту	грн/т	450	450	450	450	450
27	Вартість 1 т концентрату рутилу	грн/т	1240	1240	1240	1240	1240
28	Вартість 1 т цирконієвого концентрату	грн/т	3800	3800	3800	3800	3800
29	Річний дохід по ільменіту концентрату	млн. грн	5,4	2,7	8,0	8,0	9,0
30	Річний дохід по рутилу концентрату	млн. грн	3,0	1,5	4,5	4,5	5,1
31	Річний дохід по цирконієвому концентрату	млн. грн	3,1	1,5	4,6	4,6	5,2
32	Річний дохід підприємства	млн. грн	11,5	5,7	17,2	17,2	19,3
33	Капітальні вкладення	млн. грн	6,94	3,00	6,94	6,94	9,50
34	Річні виробничі витрати	млн. грн	8,9	5,8	11,9	10,1	10,1
35	Річна вартість продукції	млн. грн	11,5	5,7	17,2	17,2	17,2
36	Доход за 1 рік	млн. грн	2,58	-0,07	5,23	7,12	7,12
37	Чистий річний дохід	млн. грн	1,93	-0,05	3,92	5,34	5,34
38	Чистий дохід за весь період роботи підприємства	млн. грн	21,2	-1,1	28,6	39,0	39,0
39	Чистий річний дохід	млн. грн	1,93	-0,05	3,92	5,34	5,34
40	Ставка дисконтування, %	%	0,12	0,12	0,12	0,12	0,12
41	Дисконтований грошовий потік	млн. грн	1,542	-0,04	3,126	4,256	4,256
			1,377	-0,03	2,791	3,800	3,800
			1,229	-0,03	2,492	3,393	3,393
			1,098	-0,03	2,225	3,029	3,029
			0,980	-0,02	1,987	2,705	2,705
			0,875	-0,02	1,774	2,415	2,415
			0,781	-0,02	1,584	2,156	2,156
			0,698	-0,02	0,000	0,000	0,000
			0,623	-0,02	0,000	0,000	0,000
			0,556	-0,02	0,000	0,000	0,000
			0,497	-0,01	0,000	0,000	0,000
42	Сумарний дисконтований грошовий потік	млн. грн	10,3	-0,3	16,0	21,8	21,8
43	Чистий дисконтований грошовий потік	млн. грн	3,3	-3,3	9,0	14,8	12,3
44	Індекс прибутковості		0,48	-1,09	1,30	2,14	1,29
45	Внутрішня норма прибутковості		0,01		0,29	0,48	0,29
46	Накопичений дисконтований грошовий потік	млн. грн					
	1		-5,40	-3,04	-3,81	-2,68	-5,24
	2		-4,02	-3,08	-1,02	1,12	-1,44
	3		-2,79	-3,11	1,47	4,51	1,95
	4		-1,69	-3,14	3,70	7,54	4,98
	5		-0,71	-3,17	5,68	10,24	7,68
	6		0,16	-3,19	7,46	12,66	10,10
	7		0,94	-3,21	9,04	14,82	12,25
	8		1,64	-3,23			
	9		2,27	-3,25			
	10		2,82	-3,26			
	11		3,32	-3,28			
47	Термін окупності капітальних вкладень	років	5	-	2	1	2

Використання запропонованої методики розрахунку геотехнічних параметрів переробки розсипних титано-цирконієвих руд дозволяє оцінювати доцільність використання тої чи іншої технологічної схеми і коригування вибраної стратегії розвитку підприємства ще на стадії його проектування.

### **3 РОЗРОБКА МЕТОДИКИ РОЗРАХУНКУ ГЕОТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИДОБУТКУ ТА ПЕРЕРОБКИ РОДОВИЩ ТЕХНОГЕННОГО ПОХОДЖЕННЯ**

#### **3.1 Встановлення області застосування безтранспортної системи розробки при освоєнні розсипних родовищ**

Основними гірничо-геологічними факторами, що впливають на технологічну можливість і економічну доцільність застосування безтранспортної системи розробки родовища є:

- 1) потужність розкривних порід;
- 2) потужність шару корисної копалини;
- 3) стійкість масиву гірських порід;
- 4) виробнича потужність кар'єру;
- 5) спосіб розробки корисної копалини (валовий або селективний).

Виходячи з теорії й практики розробки горизонтальних марганцеворудних, вугільних і нерудних родовищ [4, 34], рекомендована область застосування безтранспортної системи розробки (БСР) обмежується потужністю розкриву 40 - 42 м при потужності шару корисної копалини - 2-3 м. У наш час рекомендації щодо застосування безтранспортної системи розробки при освоєнні розсипних пластових покладів, потужністю 5 - 30 м, відсутні.

Встановлення області застосування БСР рекомендується визначати в такій послідовності:

- 1) вихідні дані (по вищенаведеним 5-ти факторам);
- 2) визначення продуктивності кар'єру по розкриву (по розкривному надрудному уступі);
- 3) встановлення типу екскаватора-драглайна по ємності ковша, відповідно продуктивності кар'єру по корисній копалині;
- 4) вибір найбільш прийнятної моделі встановленого типу екскаватора по забезпеченню необхідного максимального радіуса розвантаження й черпання;

5) установлення найбільш ефективної технологічної схеми БСР (простої або ускладненої).

Продуктивність кар'єру по надрудному розкривному уступу ( $Q_k^e$ ) визначається виходячи із трьох основних факторів: потужності розкриття, (висоти надрудного розкривного уступу) ( $H_e$ ), потужності рудного шару ( $h_d$ ), і виробничої потужності кар'єру ( $Q_k^{n.u}$ ). Розрахунки по встановленню залежностей  $Q_k^e = f(h_d)$ , були виконані для умов Вільногірського ГМК при  $H_e = 50$  м та Іршанського ГЗК при  $H_e = 10-30$  м. Графіки залежностей продуктивності кар'єру по розкриття від потужності рудного шару й виробничої потужності кар'єру наведені на рис. 3.1 та рис. 3.2.

Графоаналітична апроксимація одержаних даних, наведених на рис. 3.1 дозволила встановити залежності, які описуються ступеневими рівняннями виду:

$$\text{крива 1 - } Q_k^e = 39,546 h_d^{-0,9157}; R^2 = 0,9923 \text{ при } Q_k^{n.u} = 1 \text{ млн. м}^3/\text{рік};$$

$$\text{крива 2 - } Q_k^e = 150,19 h_d^{-0,9978}; R^2 = 0,9993 \text{ при } Q_k^{n.u} = 3 \text{ млн. м}^3/\text{рік};$$

$$\text{крива 3 - } Q_k^e = 256,38 h_d^{-1,0058}; R^2 = 0,9993 \text{ при } Q_k^{n.u} = 5 \text{ млн. м}^3/\text{рік};$$

$$\text{крива 4 - } Q_k^e = 344,13 h_d^{-0,9913}; R^2 = 0,9997 \text{ при } Q_k^{n.u} = 7 \text{ млн. м}^3/\text{рік}.$$

Залежності, наведені на рис. 3.2 описуються ступеневими рівняннями виду:

$$\text{крива 1 - } Q_k^e = 86,69 h_d^{-0,9864}; R^2 = 0,9984 \text{ при } Q_k^{n.u} = 3 \text{ млн. м}^3/\text{рік};$$

$$\text{крива 2 - } Q_k^e = 56,832 h_d^{-0,985}; R^2 = 0,9956 \text{ при } Q_k^{n.u} = 2 \text{ млн. м}^3/\text{рік};$$

$$\text{крива 3 - } Q_k^e = 23,364 h_d^{-0,8204}; R^2 = 0,9909 \text{ при } Q_k^{n.u} = 1 \text{ млн. м}^3/\text{рік};$$

$$\text{крива 4 - } Q_k^e = 24,514 h_d^{-0,8825}; R^2 = 0,9922 \text{ при } Q_k^{n.u} = 3 \text{ млн. м}^3/\text{рік};$$

$$\text{крива 5 - } Q_k^e = 22,952 h_d^{-1,0786}; R^2 = 0,9985 \text{ при } Q_k^{n.u} = 2 \text{ млн. м}^3/\text{рік};$$

$$\text{крива 6 - } Q_k^e = 16,189 h_d^{-1,2587}; R^2 = 0,9876 \text{ при } Q_k^{n.u} = 1 \text{ млн. м}^3/\text{рік}.$$

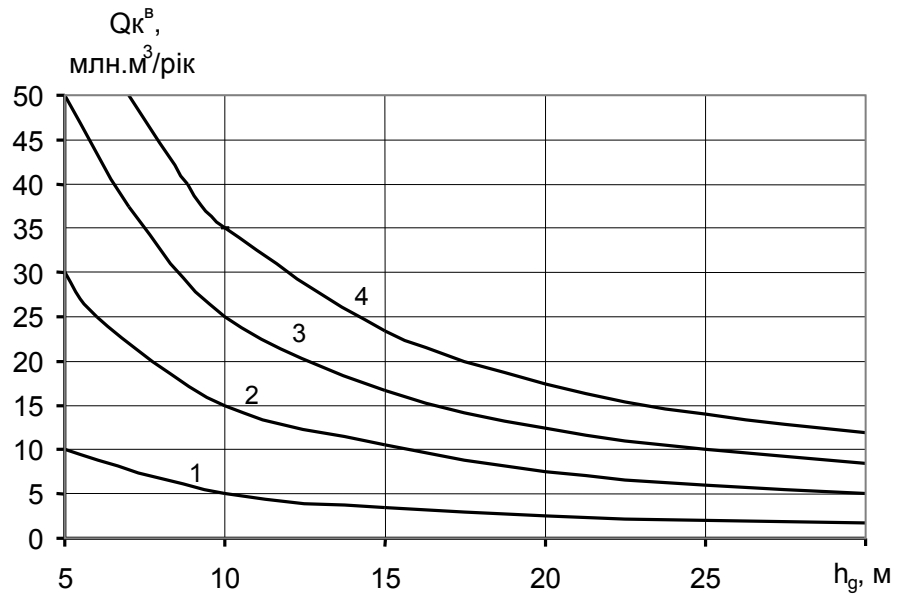


Рисунок 3.1 – Графіки залежності продуктивності кар'єру по розкритву від потужності рудного шару при  $H_b = 50$  м

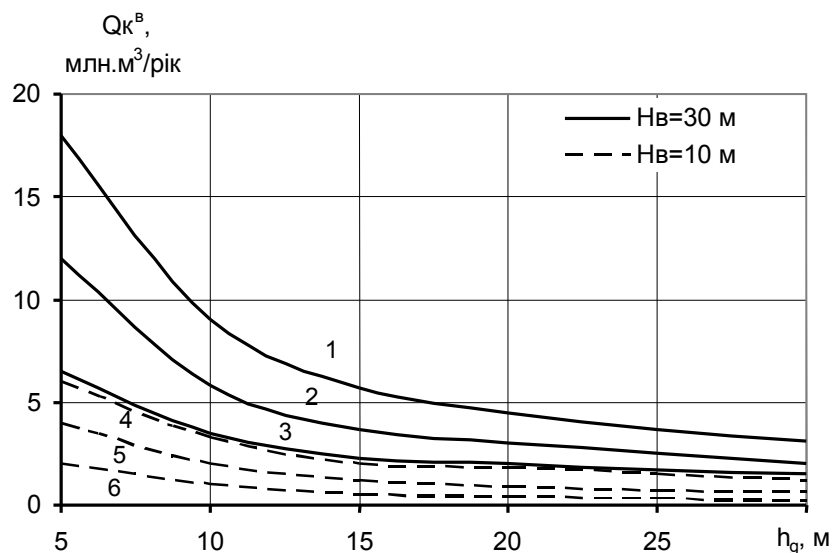
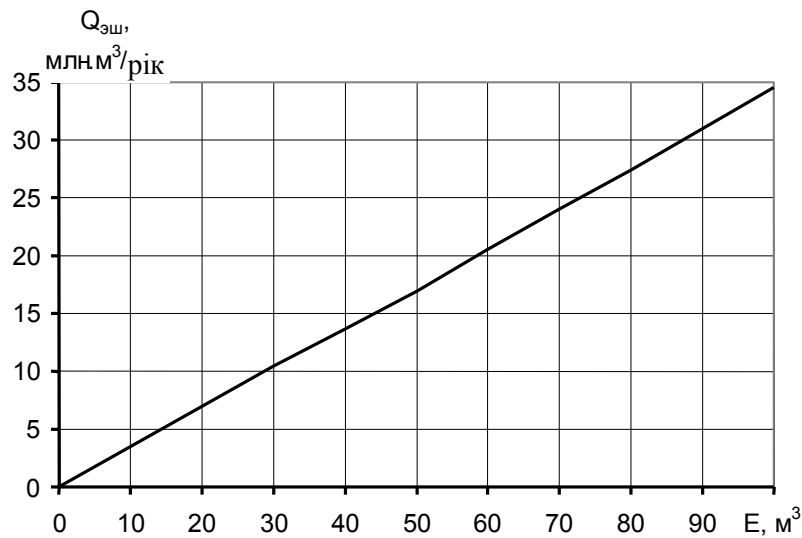


Рисунок 3.2 – Графіки залежності продуктивності кар'єру по розкритву від потужності рудного шару при (для умов розсіпних родовищ ІГЗК)

По встановленій величині  $Q_k^B$ , що відповідає річній продуктивності екскаватора-драглайна ( $Q_{\text{эи}}$ ), визначається його тип по ємності ковша (рис. 3.3) і технічно можливому максимальному радіусі його розвантаження  $R_{p,\text{техн}}$  (рис. 3.4). Річна продуктивність екскаваторів розрахована виходячи з максимально можливого числа робочих змін. Розрахункові значення  $Q_{\text{эи}}$  і технічно можливий діапазон зміни величини радіуса розвантаження  $R_{p,\text{техн}}$  установлені з урахуванням даних заводів-виробників.



$$Q_{эш} = 0,3435 \cdot E + 0,0067; R^2 = 0,9999$$

Рисунок 3.3 – Графік залежності можливої продуктивності екскаватора-драглайна від ємності ковша

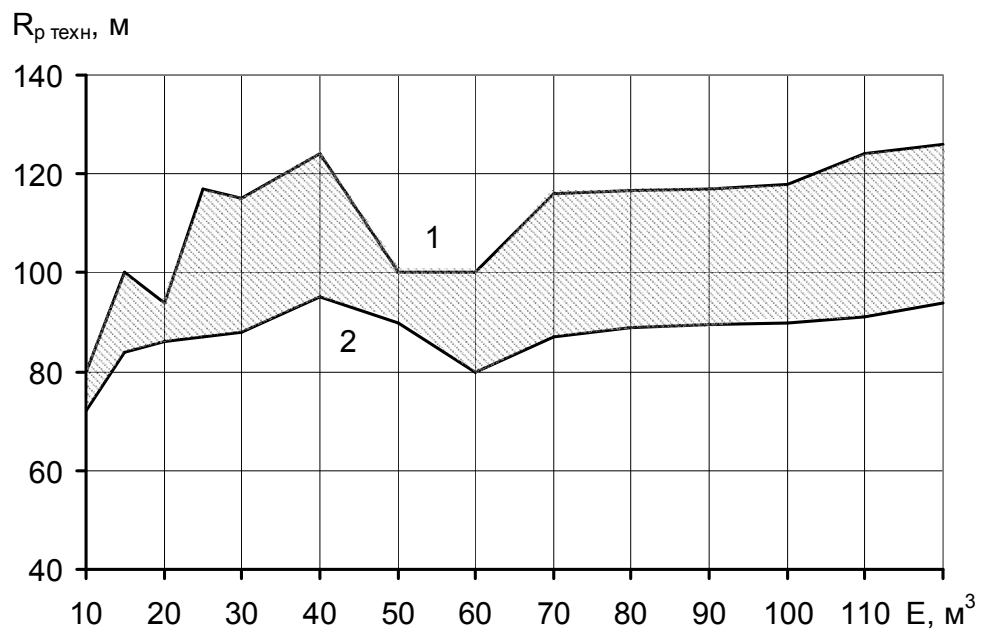


Рисунок 3.4 – Графіки діапазону зміни технічно можливих радіусів розвантаження екскаваторів-драглайнів від ємності ковша

Високим технічним рівнем володіють екскаватори-драглайни виробництва ВАТ «Уралмаш», які відрізняються від машин аналогічного класу інших закордонних виробників зниженим на 20 – 25 % тиском на ґрунт, і меншою вартістю. Основні технічні (вихідні й розрахункові) характеристики модифікацій екскаваторів виробництва ВАТ «Уралмаш» представлені в табл. 3.1.

