

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

На правах рукопису

КОРИТЬКО МИКОЛА СЕРГІЙОВИЧ

УДК 622.271

**«АНАЛІЗ СУЧАСНИХ ТЕНДЕНЦІЙ У НАУКОВОМУ ЗАБЕЗПЕЧЕННІ
КАР'ЄРНОГО ТРАНСПОРТУ ТА ВАНТАЖОПОТОКІВ»**

184 «Гірництво»
(відкриті гірничі роботи)

Випускна робота
на здобуття освітньо-кваліфікаційного рівня магістра

Виконав Коритько М.С. / _____ /

Керівник Жуков С.О. / _____ /

Завідувач кафедри Жуков С.О. / _____ /

Кривий Ріг
2024

ЗМІСТ

РЕФЕРАТ.....	4
ВСТУП.....	5
Розділ 1.	
ОПТИМІЗАЦІЯ ВАНТАЖНО-ТРАНСПОРТНИХ ОПЕРАЦІЙ	
ПЕРЕХІДНОЇ ЗОНИ КАР'ЄРІВ.....	
	9
1.1. Огляд традиційного упорядкування сучасних глибоких кар'єрів	10
1.2. Типові підходи французької гірничої науки на прикладі розробки рудника Hammam Sidi El Hadj, близького за умовами до українських... 12	12
1.3. Рекомендована операційна програма.....	13
1.4. Виробничі процеси в кар'єрі.....	17
1.4.1. Буро-підривні роботи	17
1.4.2. Навантаження та транспортування.....	25
1.5. Технологічний транспорт.....	34
1.5.1. Специфіка транспорту в глибоких кар'єрах.....	34
1.5.2. Аналіз транспортного комплексу кар'єра Hammam Sidi El Hadj	35
1.5.3. Аналіз розрахунків ефективності транспортних процесів	38
1.6. Спеціальна частина	40
1.6.1. Оптимізація процесу навантаження та транспортування з використанням теорії черги	40
1.6.2. Застосування теорії та методів розрахунку	41
Висновки за розділом 1.....	47
Розділ 2	
ПРИКЛАДНИЙ АСПЕКТ ТРАНСПОРТНОЇ ПРОБЛЕМИ	
КОМБІНОВАНОЇ РОЗРОБКИ КРУТОСПАДНИХ РОДОВИЩ	
	49
2.1. Загальний огляд	49
2.1.1. Відкрито-підземний (комбінований) спосіб розробки як етап	50
2.1.2. Сучасний досвід доробки нижніх горизонтів кар'єру	51
2.1.3. Підземні гірничі роботи глибоких рудників	53
2.2. Схеми комбінованої розробки рудних родовищ	55
2.3. Приклад комп'ютерної оптимізації логістики відкритих розробок компанією SimWell	59
2.3.1. Головні завдання моделювання логістики відкритих розробок	59
2.3.2. Розширюване рішення	60
2.3.3. Результати	62
2.4. Розробка родовищ комбінованим геомеханічно безпечним способом ..	63
2.4.1. Вплив геомеханічного чинника на розробку глибоких горизонтів ..	63
2.4.2. Технології на основі прогнозування та превенції геомеханічних катастроф в межах кар'єрних і шахтних полів	64
Висновки за розділом 2.....	68

Розділ 3.**АНАЛІЗ НАУКОВОГО ОБГРУНТУВАННЯ РОЗРАХУНКІВ ПРОДУКТИВНОСТІ ВІЙМАЛЬНО-ТРАНСПОРТНОГО КОМПЛЕКСУ НА ПЕРІОД СУМІЩЕННЯ ПІДЗЕМНИХ І ВІДКРИТИХ РОБІТ У ПРОСТОРИ КАР'ЄРУ..69**

3.1. Передумови та чинники розрахунку продуктивності шахтного самоскида на період суміщення підземних і відкритих гірничих робіт	69
3.1.1. Загальний огляд особливостей суміщення видів транспорту	70
3.1.2. Характеристики самоскиду SANDVIK моделі TH551i	72
3.1.3. Концепція ефективності транспортного засобу	78
3.1.4. Частковий висновок	80
3.2. Технологічна оцінка самоскида SANDVIK TH551i	80
3.2.1. Алгоритмізація статистичних розрахунків	81
3.2.2. Представлення даних.....	83
3.3. Параметричні розрахунки	84
3.3.1. Визначення коефіцієнтів наповнення та керування машиною	84
3.3.2. Хронометраж циклу самоскида SANDVIK TH551i	87
3.3.3. Визначення продуктивності SANDVIK TH551i	95
Висновки за розділом 3	98
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ ТА ПРОПОЗИЦІЇ	99
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	101

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка випускної магістерської роботи Коритька Миколи Сергійовича на тему: «Аналіз сучасних тенденцій у науковому забезпеченні кар'єрного транспорту та вантажопотоків».

«Випускна робота на здобуття освітньо-кваліфікаційного рівня магістра. Кривий Ріг. Криворізький національний університет, 2024 р.».

Актуальність теми. Розробка граничної товщі покладів (між днищем нижнього горизонту кар'єра і потолочиною верхнього горизонту шахти) неминуче призводить до суміщення двох принципово різних технологій. За цих умов нерідко доцільним виявляється виводити підземні розкривні виробки (штольні або похилі стволи) в кар'єрний простір. При цьому облаштовувати дані виробки стаціонарними дорогими конвеєрами задля вилучення відносно незначного за об'ємом перехідного продуктивного шару немає ніякого економічного резону, тому ми відштовхуємося від наступного.

Ідея даної роботи передбачає здійснювати видачу руди з розглянутого перехідного шару покладу на нижній концентраційний горизонт кар'єру шахтними самоскидами, які з успіхом експлуатуються наразі на багатьох зарубіжних рудниках, особливо – мідних родовищ. Особливо надійними проявили себе шахтні транспортні машини на базі самоскида SANDVIK TH-551i, які й аналізувалися в якості еталонної моделі.

Метою дослідження є пошук сучасних передових методів наукового обґрунтування складу і функціонування комплексів технологічного транспорту при відпрацюванні нижніх граничних горизонтів глибоких кар'єрів на етапі переходу до комбінованої розробки родовища.

Основні завдання роботи спрямовані на відбір найбільш ефективних рішень за критерієм їх повномасштабної позитивної апробації та максимальної схожості умов застосування з існуючими в Кривбасі.

Предмет дослідження – розробка перехідних зон відкрито-підземної розробки покладів.

Об'єктом дослідження є методи наукового обґрунтування складу спеціалізованих зональних автокомплексів та їх оптимального сполучення з функціонально невід'ємними іншими гірничими машинами.

Методика і методи дослідження у цілому зводяться до системних побудов та порівняльного аналізу здебільшого експертних оцінок та статистичних даних.

Наукова складова роботи полягає в принципово новому ракурсі виконаного аналізу щодо поєднання різнотипних транспортних засобів у стислих умовах придонної зони кар'єру.

Структура й обсяг роботи. Робота складається з реферату, вступу, трьох розділів, загальних висновків і рекомендацій, списку використаних джерел з 44 найменувань і містить 40 рисунків, 28 таблиць. Загальний обсяг – 103 стор.

Ключові слова: КАР'ЄР, ГІРНИЧІ ВИРОБКИ, РУДНИЧНИЙ ТРАНСПОРТ, КОМБІНОВАНА РОЗРОБКА, АВТОСАМОСКИД.

ВСТУП

Гірничодобувна промисловість — це діяльність, пов'язана з відкриттям і видобутком корисних копалин, знайдених під земною поверхнею. Гірські породи і мінерали можуть бути металевими (такі, як золото та мідь) або неметалевими (такі, як вугілля, азбест або гравій). Метали змішуються з багатьма іншими елементами, але іноді знаходять велику кількість певних металів, зосереджених у відносно невеликій області – родовищі, – з якої можна видобути рудодного або декількох металів з економічною вигодою [1-3].

Вплив гірничодобувної промисловості на довкілля стосується самого кар'єру, утилізації його відходів, транспортування корисної копалини та розкривних і вмщуючих порід (найпроблемніший процес у глибоких кар'єрах), а також – переробки корисної копалини, яка часто передбачає використання або виробництво небезпечних речовин [4].

Розміри кар'єрів можуть варіюватися в широких межах: від невеликих, що виробляють менше 100 тон на день, до надпотужних, які переміщують сотні тисяч тон.

Метод розробки покладу, який використовується для видобутку конкретної корисної копалини, залежить від типу, розміру та глибини родовища, а також економічних і фінансових аспектів відповідної операції [5].

До середини ХХ століття найпоширенішим способом видобутку великих родовищ була підземна розробка. Після Другої світової війни технічний прогрес і виробництво більших і потужніших розпушувачів, грейдерів, екскаваторів і вантажівок дозволило переміщувати величезні обсяги матеріалу, що призвело до розвитку відкритих розробок [6].

Але підземні рудники продовжують існувати, наприклад, золоті копальні Witwatersrand у Південній Африці — найглибші у світі — або El-Teniente, Чилі — найбільші у світі, або Olympic Dam в Австралії [7, 8].

Входять в підземний рудник через шахтний ствол або штольню, яка відкривається в транспортні галереї та на виробничі горизонти, з'єднані між со-

бою через різні гірничі виробки, що забезпечують транспортування руди і порід розкриву та пересування персоналу.

Щоб подрібнити руду – суміш мінералів, з яких можна добути один або кілька металів – використовують бурові верстати та вибухівку під землею. Загалом, шахти цього типу мають менший вплив на навколишнє середовище, ніж відкриті кар'єри, оскільки менше шкодять земній поверхні. Але вони все одно можуть мати негативні наслідки для води, забруднюючи її кислотами та металами або перекриваючи водоносні горизонти. З іншого боку, тамтешні працівники піддаються більш агресивному впливу, ніж ті, хто працює на кар'єрах: небезпечні ситуації через ризик зсувів, поганої якості повітря та підземних вибухів. Компанії поступово відмовилися від цього методу з міркувань прибутковості, хоча такі мінерали, як вугілля, нікель, цинк або свинець, продовжують видобувати, загалом кажучи, з підземних шахт [9].

В даний час понад 60% матеріалів, що видобуваються в усьому світі, походять з відкритих рудників, які спричиняють спустошення екосистем, де вони встановлені (через вирубку лісів, забруднення та деградацію поверхні, води, знищення «місць існування»). Серед рудників цього типу ми виділяємо, серед інших, кар'єри, де метали, як правило, видобуваються з твердих порід, кар'єри, з яких отримують матеріали для промисловості та будівництва, такі як пісок, граніт, сланець, мармур, гравій, глина тощо, і шахти для вилуговування, де хімічні речовини застосовуються для фільтрації та відділення металу від інших мінералів [10].

Новітні технології, які дозволяють підвищити швидкість видобутку та переробки корисних копалин, збільшують проблеми з навколишнім середовищем, оскільки відходи зазвичай не використовуються повторно при відновленні ділянки, порушеної гірничими роботами. Екологічна агресія, спричинена цим типом експлуатації надр, посилюється розташуванням рудників переважно поблизу міських районів, оскільки ми прагнемо зменшити транспортні витрати, щоб підвищити прибутковість. Ця близькість створює нові екологічні пробле-

ми, оскільки території, де проводяться розробки, в кінцевому підсумку стають величезними звалищами [11-13].

Кар'єр – особливо кар'єр сучасного гірничо-збагачувального комбінату (ГЗК) – це колосальна техногенна порожнина в земній корі, глибина якої вимірюється сотнями метрів, А найглибший кар'єр у світі – північноамериканський Bingham Canyon – взагалі має глибину понад кілометр (1200 м) [14].

Актуальність теми. За досягнутих глибин більшість кар'єрів гірничо-збагачувальних комбінатів наближаються до своїх граничних найглибших проектних горизонтів, після чого родовище відпрацьовується підземним способом. Саме на цьому етапі й виникає головна колізія комбінованого майнінгу: розробка граничної товщі покладів (між днищем нижнього горизонту кар'єра і поточиною верхнього горизонту шахти) неминуче призводить до суміщення двох принципово різних технологій [15-17].

За цих умов нерідко доцільним виявляється виводити підземні розкривні виробки (штольні або похилі стволи) в кар'єрний простір. При цьому облаштувати дані виробки стаціонарними дорогими конвеєрами задля вилучення відносно незначного за об'ємом перехідного продуктивного шару немає ніякого економічного резону, тому ми відштовхуємося від наступного.

Ідея даної роботи передбачає здійснювати видачу руди з розглянутого перехідного шару покладу на нижній концентраційний горизонт кар'єру шахтними самоскидами, які з успіхом експлуатуються наразі на багатьох зарубіжних рудниках, особливо – мідних родовищ. Особливо надійними проявили себе шахтні транспортні машини на базі самоскида SANDVIK TH-551i [18], які й аналізувалися нами в якості еталонної моделі.