Установлена величина максимального радіусу розвантаження по технічних можливостях ( $R_{p,max}$ ) зіставляється з необхідним радіусом розвантаження по технологічних особливостях безтранспортної системи розробки ( $R_{p,max}$ ), розрахункові значення якого наведені на рис. 3.5 для діапазону зміни потужності розкриву  $H_g = 10 - 50$  м, що відповідає умовам родовищ ПЗК й ВГМК. Залежності описуються лінійними рівняннями, що мають вигляд: лінія 1 -  $R_{p,max} = 1,4686 h_d + 46,467$ ;  $R^2 = 0,9986$  при  $H_g=10$  м; лінія 2 -  $R_{p,max} = 1,4457 h_d + 95,2$ ;  $R^2 = 0,9988$  при  $H_g=30$  м; лінія 3 -  $R_{p,max} = 1,2229 h_d + 137,27$ ;  $R^2 = 0,9983$  при  $H_g=50$ .

Таблиця 3.1 – Технічні характеристики екскаваторів-драглайнів

№ п/п	Тип екскаватора	Тривалість роб. циклу, с	Розрахункова продуктивність, м <sup>3</sup> /год	Розрахункова річна продуктивність, млн. м <sup>3</sup>	Радіус розвантаження, м
1	ЕШ-10/70	55	523	3,76	66,5
2	ЕШ-11/75	54	586	4,22	72,0
3	ЕШ-10/100	60	480	3,50	91,5
4	ЕШ-15/90	63	685	4,93	83,2
5	ЕШ-15/110	64	675*	4,86	99,0
6	ЕШ-20/90	60	965	6,95	83,0
7	ЕШ-20/100	62	940	6,85	91,0
8	ЕШ-25/90	60	1200*	8,64	83,5
9	ЕШ-25/120	66	1090	7,85	117,7
10	ЕШ-30/110	64	1440*	10,4	103,3
11	ЕШ-40/100	60	1920	13,8	94,8
12	ЕШ-40/130	62	1880*	13,0	123,0
13	ЕШ-65/100	60	3120	22,5	97,6
14	ЕШ-100/125	60	4800	34,6	118,0

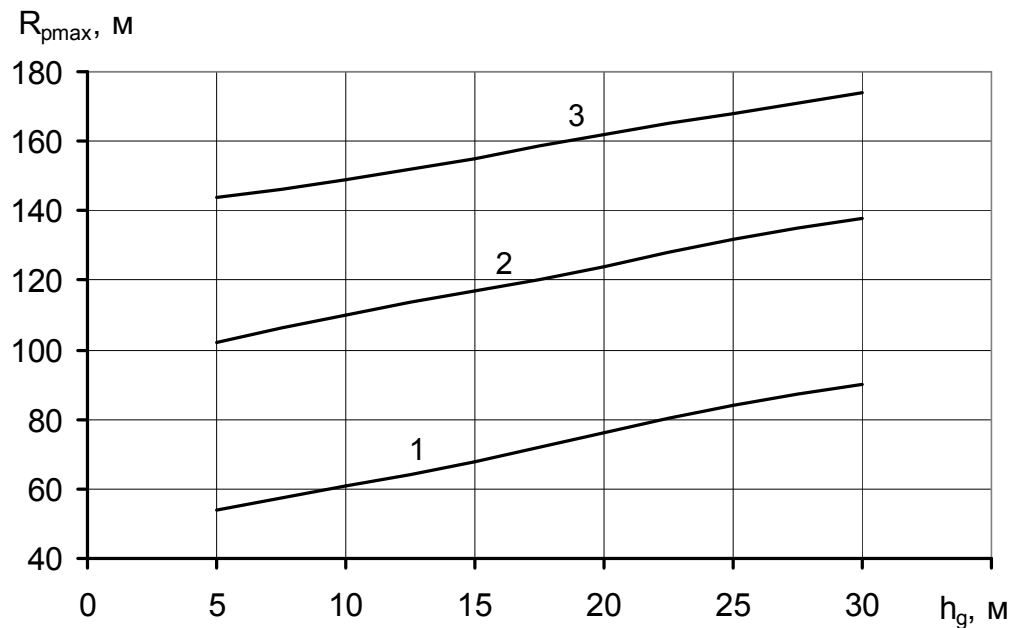


Рисунок 3.5 – Графіки залежностей максимального радіусу розвантаження екскаватора-драглайна (необхідного по технічним особливостям БСР) від потужності рудного пласта та розкриття

Для умов кар'єрів ІГЗК при потужності розкриття ( $H_g$ ), та рудного шару ( $h_d$ ) рівним 10 м і виробничій потужності кар'єру  $Q_k^{n.u} = 1$  млн. м<sup>3</sup>/рік необхідний екскаватор-драглайн такої ж продуктивності (див. рис. 3.2) з ємністю ковша до 5 – 6 м<sup>3</sup> (див. рис. 3.3) при необхідному радіусі розвантаження  $R_{p.max} = 60$  м (див. рис. 3.5) за умовами застосування простої БСР.

Використовуючи аналогічну послідовність визначення технологічної схеми БСР і раціонального типу драглайна (рис. 3.2 – рис. 3.3 – рис. 3.4 – рис. 3.5), встановлено, що для умов, коли потужність розкриття  $H_g$  досягає 30 м, а  $Q_k^{n.u} = 1$  млн. м<sup>3</sup>/рік ефективним є застосування простої БСР, та раціонально буде використання екскаваторів ЕШ-10/70, або ЕШ-11/75.

Умови розробки родовищ Вільногірського ГМК відрізняються від розглянутих вище. При потужності розкриття  $H_g = 50$  м, рудного шару  $h_d = 10 - 15$  м, і виробничій потужності кар'єру  $Q_k^{n.u} = 5$  млн. м<sup>3</sup>/рік для застосування БСР необхідні екскаватори-драглайни з ємністю ковша  $E = 70 - 80$  м<sup>3</sup> (див. рис. 3.3), при цьому продуктивність кар'єру по розкриттю буде становити 25 млн.



м<sup>3</sup>/рік (див. рис. 3.1). Такими екскаваторами можуть бути ЕШ-65/100, ЕШ-80/100, ЕШ-100/125, у яких діапазон  $R_{p.max} = 85 - 115$  м, що недостатньо для застосування простої БСР, оскільки необхідний радіус розвантаження по технологічним умовам становить  $R_{p.max}' = 150$  м. В такому разі, необхідно застосувати ускладнену БСР із використанням двох або трьох екскаваторів зазначених модифікацій залежно від необхідної величини стійкого результуючого кута укосу відвала  $\beta_{рез}$ .

Розрахунками встановлено, що при  $\beta_{рез} = 20 - 25^\circ$  може застосовуватися ускладнена БСР із використанням 2-х екскаваторів: ЕШ-80/100 і ЕШ-40/125 при коефіцієнті переєкскавації  $K_n = 0,5$ . При  $\beta_{рез} = 16 - 19^\circ$  буде потрібно ще один екскаватор ЕШ-40/125.

У наш час перехід на технологічні схеми ускладненої БСР не ефективно по економічним факторам. При застосуванні селективного видобутку рудного шару ( $h_\delta = 10 - 15$  м) може бути рекомендована технологічна схема, при якій розробка 2-х надрудних розкривних уступів комплексами (ЕКГ-10 + автосам.) повністю або частково замінюється простою БСР. При повній заміні буде потрібно застосування екскаватора ЕШ-15/110, а при частковій (один уступ) – ЕШ-11/75.

### **3.2 Обґрунтування параметрів раціональних технологічних схем розробки розсипних родовищ Іршанського ГЗК**

Як показав аналіз сучасного стану відкритої розробки розсипних родовищ України для умов діючих кар'єрів Іршанського ГЗК характерно застосування простої та ускладненої безтранспортної системи розробки з використанням екскаваторів ЕШ – 10/70 та ЕШ – 15/90.

Найвища ступінь концентрації розкривних, видобувних та відвальних робіт досягнута на кар'єрі № 4 Лемненського ільменітового родовища. Це пояснюється тим, що в умовах кар'єра № 4 при висоті робочої зони 22 м, застосовується схема простої безтранспортної схеми розробки „екскаватор –

кар'єр" з використанням двох екскаваторів драглайнів ЕШ – 10/70 та ЕШ – 15/90. Відробка розкриву висотою 16 м здійснюється трьома підступами. Верхній підступ висотою 8 м розробляється екскаватором ЕШ – 10/70 верхнім черпанням. Другий підступ висотою 4 м розробляється екскаватором ЕШ – 15/90 верхнім черпанням. Нижній підступ розкриву та уступ корисної копалини розробляється тим же екскаватором ЕШ – 15/90 нижнім черпанням. При цьому корисна копалина складається в конуси на поверхні кар'єра (рис. 3.6).

Низьким показником концентрації гірничих робіт ( $K_r = 40-50\%$ ) відрізняються кар'єри № 5 – 9, де застосовується безтранспортна системи розробки, при якій розробка здійснюється заходками великої ширини 100 – 120 м (рис. 3.7). Відмінною особливістю такої технологічної схеми є можливість створення у внутрішніх відвалах ємкостей для розміщення відходів збагачення рудних пісків за рахунок такої величини ширини заходки екскаватора.

Розглянемо, як впливають основні параметри безтранспортної системи розробки (ширина заходки драглайна, висота та кути укосів розкривного та видобувного уступів, результуючий кут укосу внутрішнього відвалу) на показник концентрації гірничих робіт в робочій зоні кар'єру  $K_r$ .

Вплив параметрів безтранспортної системи розробки на показник  $K_r$  може бути встановлено виходячи з формули

$$K_r = \frac{(\operatorname{ctg} \varphi_e + \operatorname{ctg} \beta_e) \cdot \operatorname{ctg} \beta_{н.е}}{(\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta_{рез}) \cdot \operatorname{ctg} \beta_n}$$

Величина  $\operatorname{ctg} \varphi$  при безтранспортній системі розробки в умовах Іршанського ГЗК, коли кути укосів розкривного ( $\gamma$ ) та видобувного ( $\alpha$ ) уступів рівні між собою, складає

$$\operatorname{ctg} \varphi = \frac{A + (H + h_0) \operatorname{ctg} \gamma}{H + h_0} = \frac{A}{H + h_0} + \operatorname{ctg} \gamma, \quad (3.1)$$

де  $A$  – ширина заходки драглайна, яка для діючих технологічних схем безтранспортної системи розробки відповідає ширині робочої площадки (рис. 3.7).



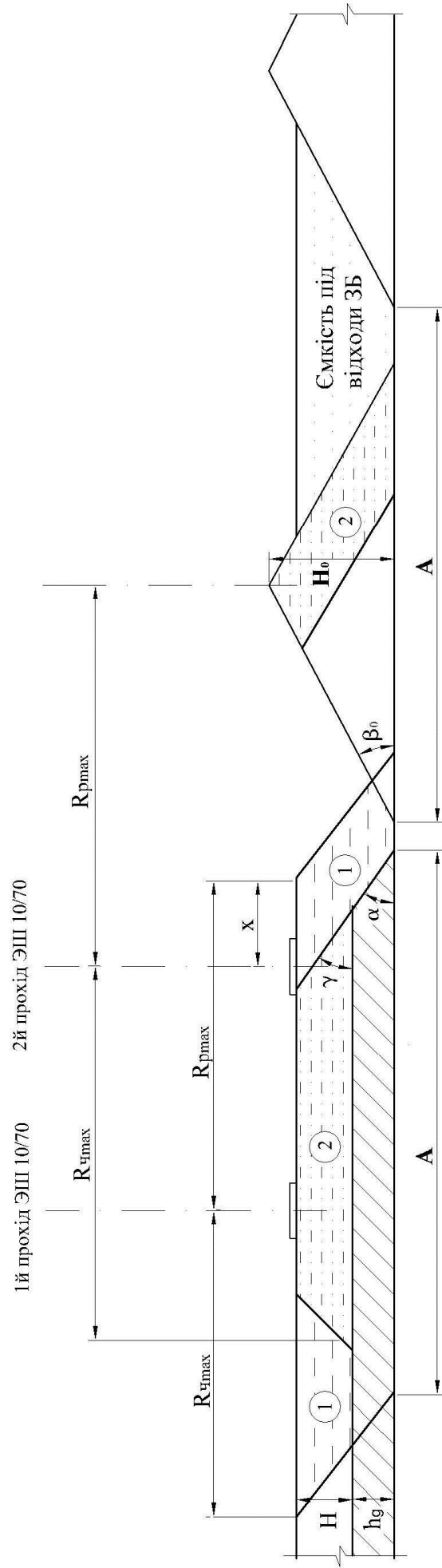


Рисунок 3.7 – Технологічна схема ускладненої безтранспортної системи розробки при відробці родовища заходками великої ширини (100-120 м)

Підставивши вираз (3.1) в формулу знаходження показника  $K_G$  одержимо

$$K_G = \frac{(ctg\varphi_e + ctg\beta_e)ctg\beta_{н.е}}{\left(\frac{A}{H+h_0} + ctg\gamma\right)ctg\beta_n + ctg\beta_{рез} \cdot ctg\beta_n} \quad (3.2)$$

Із-за допомогою отриманого виразу (3.2) виконані розрахунки по встановленню залежностей між показником концентрації гірничих робіт та шириною заходки екскаватора для наступних вихідних даних:

$$h_0 = 8 \text{ м}; H = 10 - 15 \text{ м}; A = 100 - 120 \text{ м}; \gamma = \alpha = \beta_{рез} = 30^\circ; \beta_{н.е} = \beta_n = 30^\circ.$$

Графік залежності  $K_G = f(A)$  наведено на рис. 3.8. З приведених на рис. 3.8 графіків видно, що зі збільшенням ширини заходки екскаватора, величина показника концентрації гірничих робіт різко зменшується. Збільшення висоти розкривного уступу підвищує показник концентрації гірничих робіт, але в меншій мірі, чим зниження ширини заходки екскаватора. Аналогічний вплив на показник  $K_G$  чинить зміна висоти видобувного уступу.

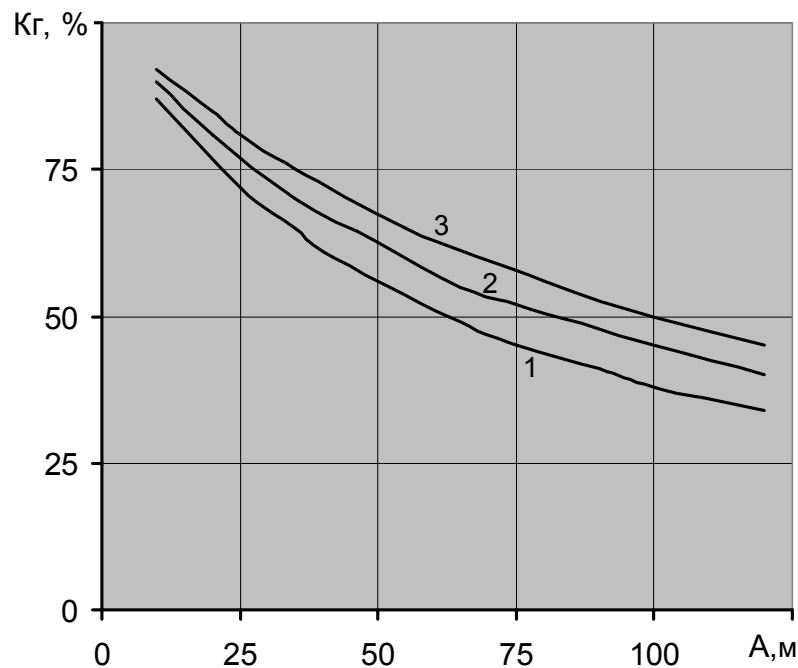


Рисунок 3.8 – Графіки залежностей показника концентрації гірничих робіт від ширини заходки екскаватора драглайна

1, 2, 3 – відповідно при висоті розкривного уступу 10, 15 та 20 м.