Як ми бачимо, головна проблема за розглянутих обставин лежить в площині вимушеного комбінування підземного і наземного транспорту. При цьому: кар'єрні транспортні засоби аж ніяк не можуть застосовуватися в підземних виробках, на відміну від шахтних самоскидів, – які пропонується виводити частково на кар'єрні автошляхи.

І саме тут криється мотивація вибору даного напрямку нашого дослідження, адже планувати транспортну роботу кар'єру абсолютно неможливо без належної методики визначення головних робочих параметрів залучених шахтних машин, визначення яких є просто необхідним для нетипових для них умов. А головною метою визначення таких параметрів є розрахунок повного робочого циклу шахтного самоскида на відрізках кар'єрних шляхів, що майже повністю вирішує означену проблему й уможлиблює ефективне управління роботою комбінованого рухомого складу технологічного транспорту глибоких кар'єрів з мінімальним порушенням довкілля [19, 20].

Розділ 1

ОПТИМІЗАЦІЯ ВАНТАЖНО-ТРАНСПОРТНИХ ОПЕРАЦІЙ ПЕРЕХІДНОЇ ЗОНИ КАР'ЄРІВ

Процеси завантаження та транспортування мають велике значення на кар'єрі, оскільки витрати, пов'язані з цими двома процесами, можуть поглинути до 70% бюджету.

Основною метою даного розділу роботи є аналіз позитивного досвіду західної, зокрема – французької гірничої науки щодо оптимізації вибору та використання вантажно-транспортних засобів шляхом оцінки ефективності обладнання на кар'єрах, розробка яких наближається до умов граничних проектних глибин.

Враховуючи широкий спектр оптимізаційних моделей для аналізу транспортного парку та з метою підвищення його продуктивності, частіше використовують статистичний математичний підхід, заснований на реальних даних з організації роботи, із застосуванням теорії обслуговування та теореми очікувань черги, що представляє цілком адекватну модель для аналізу виробничих ланцюгів у кар'єрах Кривбасу. Ці оцінки очікувань потім дають змогу перевірити відповідність між машинами і, нарешті, вивчити зміну продуктивності машин і технологічних комплексів, якщо прийнято інші альтернативи.

Такий аналіз дозволяє сформулювати рекомендації щодо раціональної експлуатації різнотипних гірничих машин навіть в нетрадиційному їх сполученні, характерному для доробки перехідної нижньої зони кар'єру, зі зниженням експлуатаційних витрат.

Основне завдання даного етапу дослідження полягає в тому, щоб спочатку проаналізувати ефективність сполучення навантажуючих засобів з одноківшевою лопатою та транспортного парку, що дасть можливість потім визначити робочий цикл головної технічної одиниці й оптимізувати роботу локального технологічного комплексу.

1.1. Огляд традиційного упорядкування сучасних глибоких кар'єрів

Як відомо, спосіб розробки та режим гірничих робіт – це послідовність виконання виробничих операцій з вилучення пустої породи і руди в чітко визначеному порядку, інакше кажучи, – операційна система, яка характеризує розвиток підготовчих робіт, розкриву і видобутку в часі та просторі. Тому ми наведемо нижче основні визначення даних об'єктів і процесів [21-23].

Розкривно-виїмкові роботи характеризуються просуванням ділянок і фронтів робіт у просторі й часі, а також типом і параметрами застосовуваних машин. Переміщення робочих майданчиків і робочих фронтів визначає операційну систему.

Тип і параметри використовуваних машин визначають спосіб підготовки, завантаження і транспортування гірничої маси, тобто структуру комплексу механізації гірничих робіт.

Елементи операційних систем визначають параметри уступів та робочих площадок, а також – внутрішніх і зовнішніх відвалів.

В свою чергу, чинниками, які визначають операційну систему, є: висота уступів, параметри виїзних траншей і напівтраншей, ширина робочих площадок, кількість активних уступів та сполучних ділянок, довжина фронтів робіт, характеристики внутрішніх і зовнішніх відвалів тощо.

Іншими параметрами способу розробки є: швидкість просування фронтів робіт, швидкість заглиблення, річна продуктивність і рівень втрат та розубожування руди й інші.

Вибір системи розробки і визначення параметрів її елементів.

На більшості кар'єрів, щодо яких передбачається упровадження результатів представлених вишукувань, превалюють наступні параметри.

Висота уступу.

При визначенні висоти уступу насамперед враховуються декілька головних факторів:

- характеристики використовуваних екскаваторів;

- стійкість гірських порід;
- необхідно проводити підривні роботи, чи ні;
- місткість внутрішніх відвалів (при використанні безтранспортного способу).

Взагалі при розробці горизонтальних і помірно похилих родовищ висота уступу визначається, залежно від міцності шарів руди і вміщуючих порід.

У прямостоячих і крутоспадних покладів висота визначається показниками втрат і розубожування руди, а також продуктивністю кар'єру.

З економічної точки зору ми знаємо, що експлуатаційні витрати зменшуються зі збільшенням висоти уступів. Собівартість тони руди мінімізується з використанням великих висот.

Відповідно до твердості порід висота уступів залежить від висоти копання екскаваторів (H_C).

- м'які породи $H_g < H_{Cmax}$.
- тверді породи $H_g < 1,5H_{Cmax}$.

У більшості рудних кар'єрів прийнята висота 15 м

Кут нахилу укосів відносно горизонталі нормується приблизно 80° .

Ширина робочої площадки повинна відповідати стандартам безпеки.

Такі підходи є типовими, як для українських кар'єрів, та і для зарубіжних. Але у нашому випадку мова йде про поки що нетипові ситуації, які виникають при досягненні кар'єрами граничних проектних глибин і переході на підземну розробку.

І відкритий, і підземний способи розробки, кожний окремо, є майже вичерпно апробованими, але – доволі обмежений в часі етап переходу з першого способу на другий – період комбінованої розробки, залишається ще нетиповим, а тому зумовлює чимало доволі серйозних, як організаційних, так і технологічних проблем, серед яких однією з найскладніших є проблема транспортна.

Саме це спонукало нас звернутися до досвіду провідних західних країн, геологічні умови й організаційно-технічний рівень гірничої промисловості в

яких є максимально схожими з нашими, але науковий супровід розробки родовищ щодо специфіки відзначених вище умов, поки що, випереджає нашій.

Те, що зупинилися ми на виборі саме французької гірничої науки пояснюється насамперед тим, що і в постколоніальний час Франція традиційно залишається головним «куратором» більшості розробок Африки, Південного Сходу та Канади, кар'єри яких проектуються з належним сучасним науковим обґрунтуванням й експлуатуються – доволі ефективно.

Серед множини кар'єрів ми виділили Hammam Sidi El Hadj, розташований на території області Біскрана південному сході Алжиру, а також КАМОТО в Конго.

1.2. Типові підходи французької гірничої науки на прикладі розробки рудника Hammam Sidi El Hadj, близького за умовами до українських

Насамперед наведемо основні характеристики кар'єру Hammam Sidi El Hadj а далі – аналітичне обґрунтування технологічних показників [24, 25].

Загалом це є доволі типове підприємство з видобутку кар'єром вапняку для забезпечення потреб цементного заводу CILAS і розробки порід середньої міцності. До того ж діяльність кар'єру Hammam Sidi El Hadj не представляє в цілому небезпеки для персоналу та техніки. Загальні характеристики і параметри елементів кар'єру також є доволі типовими:

Ширина розвалу підірваних порід: $Bt = 13$ м.

Ширина транспортного шляху, яка залежить від наступних параметрів:

- a : ширина кузова вантажівки = 3,60 м

- c : ширина запобіжної смуги = 1,2 м.

Ширина транспортної смуги = $a + 2 \cdot c = 5$ м.

Ширина призми можливого зсуву $Z = 3$ м.

Ширина виносу: дорівнює ширині прольоту, що тягнеться, 4 м

Тому практично ширини робочої площадки бути не повинно менше 25 м (рис. 1.1).

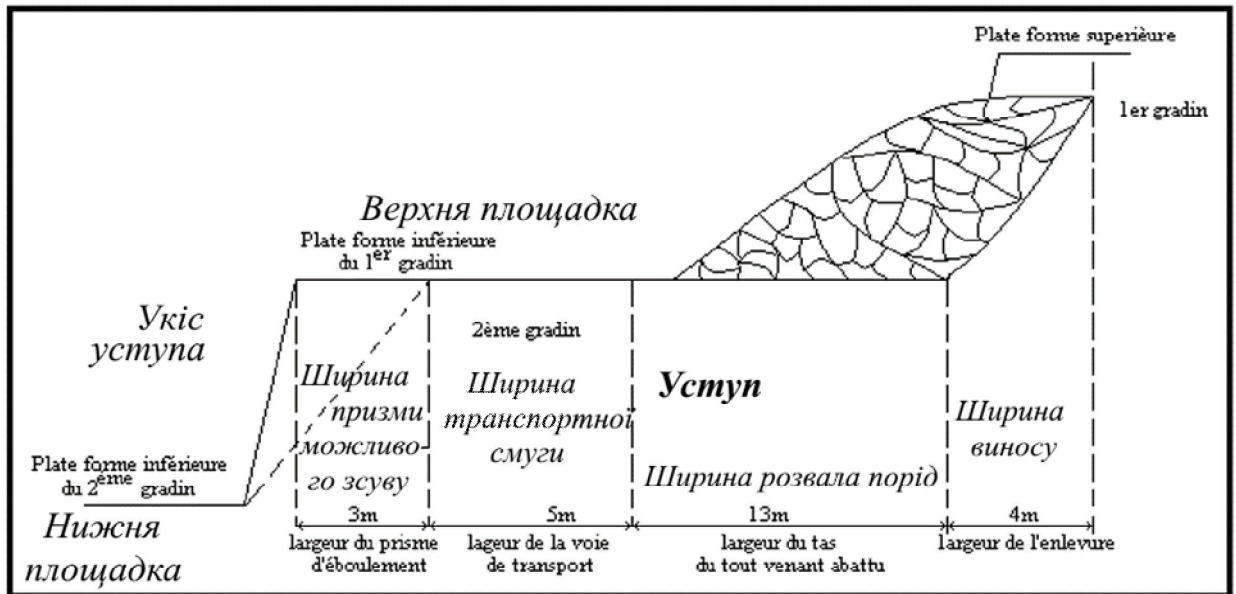


Рис. 1.1. Схема робочої площадки

Ширина берм безпеки обмежена 5 м для першого робочого горизонту (+595 м) і 10 м для нижчих (+581 +565 м, +550 м і 535 м).

- укіс підтримується під кутом 10° до вертикалі.

- запланована транспортна колія, що з'єднує місце вивозу та дробарку, має довжину 2335 м, ширину 12 м і максимальний ухил 8%.

1.2.1. Рекомендована операційна програма

Для досягнення кількісних і якісних цілей та в залежності від рельєфу родовища розробку необхідно проводити так, щоб отримати бажану фрагментацію з мінімальною кількістю вибухових речовин (ВР) на різних рівнях і з прийнятною швидкістю просування.

Безпека праці повинна бути гарантована на всіх рівнях.

Розробка проводиться відкритим способом зверху вниз по горизонтах, послідовних, 15 м заввишки, використовуючи вибухові речовини (ВР) для руйнування скельних порід.

План розробки й експлуатації родовища в межах конкретного кар'єрного поля та розташованого в межах периметра розвідки описується затвердженим проектом (табл. 1.1).

Таблиця 1.1

Фази розробки і тривалість

Фаза	Назва операції	Розроблювані запаси			Тривалість (роки)
		Поверхня (м ²)	Об'єм (м ³)	Тоннаж (t)	
1	Розкриття родовища й устрій капітальних розкривних виробок				
2	Розробкагор. +595м	43 258	216 291	540 728	0,20
	Розробкагор. +580m	82 113	1 231 693	3 079 233	1,16
	Розробкагор. +565m	262 365	3 935 469	9 838 673	3,72
	Розробкагор. +550m	492 702	7 390 533	18 476 332	6,96
	Розробкагор. +535m	770 240	11 553 604	28 884 011	10,92
	Розробкагор. +520m	494 961	728 409	1 821 023	7,01
Разом			31 752 000	79 380 000	30,00

Фаза 1: Доступ і розкриття родовища на рівні +595м полягає в підготовці родовища до того, щоб його можна було раціонально та безпечно експлуатувати протягом усього запланованого терміну, щоб гарантувати регулярне постачання майбутньої дробильної станції, встановленої в південній частині родовища. Для цього планується:

1. Створити їзну та транспортну колію, що з'єднає місце дробарки з робочим горизонтом +595 м. Зрозуміло, що аспекти дренажу дощової води та стійкості укосів повинні бути прийняті до уваги при створенні запланованої дороги.