Залежності описуються рівнянням виду:  $K_{\Gamma} = 0,0038A^2 - 0,9506A + 94,404$ ;  $R^2 = 0,9958$  – крива 1;  $K_{\Gamma} = 0,0032A^2 - 0,8503A + 97,145$ ;  $R^2 = 0,9974$  – крива 2;  $K_{\Gamma} = 0,0025 A^2 - 0,7395 A + 98,519$ ;  $R^2 = 0,9988$  – крива 3.

Опосередковано через показник концентрації гірничих робіт, зміна параметрів безтранспортної системи розробки чинить вплив на величину коефіцієнта переєкспавації -  $K_{II}$  розкривних порід, який являється основним показником ефективності застосування безтранспортних технологічних схем розробки. Величина  $K_{II}$  для технологічних схем ускладненої безтранспортної системи розробки може бути визначена по формулі

$$K_{II} = \frac{x(H + h_{\delta})}{A \cdot H \cdot K_p} \quad (3.3)$$

де  $x$  – величина підсипки уступу породами розкриву, м,

$$x = B + (H + h_{\delta})ctg\gamma + a + H_0ctg\beta_0 - R_{p_{max}} \quad (3.4)$$

де  $H_0$  – висота внутрішнього відвалу, м,

$$H_0 = HK_p + 0,25Atg\beta_0, \text{ м.} \quad (3.5)$$

З урахуванням залежності  $K_{\Gamma} = f(A, H)$  (вираз 3.2), а також відомих виразів (3.4) та (3.5), формула (3.3) для визначення коефіцієнта переєкспавації ( $K_{II}$ ) розкривних порід має вигляд

$$K_{II} = \frac{B + (H + h_{\delta})ctg\gamma + a + HK_pctg\gamma - R_{p_{max}}}{\left[ \frac{(ctg\varphi_e + ctg\beta_e)ctg\beta_{н.е} - ctg\beta_{рез} \cdot ctg\beta_n \cdot K_{\Gamma}}{ctg\beta_n \cdot K_{\Gamma}} - ctg\gamma \right] H \cdot K_p} + \frac{0,25(H + h_{\delta})}{H \cdot K_p}, \text{ відн.од.}, \quad (3.6)$$

де  $B$  – безпечна відстань від верхньої брівки розкривного уступу до осі руху драглайна, м;

$a$  – ширина допоміжної полоси між нижніми брівками відвального яруса та видобувного уступу, м;

$K_p$  – коефіцієнт розпушування породи у відвалі;

$R_{p_{max}}$  – максимальний радіус розвантаження драглайна, що відробляє розкривний уступ, м.

Графік залежності  $K_{II} = f(K_{\Gamma})$  наведено на рис. 3.9. З даних приведених

на рис. 3.9 видно, що зі збільшенням показника концентрації гірничих робіт в робочій зоні кар'єра, коефіцієнт переекскавації зменшується. Залежність описується рівнянням виду:  $K_{II} = -0,0088 K_G^2 + 0,4328 K_G + 29,199$ ;  $R^2 = 0,968$ .

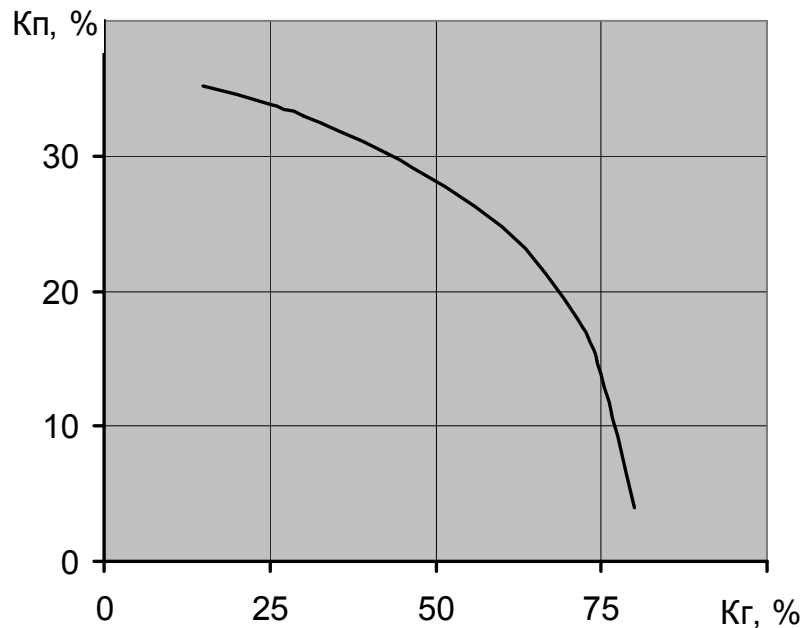


Рисунок 3.9 – Графік залежності коефіцієнта переекскавації  $K_{II}$  від показника концентрації гірничих робіт  $K_G$  в робочій зоні кар'єру

Зменшення ступеню концентрації може бути ефективним при умові розміщення у внутрішньому відвалі відходів виробництва. Необхідна приймальна ємкість внутрішнього відвалу забезпечується відповідною шириною заходки драглайна.

Ефективність застосування технологічних схем безтранспортної системи розробки з низьким ступенем концентрації гірничих робіт для розглянутих умов кар'єрів Іршанського ГЗК, рекомендується визначати по умові

$$\Delta Z_{BCP} \leq \Delta \mathcal{E}_{отх.}, \quad (3.7)$$

де  $\Delta Z_{BCP}$  - приріст експлуатаційних витрат на виймання гірських порід розриву по безтранспортній системі розробки родовища за весь період його експлуатації при розміщенні відходів виробництва у внутрішньому відвалі, грн.,

$$\Delta Z_{BCP} = C_b \cdot K_{II} \cdot V_B, \text{ грн.}, \quad (3.8)$$

де  $C_b$  – вартість видобутку розкриву при без транспортній системі розробки, грн / м<sup>3</sup>;

$V_B$  – об’єм розкриву в контурах кар’єрного поля, який відсипається у внутрішній відвал, м<sup>3</sup>;

$\Delta \mathcal{E}_{отх.}$  - економія витрат при розміщенні відходів виробництва у внутрішньому відвалі ( $Z_1$ ) в порівнянні з їх розміщенням в хвостосховищах за межами кар’єрного поля ( $Z_2$ ), грн.,

$$\Delta \mathcal{E}_{отх.} = Z_2 - Z_1, \text{ грн.} \quad (3.9)$$

Витрати  $Z_1$  та  $Z_2$  повинні визначатися з урахуванням витрат на транспортування відходів виробництва відповідно до місць їх розміщення, витрат, зв’язаних з експлуатацією хвостосховищ, а також з урахуванням величини збитків, що наносяться навколишньому середовищу.

### **3.3 Розробка методики розрахунку геотехнологічних параметрів переробки родовищ техногенного походження**

У теперішній час визначились наступні напрямки створення безвідходних або маловідходних виробництв:

- розробка принципово нових технологічних схем та методів промислового виробництва, які виключають викиди відходів у навколишнє середовище;

- створення замкнутих технологічних схем з багатократним використанням води та технологічних газів;

- створення системи переробки відходів виробництва, які розглядаються як вторинні матеріальні ресурси, з організацією крупних регіональних промислових комплексів з замкнутою структурою потоків сировини для глибокої переробки.

На даний час актуальним є використання технології глибокої переробки техногенних родовищ автономними мобільними комплексами з вилученням



усіх корисних компонентів та похованням (консервацією) шкідливих компонентів (елементів-токсикантів) з наступною рекультивацією та поверненням у господарський оборот визволених від них територій. Мобільний технологічний комплекс складається з трьох основних принципово нових пристроїв: роторного гідравлічного (гідродинамічного) млина (РГДМ), пологого багатопродуктового гідрокласифікатору (МГК) та відцентрових концентраторів.

Фактично на даний час держава дуже мало отримує від використання техногенної сировини. Для того, щоб упорядкувати та заліцензувати цей по суті «золотий» фонд, насамперед треба розібратись зі статусом належності кожного з родовищ. Треба з'ясувати, хто є законним власником багаточисельних відвалів порід - гірничо-збагачувальні комбінати, котрі на етапі реструктуризацій та реформувань у різноманітні ВАТ і ЗАТ відхрещувались від сховищ відвалів з причин платежів за забруднення навколишнього середовища та за земельні наділи, або держава?

Коли буде доказано, що власником техногенних родовищ є держава, то спеціальні дозволи на їх експлуатацію будуть продаватися на аукціонах по надкористуванню. У випадку ж визнання права власності на те чи інше техногенне родовище за тим чи іншим ГЗК, відходи підприємств у обов'язковому порядку будуть заліцензовані, будуть підраховані їх запаси та вартість, що в результаті і допоможе визначитись з налогообкладенням користувачів техногенних ресурсів.

Тоді при видачі ліцензій на користування надрами для переробки техногенних родовищ необхідно застосувати ті ж вимоги до оцінки родовищ, що і снують для родовищ природного походження.

Треба насамперед уточнити дані про запаси та якість існуючої сировини, гірничотехнічні умови родовища, визначити можливість переробки сировини з отриманням кондиційної товарної продукції та також, можливо, концентратів зі зниженими якісними характеристиками, що однак можуть знайти в багатьох потенційних споживачів.

При розрахунку геотехнологічних параметрів переробки сировини таких родовищ необхідно брати до уваги наступні особливості цих родовищ:

- знижена якість вихідної сировини;
- низький ступінь перемішування компонентів сировини, значна неоднорідність матеріалу;
- високий вміст глинистих та дрібнодисперсних компонентів;
- підвищений вміст шкідливих домішок;
- достатньо сприйнятливий діапазон крупності часток переробляємої сировини;
- доволі розвинута інфраструктура гірничих підприємств;
- як правило, наявність кваліфікованого технічного персоналу.
- відсутність потреби в великих об'ємах гірничо-капітальних робіт.

При розробці технологічних схем переробки сировини з техногенних родовищ слід враховувати наступне.

В багатьох випадках відсутня потреба у застосуванні обладнання для крупного та середнього подрібнення. Однак, часто виникає потреба у операції дезагломерації компонентів переробляємої сировини. Це означає заміну потужних дробарок та деяких млинів скруберами, скруберами та мокрими високоінтенсивними вібраційними грохотами.

Високий вміст глинистих та шламистих включень ускладнює технологічні схеми, тому що потребується збільшення часу для розмокання та відмивки матеріалу. Це у свою чергу обумовлює підвищення витрати оборотного водопостачання та ускладнення водно-шламової схеми.

Особливості - широкий діапазон крупностей заскладованих часток, основна маса цінних мінералів у дрібних класах, як правило, більше 0,1 мм.

У крупних класах (діапазон порядку 1-2 мм) вміст корисних мінералів дуже низький. Особливістю технологічних схем переробки таких продуктів є видалення вібраційними грохотами таких класів крупності, які не містять корисних компонентів. Гранична крупність для визначення цього класу розраховується на основі розподілу мінералів по класам крупності. Для більш

ефективного збагачення пісків техногенних родовищ доцільно здійснювати гравітаційне збагачення після розділення пісків на машинні класи. При цьому при розділенні зернистих матеріалів крупністю більше 100 мкм можливо використання того ж обладнання, що було задіяне при формуванні цих же родовищ.

Найбільш важливим у технологічному плані є вибір технології збагачення дрібних класів, у яких міститься більша частина корисних мінералів. При цьому слід мати на увазі, що збагачення дрібних класів за традиційно використовуваними гравітаційними схемами не ефективно. Використання розвинутих схем з багатократними перечистками і великою циркуляцією проміжних продуктів також не ефективно, коли у цих схемах застосовується застаріле обладнання. Завдяки цьому вибір та обґрунтування гравітаційного обладнання для збагачення дрібних класів є основним фактором, який формує такі технологічні показники, як вилучення цінних компонентів та їх якість у чорнових концентратах.

Якість кінцевих концентратів формується на етапі доводки чорнових концентратів. Для доводки чорнових концентратів можливо використання відомих схем, при цьому слід зменшувати навантаження або застосовувати нове обладнання для сухої доводки.

Використання розвернутих схем при сухій доводці дозволяє підвищити якість та зменшити втрати. Треба намагатися отримати відходи такої якості від переробки техногенних родовищ, щоб не було необхідності їх переробляти, заскладувати їх до тих пір, поки не зміниться ситуація.

Слід зауважити, що у зв'язку з низьким вмістом корисних мінералів у техногенних матеріалах, доцільно перевозити чорнові концентрати автомобільним або залізничним транспортом на інші підприємства на підставі розрахунку геотехнологічних параметрів та вартісної оцінки.

## **4 РОЗРОБКА РЕКОМЕНДАЦІЙ ЩОДО ЗАСТОСУВАННЯ МЕТОДІВ ГЕОТЕХНОЛОГІЧНОЇ ВАЛОРИЗАЦІЇ РОЗСИПНИХ РОДОВИЩ УКРАЇНИ ПРИРОДНОГО ТА ТЕХНОГЕННОГО ПОХОДЖЕННЯ**

### **4.1 Загальні положення концепції інноваційного освоєння розсипних родовищ**

Основою виробничого потенціалу видобутку й переробки мінеральних розсипів України природного та техногенного походження на початку ХХІ століття повинні стати високопродуктивні гірничодобувні й переробні комплекси. Для цього необхідні принципово нові рішення для всього технологічного циклу «видобуток - використання мінеральної сировини», що дозволяють забезпечити високу конкурентоспроможність і екологічну безпеку української гірничодобувної промисловості. Довгострокова державна політика в цьому секторі, повинна бути спрямована на забезпечення стабільного розвитку галузі, передбачати інтенсифікацію виробництва, корінну зміну технічного й екологічного рівня виробництва, вихід на високоякісну продукцію.

Назріла необхідність інновацій в освоєння розсипних родовищ природного та техногенного походження, що висуває вимогу розробки концепції геотехнологічної валоризації - як державної стратегії освоєння великих природних і техногенних розсипних родовищ, що включає методики визначення ефективних технологічних параметрів розкриття й розробки родовищ, переробки й збагачення мінеральної сировини з урахуванням індексу валоризації, що забезпечують збалансоване й комплексне освоєння розсипів України. Назріла потреба у розробці адекватного новим умовам методологічного підходу до оцінки економічної ефективності інноваційних проектів вибору найбільш раціонального варіанта освоєння родовища.

Слід зазначити, що інноваційне освоєння розсипів буде відбуватися в умовах нерозривного взаємозв'язку й нерозривності у часі фінансових потоків розробки родовищ корисних копалин, переробки й збагачення мінеральної сировини й одержання готової продукції (рис. 4.1).