2. Розкрити родовище на горизонті+595м, створивши таким чином робочу площадку розміром 70×50м.

Вибір зони розкриття здійснюється з урахуванням вершинної частини покладу, ступеня вивченості зони розкриття, віднесеної до категорії В, а також близькості свердловини Р240 С-2.

Термін завершення цієї фази можна оцінити як максимум шість місяців із забезпеченням відповідними засобами (бульдозером, бутобоем, вибухівкою тощо) очищення поверхні для розкриття родовища.

Рекомендується розпочати виконання цієї роботи, як тільки будуть отримані різні адміністративні дозволи.

Фаза 2. Цей етап складається з розробки експлуатаційних запасів родовища, розташованих на робочих горизонтах +595м, +580м, +565м, +550м, +530м і +520м.

Експлуатація горизонту +595м

Після розкриття родовища фронт експлуатації повинен розгортатися по відсотку до південної межі периметра експлуатації (граничні точки 14 і 15), де смуга шириною 5 м буде залишена.

Обсяг вапнякової породи, яку необхідно вилучити на цьому етапі, становить $216\,291\text{ м}^3$, або 540 728 тон. Це забезпечить роботу дробильної станції приблизно на два з половиною місяці (0,20 року).

Експлуатація горизонту +580м

Експлуатаційний фронт горизонту+580 м буде проходити по всьому протяженню рівня експлуатації, щоб досягти природного рельєфу. Для південної сторони родовища буде дозволено запобіжну берму шириною 5 м щоб увійти до робочого фронту горизонту+580 м і попереднього горизонту(+595 м).Обсяг породи, яку необхідно видобути на цьому етапі, становить $1\,231\,693\text{ м}^3$, або 3 079 233 тони.Це забезпечить постачання дробильної станції майже на півтора року (1,37 року).

Експлуатація горизонту +565м

Експлуатаційний фронт горизонту+565 м зазнає прогресування по всьому протягу рівня експлуатації, щоб досягти природного рельєфу. З іншого боку, в південному напрямі родовища буде залишена запобіжна берма шириною 10 м між робочим фронтом горизонту +565 м і фронтом верхнього горизонту(+580 м). Обсяг породи, яку необхідно видобути на цьому етапі, становить $3\,935\,469\text{ м}^3$, або 9 838 673 тони.Це забезпечить безперебійне постачання на дробильну станцію протягом майже чотирьох років (3,72 року).

Експлуатація горизонту +550м

Експлуатаційний фронт горизонту+550 м буде розвиватися майже на всьому протязі відрізка експлуатації до досягнення природного рельєфу.

Однак у східній частині родовища виробка не повинна виходити на природний рельєф через наявність межі експлуатаційного периметра, що матеріалізується граничними точками № 6, 7 і 8. Між верхньою кромкою фронту експлуатації та східною межею залишають смугу шириною 5 м.

У південній частині родовища буде залишена запобіжна берма шириною 10 м між робочим фронтом горизонту+550 м і верхнього горизонту(+565 м).

Об'єм породи, яку необхідно видобути протягом цієї фази, становить 7 390 533 м³, або 18 476 332 тони. Це забезпечить постачання на дробильну станцію майже на сім років (6,98 року).

Експлуатація горизонту +535м

Робочий рівень горизонту+535 розвинеться по всій його протяжності і досягне природного рельєфу. Проте від смуги шириною 5 м у східній частині родовища, між горизонтом+535 м і верхнім горизонтом+550 м з одного боку, і між горизонтом+535 м і східною межею (у вигляді сходи) з іншого боку.

Що стосується південної частини родовища, то ширина берми для впуску на горизонти+535м і +550м становить 10м.

Обсяг породи, яку необхідно видобути на цьому етапі, становить 11 553 604 м³, або 28 884 011 тон. Видобутий тоннаж гарантуватиме регулярне постачання на дробильну фабрику протягом майже одинадцяти років (10,92 року).

Експлуатація горизонту +520м

Щоб забезпечити прогнозні потреби в наддозованій сировині для закриття першого тридцятирічного періоду, фронт експлуатації горизонту +520 м повинен розробити понад три чверті загальної площі поверхні +520 м горизонту.

Обсяг породи, яку необхідно видобути на цьому етапі, становить 728 409 м³, або 1 821 023 тони. Це забезпечить постачання на дробильну станцію майже на сім років (7,01 року).

Берми безпеки, залишені на місці, мають на меті підтримувати нормативну висоту уступу на рівні 15 м, вирівняти доступ до різних робочих горизонтів і забезпечити стабільність укосів.

Слід зазначити, що, враховуючи рельєф родовища та межі необхідного робочого периметра, уступи будуть розташовані у південній та східній частинах експлуатаційного периметра [26].

У плані розробки й експлуатації планується видобуток породи в обсязі 79 380 000 тон, що гарантуватиме постачання майбутньої лінії з виробництва цементу протягом 30 років.

1.4. Виробничі процеси в кар'єрі

1.4.1. Буро-підривні роботи

Вибір режиму буріння.

Основними режимами механічного буріння є:

- ударне буріння; яке явно скорочується через низьку продуктивність;
- обертове свердління;
- поворотно-ударне буріння;
- обертально-ударне буріння.

Вибір типу буріння в основному продиктований:

- стійкістю породи, яка буде буритися (індекс здатності до буріння i_f)
- діаметром свердловини.

Порядок вибору бурового верстата.

Адекватний вибір машини визначає майбутні прибутки та витрати на бурові операції, заохочуючи гірничого інженера надавати цьому великого значення. Це – реальна проблема технологічного проектування, що вимагає оціночних суджень. В розглянутому кар'єрі бурові роботи виконуються верстатами Atlas Copco D50 (табл. 1.2, рис. 1.1). і Atlas Copco T35 (табл. 1.3, рис. 1.2).

Визначаються умови, за яких використовуватиметься верстат, та робочі фактори: робота, місце розташування, погода тощо, з безпекою праці:

1. Формулюються цілі для етапів руйнування породи виробничого циклу операцій, враховуючи обмеження на виїмку та транспортування, стійкість укочів, потужність дроблення, геометрію кар'єру з точки зору тоннажу, осколків, вібрації тощо.

2. Виходячи з конкретних умов, проектується схема свердловин (розмір і глибина свердловини, нахил, навантаження, відстані тощо).

Таблиця 1.2

Технічні характеристики бурового верстата Atlas Copco D50 [27]

Технічні характеристики	Значення	Одиниці
Метод буріння	Обертально-ударний	
Діаметр свердловини	90-130	мм
Тип трансмісії	Гусеничний	
Асортимент продукції	Smart ROC	
Кабіна	Убезпечена	
Робочий агрегат	COP 44 Gold ; QLX 35	
Максимальна глибина свердловини	45	м
Потужність двигуна	287	кВт
Висота	3500	мм
Довжина	11350	мм
Ширина	2500	мм
Маса	22300	кг

Таблиця 1.3

Технічні характеристики бурової установки Atlas Copco T35 [27]

Технічні характеристики	Значення	Одиниці
Метод буріння	Обертально-ударний	
Діаметр свердловини	90-130	мм
Тип трансмісії	Гусеничний	
Асортимент продукції	Power ROC	
Кабіна	Убезпечена	
Перфоратор	COP 1840+	
Максимальна глибина свердловини	25	м
Мотор	142	кВт
Висота	3 300	мм
Довжина	9 100	мм
Ширина	2 360	мм
Маса	13 500	кг



Рис. 1.1. Бурова установка Atlas Copco D 50
(Джерело: <https://www.atlascopco.com/products> [27])



Рис. 1.2. Бурова установка Atlas Copco T35
(Джерело: <https://www.atlascopco.com/products> [27])

3. Визначаються коефіцієнти буріння для передбачуваного типу гірської породи та визначаються варіанти методу буріння, які є можливими (виробники можуть проводити випробування буріння і рекомендувати бури та буровий інструмент).

4. Вказуються робочі змінні для кожної досліджуваної системи, включаючи фактори буріння, ставу, бурового інструменту та циркулюючої рідини.

5. Оцінюються параметри оптимізації процесу, включаючи доступність машини та витрати, які порівнюються. Розглядається джерело енергії та вибираються характеристики. Основних видів витрат небагато: амортизація бурів, робоча сила, технічне обслуговування, електроенергія та робочі рідини. Використання бурового інструменту та витрати є критичними, але їх важко спроектувати.

6. Вибирається система буріння, яка, найкраще задовольняє важкі умови, має найнижчу загальну вартість, пропорційну безпечній експлуатації.

7. Пункти 4 і 6 є найскладнішими для виконання етапами всього процесу проектування, головним чином через поточну ненадійність прогнозування продуктивності буріння та визначення здатності до буріння.

Більшість бурових робіт виконується за допомогою бурового верстату Atlas Copco T35, призначеного для створення свердловин до рівня висоти уступу + перебур і вважається резервним. Результати хронометражу циклу буріння Atlas Copco D50 наведено в табл. 1.3.

Таблиця 1.4

Тривалість циклу буріння [27]

Свердловини	Св. 1	Св. 2	Св. 3	Св. 4	Св. 5	Середнє
Од. виміру	хв.	хв.	хв.	хв.	хв.	хв.
Час буріння	24	28	30	22	25	25,8

Тривалість циклу = 1,72 хв = 0,029 год. для буріння 1 метра свердловини.

Змінна продуктивність верстату:

$$Rs/зм. = Tr \times Ku / Tc$$

де: Tr – тривалість робочої зміни, $Tr = 8$ год.; Ku – коефіцієнт використання, $Ku = 0,7-0,9$

$$Rs/зм. = 8 \times 0,8 / 0,029 = 220,68 \text{ м/зм.}$$

$$Rs/зм. = 220,68 \text{ м/зм.}$$

Вибір способу буріння залежить від показника буримості, запропонованого академіком Ржевським В.В., і базується на міцності і щільності породи за формулою

$$I_f = 0,007 \times (\delta_{comp} + \delta_{dep}) + 0,7\gamma,$$

де δ_{comp} – опір гірських порід стисненню; кгс/см².

$$\text{Тоді маємо: } \delta_{comp} = 70 \text{ МПа; } 1 \text{ МПа} = 10 \text{ кгс/см}^2, \text{ тому: } \delta_{comp} = 700 \text{ кгс/см}^2$$

$$\gamma - \text{щільність, } \gamma = 2,6;$$

δ_{dep} – стійкість порід до зсуву, кгс/см², розраховується за формулою:

$$\delta_{dep} = (0,16/0,33) \delta_{comp}; \quad \delta_{dep} = 0,3 \times 700 = 210 \text{ кгс/см}^2.$$

$$\text{Тому: } I_f = 0,007 \times (700 + 210) + 0,7 \times 2,6.$$

$$I_f = 8,19.$$

Класифікацію гірських порід за показником буримості, рекомендовану Ржевським В.В., показано в табл. 1.5.

Таблиця 1.5

Класифікація порід за показниками буримості

Тип буріння	I_f	Клас	Категорія
Дуже легке	1-5	I	1, 2, 3, 4, 5
Легке	5,1-10	II	6, 7, 8, 9, 10
Середнє	10,1-15	III	11, 12, 13, 14, 15
Важке	15,1-20	IV	16, 17, 18, 19, 20
Дуже важке	20,1-25	V	21, 22, 23, 24, 25

За класифікацією порід і значенням розрахункового показника буримості наша порода – легко бурима (II клас, 9 категорія).

Нормативна питома витрата ВР розраховується за формулою:

$$q_{et} = 0,02(\sigma_c + \sigma_{tr} + \sigma_{depi}) + 2\gamma, \text{ г/см}^3,$$

$$\gamma - \text{щільність, } \gamma = 2,6 \text{ т/м}^3,$$

$$\sigma_c - \text{опір стиску гірських порід, } \sigma_c = 700 \text{ кгс/см}^2,$$

$$\sigma_{tr} - \text{міцність гірських порід на розрив, кгс/см}^2,$$

$$\sigma_{tr} = (0,08 \div 0,12) \sigma_c; \text{ кгс/см}^2,$$

$$\sigma_{tr} = 0,12 \times 700 = 84 \text{ кгс/см}^2,$$

$$\sigma_{depi} - \text{опір здвигу гірських порід, кгс/см}^2,$$

$$\sigma_{деpi} = 210 \text{ кгс/см}^2 \text{ (див. індекс буримості).}$$

$$q_{et} = 0,02 (700 + 84 + 175) + 2 \times 2,7 = 25,08 \text{ г/см}^3,$$

$$q_{et} = 25,08 \text{ г/см}^3.$$

Класифікацію гірських порід за показником підриваності, рекомендовану Ржевським В.В., показано в табл. 1.6.

Таблиця 1.6

Класифікація порід відповідно до питомої витрати еталонної ВР

Стійкість	q_{et} , г/см ³	Клас	Категорія
Легка	<10	I	1, 2, 3, 4,5
Середня	10,1 - 20	II	6, 7, 8, 9,10
Важка	20,1 - 30	III	11, 12, 13, 14,15
Дуже важка	30,1 - 40	IV	16, 17, 18, 19,20
Виключно важка	40,1- 50	V	21, 22, 23, 24,25

За класифікацією порід і значенням розрахункового даного показника наша порода належить до III класу, категорії 13.

Діаметр свердловин визначає основні параметри буровибухових робіт і тип заряду.

У сучасних кар'єрах використовують свердловини діаметром від 100 до 300 мм. Діаметр їх розраховується за формулою

$$D = K \times C,$$

де: K – коефіцієнт, який враховує зносостійкість породи, $K = 0,1$ для важкого підривання; $K = 0,2$ для середнього підривання; $K = 0,3$ для легкого підривання. Для нашого випадку міцність породи – висока, тому $K = 0,1$; C – допустимі розміри кусків, мм.

Допустимі розміри кусків вибираються відповідно до максимального відкриття дробарки, в нашому випадку $C = 1100$ мм. Отже, діаметр свердловин дорівнює:

$$D = 1100 \times 0,1 = 110 \text{ мм}$$

Вибір типу бурового верстату залежить від типу буріння та діаметру свердловин (табл. 1.7).

Таблиця 1.7

Вибір типу бурового верстата

Буріння	Діаметр свердловин (мм)	Індекс буримості
Шарошкове	160	5-10
	190-243	7-12
	243-262	8-14
Свердлове	125	1-3
	160	1-6
Обертально-ударне	105-125	6-15
	185	10-25
Термічне	200	10-25
	400-180	12-25

Таким чином: при міцності гірської породи $f = 6$, і відповідно до індексу буримості та двох класифікацій, відповідним методом буріння в нашому випадку є роторно-ударний з молотком поза отвором і діаметром від 105 до 125 мм.

Рекомендація: бур, який використовується для буріння в розглянутому кар'єрі, відповідає стандартам, оскільки створює свердловини діаметром від 100 до 172 мм; де діаметр не має великого впливу на фрагментацію (зменшує відсоток виходу негабаритів).

Вибухові роботи поширені в гірничому виробництві і є основним методом підготовки твердих порід до екскавації. Вибухові роботи проводяться в скельному середовищі, щільність якого перевищує 2,5, а міцність на стиск становить кілька сотень кгс/м².

Роботи з підриву породи повинні забезпечувати:

- необхідну ступінь і закономірність дроблення порід;
- нормальний стан укосів уступів, тобто рівну їх поверхню;
- формування штабеля гірничої маси необхідної форми і розмірів;
- необхідний обсяг гірничої маси для сталої роботи вантажних машин;
- мінімальну сейсмічну дію на навколишнє середовище;
- мінімум витрат і високу безпеку роботи.

Розробка гірських порід в кар'єрі виконуються за допомогою вибухівки з використанням свердловин приблизно паралельно укосу уступу. Параметри вибуху наведено в табл. 1.8.

Таблиця 1.8

Параметри вибуху

I. Розрахункові дані		
Геометричні дані	Висота уступу	15 м.
	Діаметр свердловин	102 мм.
	Нахил свердловин	10°.
	Пропорція сітки свердловин	1,2
Нижній заряд Marmanit II	Щільність	1.05 т/м ³
	CUP	1.33
	Weight Strength	1.33
	Коеф. розміщення	1
	Швидкість детонації	4600 м/с
	Щільність заряджання	0.65
	Діаметр патрона	80 mm
	Колонковий заряд Anfomil	Щільність
CUP		1.27
Weight Strength		1.27
Коеф. розміщення		1
Швидкість детонації		3000 м/с
Щільність заряджання		0.85
Діаметр патрона		насип
Порода: середньотвердий вапняк	Об'ємна маса	2.5 т/м ³
	Коефіцієнт розпушування	1.50
	Опір вибуху	0.35
	Швидкість хвиль	3500 м/с
II. Теоретичні дані		
Сітка свердловин	Ширина площадки уступу	3.6 м.
	Ширина горизонтальна	3.5 м.
	Відстань між свердловинами	4.2 м.
Свердловини	Загальна довжина	16.31 м.
	з них – перебур	1.07 м.
	Довжина забивки	3.55 м.
	Довжина нижнього заряду	4.62 м.
	Довжина колонки	8.14 м.
Завантаження ВР	Лінійне завантаження нижн.	5,19 кг/м.
	Кількість ВР нижн. заряду	23,96 кг.
	Лінійне завантаження колони	6,82 кг/м.
	Кількість ВР колонк. заряду	55,54 кг.
	Загальна кількість ВР/свердл.	79,50 кг.
Роздробленість і питома витрата	90-95% блоків менше	0,9 м. (Holmberg)
	Розмір найбільших блоків	1,18 м (1/3 площадки)
	Питома витрата	410 г/см ³

Вибухові роботи є другим етапом після буріння. Це дуже важливий процес, він складається не тільки з вибору типу вибухової речовини відповідно до обмежень навколишнього середовища, але також із визначення необхідної кількості в зарядній камері, її розподілу та ініціювання.

Операції з виконання вибухових робіт (ВР) у кар'єрі наступні:

- заряджання свердловин:
- нижній заряд: marmanit у патроні діаметром 80 мм.
- наповнювач колонок: Anfomil bulk.
- забивка: буровий дріб'язок.
- комутація вибухових свердловин: бічна з патроном-бойовиком на дні свердловин за допомогою лінії детонуючих шнурів (ДШ) від 12 до 20 г/м.
- ініціювання вибухових свердловин мікродетонатором затримки (*dmr*).
- підривання: електричне, підривиком.

Вторинне дроблення.

Будь-який вибух створює блоки великого (негабаритного) розміру. Підраховано, що об'єм цих порід становить 5% від об'єму гірничої маси ($44\,332\text{ м}^3$), або $2\,217\text{ м}^3$.

Вторинне руйнування негабаритних блоків, утворених підривними роботами, здійснюється за допомогою молотка-бутобою, встановленого на гідравлічному екскаваторі класу 25-30 тон.

Така операція дозволяє видалити блоки, що зберігаються на площадках різного рівня експлуатації.

1.4.2. Навантаження та транспортування

Завантаження гірничої маси після видобутку є дуже важливим процесом, вдосконалення якого сприяє продуктивності гірничодобувної компанії.

Серед навантажувальних машин ми виділяємо навантажувачі та гідравлічні екскаватори. Переваги використання навантажувача можна підсумувати наступним чином:

- дуже мобільний.
- може завантажувати великі блоки.
- відносно помірна вартість покупки.
- середня експлуатаційна кваліфікація.

Є і певні недоліки, зокрема:

- довгий час циклу.
- обмеження використання за високих уступів.
- вимагають достатнього простору для маневрування

Переваги використання гідравлічної лопати можна підсумувати наступним чином:

- короткий час циклу.
- висока сила проникнення в породу (напору).
- висока вибірковість.
- хороша видимість.

Відзначаємо і певні недоліки, зокрема:

- малорухливий.
- середня тривалість життя.
- дорого купувати.

Вибір навантажувального транспорту.

Робота кар'єру розроблена й організована навколо машин, вибраних для завантаження подрібнених скельних порід, а їх вибір практично залежить від вибору інших машин та їх упровадження. Визначення типу екскаваторного та іншого навантажувального обладнання здійснюється з урахуванням наступних факторів:

- ємність ковшу.
- природа гірських порід.
- захід безпеки.
- потужність і сила напору машини.
- операційний метод.
- плановий видобуток кар'єру.

У тому числі прийняття машин великої місткості зумовлене габаритами вантажівок.

У більшості кар'єрів найбільш типовою робочою субстанцією є підірвана порода. Розміром в даному випадку є площа поверхні нагромадження гірничої маси.

Процес виїмки характеризується величиною питомого опору копанню, яка визначається за формулою:

$$K_s = \frac{F_T}{S_c} \leq \frac{F_T}{h \cdot b} \text{ кгс/см}^2,$$

де F_T – дотична сила опору породи виїмці, кгс; S_c – переріз стружки, см², $S_c = h \times b$, де h – глибина проникнення робочого органу в породу; b – ширина стружки біля основи ковшу, см.

Очевидно, що питомий опір виїмці залежить в першу чергу від показників породи: опору стиску, розтягу та зсуву ($\sigma_c + \sigma_{tr} + \sigma_{депi}$) та її щільності γ .

Тангенціальна сила F_T і поперечний переріз стружки S_c та необхідна сила навантажувача залежать, перш за все, від ступеня зчеплення і розміру зерна породи, що звалюється, а також від щільності й опору шматків у навалі.

Кінематика навантажувача.

Розрізняють 2 види основної кінематики:

1. Паралельна кінематика (рис. 1.3), яка вже майже не використовується, крім машин малої потужності, які виконують іншу роботу, ніж видобуток.

Перевага:

Головне полягає в хорошій стійкості ковша завдяки його 4-точковому кріпленню на обладнання.

Таке розташування сприяє збільшенню вантажопідйомності, крім того, траєкторія руху ковша практично пряма під час усієї операції підйому.

З іншого боку, кількість з'єднань і ланок збільшує витрати на обслуговування. Ми будемо використовувати цю кінематику на машинах, більш орієнтованих на відновлення.

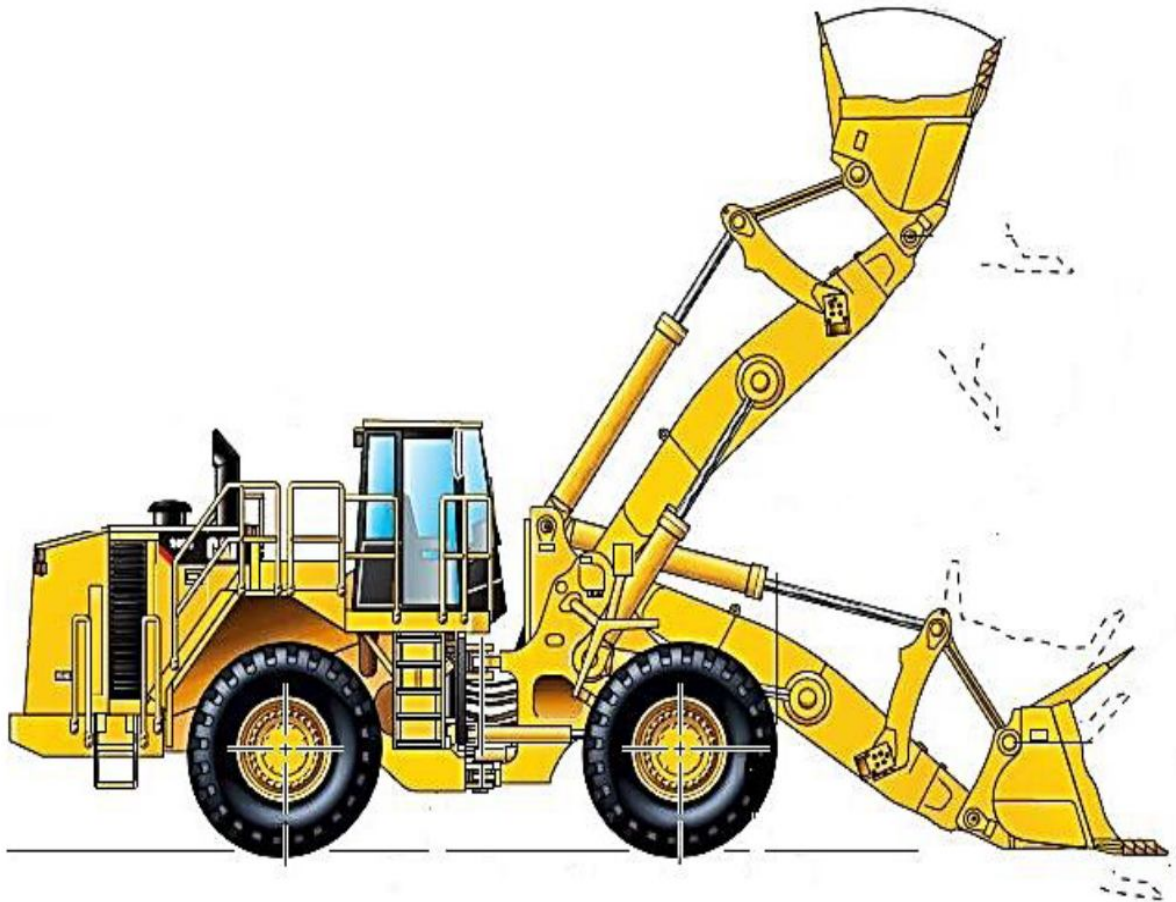


Рис. 1.3. Паралельна кінематика навантажувача
(Джерело: <https://www.atlascopco.com/products> [27])

2. Z-кінематика в даний час найбільш поширена на середніх і великих гірничих машинах. Ківш кріпиться в 3 точках до обладнання. Для машин однакової потужності сила розриву – більша, ніж для машин з паралельною кінематикою. Кінематика Z ідеально підходить для роботи з виймання. Ми також зустрічаємо машини, розроблені з Z-подібною кінематикою, але чий циліндр нахилу встановлено навпроти класичного вузла.