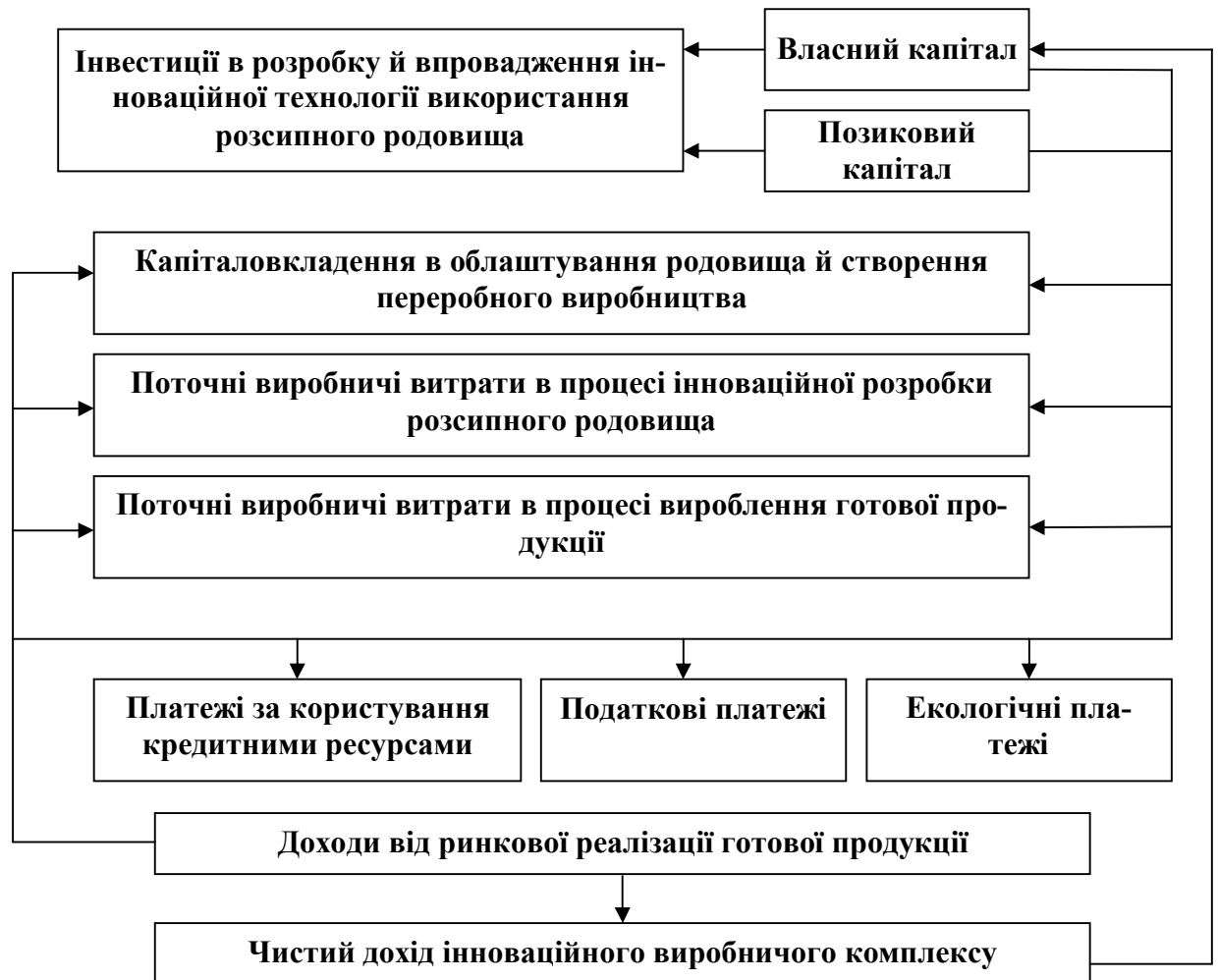


Рисунок 4.1- Схема формування фінансових потоків у процесі інноваційного використання розсіпного родовища

Наприклад, сумарний чистий дохід інноваційного виробництва з розробки розсіпу за розрахунковий період може бути визначений з формули:

$$S_u = \sum_{t=1}^T (D_{ut} - F_t - K_t - C_{yt} - C_{lt} - B_t - H_t - L_t) \cdot \frac{1}{(1+d)^t}, \quad (4.1)$$

де  $t = 1 \dots T$  - розрахунковий період, роки;  $D_{ut}$  - дохід від ринкової реалізації готової продукції, грн.;  $F_t$  - інвестиції в розробку й впровадження інноваційної технології освоєння розсіпного родовища, грн.;  $K_t$  - капіталовкладення в облаштування родовища й створення переробного виробництва, грн.;  $C_{yt}$  - поточні виробничі витрати в процесі інноваційної розробки розсіпного родовища, грн.;  $C_{lt}$  - поточні виробничі витрати в процесі вироблення готової

продукції, грн.;  $B_t$  - платежі за користування кредитними ресурсами єдиного інноваційного виробничого комплексу, грн.;  $H_t$  - податкові платежі єдиного інноваційного виробничого комплексу, грн.;  $L_t$  - екологічні платежі, включаючи платежі за користування природними ресурсами, за викиди й скидання забруднюючих речовин, витрати на проведення природоохоронних і природовідновлюючих заходів, грн.;  $d$  - ринкова норма прибутковості.

Фінансові потоки у випадку традиційної розробки розсипного родовища формуються окремо для гірничодобувного підприємства й переробного виробництва. Чистий дохід гірничого підприємства (з урахуванням зміни економічної значимості різночасних фінансових потоків), наприклад, можна виразити в такий спосіб:

$$S_r = \sum_{t=1}^T (D_{rt} - K_{rt} - C_{rt} - B_{rt} - H_{rt} - L_{rt}) \cdot \frac{1}{(1+d)^t}, \quad (4.2)$$

де  $D_{rt}$  - дохід від реалізації на ринку мінеральної сировини, грн.;  $K_{rt}$  - капіталовкладення в будівництво гірничого підприємства, його реконструкцію, технічну модернізацію й т.і., грн.;  $C_{rt}$  - поточні витрати, пов'язані з виробництвом (видобуток, збагачення, транспортування) продукції, грн.;  $B_{rt}$  - платежі гірничого підприємства за користування кредитними фінансовими ресурсами, грн.;  $H_{rt}$  - податкові платежі в бюджети всіх рівнів і позабюджетні фонди, які здійснюються як за рахунок собівартості продукції, так і перекладені на фінансовий результат, грн.;  $L_{rt}$  - екологічні платежі й витрати гірського підприємства, пов'язані із забрудненням навколишнього природного середовища, проведенням природоохоронних заходів, рекультивацією земель і т.д., грн.

Наприклад, чистий дохід переробного підприємства в частині, що відповідає частці сировини, що поставляється з розглянутого родовища, можна записати у вигляді:

$$S_n = \sum_{t=1}^T \alpha_t \cdot (D_{nt} - K_{nt} - C_{nt} - P_{nt} - B_{nt} - H_{nt} - L_{nt}) \cdot \frac{1}{(1+d)^t}, \quad (4.3)$$

Тут літерні позначення мають той же зміст, що й в (4.2), але належать не до добувного, а до переробного виробництва:  $D_{пт}$  - дохід від реалізації на ринку готової продукції, грн.;  $K_{пт}$  - капіталовкладення в створення і модернізацію підприємства, грн.;  $C_{пт}$  - поточні витрати на вироблення готової продукції, грн.;  $B_{пт}$ ,  $H_{пт}$ ,  $L_{пт}$  - відповідно банківські (за користування кредитом), податкові й екологічні платежі переробного підприємства, грн.;  $P_{пт}$  - витрати на транспортування готової продукції, її зберігання, збитки від втрат, грн.;  $\alpha_t$  - частка сировини, що поставляється з розглянутого родовища, у загальному обсязі поставок.

Якщо гірничодобувне підприємство, що розробляє оцінюване родовище, здійснює поставки сировини на кілька переробних підприємств, то сумарний чистий дохід переробки можна виразити з формули:

$$Sn = \sum_{t=1}^T \sum_{j=1}^m \alpha_{jt} (D_{njt} - K_{njt} - C_{njt} - P_{njt} - B_{njt} - H_{njt} - L_{njt}) \cdot \frac{1}{(1+d)^t}, \quad (4.4)$$

де  $j = 1..m$  - переробні виробництва.

Інноваційне використання розсипного родовища за допомогою створення єдиного виробничого комплексу видобутку корисної копалини й вироблення кінцевої продукції має ряд переваг, що виражаються як у позитивних економічних результатах (зниження витрат, збільшення сумарного чистого доходу), так і в сприятливих екологічних наслідках (відсутність відвалів, уловлювання викидів і т.п.).

Функціонування єдиного виробничого комплексу дозволяє досягти економії у витратах за рахунок вивільнення чисельності промислово-виробничого персоналу; зниження інвестиційних і поточних витрат по експлуатації родовища, зниження витрат, пов'язаних з подоланням екологічних наслідків, знижуються витрати по рекультивациі земель, платежі за забруднення навколишнього природного середовища. Крім того, підвищується безпека проведення гірничих робіт, оскільки люди виводяться з небезпечних зон з особливо важкими умовами праці, впроваджується автоматизоване керування технологічними процесами, здійснюється безперервний дистанційний контроль.

Треба мати на увазі також, що чистий дохід гірничодобувного підприємства в традиційній схемі розробки родовища часто може знижуватися не тільки за рахунок високих витрат на видобуток мінеральної сировини, але й внаслідок падіння обсягів його продажів через коливання ринкового попиту й цін на різні види продукції. Створення виробничого комплексу на основі інноваційної технології підвищить стійкість чистого доходу підприємства тому, що виробник зможе швидко реагувати на зміну ринкової ситуації шляхом застосування гнучкої системи ціноутворення.

Разом з тим діють і фактори, що приводять до зниження сумарного чистого доходу виробничого комплексу, до таким ставиться, наприклад, передбачувана на початковому етапі більш висока витрата енергоносіїв, ніж при традиційній технології.

Інноваційне використання розсипних родовищ, безумовно, потребує значних інвестицій, як у розробку й впровадження нової технології безперервного виробничого циклу видобутку й переробки корисної копалини, так і в створення нових видів матеріалів, устаткування, агрегатів, в оснащення контрольно-вимірювальною апаратурою, автоматизованими засобами керування.

Отже, ухвалення рішення про вибір інноваційного варіанта розробки розсипного родовища повинне обґрунтовуватися в кожному конкретному випадку шляхом зіставлення чистого доходу інноваційного виробничого комплексу із сумою чистих доходів, що формуються на добувному й переробному підприємстві при традиційному підході до видобутку мінералів розсипу й виробленню готової продукції.

Однак обмежитися порівнянням абсолютних чистих доходів недостатньо. Необхідно аналізувати можливість збільшення рентабельності інвестиційних ресурсів у результаті інноваційного використання розсипного родовища, оскільки саме підвищення ефективності капіталу в порівнянні із традиційною виробничою системою є критерієм доцільності інновацій.

Рентабельність (прибутковість) інвестиційних ресурсів у цьому випадку варто визначити як відношення сумарного чистого доходу за розрахунко-



вий період до суми капіталовкладень у розробку інноваційної технології, облаштованість ділянки надр, створення виробничих об'єктів інноваційного комплексу, що можна представити у вигляді:

$$r_{ин} = \frac{S_u}{\sum_{t=1}^T (F_t + K_t) \cdot \frac{1}{(1+d)^t}} \quad , \quad (4.5)$$

Тут  $r_{ин}$  - інтегральна рентабельність інноваційного виробничого комплексу.

Аналогічно варто розраховувати середній рівень інтегральної рентабельності інвестиційних ресурсів для варіанта традиційної технології вироблення кінцевої продукції. При цьому береться відношення суми чистих доходів гірничого і переробного виробництв до сумарних капіталовкладень в організацію їхнього функціонування, тобто

$$r_{mp} = \frac{S_r + S_n}{\sum_{t=1}^T Krt \cdot \frac{1}{(1+d)^t} + \sum_{t=1}^T \sum_{j=1}^m \alpha_{jt} \cdot K_{njt} \cdot \frac{1}{(1+d)^t}} \quad , \quad (4.6)$$

Термін «інтегральна рентабельність» обумовлений тим, що при її визначенні враховується нагромадження грошових потоків за досить тривалий часовий період у межах строку відпрацьовування запасів корисної копалини.

Позитивне рішення на користь вибору інноваційного варіанта освоєння родовища корисної копалини приймається, якщо рентабельність інноваційного виробництва перевищує середню рентабельність традиційного виробництва, тобто виконується умова:

$$r_{ин} \geq r_{mp} \quad , \quad (4.7)$$

Якщо технічно можливі варіації інноваційного виробничого процесу, то вибір найбільш ефективного варіанта варто здійснювати на основі економіко-математичної моделі, у якій цільовою функцією є максимізація інтегральної рентабельності (прибутковості) інноваційного виробництва. З огляду на формулу (4.1), (4.5), модель має вигляд:

$$r_{унj} = \frac{\sum_{t=1}^T (D_{uit} - F_{it} - K_{it} - C_{yit} - C_{лит} - B_{it} - H_{it} - L_{it}) \cdot \frac{1}{(1+d)^t}}{\sum_{t=1}^T (F_{it} + K_{it}) \cdot \frac{1}{(1+d)^t}} \cdot \frac{1}{\sum_{t=1}^T (F_{it} + K_{it}) \cdot \frac{1}{(1+d)^t}} \rightarrow \max, \quad (4.8)$$

при наступних обмеженнях:

$$0 < T \leq t_c; Y_{втк} \leq Y_{пвк}; Y_{стк} \leq Y_{пск};$$

$$F_{it} \geq 0; K_{it} \geq 0; C_{yit} \geq 0; C_{лит} \geq 0;$$

$$t_0 \leq t_{до} \leq t_c;$$

$$\sum_{t=1}^T (F_{it} + K_{it}) \leq K_{сум},$$

де  $t_0$  - строк окупності витрат за проектом;  $t_{до}$  - припустимий з погляду інвесторів строк окупності;  $t_c$  - період відпрацьовування запасів розсипного родовища, років;  $K_{сум}$  - сума обмежених капітальних ресурсів (власних і позикових), залучених для фінансування проекту, грн.;  $Y_{втк}$ ,  $Y_{стк}$  - відповідно викиди й скидання к-ї забруднюючої речовини в атмосферу й водне середовище, (од./рік);  $Y_{пвк}$ ,  $Y_{пск}$  - гранично припустимі (по нормативах) викиди й скидання забруднюючих речовин, (од./рік).

Таким чином, застосування такого методологічного підходу дозволить підвищити обґрунтованість і ефективність прийнятих управлінських рішень у процесі вибору варіанта інноваційного освоєння розсипного родовища з урахуванням взаємозв'язку фінансових потоків розробки запасів корисної копалини й вироблення готової продукції, а також комплексу природних, науково-технічних, виробничих, економічних і екологічних факторів.

## 4.2 Концепція й наукові принципи раціонального освоєння

### розсипних родовищ України

Концепція, як спосіб розуміння стратегії освоєння родовищ розсипних корисних копалин, визначає наступні основні підходи до розробки розсипів:

- максимальний видобуток корисної копалини з гірничих порід при мінімальному порушенні земної поверхні;
- максимальну виробничу потужність гірничодобувного підприємства при мінімальних витратах на виробництво гірничих робіт;
- максимальне видобування корисних мінералів із природних розсіпів з формуванням відходів виробництва - техногенних родовищ, їхньою розробкою в майбутньому з переробкою та їх збагаченням й отриманням додаткових обсягів концентратів.

Проблема раціонального освоєння розсіпних родовищ титаноцирконієвих руд має складний, комплексний характер і її вирішення можливо на основі спільного аналізу геологічних, технологічних і експлуатаційних особливостей розсіпів, що визначило наступні наукові принципи розробки таких родовищ:

- вибір раціональних технологічних схем і систем розробки розсіпних родовищ повинен виконуватися на основі їхньої класифікації й систематизації рудних полів з урахуванням геологічних, технологічних, експлуатаційних і економічних особливостей розробки розсіпів;

- вибір способу розробки й доцільність валового або селективного видобутку руд визначається шляхом вивчення геологічної будови розсіпів, виявлення й узагальнення факторів неоднорідності поширення мінералів по площі родовища й по фронту проведення гірничих робіт;

- вибір ефективної схеми розкривних і видобувних робіт повинен виконуватися з урахуванням показника ступеню концентрації гірничих робіт – співвідношення мінімально припустимої площі робочої зони кар'єру за умовами стійкості його бортів і фактично досягнутої площі за технологічними умовами розробки.

До основних особливостей розробки розсіпних родовищ титаноцирконієвих руд в Україні відносяться:

- значна потужність розкривних порід визначає наявність досить великих обсягів розкривних робіт;

- розробка руд ускладнюється значними коливаннями якості корисної копалини, що спричиняє зміну обсягів гірничих робіт;
- низька стійкість гірничих порід через їх обводненість затрудняє формування відвалів порід розкриву у виробленому просторі в безпосередній близькості від діючого фронту видобувних робіт;
- в існуючих технологіях розробки руд у якості виїмочно-навантажувального устаткування повсюдно використовуються роторні комплекси, драглайни, прямі мехлопати й різні види транспорту, при цьому продуктивність гірничотранспортного устаткування істотно залежить від кліматичних умов;
- незначний вміст корисних компонентів у рудних пісках (4–25% по масі) визначає значні витрати на переміщення відходів збагачення в зовнішні хвостосховища, які займають великі земельні відводи. Наприклад, під хвостосховища Вільногорського ГМК виділено 840 га, у яких накопичено більш як 120 млн. м<sup>3</sup> відходів;
- внаслідок недосконалої технології розробки, видобуток корисних копалин супроводжується істотним порушенням земної поверхні. Рекультивация продуктивності порушених земель неефективна і ведеться, в основному, у лісогосподарському напрямку;
- потужність рудного шару коливається в значних межах, що приводить до істотної зміни коефіцієнта розкриву по окремих ділянках кар'єрного поля при підтримці граничної глибини кар'єрів;
- розміри робочої зони кар'єру змінюються в просторі тільки погоризонтно, тобто глибина її залишається постійною. На зміну розмірів робочої зони впливають: застосовувана система розробки, спосіб розкриття родовища й схема транспортування розкривних порід у внутрішній відвал;
- між розвитком фронту гірничих робіт на розкривному, видобувному і відвальному ділянках робочої зони існує твердий взаємозв'язок, а виробнича потужність кар'єру визначається технологією розробки нижнього (надрудного) розкривного уступу;

- розвиток фронтів розкривних, видобувних і відвальних робіт повинен мати рівне річне посування, що відповідає виробничій потужності кар'єру.

Для реалізації концепції й наукових принципів освоєння розсипних родовищ необхідно розглянути й вирішити ряд економічних, технологічних організаційних і екологічних завдань, сформульованих нижче:

- на основі розробленої класифікації родовищ розсипів України й систематизації кар'єрних полів забезпечити повноту й комплексність видобутку всіх корисних мінералів розсипу на основі глибокого й повного геолого-мінералогічного вивчення продуктивного покладу;

- створити маловідходні, енергозберігаючі технології розробки розсипних титано-цирконієвих родовищ;

- забезпечити попутну й комплексну переробку гірничих порід при видобутку розсипів для споживання в різних галузях народного господарства.

- обґрунтувати принципи концентрації гірничих робіт при розробці розсипних родовищ із урахуванням вимог економічної ефективності;

- застосовувати циклічно-поточні технології розробки розсипів на основі економічно ефективних технологічних схем;

- впровадити геоінформаційні системи й GPS-технології при виїмочно-навантажувальних і транспортних роботах, електронні геологічні моделі й цифрові плани кар'єрів;

- обґрунтувати системний і комплексний підхід до гірничотехнічної рекультивациі земель, порушеними відкритими гірничими роботами, що забезпечує повернення в сільськогосподарське, лісотехнічне, рекреаційне й інше використання відновлених територій;

- максимально використовувати внутрішнє відвалоутворення розкривних порід і розміщення відходів збагачувального виробництва у виробленому просторі кар'єрів;

- створити раціональну замкнуту систему водопостачання технологічних процесів.

Таким чином, концепція й наукові принципи освоєння розсипів Украї-

ни включають основні вимоги до технології розробки титано-цирконієвих руд і визначають першочергові завдання по створенню таких технологій.

Концепція геотехнологічної оцінки й освоєння розсипів носить системний характер і містить у собі ряд етапів і аспектів, у тому числі створення класифікацій родовищ, систематизації кар'єрних полів, розробку достовірних геолого-математичних тривимірних моделей родовищ, ефективних технологічних схем розробки та збагачення руд. Наукові принципи освоєння розсипів повинні вирішувати проблему концентрації гірничих робіт, суцільності відпрацьовування родовища, максимального використання внутрішнього відвалоутворення, повноти переробки і якості збагачення корисних компонентів з руд, рекультивації порушених земель на основі сучасних інформаційних технологій і математичних методів аналізу.

#### **4.3 Розробка рекомендацій по застосуванню показника концентрації гірничих робіт для вибору раціональних технологічних схем розробки розсипних родовищ України**

Рекомендовані технологічні схеми розробки з урахуванням показника концентрації гірничих робіт в робочій зоні кар'єру для умов розсипних родовищ, що розробляються наведені в табл. 4.1.

Для найбільшого в країні розсипного титано-цирконієвого Малишевського родовища, як уже було відмічено в дисертаційній роботі, найбільш раціональним та економічно ефективним є перехід від транспортної системи розробки до комбінованої, яка забезпечує найбільший показник концентрації гірничих робіт в робочій зоні кар'єру. Для технологічних схем з селективним видобутком рудних пісків показник концентрації  $K_r$  складає 66,5 %, а при валовій – 75 % (див. табл. 4.1). Для видобувних робіт рекомендується застосування одноківшевих колісних навантажувачів, які забезпечують селективних видобуток руди.

Мотронівсько-Аннівська ділянка розсипу Малишевського родовища відмічається складними гідро-геологічними умовами, оскільки основний водоносний горизонт приурочений до рудного покладу. Відмічене потребує відповідного осушення родовища та обґрунтування технологічних схем розробки розкривних та видобувних робіт. Проектним інститутом «Кривбаспроект» виконано техніко-економічне обґрунтування кондицій розробки Мотронівсько-Аннівської ділянки розсипу, де розглядається застосування двох варіантів системи розробки: ТСП<sub>1</sub> та КСП<sub>2</sub>.

Хоча перевага віддана ТСП<sub>1</sub>, кінцевий вибір буде проведено після відробки дослідно-промислової ділянки, коли будуть (після осушення) уточнені стійкі кути укосів та бортів кар'єру.

В дисертаційній роботі для розробки Мотронівсько-Аннівської ділянки розсипу нами рекомендується комбінована система розробки КСП<sub>1</sub>, яка забезпечує більший  $K_T$ . При валовому видобутку  $K_T$  складає 75 %, а при селективному – 66,5 %. Для видобувних робіт, в випадку неефективного осушення родовища, через низьку водовіддачу рудних пісків та можливого переходу їх в пливунний стан, нами рекомендується схема ТСД – Д<sub>3</sub> (ЕШ+ПП+ОП).

Для підвищення ефективності розробки Вовчанського родовища рекомендується, при розробці розкриву, перейти від застосування комбінованої системи розробки (БСП + ТСП) до простої безтранспортної системи розробки з застосуванням крокуючого екскаватора ЕШ -11/75. На видобувних роботах рекомендована технологічна схема з застосуванням одноківшевих навантажувачів – ТСД-П<sub>1</sub> (ОП) (табл. 4.1). Для таких технологічних схем при валовому видобутку величина  $K_T$  може досягати 93,3 %, що значно може підвищити економічну ефективність розробки

Таблиця 4.1 – Рекомендовані технологічні схеми розробки та показники концентрації гірничих робіт в робочій зоні кар'єру для умов розширених родовищ, що розробляються

№ п/п	Найменування родовища (кар'єру)	Тип корисної копалини, середній вміст кг/м <sup>3</sup>	Параметри родовища			Планова виробнича потужність кар'єру, млн. м <sup>3</sup> /рік	Продуктивність по розкриттими породами, млн. м <sup>3</sup> /рік	Технологічні схеми розробки родовища		Розрахунковий показник концентрації гірничих робіт в кар'єрі, %	
			потужність розкритих робіт, м	потужність корисної копалини, м	Ширина покладу, м			Розкриті породи	Корисна копалина	фактичний	найбільш раціональний
1	Малишевське (ВГМК) кар'єр "Південь"	рутил-10-13 ільменіт-35-45 циркон - 50-70	47,8	13,8	1500	2,28	11,14	$\frac{ТСР_2}{КСР_1}$	$\frac{Д_1 - ЭШ + ПП + ЭКГ + авт.}{П_1 - ОП}$	60,5	$\frac{66,5^{**}}{75,0}$
	33,4		14,6	2000	3,22	11,16	$\frac{93,0^{**}}{52,0}$				
2	Мотронівсько-Аннівська ділянка	ільменіт > 100 рутил - 30 циркон - 9	52,2	10,2	800	5,00	25,30	$\frac{ТСР(КСР2)^{***}}{ПБСР}$	$\frac{ЭШ + ПБ + л.к.}{П_1 - ОП}$	65,8(60,5)	75,0
3	Вовчанське (Демуринський ГЗК)	ільменіт > 100 рутил - 30 циркон - 9	20,0	7,4	700	1,30	3,50	$\frac{КСР(БСР + ТСР)}{ПБСР}$	$\frac{ЭКГ + авт.}{П_1 - ОП}$	45,0	$\frac{93,0^{**}}{52,0}$
4	Верхньо-Іршинецьке (ІГЗК)	ільменіт – 60-150	8,0	8,0	700	1,20	1,35	УБСР (А=100-120м)		42,0	58,0
5	Лемненське (ІГЗК)	ільменіт – 60-150	8,0	7,0	450	1,10	1,43	ПБСР (ек-р-кар'єр)	ЭШ+ПП+авт.	60,0	60,0
6	Іршинецьке №5/№6 (ІГЗК)	ільменіт – 60-150	10,0/6,0	7,3/9	600/800	0,85/0,6	1,0/0,5				
7	Межирічне №7/№8 (ІГЗК)	ільменіт – 60-150	8,5/10,0	7,4/7,5	820/630	1,0/0,93	0,83/0,76	УБСР (А=100-120м)	ЭКГ+авт.	40,0-50,0	60,0
8	Валки-Гацьківське (ІГЗК)	ільменіт – 60-150	10,0	10,6	800	1,4	1,62				
9	Клесівське (Бурштинські копальні)	бурштин – 60 г/м <sup>3</sup>	3,9	3,5	110	0,164	0,214	УБСР (А=60м)	ЭШ+ПЗУ	23,0	50,0
9	Вільне (Бурштинські копальні)	бурштин – 17 г/м <sup>3</sup>	3,3	3,2	90	0,060	0,055	ТСР (АТЕК-761+авт.)	ЭШ+ПЗУ	47,5	79,5

\* - чисельник – діюча технологічна схема, знаменник – рекомендована; \*\* - чисельник – валовий видобуток, знаменник – селективний видобуток; \*\*\* - рекомендована ДПП «Кривбаспроект»



Для діючих кар'єрів Іршанського ГЗК в дисертаційній роботі виконаний вибір та обґрунтування раціональних схем розробки по показнику концентрації гірничих робіт в робочій зоні кар'єру. Підвищення показника  $K_G$  для даних умов можна за рахунок відмови від широких заходок ( $A=100 - 120$  м), що визвано розміщенням відходів збагачувальної фабрики у внутрішніх відвалах.

Для Клесівського родовища бурштину рекомендується схема ускладненої безтранспортної схеми розробки родовища, при якій можна досягти значення показника концентрації гірничих робіт  $K_G$  до 50 %. Для родовища бурштину Вільне рекомендована транспортна система розробки- (табл. 4.1).

Рекомендовані технологічні схеми розробки з урахуванням показника концентрації гірничих робіт в робочій зоні кар'єру для умов перспективних розсипних родовищ України наведені в табл. 4.2. Для всіх родовищ найбільш ефективно застосування безтранспортних систем розробки з застосуванням нових моделей крокуючих екскаваторів ЕШ, при цьому забезпечується високий показник  $K_G = 60 - 70$  %.

Таблиця 4.2 – Рекомендовані технологічні схеми розробки та показники концентрації гірничих робіт в робочій зоні кар'єру для умов перелективних розсіпних родовищ України

Найменування родовища (кар'єру)	Тип корисної копалини	Параметри родовища			Планова виробнича потужність кар'єру, млн. м <sup>3</sup> /рік	Необхідне річне посування фронту гірничих робіт, м	Необхідна продуктивність кар'єру по розкривним породам, млн. м <sup>3</sup> /рік	Рекомендовані технологічні схеми розробки родовища		Розрахунковий показник концентрації гірничих робіт в робочій зоні кар'єру, %
		Потужність розкривних порід	корисної копалини	Ширина покладу, м				розкривні породи	корисна копалина	
Тарасівське (Київська обл.)	цирконіт, рутил, ільменіт	27,0	7,0	2000	3,0	428	11,9	ІБСР (ЕП-40/130)	ОП*	56,0
Краснокутське (Харківська обл.)	цирконіт, рутил, ільменіт	3,0	7,0	2500	4,0	570	1,8	ІБСР (ЕП-6/45)	ОП	65,0
Воскресенське (Дніпропетровська обл.)	цирконіт, рутил, ільменіт	41,0	6,2	2000	2,5	200	16,6	УБСР (ЕП-40/130)	ОП	64,3
Зеленоярське (Київська обл.)	польовий шпат, цирконіт, рутил, ільменіт, ставроліт	34,1	3,8	1000	2,0	526	17,9	ІБСР (ЕП-40/130)	ОП	66,6
Мокрі Яли (Донецька обл.)	цирконіт, ільменіт	15,0	6,0	3000	2,5	278	6,4	ІБСР (ЕП-20/90)	ОП	58,2
Злобичеське (Житомирська обл.)	ільменіт	8,3	8,6	-	3,0	232	2,9	ІБСР (ЕП-10/60)	ЕКТ+авт.	60,0
Джарилгачьське (Кримська АР)	ільменіт, циркон	7,0	4,0	1000	2,5	625	4,4	ІБСР (ЕП-6/45)	ОП	60,0
Яблунівське (Закарпатська обл.)		10,0	1,2	3000	2,0	555	16,7	ІБСР (2 ЕП-25/90) 2 блока	ОП	60,0
Заморське (Кримська АР)	золото	12,0	2,0	2000		500	12,0	ІБСР (екс-р –кар'єр)	ЕП-20/90	66,0
Темелське (Кримська АР)		6,0	4,0	2500	≈ 2,0	200	3,0	ІБСР (екс-р –кар'єр) ЕП-10/60	ЕКТ+авт.	57,0
Акташське (Кримська АР)		8,0	10,0	800		312	2,0	ІБСР (екс-р –кар'єр) ІБСР (ЕП-6/45)	ЕКТ+авт.	70,3

\* селективний видобуток корисної копалини

#### 4.4 Рекомендації по застосуванню методів геотехнологічної валоризації

При застосуванні методів геотехнологічної валоризації слід враховувати, що вартісна цінність родовища визначається багатьма чинниками, які можна об'єднати в три групи: соціально-економічні, гірничо-геологічні та економіко-географічні.

При розгляді соціально-економічних чинників найважливішими є ступінь забезпеченості країни даним видом корисних копалин, а також значення корисної копалини і отриманого з неї продукту для народного господарства і для забезпечення економічної незалежності і обороноздатності країни.

При врахуванні гірничо-геологічних чинників, які зумовлюють масштаби гірничого підприємства, гірничотехнічні умови розробки родовища, а також технологічну схему переробки корисних копалин і отримання з нього готового продукту, найважливішими є: якість корисної копалини, вміст корисних і шкідливих компонентів і їх запаси, морфологія, будова і умови залягання скупчень корисної копалини, технологічні властивості мінеральної сировини і гірничо-геологічні умови експлуатації родовищ.

Якість корисної копалини визначається сукупністю хімічних, фізичних і технічних властивостей, що забезпечують можливість її промислового використання. Вміст корисних компонентів у мінеральній сировині робить великий вплив на собівартість кінцевого продукту. За інших рівних умов його собівартість буде менше в стільки разів, в скільки разів більше буде вилучено його з 1 т руди. Достовірне визначення середнього вмісту корисного компоненту має виключно важливе значення для правильної, оцінки більшості родовищ.

Якщо фактичний вміст корисного компоненту у мінеральній сировині виявиться нижче встановленого, негайно знизиться випуск готової продукції (концентрату, металу і ін.), підвищиться її собівартість, скоротяться прибуток, рентабельність, а також ефективність капітальних вкладень.