Кінематика екскаватора.

Гідравлічний екскаватор може працювати в режимі зворотної лопати («ретро»), тоді виймання відбувається під опорною поверхнею екскаватора, а матеріали «вивалюються» шляхом одночасного складання та підйому ковша до екскаватора. У режимі «курган» виймання здійснюється над поверхнею опори екскаватора. Копання матеріалів здійснюється шляхом одночасного підйому та

штовхання матеріалів до передньої частини екскаватора. Ці режими вимагають спеціального обладнання. Більшість машин, крім дуже великих агрегатів з ковшами, що відкриваються, можуть оснащуватися прямими або зворотними лопатами.

Насипне обладнання Кінематика, яку надають виробники, є теоретичною. Вона визначаються геометрією обладнання (рис. 1.4):

A – максимальний виліт на рівні стояння;

B – максимальний рівний хід ковшу на рівні стояння;

C = максимальна висота розвантаження;

D = максимальна глибина копання.

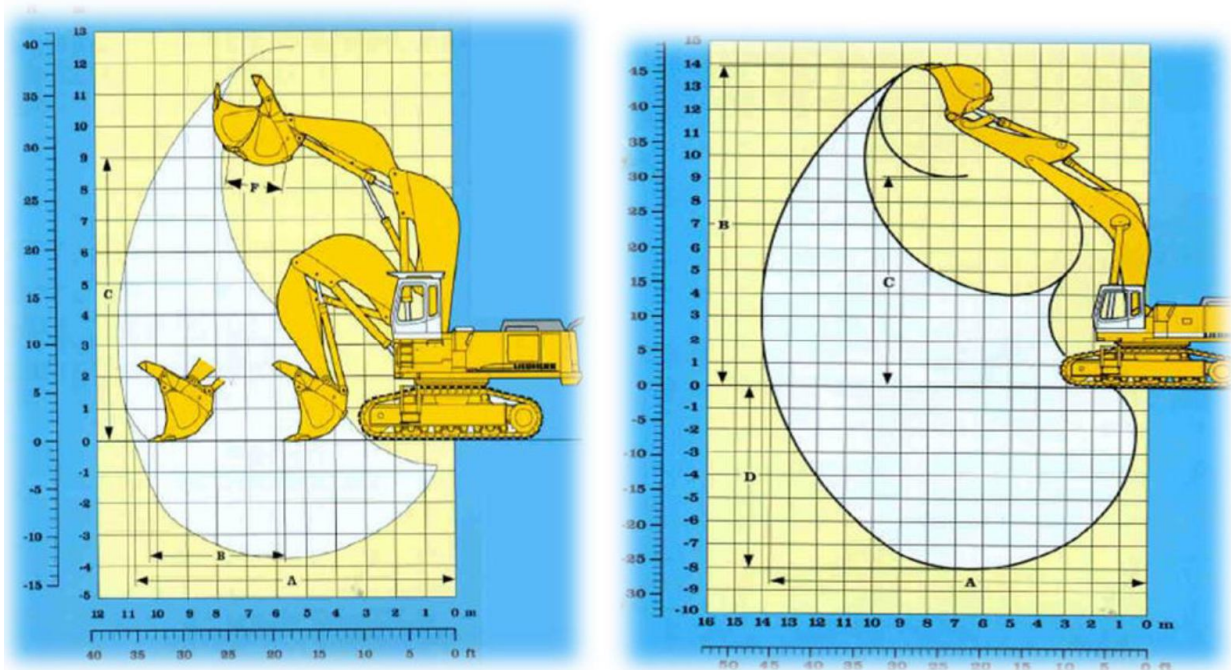


Рис. 1.4. Прямі (ліворуч) та зворотні (праворуч) гідравлічні лопати паралельної кінематики (Джерело: <https://www.atlascorpc.com/products> [27])

Кінематику екскаваторів називають паралелограмом або паралельною. Виробники розраховують циліндри та форму елементів екскаватора, рукояті, ковша тощо, сила тяги на зубі в момент проникнення в породу є максимально постійною протягом усього ходу ковша.

У режимі «ретро» ми віддаємо перевагу зусиллям копання. Більшість виробників пропонують ковшові елементи різної довжини в залежності від умов

експлуатації. Як правило, ми повинні перевірити, щоб дальність відведення, горизонтальний хід на рівні стояння, дорівнював принаймні подвоєному радіусу хода ковша.

Існуючі методи навантаження в кар'єрі Hammam Sidi El Hadj

Аналіз виконано з використанням: гідравлічних екскаваторів Caterpillar 375 (рис. 1.5, табл. 1.9) і навантажувача Caterpillar 990Н (рис. 1.6, табл. 1.10).



Рис. 1.5. Гідравлічний екскаватор Caterpillar 375 (Джерело: <https://machineryline.ua/-/gusenichnye-ekskavatory/Caterpillar/375L--c167tm2512m29077> [28])

Гідравлічна лопата розглядається як запасна. Або використовується доволі часто як додатковий навантажувальний засіб під час недовготривалого збільшення видобутку сировини для вирівнювання пікових навантажень в технологічному комплексі.



Рис. 1.6. Навантажувач Caterpillar 990H (Джерело: <https://h-cpc.cat.com/cmms/v2?&f=product&it=product&cid=406&lid=en&sc=US&gid=324&pid=18279378&nc=1> [29])

Таблиця 1.9

Тривалість циклу гідравлічного екскаватора Caterpillar 375 [28]

№	Завантаження ковшу (с)	Час переміщення (завантаж.)	Розвантаження ковшу (с)	Час переміщення (порожній)	Тривалість циклу (с)
01	6	14	5	12	37
02	6	13	6	9	34
03	8	11	6	10	35
04	6	12	8	12	38
05	6	13	6	11	36
06	9	15	7	10	41
07	8	16	8	11	43
08	10	12	6	10	38
09	10	16	6	10	42
10	10	13	8	12	43
Середнє	7,9	13,5	6,6	10,7	38,7

Таблиця 1.10

Технічні характеристики навантажувача Caterpillar 990H [29]

Технічні характеристики	Значення	Одиниці вим.
Потужність дизельного двигуна	468	кВт
Максимальна швидкість вперед	30	км/год.
Задня максимальна швидкість	32	км/год.
Ємність коде з куполом	9	м ³
Зовнішній радіус гальмування	10.34	м
Маса	78.01	тон
Ширина	4.61	м
Висота	5.07	м

Розрахунок операційних характеристик навантажувача Caterpillar 990H

а) розрахунок змінних операційних характеристик Q_{exp} :

Q_{exp} визначається за такою формулою:

$$Q_{exp} = \frac{3600 \cdot E \cdot Kr \cdot Tr \cdot Ku}{Tc \cdot Kf}$$

де: E – місткість ковшу, $E = 9 \text{ м}^3$ (див. табл. 1.10).

Kr – коефіцієнт заповнення ковшу, $Kr = 0,9$.

Tr – тривалість робочого циклу навантажувача, $Tr = 8$ год.

Ku – коефіцієнт використання; $Ku = 0,7-0,9$, візьме $Ku = 0,5$.

Tc – тривалість циклу завантаження; $Tc = 38,7$ с.

Kf – коефіцієнт тунелювання $= 1,3$.

$$Q_{exp(p)} = \frac{3600 \times 9 \times 0,9 \times 0,5 \times 8}{38,7 \times 1,3}$$

$$Q_{exp(p)} = 2318,42 \text{ , м}^3/\text{зм.}$$

б) обчислення щоденних операційних показників $Q_{exp/j}$:

$$Q_{exp/j} = Q_{exp/p} \times Np$$

$$Q_{exp/j} = 4636,84 \text{ м}^3/\text{день.}$$

в) обчислення річних операційних показників $Q_{exp}/\text{рік}$:

$$Q_{exp/an} = Q_{exp/j} \times Nj$$

$$Q_{exp/an} = 4636,84 \times 248$$

$$Q_{exp/an} = 1149936,32 \text{ м}^3/\text{рік.}$$

Розрахунок операційних характеристик гідравлічної лопати Caterpillar 375.

г) розрахунок змінних операційних характеристик, $Q_{exp(p)}$

Q_{exp} визначається за формулою:

$$Q_{exp} = \frac{3600 \cdot E \cdot Kr \cdot Tr \cdot Ku}{Tc \cdot Kf}$$

де E – місткість ковшу, $E = 4,2 \text{ м}^3$ (див. табл. 1.11).

Kr – коефіцієнт заповнення ковшу, $Kr = 0,9$.

T_p – тривалість робочого циклу, $T_p = 8$ год.

K_u – коефіцієнт використання; $K_u = 0,7-0,9, K_u = 0,3$.

T_c – тривалість циклу завантаження; $T_c = 28,8$ с.

K_f – коефіцієнт тунелювання; $K_f = 1,3$.

Таблиця 1.11

Хронометраж тривалості циклу навантаження гідравлічною лопатою

№	Завантаження ковшу (с)	Час переміщення ковшу (с)	Розвантаження ковшу (с)	Повернення в початкове положення (с)	Тривалість циклу (с)
01	14	5	4	7	30
02	13	4	5	6	28
03	15	6	3	5	29
04	16	5	4	5	30
05	13	5	3	6	27
06	13	4	3	7	27
07	14	6	5	6	31
08	14	4	4	5	27
09	15	6	3	6	30
10	16	5	3	5	29
Середнє	14.3	5	3.7	5.8	28.8

$$Q_{\text{exp}(p)} = \frac{3600 \times 4.2 \times 0.9 \times 0.3 \times 8}{28.8 \times 1.3}$$

$$Q_{\text{exp}(p)} = 872.3, \text{ м}^3/\text{зм.}$$

д) обчислення щоденних операційних показників $Q_{\text{exp}/j}$:

$$Q_{\text{exp}/j} = Q_{\text{exp}/p} \times N_p$$

$$Q_{\text{exp}/j} = 872.3 \times 2$$

$$Q_{\text{exp}/j} = 1744.6, \text{ м}^3/\text{день.}$$

е) обчислення річних операційних показників $Q_{\text{exp}/\text{ан}}$:

$$Q_{\text{exp}/\text{ан}} = Q_{\text{exp}/j} \times N_j$$

$$Q_{\text{exp}/\text{ан}} = 1744.6 \times 248$$

$$Q_{\text{exp/ an}} = 432660.8 \text{ м}^3/\text{рік.}$$

1.5. Технологічний транспорт

1.5.1. Специфіка транспорту в глибоких кар'єрах

Одним з основних процесів у глибоких кар'єрах є транспортування корисних копалин і пустих порід, частка якого в загальній собівартості розробки становить 30-70%.

Кар'єрний транспорт визначає режим роботи іншого гірничого обладнання, БВР, вибір методу розкриття та розробки покладу тощо.

Основним призначенням кар'єрного транспортування є переміщення рудної маси від забоїв до місць вивантаження, якими є порожнини для пустих порід і відвали або приймальні жолоби очисних споруд для корисних копалин.

Вибір виду транспорту залежить від властивостей корисних копалин і пустих порід, геологічних умов залягання, розмірів виробок, їхньої глибини, дальності транспортування і продуктивності кар'єру.

У сучасних операціях на відкритих розробках в усьому світі широко використовуються автовантажні перевезення.

Висока ефективність колісного транспортування корисних копалин і пустих порід на порівняно невеликі відстані, простота конструкції транспортних засобів даного класу та дизельних двигунів, маневреність, можливість подолання високих ухилів, легкість організації роботи є сильними характеристиками автотранспортного засобу.

Відкриті розробки зазвичай мають дуже особливу транспортну проблему, і це з кількох причин:

- днища кар'єрів і точки вивантаження продукту безперервно переміщуються в межах кар'єрів і відвалів або заповнюються рудою. Вимоги у разі залізничного транспорту до ремонту (бічних і періодичних переміщень) залізничних колій, а також реконструкції та утримання доріг;

- значні ухили, які необхідно робити при переході від одного уступу до іншого в досить обмеженому просторі;

- великий тоннаж для переміщення.

Як правило, розрізняють види та підвиди транспорту: види транспорту визначають маршрут рухомого складу, тому транспортування руди може відбуватися або одними маршрутами (перевезення вантажів концентрованого типу), або різними маршрутами (транспортування вантажів розділеного або диспергованого типу).