Економіко-географічні чинники є сукупністю даних, що характеризують природні і економічні умови району родовища: віддаленість від заводів-споживачів, обжитість району, транспортні і енергетичні умови, водний режим, наявність місцевої бази іншої корисної копалини і матеріалів, рельєф місцевості, клімат і ін.

Промислова цінність родовищ в значній мірі визначається поточною і перспективною потребою народного господарства в сировині. Умови і вартість постачання енергією, водою, лісом і ін. можуть виявитися вирішальними чинниками, коли в даних конкретних умовах це постачання або зовсім нездійснено, або пов'язано з великими капітальними витратами або збільшенням терміну будівництва. Родовище, що володіє рудами з високим вмістом корисних компонентів, але розташоване в несприятливих транспортних і економічних умовах, може виявитися менш ефективним, ніж родовище із запасами руд з меншим вмістом корисних компонентів, але розташоване в сприятливіших економічних умовах.

При оцінці родовищ особливо необхідно враховувати наступні економіко-географічні чинники.

Транспортні умови району родовища характеризуються відстанню до існуючої або наміченої до будівництва залізниці, наявністю автомобільних доріг, можливістю використання водних шляхів і експлуатації доріг в різні пори року.

Під час порівняльної оцінки родовищ необхідно враховувати їх розташування по відношенню до промислово розвинених районів, здатних забезпечити будівництво підприємств матеріалами і устаткуванням. Необхідно також враховувати розташування родовищ по відношенню до районів споживання: близьке розташування скоротить об'єми і терміни транспортних перевезень, прискорить оборотність засобів і т.д.

Особливої уваги заслуговує питання віддаленості родовищ від транспортних магістралей, головним чином залізниць. Будівництво залізниць вимагає значних капітальних вкладень, розмір яких залежить не тільки від протяжно-

сті дороги, але і від рельєфу місцевості, необхідності будівництва мостів і інших об'єктів. Крім того, у разі споруди залізниці подовжуються терміни освоєння родовища.

Перераховані вище численні чинники в їх сукупності обумовлюють промислове значення родовища при сучасному рівні техніки і на даному етапі розвитку економіки країни. У кожному конкретному випадку значення окремих чинників для оцінки родовищ буде неоднаковим. Тому при геолого-економічній оцінці певного родовища необхідно виділити найголовніші з них і відобразити їх вплив на промислове значення родовища за допомогою відповідних показників.

Хоча основою геотехнологічної валоризації родовищ корисної копалини і є результати геолого-економічної оцінки, вона може бути якісно виконана лише об'єднаними зусиллями фахівців геологічного, гірничого, збагачувального і економічного профілів.

На підставі важливих чинників, що обумовлюють вартісну цінність родовищ, а також розроблених методів геотехнологічної валоризації розсипних родовищ природного та техногенного походження рекомендуємо:

1. Передати в Державній комітет по запасах методика вивчення збагачуваності розсипних родовищ ільменітових та титан-цирконієвих руд.

2. Рекомендувати створити централізовану лабораторію для вивчення розсипних родовищ у зв'язку з їх винятковою цінністю для промисловості України. Необхідність створення такої лабораторії визначається тим, що раніше виконані дослідження інститутами Механобрчормет, Гиредмет та Іргиредмет проводилися із застосуванням існуючих на той час методів збагачення та відповідного рівня обладнання для підготовки, селективного розкриття та основних процесів збагачення.

3. Провести на лабораторній базі НГУ та державних Іршанському та Вільногірському гірничо-збагачувальних комбінатах дослідження по вивченню збагачуваності техногенних родовищ ільменітових та титано-цирконієвих руд.

4. Виконати державний моніторинг діючих технологічних схем на гірничо-збагачувальних підприємствах Іршанського, Вільногірського та Демурінського ГЗК.

5. Рекомендувати провести дослідження та виконати техніко-економічне обґрунтування початкової вартості родовищ розсипних руд природного та техногенного походження .

6. Виконати геолого-екологічне картування найбільш великих розсипних техногенних родовищ.

7. Вивчити вміст корисних елементів та мінералів, які можуть мати промислове значення при розробці розсипних родовищ України.

## ВИСНОВКИ

Основні результати виконаної науково-дослідної роботи полягають у наступному:

1. Виконана оцінка мінерально-сировинної бази й визначені геологічні особливості розсипних родовищ України. Встановлені характерні особливості природних та техногенних розсипних родовищ України, які впливають на ефективність їх освоєння.

2. Розроблена класифікація розсипних родовищ України природного та техногенного походження з систематизацією кар'єрних полів, згідно з якою усі родовища поділені на 4 групи за площею, на 4 групи за глибиною кар'єру та на 4 групи по продуктивності.

3. Розроблена класифікація розсипів за критерієм «збагачення». Встановлено, що рідкометалева сировина, як правило, є комплексною і містить одночасно від двох і більше (іноді до 10-20) рідких, рідкоземельних та розсіяних елементів. Основними методами первинного збагачення слід вважати гравітаційні процеси (гвинтові та струйні сепаратори, іноді у сполученні з відсадними машинами та концентраційними столами). Основними методами доводки чорнових концентратів слід вважати магнітну та електричну сепарацію часто у сполученні з концентрацією на столах та флотацією.

4. Уперше запропоновано узагальнюючий показник концентрації гірничих робіт у кар'єрі  $K_G$ , який є відношенням мінімально припустимої площі робочої зони кар'єра за умовами стійкості масиву порід бортів кар'єра  $S_{дон}$  до фактично досягнутої площі робочої зони за технологічними умовами та параметрами системи розробки, що застосовується  $S_{\phi}$ . Обґрунтовано його застосування для технологічної оцінки при виборі системи розробки великих розсипних родовищ.

5. Уперше встановлено, що між змінами відстані транспортування й показником концентрації гірничих робіт  $K_G$  є обернено пропорційна залежність, відповідно до якої незначне збільшення відстані транспортування розкритих порід у відвал приводить до істотних загальнокар'єрних експлуата-

ційних витрат.

6. Вперше для оцінки ефективності систем розробки розсипних горизонтальних родовищ запропоновано в якості основних показників зміни (розвитку) робочої зони кар'єру в залежності від використання тієї чи іншої технологічної схеми системи розробки родовища застосовувати такі технологічні параметри, як середня внутрішньокар'єрна відстань транспортування розкривних порід  $l_{mp}^{cp}$  і сумарна протяжність транспортних комунікацій  $\Sigma l_{m.k.}$ .

7. Розроблена математична модель взаємозв'язків параметрів системи розробки родовища, параметрів робочої зони кар'єру, його виробничої потужності, а також продуктивності основного гірничо-транспортного устаткування, що дозволяє більш детально й глибоко досліджувати ефективність застосування тієї чи іншої технології виробництва розкривних і видобувних робіт в умовах експлуатації та освоєння розсипних родовищ.

8. Уперше сформульовано загальне поняття геотехнологічної валоризації при розробці розсипних родовищ природного та техногенного походження, як заходів з метою одержання державою додаткової економічної вигоди шляхом об'єктивної оцінки вартості розсипних родовищ. Показано що при геотехнологічній валоризації використовується комплекс геологічних, технологічних, технічних, соціальних і екологічних факторів для встановлення індексу валоризації, який дозволяє одержати всі параметри для об'єктивної оцінки вартості розсипних родовищ на поточний період.

9. Сформульовано поняття індексу валоризації як комплексного показника вартості розсипних родовищ для державних установ України, що може служити додатковим критерієм при оцінці, продажі, видачі ліцензій на розробку родовищ, здачі їх в оренду або інших господарсько-фінансових операцій.

10. Визначені критерії оцінки гірничотехнічних параметрів перспективних технологічних схем селективної розробки титано-цирконієвих руд на основі цифрової геолого-технологічної карти фронту видобувних робіт і розміщення рудних блоків по мінеральному складу із застосуванням колісних навантажувачів.



11. Визначені загальні економіко-математичні критерії геотехнологічної валоризації у процесі інноваційного освоєння розсипних родовищ природного та техногенного походження:

- встановлено, що для порівняльної оцінки ефективності капітальних вкладень сьогодні абсолютно неможливо використовувати типову методику по наведених витратах з обґрунтованим нормативним коефіцієнтом ефективності капітальних вкладень. У теперішній час найширше використовується методика економічної ефективності інвестиційних проектів розвитку підприємств, що заснована на наступних показниках щодо оцінці доцільності капітальних вкладень: чиста наведена вартість; внутрішня норма прибутковості; строк окупності капітальних вкладень; коефіцієнт співвідношення доходів і витрат; коефіцієнт прибутковості та фондвіддача.

12. Визначені фактори, які треба враховувати при розробці економіко-математичних критеріїв геотехнологічної валоризації у процесі переробки та збагачення мінералів розсипів.

13. Уперше розроблено загальні положення концепції інноваційного освоєння розсипів та зазначено, що інноваційне освоєння розсипів буде відбуватися в умовах нерозривного взаємозв'язку й нерозривності у часі фінансових потоків розробки родовищ корисних копалин, переробки й збагачення мінеральної сировини й одержання готової продукції.

14. Визначено, що інноваційне використання розсипного родовища за допомогою створення єдиного виробничого комплексу видобутку корисної копалини й отримання кінцевої продукції має ряд переваг, що виражається як у позитивних економічних результатах, так і в сприятливих екологічних наслідках.

15. Розроблена концепція геотехнологічної оцінки розсипних родовищ природного та техногенного походження. Уперше визначені загальні положення концепції інноваційного освоєння розсипів та зазначено, що інноваційне освоєння розсипів буде відбуватися в умовах нерозривного взаємозв'язку й нерозривності у часі фінансових потоків розробки родовищ корисних

копалин, переробки й збагачення мінеральної сировини й одержання готової продукції.

16. Розглянуті особливості геолого-економічної оцінки як складової частини концепції геотехнологічної оцінки розсипних родовищ України.

17. На підставі вивчення особливостей розсипних родовищ України розроблено концепцію й обґрунтовано наукові принципи раціонального освоєння розсипів України.

18. За результатами досліджень розроблені „Рекомендации по выбору рациональных технологических схем добычных работ при разработке россыпных месторождений”, які впроваджені в гірничотранспортне виробництво Вільногірського ГМК (Акт впровадження від 5.12.2008 р.).

19. Розроблена методика розрахунку геотехнологічних параметрів та вибору раціональних технологічних схем розкривних робіт при освоєнні родовищ розсипних руд, яка впроваджена на гірничотранспортному виробництві Вільногірського ГМК (Акт впровадження 02.12.2009 р.). Очікуваний економічний ефект від впровадження раціональних технологічних схем розкривних робіт КСР<sub>1</sub>, КСР<sub>4</sub>, КСР<sub>6</sub> або КСР<sub>7</sub> на Вільногірському ГМК становить 3,9; 1,94; 3,9 і 2,0 млн. грн. відповідно.

20. Розроблені рекомендації по застосуванню методів геотехнологічної валоризації розсипних родовищ України природного та техногенного походження. На основі аналізу сучасного стану визначення вартісної оцінки розсипних родовищ та розроблених методів геотехнологічної валоризації запропоновані рекомендації для виконання техніко-економічних оцінок розсипних родовищ та обґрунтуванню збагачувальних технологій. Методику дослідження збагачуваності розсипних родовищ ільменітових та титано-цирконієвих руд передано для впровадження в КП “Південукргеологія” і використання при детальній розвідки розсипних родовищ України.

**ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ**

1. Новожилов М.Г., Эскин В.С., Ройзен Я.Ш. Повышение эффективности усложненной бестранспортной системы разработки при замене выездных траншей временными съездами //Сб. статей ИГТМ АН УССР.-М: Недра, 1969.- Вып. 2.- С. 132-140.
2. Новожилов М.Г., Тартаковский Б.Н., Эскин В.С. Поточная технология открытой разработки месторождений. - К.: Наук. думка, 1965. – 265 с.
3. Новожилов М.Г., Эскин В.С., Корсунский Г.Я. Теория и практика открытой разработки горизонтальных месторождений.- М.: Недра, 1978.- 328 с.
4. Тартаковский Б.Н., Беляков В.Н. Взаимосвязь потерь и разубоживания полезных ископаемых при разработке открытым способом горизонтальных и пологозалегающих месторождений /Ин-т геотехнической механики АН УССР. - Днепропетровск, 1978. – 16 с. – Рус. - Деп. в ВИНТИ 01.09.78, № 2588.-77 с.
5. Новожилов М.Г., Селянин В.Г., Тартаковский Б.Н. Новая технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых.- К.: Гостехиздат УССР, 1961.- 205 с.
6. Собко Б.Ю. Встановлення області застосування безтранспортної системи розробки при освоєнні розсіпних родовищ //Зб. наук. праць /НГУ.- Дніпропетровськ: РВК НГУ.- 2009.- № 33.- С. 50 - 54.
7. Собко Б.Е. Состояние и перспективы развития открытой разработки россыпей Украины /Б.Е.Собко, А.В.Зберовский, Ю.Д. Баранов //Горный журнал.- 2009.- №5.- С.25-28.
8. Таран В.А., Брудник С.С., Кофанов Ю.Н. Математические вопросы автоматизации производственных процессов.- М.: Высшая школа, 1968.- 216 с.
9. Тартаковский Б.Н., Барсуков М.И., Сидоров А.С. Технологическая схема со смещенным фронтом работ по блокам.- Марганец, 1972.- № 3.- С. 35-39.

10. Томаков П.И. Экология и охрана природы при открытых горных работах // Вопросы теории открытых горных работ. – М.: Из-во МГГУ.- 1994. – С.51-61.
11. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч.1. Производственные процессы. - М.: Недра, 1985. – 509 с.
12. Тартаковский Б.Н., Барсуков М.И., Сидоров А.С. Технологическая схема со смещенным фронтом работ по блокам //Марганец, 1972.- №3.- С. 35-39.
13. Хныкин В.Ф., Клочков Н.Н. Выбор технологий открытой разработки россыпных месторождений на стадии геологоразведочных работ //Известия вузов. Горный журнал.- 1992.-№2.-С.34-37.
14. Циклично-поточная технология добычи руд на карьерах Кривбасса / Б.Н. Тартаковский, В.С. Вишняков, И.И. Гаврилюк и др. – К.: Техника, 1978. - 235 с.
15. Четверик М.С. Основные направления научно-технического прогресса в марганцеворудной промышленности Украины //Металлургическая и горнорудная промышленность. - 1993. - №1. - С. 13 - 17.
16. Четверик М.С. Режим функционирования техно-экосистемы карьер-отвал-шламохранилище // Геотехническая механика: Межведомственный сб. науч. тр. – 1999. – Вып. 13. – С. 23-26.
17. Прокопенко В.И., Барсуков И.М. Основы формирования рациональных техногеосистем карьеров //Докл. Всесоюз. науч.-техн. конф. "Система "Человек - машина - среда" в горном деле". - М.: ИГД им. акад. А.А.Скочинского, 1990. - С. 122 - 128.
18. Прокопенко В.И., Барсуков И.М. Резервы повышения эффективности использования земель на карьерах в мягких породах //Изв. вузов. Горный журнал. - 1991. - №7. - С. 12 – 14.
19. Проскурин Г.П., Кононов Ю.В., Лукиных А.Д. Россыпеобразующие ильменитоносные формации коростенского комплекса Украинского щита / Г.П. Проскурин, Ю.В. Кононов, А.Д. Лукиных //Тез. докл. VIII Всесоюз. совещ. по геол. россыпей. -К., 1987.- С. 240-241.