Вид транспорту визначає експлуатаційні характеристики основних транспортних засобів, при цьому виділяють:

- безперервні (поточні) транспортні засоби (конвеєрна стрічка, гідравлічне транспортування, повітряне кабельне транспортування тощо)

- циклічний переривчастий транспорт (локомотиви та вагони, вантажівки та вантажні платформи, кабельні крани).

Автоперевезення пропонують наступні переваги:

- гнучкість використання, що дозволяє адаптувати його до будь-яких умов і глибин кар'єрів.

- велика вантажопідйомність.

- зменшення радіусу гальмування.

- можливість перевищення допустимих ухилів.

- легка маневреність.

1.5.2. Аналіз транспортних процесів кар'єру Hammam Sidi El Hadj

У кар'єрі Hammam Sidi El Hadj тип вантажівки, що використовується для транспортування гірничої маси, — це Caterpillar 775G (рис. 1.7, табл. 1.12) та Caterpillar 770G (рис. 1.8, табл. 1.13) з місткістю кузова, відповідно, 42,23 м³ та 25,2 м³ для транспортування руди і порід розкриву.



Рис. 1.7. Кар'єрний автосамоскид CAT 775G
(Джерело: <https://www.pon-cat.com/no/pon-equipment/produkter/cat-produkter/dumpere/tipp-trucker/cat-775g> [30])

Таблиця 1.12

Технічні характеристики автосамоскида CAT 775G [30]

Технічні характеристики	Символ	Значення	Од. вим.
CATERPILLAR 775G			
Потужність двигуна : Nette (SAE)	N	572	кW
Ємність кузова	Vb	42,23	м ³
Номінальна вантажопідйомність	Vut	64	т
Максимальна швидкість завантаженого	Vtr	66.9	км/год
Максимальний радіус гальмування.	Rb	23,5	м
Загальна ширина	lh	5,01	м
Загальна висота	Ht	9,27	м
Максимальне корисне навантаження	V_{max}	76.7	т
Довжина вантажівки.	Lh	10,15	м



Рис. 1.8. Кар'єрний автосамоскид CAT 770G на виїзді зі штольні шахти в кар'єр (Джерело: <https://www.lectura-specs.com.ua/ua/model/budivel-na-tehnika/samoskidi-iz-zorstkou-ramou-caterpillar/770g-315> [31])

Таблиця 1.13

Технічні характеристики CAT 770G [31]

Технічні характеристики	Символ	Значення	Од. вим.
CATERPILLAR770G			
Потужність двигуна : Nette (SAE)	N	384	кW
Ємність кузова	Vb	25.2	м ³
Номінальна вантажопідйомність	Vut	38.64	т
Максимальна швидкість завантаженого	Vtr	73.5	км/ГОД
Загальна ширина	lh	4.78	м
Загальна висота	Ht	8.25	м
Довжина вантажівки.	Lh	8.79	м

Результати розрахунку тривалості циклу вантажівки наведено в табл. 1.13

Таблиця 1.13

Тривалість циклу автосамоскида

Самоскид	Навантаження (хв.)	Рух (хв.)	Очікування (хв.)	Маневр (хв.)	Розвантаження (хв.)	Повернення (хв.)	Очікування (хв.)	Маневр (хв.)	Разом (хв.)
CAT775G-1	2.2	8	4	0.36	0.63	5.53	1.2	0.4	22,32
CAT775G-1	3	8.2	9	0.3	0.66	5.3	0	0.46	26,92
CAT775G-1	2.7	8.02	2	0.32	0.62	5.4	1	0.4	20,46
CAT775G-2	2.8	8.1	15	0.4	0.66	5.1	1.5	0.39	33,95
CAT775G-2	2.6	8.6	2	0.35	0.63	5.2	0.9	0.35	20,63
CAT775G-2	3	8	6	0.32	0.64	5.2	0	0.4	23,56
CAT775G-3	2.4	8.1	2	0.33	0.6	5.6	0.5	0.41	19,94
CAT775G-3	3	8.2	1	0.3	0.66	5.41	0	0.42	18,99
CAT775G-3	2.5	8.11	11	0.32	0.59	5.43	0.6	0.42	28,97
CAT775G-4	3	8.2	6	0.36	0.58	5.5	0	0.39	24,03
CAT775G-4	2.8	8	4	0.34	0.65	5.61	2	0.38	23,78
CAT775G-4	2.9	8.3	12	0.32	0.6	5.34	1	0.41	30,87
CAT775G-5	2.7	8.23	5	0.4	0.61	5.44	0.5	0.45	23,33
CAT775G-5	2.8	8.02	0	0.38	0.64	5.32	0	0.4	17,56
CAT775G-5	2.8	8.1	13	0.37	0.62	5.56	0.7	0.41	31,56
Середнє	2,74	8,19	6,13	0,34	0.63	5,63	1,15	0,40	24,46

Під час виконаного аналізу було відзначено, що вантажівка CAT 770G більше відповідає сформульованим вимогам, як за вантажопідйомністю, так і за габаритами, виконує 10 циклів за зміну протягом 15 днів, тому прийняли дане значення як оптимальне.

1.5.3. Аналіз розрахунків продуктивності транспортних процесів

Продуктивність кар'єрних автосамоскидів на АРМ визначається [25] за формулою:

$$Rc/p_1 = Ncy \times G, \text{м}^3/\text{п},$$

де:

Ncy – кількість циклів вантажівки; цикл/зміну;

G – місткість кузова, м^3 .

Для автосамоскида CAT 770G:

N_{cy} – кількість циклів вантажівки; $N_{cy} = 10$, цикл/зміну;

G – місткість кузова, $G = 25,2 \text{ м}^3$ (див. таблиці 1.11 та 1.12);

$$Rc/p_1 = 10 \times 25,2,$$

$$Rc/p_1 = 252 \text{ м}^3/\text{зм.}$$

Розрахунок змінної продуктивності САТ 775G

Ефективність вантажівок на АРМ визначається за формулою:

$$Rc/p_2 = N_{cy} \times G, \text{ м}^3/\text{зм.},$$

де:

N_{cy} – кількість циклів вантажівки; цикл/год.

Кількість циклів визначається за формулою:

$$N_{cy} = (Tp \times Ku) / Tc, \text{ цикл/зміна.}$$

де:

Tp – тривалість робочої зміни; $Tp = 8 \text{ год.} = 480 \text{ хв.}$

Tc – тривалість циклу вантажівки, під час хронометражу середня тривалість циклу становить 33 хв.

Ku – коефіцієнт використання; $Ku = 0,7 - 0,9$. Беремо $Ku = 0,8$.

Отже:

$$N_{cy} = (480 \times 0,8) / 33 \approx 11,7 \text{ циклів/зміну.}$$

G – місткість кузова; $G = 42,23 \text{ м}^3$ (див. таблиці 1.11 та 1.12)

Тоді:

$$Rc/p_2 = 11,7 \times 42,23 = 494,09 \text{ м}^3/\text{зм.}$$

Розрахунок загальної змінної продуктивності САТ 775G

Загальна продуктивність розраховується відповідно до кількості наявних у кар'єрі вантажівок:

$$R_{exp-tot2} = N_{truck} \times Rc/p_2; \text{ м}^3/\text{зм.},$$

де:

N_{truck} – кількість вантажівок в роботі, $N_{truck} = 5$ вантажівок.

Тоді:

$$R_{exp-tot2} = 5 \times 494,09 = 2470,45 \text{ м}^3/\text{зм.}$$

Розрахунок загальної змінної продуктивності усіх автосамоскидів по кар'єру.

$$R_{exp-tot} = R_{exp-tot2} + R_{c/p1},$$

$$R_{exp-tot} = 2533,8 + 252,$$

$$R_{exp-tot} = 2785,8 \text{ м}^3/\text{зм.}$$

Таким чином, сумарна змінна продуктивність усіх працюючих самоскидів парку технологічного автотранспорту кар'єра Hammam Sidi El Hadj складає 2785,8 м³/зм.

1.6. Спеціальна частина

В рамках удосконалення доробки нижніх горизонтів кар'єрів метою цієї роботи є аналіз ефективних методів оптимізації вантажно-транспортних процесів, оптимізація яких (навантаження і транспортування), може проходити через мінімізацію часу очікування вантажівок або екскаваторів, але ця оптимізація – більш складна.

У такому контексті ефективне управління використанням комплексу гірничого обладнання (навантажувально-транспортного) стає важливим чинником загальної роботи кар'єру або шахти.

Одним із найнадійніших і реальних методів розрахунку продуктивності та оптимальної кількості вантажівок у парку є метод, заснований на теорії масового обслуговування. Він бере до уваги випадковий характер часу циклу вантажівки та її навантаження [32].

1.6.1. Оптимізація процесу навантаження та транспортування з використанням теорії черги

Теорія масового обслуговування є частиною теорії ймовірностей. Система, яка може бути описана цією теорією, складається з серверів (одного або кількох) і клієнтів, які надходять до служби (рис. 1.9 і 1.10). Клієнти стоять у черзі,

очікуючи на обслуговування, або зникають із системи, не отримавши обслуговування. Час обслуговування, а також частота приходу клієнтів на сервіс є випадковими величинами. Однак необхідно знати їх середнє значення та функцію розподілу. Загалом, системи, які розглядаються цією теорією, поділяються на дві групи [33-35]:

- відкриті системи: потік клієнтів, що прибувають на послугу, формується поза системою;

- закриті системи: клієнти, які прибувають на обслуговування, циркулюють в одній системі. Сторонніх клієнтів немає. Ці системи застосовуються до систем, які аналізуються в гірничодобувній промисловості, особливо для системи екскаватор - вантажівка.

Дослідження Гнеденка Б.В. і Кьоніга Д. [33-35] показали, що прибуття клієнтів до служби відбувається стохастично незалежним чином і часто представляє подію Пуассона (розподіл часу між прибуттями – експоненціальний) [35].

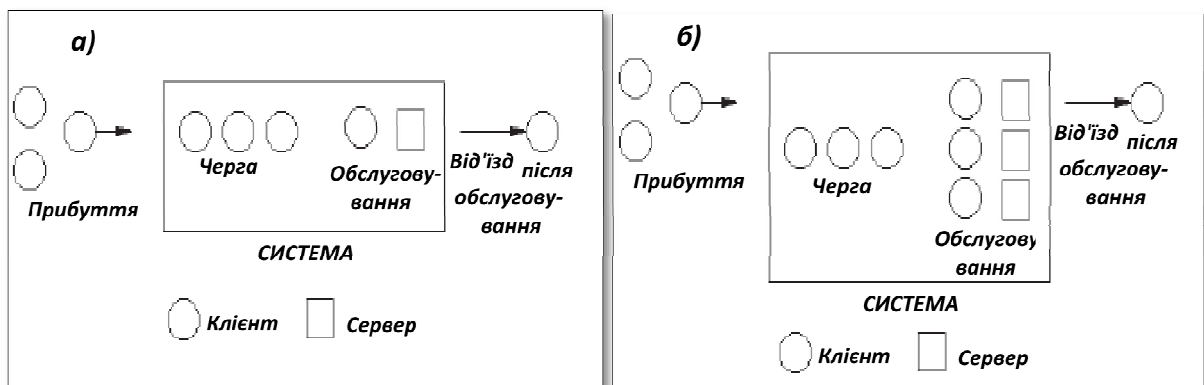


Рис. 1.9. Система масового обслуговування: з одним сервером (а) та з кількома серверами (б)

1.6.2. Застосування теорії та методів розрахунку

У даному теоретичному дослідженні представляємо метод, вивчаючи феномен очікування, розробляючи систему очікування в одній точці обслуговування.

Коли застосовують теорію масового обслуговування в гірничодобувній промисловості до аналізу системи екскаватори – вантажівки, визначають екс-

каватори як сервери, а вантажівки – як клієнтів, які прибувають на обслуговування. Тоді екскаватор або навантажувач із закріпленими за ним вантажівками можна розглядати як систему масового обслуговування, яка може перебувати в k ситуаціях, де $k = 0, 1, 2, 3, 4, \dots n$.

У нашому випадку n – кількість вантажівок, що обслуговують навантажувач. Ці ситуації відповідають наступним станам:

0: усі вантажівки – в роботі, отже, рухаються або розвантажуються.

1 вантажівка на завантаженні, а інші $(n-1)$ – працюють.

2 вантажівки знаходяться поблизу місця завантаження, а інші $(n-2)$ активні, і т.д.