20. Барсуков И.М. Обоснование технологии горно-подготовительных работ с минимальным нарушением земель при открытой разработке горизонтальных месторождений: Дис. канд. техн. наук: 05.15.03. – Днепропетровск, 1988.– 115 с.
21. Барсуков М.И. Повышение эффективности поточной технологии на карьерах с мягкими породами.- Киев: Наукова думка, 1984.- 232 с.
22. Барсуков М.И., Барсуков И.М. Охрана земель при открытой разработке месторождений. – К.: Техника, 1987.- 150 с.
23. Собко Б.Е. Совершенствование технологии открытой разработки россыпных титано-циркониевых руд.–Днепропетровск: РИК НГУ, 2008. – 167 с.
24. Хохряков В.С. Геоинформационный метод математического моделирования// Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых.- 1986.- № 5.- С.89-94.
25. Мельников Н.В., Арсентьев А.И., Газизов М.С. Теория и практика открытых разработок.- М.: Недра, 1973.- 635 с.
26. Теория и практика открытых разработок/Под общ. ред. Н.В. Мельникова.- М.: Недра, 1979.- 636 с.
27. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров /В.С. Хохряков, Г.Г. Саканцев, А.З. Яшкин и др. -М.: Недра, 1977.-386с.
28. Шапарь А.Г., Белянов В.Н. Обоснование классификации добычных работ. – Днепропетровск: Препринт, 1989. - 264 с.
29. Шапарь А.Г., Солодовник Л.М., Гаврилюк И.И. Основные направления по созданию прогрессивных экологически ориентированных и малоотходных технологий и оборудования для открытого способа добычи полезных ископаемых. - В кн. Теория и практика решения экологических проблем горнодобывающей и металлургической промышленности. – Днепропетровск: Препринт, 1982. - С. 37 - 42.
30. Томакова П.И. Интенсификация использования оборудования на карьерах. - М.: Недра, 1980. - 219 с.

31. Томаков П.И., Коваленко В.С. Рациональное землепользование при открытых горных работах. - М.: Недра, 1984. - 213с.
32. Ковальчук В.А. Оптимизация параметров концентрации горных работ в железорудных карьерах: Автореф. дисс. ... докт.техн.наук - Кривой Рог, 2000.- 34 с.
33. Комплексы машин непрерывного действия/ Б.Н. Тартаковский, Г.К. Акутин, М.И. Барсуков и др. – М.: Недра, 1970.-128 с.
34. Нурок Г.А. Гидромеханизация открытых разработок. - М.: Недра, 1970. – 578 с.
35. Головкин Л.К., Дерешеватый О.Е., Оноприенко Н.А., Науменко Г.Е. Применение внутрикарьерной транспортной перемычки при отработке передового уступа роторным комплексом//Горный журнал.-1973.-№7.-С.20-22.
36. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. - М.: Недра, 1983. – 414 с.
37. Создание информационно-аналитической системы управления горно-транспортным оборудованием на карьерах с применением спутниковой навигации /А.В.Зберовский, Б.Е.Собко, О.П.Козакевич, В.В.Задорнова, Ю.Д.Баранов, В.Г.Лысенко //Сборник научных трудов НГУ.- Днепропетровськ: РИК НГУ.- 2005.-№23.- С.289-299.
38. Розенплентер А.Э., Федоренко Ю.П. Оптимальные параметры полосовой системы разработки. //Добыча угля открытым способом.-1969.-№ 9.- С. 15-19.
39. Секисов Г.В. Техногенные месторождения полезных ископаемых и основные аспекты их формирования /ИПКОН АН СССР.- М.-1988.- 13 с.
40. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых /Новожилов М.Г., Хохряков В.С., Пчелкин Г.Д., Эскин В.С. - Под ред. М.Г. Новожилова. –М.: Недра, 1971. -552 с.
41. Хоудинов А.С., Дегтярев А.А., Дегтярев В.А. Открытая разработка месторождений горно-химического сырья.- М.: Недра, 1974.- 200 с.

42. Новожилов М.Г., Селянин А.Г. Совершенствование техники и технологии открытой разработки железорудных месторождений. - М.: Высш. школа, 1961. - 156 с.
43. Вскрытие глубоких горизонтов карьеров /А.Ю. Дриженко, В.П. Мартыненко, В.И. Симоненко и др.- Под ред. А.Ю. Дриженко.- М.: Недра, 1994.-288 с.
44. Васильев М.В. Транспорт глубоких карьеров. – М.: Недра, 1983. -295 с.
45. Васильев М.В. Транспортные процессы и оборудование на карьерах.- М.: Недра, 1986.- 278 с.
46. Природоохранные мероприятия при ведении горных работ на Любимовском гранитном карьере: Рекомендации/ Академия горных наук Украины (АГН Украины); Руководитель А.Ю. Дриженко. - Днепропетровск, 1992.- 41 с.
47. Гуменик И.Л. Научные основы управления разработкой и потреблением попутных полезных ископаемых на карьерах Украины: Дис. ... доктора техн. наук: 05.15.03 – Днепропетровск, 1994. – 288 с.
48. Дриженко А.Ю. Формирование землесберегающих технологических комплексов действующих железорудных карьеров: Дис.... д-ра техн. наук. 05.15.03 –Днепропетровск, 1988. – 425 с.
49. Применение циклично-поточной технологии при разработке крепких пород на разрезах (обзор)/А.М. Шарков, Ю.И. Беляков, С.Д. Духовный и др. – М.: Минуглепром СССР, 1972. - 64 с.
50. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей.- М.: Недра, 1981.-278 с.
51. Варийчук М.И., Наточинский В.И. Оптимизация параметров открытой разработки россыпей.- М.: Недра, 1985.- 197с.
52. Нурок Г.А. Процессы и технологии гидромеханизации открытых горных работ. - М.: Недра, 1985. - 583 с.
53. Нурок Г.А. Технология и проектирование гидромеханизации горных работ. - М.: Недра, 1965. - 210 с.
54. Опыт применения современных математических методов и ЭВМ в планировании и проектировании открытых горных работ /Под ред. В.В. Ржев-

ского. - М.: ЦНИИТЭИуголь, 1967.-296с.

55. Шурыгин В.Д. Обоснование параметров открытой разработки россыпных месторождений в сложных горно-геологических условиях: Дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03 – Днепропетровск, 2004. – 183 с.

56. Лешков В.Г. Разработка россыпных месторождений.- М.: Недра, 1985.- 568 с.

57. Лешков В.Г. Теория и практика разработки россыпей многочерпаковыми драгами. - М.: Недра, 1980. - 352 с.

58. Мамаев Ю.А. Научно-методические и технологические основы рационального освоения техногенных россыпей золота: Дис. доктора техн. наук: 05.15.03 – Хабаровск, 1996. – 297 с.

59. Литвинцев В.С. Обоснование параметров геотехнологии комплексного освоения техногенных россыпных месторождений дальнего востока.- Автореф. Дис. ...доктор техн. наук: 05.15.03 -Хабаровск, 2000. - 44 с.

60. Хохряков В.С. Основы информационного обеспечения САПР горного производства //Горный журнал. - 1986.- № 3 - С. 11-16.

61. Хохряков В.С., Борисов О.Ю. Автоматизированные расчеты карьерного автотранспорта на базе геоинформационного банка данных //Горный журнал.- 1991.- № 6.-С.23-28.

62. Хохряков В.С., Саканцев Г.Г., Яшкин А.З. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров.- М.: Недра, 1977.- 200 с.

63. Астафьев Ю.П. Принципы функционирования карьера как технической системы// Сб.научн.тр. – Волгоград, 1971. - Вып. 3. - С. 12 - 18.

64. Астафьев Ю.П. Учет качества руды и комплексности освоения месторождения при проектировании параметров карьера //Тез. докл. Всесоюз. конф. «Экономические параметры горных предприятий будущего». - М.: МГИ.- 1976. - Вып. 2. - С. 116 - 117.

65. Автоматизированное проектирование карьеров: Учебное пособие /Под ред. В.С. Хохрякова. - М.: Недра, 1985. - 263с.



66. Введение в геоинформатику горного производства: Учебное пособие /Под ред. В.С. Хохрякова. - Екатеринбург, 1999. - 238с.
67. Компьютеры и системы управления в горном деле за рубежом /Ю.П.Астафьев, А.С. Зеленский, Н.И. Горлов и др.- М.: Недра,1989. - 263с.
68. Новожилов М.Г., Ройзен Я.Ш., Эрперт А.М. Качество рудного сырья черной металлургии. -М.: Недра, 1977.- 575с.
69. Коваленко В.С. Технологические аспекты экологизации открытых горных работ при освоении перспективных угольных месторождений Кузбасса //Сб. науч. тр. /Вопросы теории открытых горных работ.- М.: Изд-во МГГУ.- 1994.- С. 106-121.
70. Томаков П.И, Наумов И.К., Терещенко А.П. Концентрация горных работ на угольных разрезах комбината «Экибастузуголь» //Добыча угля открытым способом.-1975.- №9.- С.6-8.
71. Третьяков Ю.И., Маковенко В.Т., Пилипчук А.Д. Минеральные ресурсы Украины и мира //Государственное научно-производственное предприятие «Геоинформ Украины».-Киев, 2005.-462 с.
72. Дриженко А.Ю. Восстановление земель при горных разработках. – М.: Недра, 1985.-240 с.
73. Мельников Н.В., Агошков М.И. Научные основы оптимизации использования месторождений полезных ископаемых и охраны недр.- М.: ЦЭМИ, 1977. - 168 с.
74. Проектирование, планирование и управление производством на карьерах посредством ЭВМ /Под ред. В.В. Ржевского. - М.: Недра, 1966.
75. Протасов В.А. Исследование технологии разработки смежных карьерных полей (на примере Никопольского бассейна): Автореф. дисс. канд. техн. наук.- Днепропетровск, 1974.- 22 с.
76. Агошков М.И. и др. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр. – М.: Недра, 1974. – 232 с.
77. Беркалиев Б.Т. Параметры разработки и полнота извлечения руд. – М.: Недра, 1988. – 144 с.

78. Попов С.О., Полякова О.Ю., Чередниченко О. І. Теоретичні основи системної економіко-математичної моделі підземної розробки залізних руд // Вісник Криворізького технічного університету. – Кривий Ріг: КТУ, 2008. – Вип.20. – С.248-253.

79. Байков Б.Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. — М.: Недра, 1975

80. Временные методические указания о проведении геолого-разведочных работ по стадиям (твердые полезные ископаемые). — Ташкент: ИМП Госкомгеологии РУз, 1994.

81. Грачев Ф.Г. Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях. — М.: Недра, 1977.

82. Зималина В.Я. Достоверность разведки рудных месторождений Средней Азии с неравномерным распределением оруденения. — Ташкент: Фан, 1992.

83. Ломоносов Г.Г. Формирование качества руды при открытой добыче. — М.: Недра, 1975.

84. Новиков Э.А. Минерально-сырьевой потенциал. Освоение и рациональное использование/ Э.А.Новиков, И.А.Блехцин. -Л.: Недра, 1997.-95с.

85. Рахимов В.Р., Чунихин С.Г. Повышение полноты использования недр и интенсивности горного производства // Горный журнал. — 1988. — № 11.

86. Свирский М.А., Витковский И.И. Некоторые особенности геолого-экономической оценки разведываемых и эксплуатируемых месторождений в условиях рыночных отношений // Горный журнал. — 1992. — №7.

87. Терновой В.И. Основы геолого-экономической оценки месторождений полезных ископаемых. - Л.: Недра, 1979.

88. Коткин В.А. Баланс интересов государства и недропользователя при выборе бортового содержания полезного компонента // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. - 2006. - № 5.

89. Рахимов В.Р. Экономические подходы к обоснованию кондиций эксплуатируемых месторождений в условиях рыночных отношений // Геология и минеральные ресурсы. - 1999. - № 4.

90. Лукьянчиков Н.Н. Экономико-организационный механизм управления окружающей средой и природными ресурсами /Н.Н.Лукьянчиков .-М.: НИИ-Природа, 1998.-236с.

91. Нежинский И.А. Методические основы оценки стоимости недр / И.А.Нежинский, И.Г.Павлова //Минеральные ресурсы: экономика и управление.- 1995.-№4.-С.13-18

92. Глазков В.А. Баланс интересов государства и недропользователя при геолого-экономической оценке / В.А. Глазков// Разведка и охрана недр.- 2002.- №6/7.- С.29-31

93. А.с. 1330313 СССР, МКИ E21C41/02. Способ отвалообразования и рекультивации глубоких карьеров /А.Ю. Дриженко, О.И. Храпко, Н.К. Гардаш, В.Н. Домничев (СССР). – № 405191/03: Заявл. 17.12.95: Опубл.17.12.97, Бюл. №30.

94. Агошков М.И. Техничко-экономическая оценка полноты и качества извлечения при добыче твердых полезных ископаемых. - М.: ВИНМИ, 1969. – 300с.

95. Баранова Н.М., Веклич М.Ф., Дядченко М.Г. Условия формирования и закономерности размещения кайнозойских россыпей на территории Украинской ССР //Закономерности размещения полезных ископаемых. IV (Россыпи).- М.- 1960.- С.99-104.

96. Горкунов В.И., Завалишин В.С., Валиев К.З. Добыча и рекультивация на карьерах строительных горных пород. – Алма-Ата: Наука, 1986. – 204 с.

97. Собко Б.Ю. Удосконалення технологічних схем розробки розсипних руд на кар'єрах Вільногірського ГМК //Науковий вісник НГУ.- Дніпропетровськ: РВК НГУ.- 2008.- №5. - С. 13 - 16.

98. Певзнер М.Е. Экономические проблемы горного производства //Горный журнал. - 1978. - №7. - С. 68 - 70.

99. Научные основы проектирования карьеров /В.В. Ржевский, М.Г. Новожилов, Б.П. Юматов и др. - М.: Недрa, 1971. - 600 с.

Додаток А

**РЕЦЕНЗІЯ**

на НДР по темі ГП-416 «Геотехнологічна валоризація розсипних родовищ України природного та техногенного походження»

У роботі наведено теоретичні й практичні результати досліджень авторів по проблемі створення наукових основ геотехнологічної валоризації розсипних родовищ України природного та техногенного походження.

Представлені у звіті на рецензію матеріали досліджень містять наступні результати: аналітичний огляд сучасних методів розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки розсипних родовищ; методику розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку природних розсипів родовищ ільменітових та титано-цирконієвих руд; методику розрахунку геотехнологічних параметрів переробки та збагачення природних розсипів родовищ ільменітових руд; обґрунтування раціональних технологічних схем розробки розсипних родовищ України; встановлення області застосування безтранспортної системи розробки при освоєнні розсипних родовищ техногенного походження; рекомендації щодо застосування методів геотехнологічної валоризації розсипних родовищ України природного та техногенного походження.

Теоретичне значення роботи полягає в розробці концепції геотехнологічної оцінки розсипних родовищ природного та техногенного походження, яка вперше узагальнює геологічні, технологічні, технічні, соціальні, екологічні та економічні фактори і створює методичну базу для оцінки вартості родовищ, яка буде визначатися із урахуванням сучасних технологічних схем та обладнання для видобутку і переробки розсипів, промислової та соціальної інфраструктури, екологічного навантаження навколишнього середовища.

Практичне значення роботи полягає в розробці «Рекомендацій по вибору раціональних технологічних схем добувних работ при разработке россыпных месторождений», які впровадженні 03.12.2008р., та

“Методики розрахунку геотехнологічних параметрів та вибору раціональних технологічних схем розкривних робіт при освоєнні родовищ розсипних руд”, яка впроваджена 02.12.2009 р. на гірничотранспортному виробництві Вільногірського ГМК, а також в отриманні патенту на корисну моделю № 31673 “Гідравлічний класифікатор” від 25.04.2008 р., та патенту на корисну модель №31755 “Електростатичних сепаратор” від 25.04.2008 р.

Робота має наукове й практичне значення, спрямована на рішення актуальних задач гірничого виробництва, шляхом створення нових, сучасних підходів в області теорії й практики видобутку та переробки розсипних родовищ України природного та техногенного походження, що має велике соціальне й економічне значення.

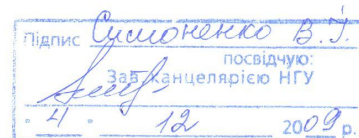
Звіт написаний технічно грамотно, результати теоретичних й експериментальних досліджень добре ілюстровані й логічно зв'язані.