Кожне з $k = n+1$

$$P_k = \frac{n!}{(n-k)!} \cdot \left(\frac{\lambda}{\gamma}\right)^k \cdot p_0 ; \quad (1)$$

де:

P_0 – ймовірність ситуації, коли всі вантажівки запізнюються на рейс і розвантаження, іншими словами P_0 , відповідає ймовірності зупинки навантажувальної машини;

λ – інтенсивність доступу транспортних засобів (автомобілів) до місця навантаження; час, який визначається таким виразом:

$$\lambda = \frac{1}{t_c + t_{mc} + \frac{2l}{v_{ moy}} + t_d + t_{md}} ;$$

де:

t_c – тривалість завантаження;

t_{mc} – тривалість маневрів під час завантаження;

t_d – тривалість розвантаження;

t_{md} – тривалість маневрів під час розвантаження;

l – відстань шляху;

$v_{ moy}$ – середня швидкість;

Інтенсивність навантаження визначається виразом:

$$\gamma = \frac{1}{t_{ch moy}} ;$$

де $t_{ch moy}$ – середня тривалість завантаження, год.

Особливість цього методу полягає в способі визначення нормативів ефективності машин шляхом уведення в розрахунки коефіцієнта простою кожної машини, що входить до комплексу. Коефіцієнт мертвого часу навантажувальної машини визначається наступним виразом:

$$K_e = \frac{1}{1 + \sum_{k=1}^n \frac{n!}{(n-k)!} \times \left(\frac{\lambda}{\lambda}\right)^{ki}} ; \quad (2)$$

Коефіцієнт простою транспортного засобу (вантажівки) визначається виразом:

$$K_c = \frac{\sum_{k=2}^n (k-1) \cdot p_k}{n} \quad (3)$$

Відповідно до цього методу ми можемо встановити наступну залежність використання:

При зменшенні простою екскаватора або навантажувача і збільшенні кількості вантажних автомобілів, що обслуговують навантажувальну машину, і, навпаки, при зменшенні вантажівок, його час збільшується, але зменшується простій вантажних автомобілів, що очікують на місці навантаження. .

На закінчення можна сказати, що, якщо збільшення кількості вантажних автомобілів значно скорочує час простою навантажувальної машини, то це спричиняє збільшення сумарних витрат простою машин.

В якості вихідних даних для використання описаної вище методики для розрахунку оптимальної кількості вантажівок були використані дані про роботу обладнання на кар'єрі Hammam Sidi El Hadj.

Оптимальна кількість вантажівок визначається після кількох розрахунків двох функцій, визначених формулами (2 і 3), варіюючи кількість вантажівок у

системі. (Усі ці розрахунки виконуються за допомогою програмного забезпечення Microsoft Excel).

Для першої залежності, яка визначається формулою (2), ми спостерігаємо, що зі збільшенням кількості вантажівок коефіцієнт простою (K_e) транспортного засобу, що навантажується, зменшується (рис. 1.10) [36].

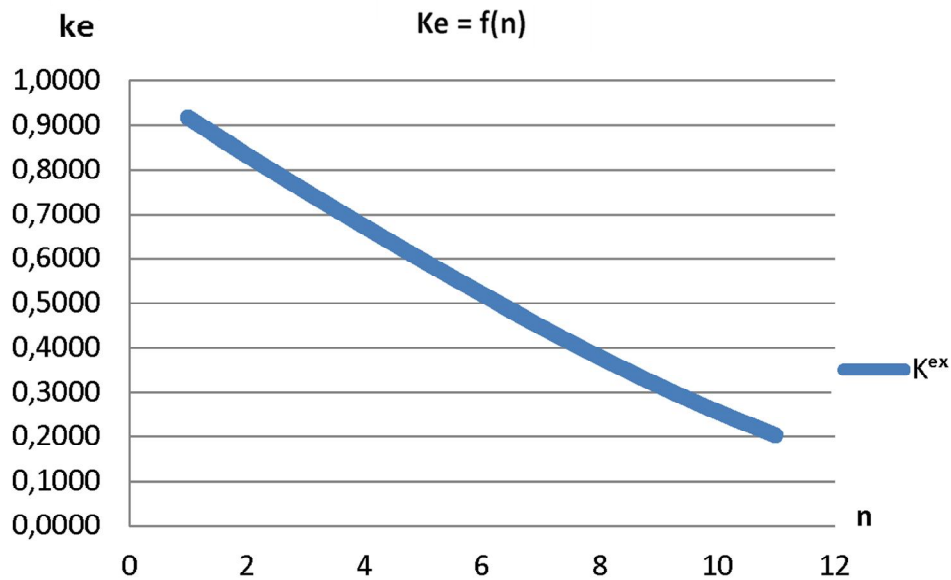


Рис. 1.10. Залежність k_e як функція (n) ($k_e = f(n)$)

Для другої залежності, яка визначається формулою (3), ми спостерігаємо, що зі збільшенням кількості вантажівок збільшується коефіцієнт простою (K_c) транспортного засобу (рис. 1.11).

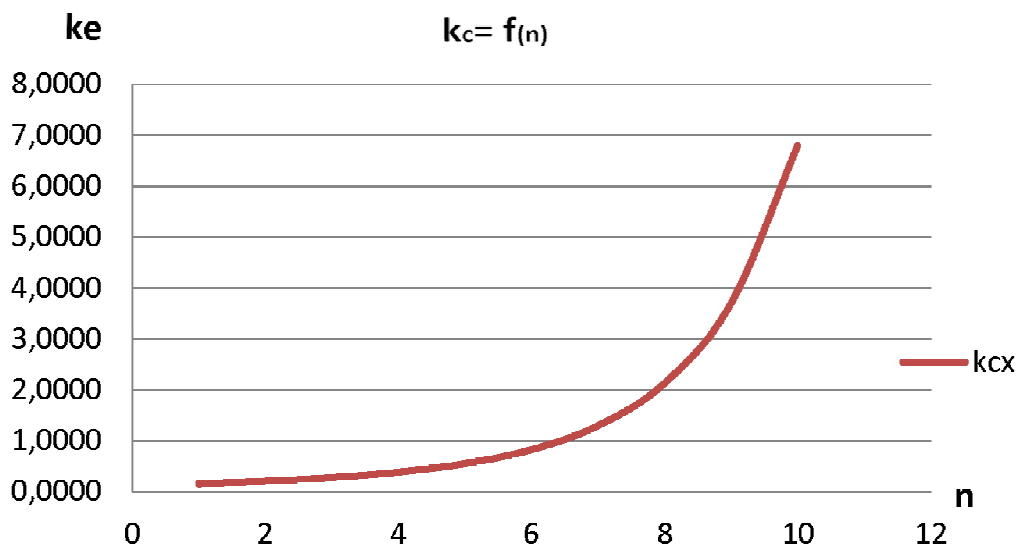


Рис. 1.11. Залежність k_c як функція (n) ($k_c = f(n)$)

Тоді, поєднавши першу залежність (K_e) з другою (K_c), перетином останньої можна встановити оптимальну кількість транспортних засобів, які необхідно закріпити за засобом-навантажувачем і забезпечити оптимальний коефіцієнт мертвого часу для обох процесів (рис. 1.12).

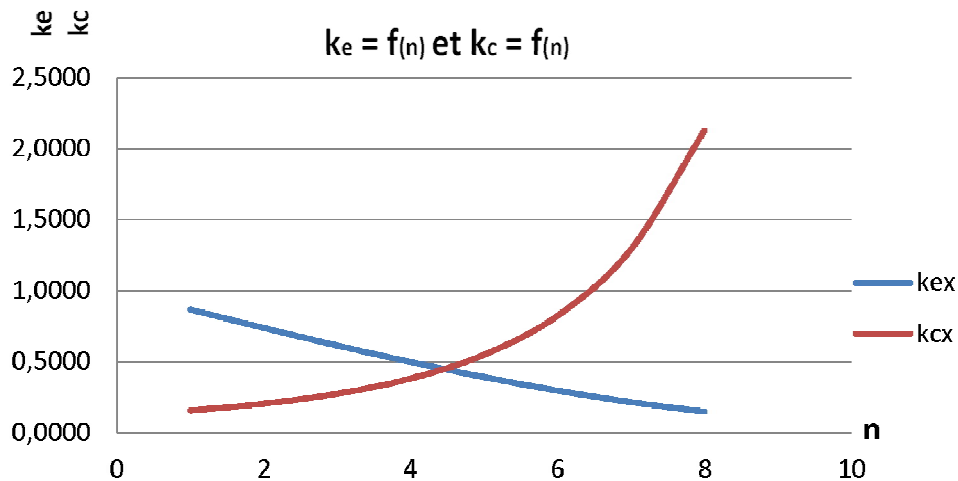


Рис. 1.12. Залежність варіації значень k_e і k_c як функції (n).

Тепер ми маємо точні значення для розрахунку коефіцієнта використання навантажувача, а також коефіцієнта використання вантажівки.

Коефіцієнт використання навантажувача:

$$K_{ue} = 1 - K_e; \quad (4)$$

Коефіцієнт використання вантажівки:

$$K_{uc} = 1 - K_c; \quad (5)$$

де:

K_e , K_c — коефіцієнти мертвого часу екскаватора (K_e) і вантажівки (K_c) розраховуються за формулами (2) і (3) відповідно.

Враховуючи нові значення коефіцієнтів використання вантажно-транспортного обладнання, можна визначити ефективність роботи обладнання.

Ефективність роботи навантажувача наступна:

$$R_e = \frac{3600 \cdot E \cdot K_f \cdot K_{u.e} \cdot (T_p - t_{re})}{K_f \cdot t_{cy.e}} ; \quad \text{м}^3/\text{зм}. \quad (6)$$

Ефективність роботи транспортного засобу (вантажівки) становить:

$$R_c = \frac{60 \cdot G \cdot K_g \cdot K_{uc} \cdot (T_p - t_c)}{t_{cy.c}} \quad ; \text{ т/зм.} \quad (7)$$

де: G – місткість ковша (навантажувача, екскаватора) м³;

$t_{cy.c}$ – середня статистична тривалість циклу навантаження;

K_r – коефіцієнт наповнення ковша;

T_p – тривалість зміни, годин.

t_{re}, t_{rc} – тривалість регламентованих перерв навантажувача, годин;

K_g – коефіцієнт використання вантажопідйомності самоскида;

$t_{cy.c}$ – середня статистична тривалість руху, хвилин;

$k_{u.e}$ – коефіцієнт використання навантажувача через очікування вантажівок;

$K_{u.c}$ – коефіцієнт використання вантажівки через очікування завантаження;

G – вантажопідйомність кузова; тон.

У табл.1.14 наведено результати розрахунку коефіцієнта використання навантажувально-транспортного засобу на основі коефіцієнтів простою останнього, що дозволяє розрахувати його продуктивність з урахуванням відстані транспортування 2100 м і результати спостережень за часом двох процесів, представлених у таблиці, та за спостереженнями, записаними під час виробничого циклу.

Таблиця 1.14.

Результати розрахунку коефіцієнта використання

n	K_{ex}	k_{cx}	k_{ue}	k_{uc}	$Re(\text{м}^3/\text{зм.})$	$Rc(\text{т/зм.})$
1	0,8657	0,1552	0,1343	0,8448	484,3449	258,3737
2	0,7361	0,2033	0,2639	0,7967	951,7395	338,4496
3	0,6126	0,2739	0,3874	0,7261	1397,135	455,983
4	0,4968	0,3807	0,5032	0,6193	1814,761	633,7814
5	0,3904	0,5486	0,6096	0,4514	2198,486	913,2978
6	0,2954	0,823	0,7046	0,177	2541,098	1370,113
7	0,2139	1,2913	0,7861	-0,2913	2835,023	2149,729
8	0,147	2,128	0,853	-1,128	3076,293	3542,65

Таким чином, оптимальне значення вантажівок становить 5 вантажівок, оскільки значення *k_{ue}* та *k_{uc}* є найкращими (максимальне використання пари навантаження та транспортування).

Завершуючи даний підрозділ, варто відзначити особливе значення базової в ньому роботи [37], виділеної серед інших з міркувань схожості умов і завдань розробки родовища з характерними для України.

Висновки за розділом 1

Механізація є важливою стратегією при проектуванні, будівництві та експлуатації сучасних рудників. Особливою її ланкою є кар'єрний транспорт.

Цілі механізації кар'єрів – різноманітні, але зазвичай включають покращення безпеки, умов праці та продуктивності, а також – зниження прямих експлуатаційних витрат.

Щоб максимізувати виробництво, потрібно механізувати операції та автоматизувати обладнання, системи та процеси.

Процеси навантаження і транспортування, які є основною ланкою в механізації гірничих процесів, мають велике значення на кар'єрі, оскільки витрати, пов'язані з цими двома процесами, можуть поглинути до 70% бюджету.

В якості остаточної рекомендації пропонується, щоб за допомогою комплексу механізації, який зараз існує в кар'єрі Hammam Sidi El Hadj, стало можливим, після раціонального використання й адекватного розподілу, забезпечити виробництво мінеральної продукції вище запрограмованого.

Перш за все, дослідження може вказати, наскільки ефективним є вибір вантажно-транспортного обладнання.