Вищевідзначене дозволяє рекомендувати дану наукову роботу до затвердження Радою НГУ з напрямку «Гірничі справи».

Професор кафедри відкритих  
гірничих робіт НГУ, д.т.н.



В.І. Симоненко



## Додаток Б

## РЕЦЕНЗІЯ

на заключний звіт по темі ГП-416

**"Геотехнологічна валоризація розсипних родовищ України природного та техногенного походження"**

Рецензуємий звіт є заключним і присвячений результатам досліджень, які були проведені на кафедрі збагачення корисних копалин та учбово-навчальному центрі гірничих інформаційних технологій у 2008 - 2009 рр. Звіт складається з вступу, 4 глав, висновків, викладений на 214 стор. машинописного тексту, має 31 рисунок, 20 таблиць, 5 додатків.

Перша глава присвячена розробці методики розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки природних розсипів родовищ ільменітових руд. Проаналізовані сучасні методи розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку, переробки та вартісної оцінки розсипних родовищ. Запропонована вдосконалена методика дослідження збагачуваності розсипних руд, яка передбачає вивчення промивістості руд, вивчення складу і властивостей зернистої маси та шламів, фізичних властивостей мінералів та детальне дослідження мономінеральних проб.

У другій главі розглядаються особливості методики розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки титано-цирконієвих руд. Обґрунтовані геотехнологічні параметри та раціональні технологічні схеми розробки розсипних родовищ України, зокрема технологічні схеми видобутку титано-цирконієвих руд на кар'єрах Вільногірського ГМК, а також схеми розробки Мотронівської ділянки Малишевського родовища. Наведені розрахунки геотехнологічних параметрів переробки титано-цирконієвих руд з урахуванням основних економічних показників по варіантам потужності технологічної лінії.

Третя глава присвячена розробці методики розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки родовищ техногенного

походження. Обґрунтовані області застосування безтранспортної системи розробки при освоєнні розсипних родовищ техногенного походження, зокрема обґрунтовані параметри технологічних схем при розробці родовищ Іршанського ГЗК.

У четвертій главі розроблені рекомендації по застосуванню методів геотехнологічної валоризації розсипних родовищ України природного та техногенного походження, відображені наукові принципи раціонального освоєння розсипів.

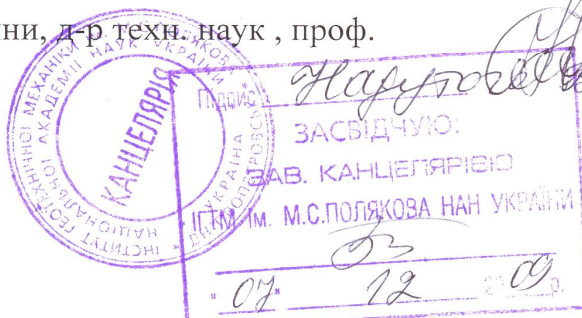
Теоретичне значення роботи полягає в розробці наукових принципів та концепції геотехнологічної оцінки розсипних родовищ, які створюють методичну базу для вартісної оцінки родовищ, яка буде визначатися на підставі сучасних технологічних схем та обладнання для видобутку, переробки і збагачення розсипів та техногенних відходів.

Робота спрямована на рішення актуальних задач гірничого виробництва шляхом створення нових, сучасних підходів в області теорії й практики видобутку та переробки розсипних родовищ України природного та техногенного походження.

Робота виконана на високому теоретичному і експериментальному рівні. Практичне значення отриманих результатів не визиває сумнівів, робота виконана в установлені строки згідно з технічним завданням та календарним планом.

Зав. відділом механіки машин та процесів переробки мінеральної сировини, д-р техн. наук, проф.

Надуть В.П.



## Додаток В

## ВИТЯГ

з протоколу № 5 засідання секції Ради НГУ по науковому напрямку  
"Прогресивні технології видобутку й переробки корисних копалин"

м. Дніпропетровськ

“ 07 ” грудня 2009 р.

ПРИСУТНІ: Голова секції Ради - зав. кафедрою ЗКК, д-р техн. наук, проф. Пілов П.І.; зам. Голови секції Ради - зав. кафедрою ПРР, д-р техн. наук, проф. Бондаренко В. І.; секретар секції Ради - доцент кафедри ЗКК, канд. техн. наук Тюрю Ю.І.; члени ради: зав. кафедрою будівельних геотехнологій і конструкцій д-р техн. наук, проф. Шашенко О.М., зав. кафедрою АОП д-р техн. наук, проф. Голінько В.І., д-р техн. наук, проф. Бузило В.І., д-р техн. наук, проф. Симоненко В.І.

СЛУХАЛИ: Інформацію виконавців теми ГП-416 “Геотехнологічна вальоризація розсипних родовищ України природного та техногенного походження” д-р техн. наук, голов. наук. співроб. Зберовського О.В., та д-р техн. наук, голов. наук. співроб. Мостики Ю.С. про виконання теми ГП-416 у 2008 - 2009рр.

ВИСТУПИЛИ: проф. Бондаренко В.І., проф. Бузило В.І., які відзначили наукове й прикладне значення НДР, теоретичні й практичні результати та результати їх впровадження у гірничопромислове виробництво Вільногірського ГМК.

УХВАЛИЛИ:

1. Вважати, що робота виконана в повному обсязі, відповідно до ТЗ і календарного плану на 2008 -2009 рік.

2. У результаті виконання НДР були отримані наступні результати:

- виконано оцінку мінерально-сировинної бази і геологічних особливостей розсипних родовищ України та розроблена класифікація розсипів природного та техногенного походження;



- розроблено математичну модель й визначено закономірності та особливості технологій видобутку розсипних корисних копалин природного та техногенного походження;

- розроблено перспективні технологічні схеми селективного видобутку розсипних родовищ природного та техногенного походження;

- розроблена концепція геотехнологічної валоризації розсипних родовищ України та визначено економіко-математичні критерії геотехнологічної валоризації;

- розроблена методика розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки природних розсипів родовищ *ільменітових* руд;

- розроблена методика розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки титано-цирконієвих руд;

- розроблена методика розрахунку геотехнологічних параметрів видобутку та переробки родовищ техногенного походження;

- розроблено „Рекомендації з вибору раціональних технологічних схем видобувних робіт при розробці розсипних родовищ”, які впроваджені в гірничотранспортне виробництво Вільногірського ГМК (Акт впровадження 03.12.2008 р.);

- розроблена методика розрахунку геотехнологічних параметрів та вибору раціональних технологічних схем розкривних робіт при освоєнні родовищ розсипних руд яка впроваджена на гірничотранспортному виробництві Вільногірського ГМК (Акт впровадження 02.12.2009 р.). Очікуваний економічний ефект від впровадження раціональних технологічних схем розкривних робіт КСР<sub>1</sub>, КСР<sub>4</sub>, КСР<sub>6</sub> або КСР<sub>7</sub> на Вільногірському ГМК становить 3,9; 1,94; 3,9 і 2,0 млн. грн. відповідно.

3. Робота відповідає технічному рівню вітчизняних і закордонних розробок, виконана на високому науковому рівні, має теоретичне й практичне значення.

4. Результати НДР виконавці можуть самостійно передати (тиражувати) на договірній основі. Матеріали звіту не містять відомості, які

становлять Державну таємницю.

5. Результати робіт виконаних в 2008-2009 рр. передані для впровадження на підприємстві Вольногорський ГМК у вигляді: «Рекомендації з вибору раціональних технологічних схем видобувних робіт при розробці розсіпних родовищ» та «Методика розрахунку геотехнологічних параметрів та вибору раціональних технологічних схем розкривних робіт при освоєнні родовищ розсіпних руд». Відповідальний за впровадження голов. наук. співроб., д-р техн. наук О.В. Зберовський.

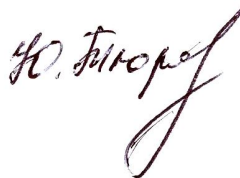
6. Заключний звіт по темі схвалити й рекомендувати до затвердження.

Голова секції Ради,  
д-р техн. наук, проф.



П.І. Пілов

Секретар секції Ради,  
канд. техн. наук, доцент



Ю.І. Тюра

## Додаток Г

УЗГОДЖЕНО  
Проректор НГУ  
з наукової роботи

  
проф. О. С. Бешта

3 " \_\_\_\_\_ " грудня 2008 р.



ЗАТВЕРДЖУЮ

Головний інженер  
Філії «Вільногірський ГМК»  
ЗАО «Кримський ТИТАН»

  
О.М. Лазніков

3 " \_\_\_\_\_ " грудня 2008 р.



### АКТ ВПРОВАДЖЕННЯ

результатів науково-дослідних, дослідно-конструкторських  
і технологічних робіт у вищих навчальних закладах

Замовник Філія «Вільногірський ГМК» ЗАО «Кримський ТИТАН»  
(найменування організації, ПІП керівника організації)

Дійсним актом підтверджується, що результати роботи по темі: ГП-416  
«Геотехнологічна валоризація розсипних родовищ України природного та  
техногенного походження» № держ. реєстрації 0108U000558  
(найменування теми, № держ. реєстрації)

виконаної Національним гірничим університетом

(найменування вузу, НДІ, КБ)

вартістю \_\_\_\_\_ тис. грн

(цифрами й прописом)

виконуваної в 2008 р.

(строки виконання)

впроваджені Філія «Вільногірський ГМК» ЗАО «Кримський ТИТАН»

(найменування підприємства, де здійснюється впровадження)

1. Вид впроваджених результатів Рекомендації по вибору раціональних техно-  
(експлуатація виробу, роботи, технології),  
логічних схем добычних работ при разработке россыпных месторождений  
виробництво (виробу, роботи, технології), функціонування (систем)

2. Характеристика масштабу впровадження одиничне

(унікальне, одиничне, партія, масове, серійне)

3. Форма впровадження:

Методика (метод) Рекомендації

4. Новизна результатів науково-дослідних робіт якісно нові

(піонерські, принципово нові, якісно нові, модифікації, модернізація старих розробок)

5. Дослідно-промислова перевірка \_\_\_\_\_  
 (указати номер і дату актів випробувань,  
 найменування підприємства, період)

6. Впроваджені:  
 – у промислове виробництво в технічний відділ гірничотранспортного  
виробництва \_\_\_\_\_  
 (ділянка, цех (цеху), процес)

- у проектні роботи \_\_\_\_\_  
 (від впровадження в проект)

7. Річний економічний ефект \_\_\_\_\_  
 (від впровадження в проект)  
 фактичний \_\_\_\_\_ тис. грн.  
 у тому числі участі на паях \_\_\_\_\_ тис. грн.  
 \_\_\_\_\_ тис. грн.  
 (% , цифрами й прописом)

8. Питома економічна ефективність впроваджених  
 результатів \_\_\_\_\_ грн/грн.


9. Обсяг впровадження


\_\_\_\_\_ що становить \_\_\_\_\_ % від обсягу впровадження, покладеного в  
 основу розрахунку гарантованого економічного ефекту, розрахованого по  
 закінченні НДР ( $E_{\text{гар.}} =$  \_\_\_\_\_ тис. грн.), а при поетапному впровадженні  
 $E_{\text{гар.}} =$  \_\_\_\_\_ при укладанні договору.

10. Соціальний і науково-технічний ефект Підвищення ефективності розробки  
розсипних руд на кар'єрах за рахунок вибору й застосування раціональних  
 (охорона навколишнього середовища, надр; поліпшення й оздоровлення умов праці,  
технологічних схем виробництва гірничих робіт  
 удосконалювання структури керування, науково-технічних напрямків, спеціальні призначення й інше)

Від вузу

Начальник НДЧ  
 О.Є. Хоменко

Керівник робіт  
 О.В. Зберовський

Відповідальний виконавець робіт  
 Б.Ю. Собко

Від підприємства


Директор гірничотранспортного  
 виробництва Вільногірського ГМК

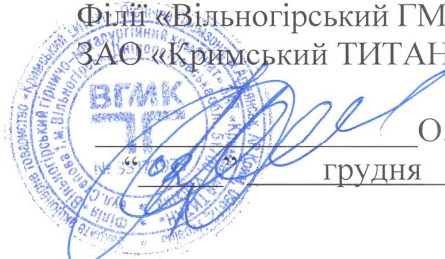
 В.Г. Лисенко

## Додаток Д

УЗГОДЖЕНО  
Проректор НГУ  
з наукової роботи  
  
проф. О. С. Бешта  
“ 01 ” грудня 2009 р.



ЗАТВЕРДЖУЮ  
Головний інженер  
Філії «Вільногірський ГМК»  
ЗАО «Кримський ТИТАН»  
  
О.М. Лазніков  
грудня 2009 р.



## АКТ ВПРОВАДЖЕННЯ

результатів науково-дослідних, дослідно-конструкторських  
і технологічних робіт у вищих навчальних закладах

Замовник Філія «Вільногірський ГМК» ЗАО «Кримський ТИТАН»  
(найменування організації, ПП керівника організації)

Дійсним актом підтверджується, що результати роботи по темі: ГП-416  
«Геотехнологічна валоризація розсипних родовищ України природного та  
техногенного походження» № держ. реєстрації 0108U000558  
(найменування теми, № держ. реєстрації)

виконаної Національним гірничим університетом  
(найменування вузу, НДІ, КБ)

вартістю \_\_\_\_\_ тис. грн  
(цифрами й прописом)

виконуваної в 2009 р.  
(строки виконання)

впроваджені Філія «Вільногірський ГМК» ЗАО «Кримський ТИТАН»  
(найменування підприємства, де здійснюється впровадження)

1. Вид впроваджених результатів Методика розрахунку геотехнологічних  
(експлуатація виробу, роботи, технології),  
параметрів та вибору раціональних технологічних схем розкривних  
виробництво (виробу, роботи, технології), функціонування (систем)  
робіт при освоєнні родовищ розсипних руд

2. Характеристика масштабу впровадження одиничне  
(унікальне, одиничне, партія, масове, серійне)

3. Форма впровадження:  
Методика (метод) Рекомендації

4. Новизна результатів науково-дослідних робіт якісно нові  
(піонерські, принципово нові, якісно нові, модифікації, модернізація старих розробок)

5. Дослідно-промислова перевірка \_\_\_\_\_  
 (указати номер і дату актів випробувань,  
 найменування підприємства, період)

6. Впроваджені:  
 – у промислове виробництво в технічний відділ гірничотранспортного виробництва  
 \_\_\_\_\_  
 (ділянка, цех (цеху), процес)

- у проектні роботи \_\_\_\_\_  
 (від впровадження в проект)

7. Річний економічний ефект \_\_\_\_\_  
 (від впровадження в проект)

фактичний \_\_\_\_\_ тис. грн.  
 у тому числі участі на паях \_\_\_\_\_ тис. грн.  
 \_\_\_\_\_  
 (% , цифрами й прописом)

8. Питома економічна ефективність впроваджених результатів \_\_\_\_\_ грн/грн.

9. Обсяг впровадження

\_\_\_\_\_ % від обсягу впровадження, покладеного в основу розрахунку гарантованого економічного ефекту, розрахованого по закінченні НДР ( $E_{\text{гар.}} =$  \_\_\_\_\_ тис. грн.), а при поетапному впровадженні  $E_{\text{гар.}} =$  \_\_\_\_\_ при укладанні договору.

10. Соціальний і науково-технічний ефект Підвищення ефективності розробки розсипних руд на кар'єрах з використанням розрахунку геотехнологічних параметрів та вибору й застосуванню раціональних технологічних схем  
 \_\_\_\_\_  
 (охорона навколишнього середовища, надр; поліпшення й оздоровлення умов праці, розкривних робіт  
 удосконалювання структури керування, науково-технічних напрямків, спеціальні призначення й інше)

Від вузу

Начальник НДЧ

 О.Є. Хоменко

Керівник робіт

 О.В. Зберовський

Відповідальний виконавець робіт

 Б.Ю. Собко

Від підприємства

Директор гірничотранспортного виробництва Вільногірського ГМК

 В.Г. Лисенко