Під час вантажно-транспортних операцій у випадку кар'єру Hammam Sidi El Hadj використовуються такі машини: 5 вантажівок CAT 775G та 1 вантажівка CAT 770, навантажувач CAT 990H і екскаватор CAT 375.

За розрахунками необхідно зменшити кількість вантажівок (зняття вантажівки CAT 770) і використовувати навантажувач CAT 990H тільки в більшості

випадків завантаження. Також зазначено, що після виконання експлуатаційних робіт транспортна відстань буде змінюватись і, отже, час циклу буде змінюватись, тому кількість транспортних засобів, на які це впливає, також буде змінюватись, для чого застосовують теорему черги для вибору оптимальної кількості вантажівок, залежно від варіації відстані.

Оптимізація продуктивності набору засобів транспортування та навантаження може передбачати мінімізацію часу очікування вантажівок або екскаваторів для максимізації виробництва.

Розділ 2

ПРИКЛАДНИЙ АСПЕКТ ТРАНСПОРТНОЇ ПРОБЛЕМИ КОМБІНОВАНОЇ РОЗРОБКИ КРУТОСПАДНИХ РОДОВИЩ

2.1. Загальний огляд

Численні роботи намагалися визначити, класифікувавши різні методи роботи, які застосовуються в Україні та за кордоном. Вони підкреслюють велике розмаїття розроблених методів, що стосуються специфіки рудників. Кожен рудник є унікальним і має власну конфігурацію та середовище, тому було б ілюзорним, навіть небезпечним, переносити, безпосередньо та без детального аналізу, метод керування рудником на інший [38]. А в нашому випадку стоїть саме задача трансферу прогресивних інженерних рішень на терени України.

Виконаний аналіз показує, що певні параметри відіграють вирішальну роль у виборі методу розробки, який буде застосований. Серед цих параметрів основним є геологія, в широкому розумінні, рудного тіла (характер, морфологія, глибина, потужність, простягання, тріщинуватість тощо). Крім того, зайнятість поверхні та географія ділянки, ноу-хау оператора (або історія видобутку на ділянці) та економічні цілі також можуть вплинути на вибір методу розробки (рис. 2.1).

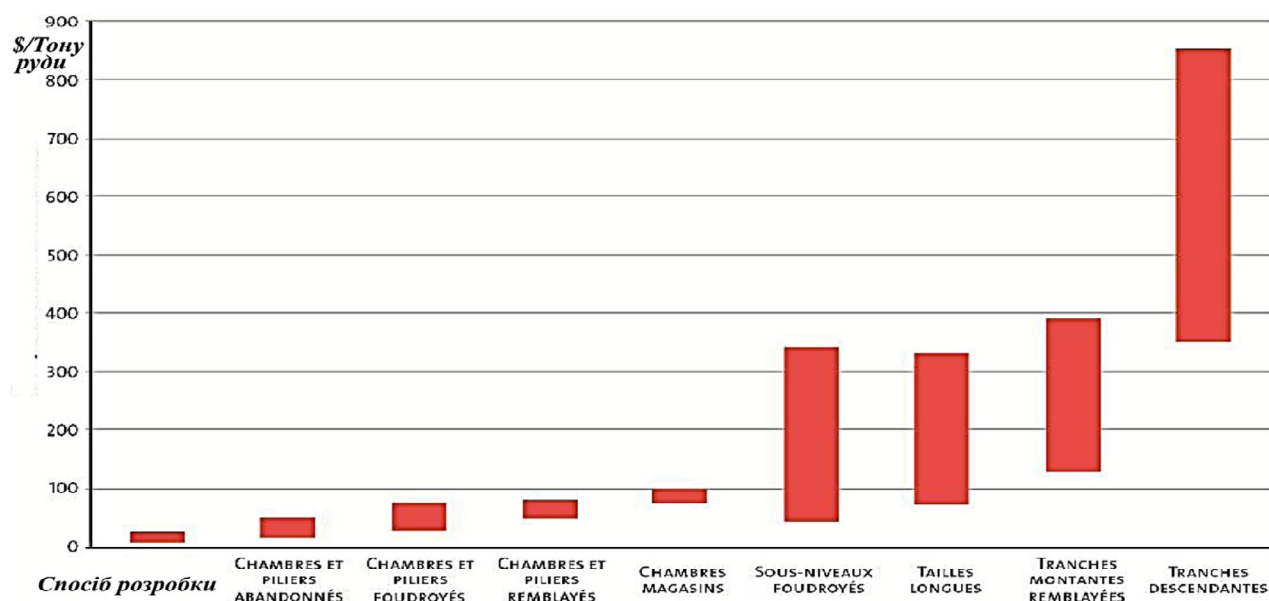


Рис. 2.1. Середні витрати на видобуток руди, залежно від технології видобутку (Джерело: BRGM)

2.1.1. Відкрито-підземний (комбінований) спосіб розробки як етап

Експлуатація кар'єру полягає в розробці руди з порожнини, створеної на поверхні після видалення безрудної товщі над нею. Метод стосується розробки частин родовища, розташованих поблизу топографічної поверхні (зазвичай від 0 до 400 м глибини).

Класично розрізняють, залежно від розташування мінералізованих зон:

- операції з розкриття (коли родовище стратиформне, неглибоке і простягається на велику горизонтальну поверхню);
- кар'єрна розробка (коли поклад занурюється зі зменшеним поперечним перетином).

Для видобутку корисних копалин відкритим способом, як правило, потрібні гірничі машини значних розмірів, які є незвичними для інших галузей промисловості (екскаватори, колісні навантажувачі, драглайни, самоскиди, бурові верстати тощо).

Будь-яка технологія включає етап розкриття покладу, що передбачає видалення породи, розташованої на поверхні, щоб відкрити горизонти, які будуть експлуатуватися. Саме процес розкриття родовища головним чином впливає на економічну ефективність видобутку копалини і тут на перший план виходять переваги та недоліки відкритого і підземного способів. Власне кажучи, комбінований спосіб є ні чим іншим, як компромісом, за якого максимально ефективно сполучуються особливості даних способів і перехід від відкритих робіт до підземних відбувається з граничної глибини, коли відкриті роботи знижуються до нульової їх рентабельності а перехід на підземний спосіб здійснюється з максимально можливим використанням кар'єрного простору та відкритих гірничих виробок.

У деяких випадках лише врахування геологічних критеріїв не дає можливості вибрати метод (у випадку неглибоких і потужних родовищ, які можна розробляти відкритим або підземним способами), тому саме на основі додаткових параметрів роблять остаточний вибір.

2.1.2. Сучасний досвід доробки нижніх горизонтів кар'єру

Комбінована розробка родовищ набуває в усьому світі усе більшого поширення зі зростанням глибин розробок надр. А це надає широкі можливості використання зарубіжного досвіду в умовах наших рудників.

Наглядним прикладом у даному плані може слугувати мідно-свинцево-цинковий рудник в Іспанія Las Cruces (рис. 2.2), а також – унікальні для потреб комбінованого способу можливості потужних підземних вантажно-доставочних машин (рис. 2.3).



Рис. 2.2. Відкритий мідно-свинцево-цинковий рудник у Las Cruces, Іспанія (фото: www.cobrelascruces.com)



Рис. 2.3. Головний вхід у підземну вольфрамову шахту Mittersill (Австрія) з вантажно-доставочною машиною, що виїздить з нього, (Фото: Wolfram Bergbau und Hutten AG).

В контексті даної роботи особлива увага приділяється комбінованій розробці потужних крутоспадних покладів надглибокого поширення (рис. 2.4).

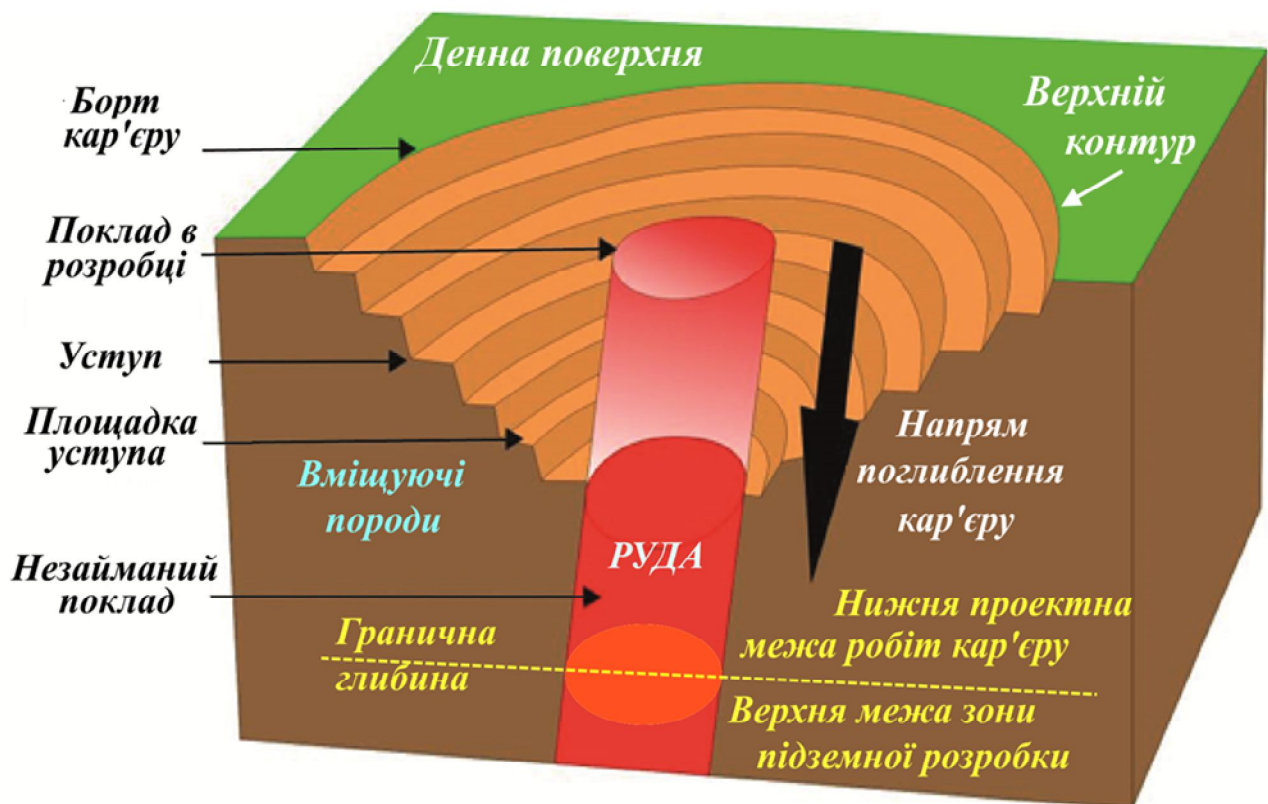


Рис. 2.4. Схема глибокого кар'єру
(Джерело: модифікована після <http://ticri.univ-lorraine.fr>)

2.1.3. Підземні гірничі роботи глибоких рудників

Експлуатація підземної шахти полягає в розробці руди з виїмки, створеної під поверхнею землі, під землею, без необхідності видалення всіх пустих порід над нею. Тому для підземного видобутку мінімальна кількість розкривних порід видаляється для доступу до родовища, що відповідає структурним роботам (наприклад, стволи, квершлагги, штреки, штольні, рампи, пандуси, галереї, колодязі тощо). Вони забезпечують доступ до руди та встановлюють всю інфраструктуру забезпечення аерації, дренажу, доступу персоналу і вилучення руди.

Хоча кожна шахта – це окремий випадок, усі об'єднують пошук прибутковості та безпеки за допомогою набору методів видобування руди з увагою до навколишнього середовища. Як і раніше, вибір між різними методами підземного видобутку обумовлений головним чином геологією в широкому сенсі, і зокрема:

- Геометрія рудного тіла (пласт, скупчення, жила, субгоризонталь, субвертикаль, потужність, тонкість, глибина);
- Стан і властивості руди (сипуча, стійка);
- Характер навколишньої товщі та її розмежування з рудою;
- Фрекінг.

Крім того, зайнятість поверхні та географія ділянки, ноу-хау оператора (або історія видобутку ділянки) та економічні цілі також можуть відігравати роль у виборі методу видобутку.

При цьому варто враховувати надзвичайно важливу у нашому випадку обставину, що на сучасних шахтах доволі широко й ефективно використовується технологічний пневмоколісний транспорт (рис. 2.5).

Ця остання обставина значною мірою спрощує непросту проблему відпрацювання перехідної товщі між кар'єром та шахтою шляхом виведення транспортної рудовидаючої штольні в простір кар'єру, що дає змогу вилучити доволі обмежені запаси рудного цілика без використання зазвичай віддаленого підземного конвеєру, завдяки високій мобільності та достатній для даних задач продуктивності навантажувально-доставочних машин (рис. 2.5, 2.6).

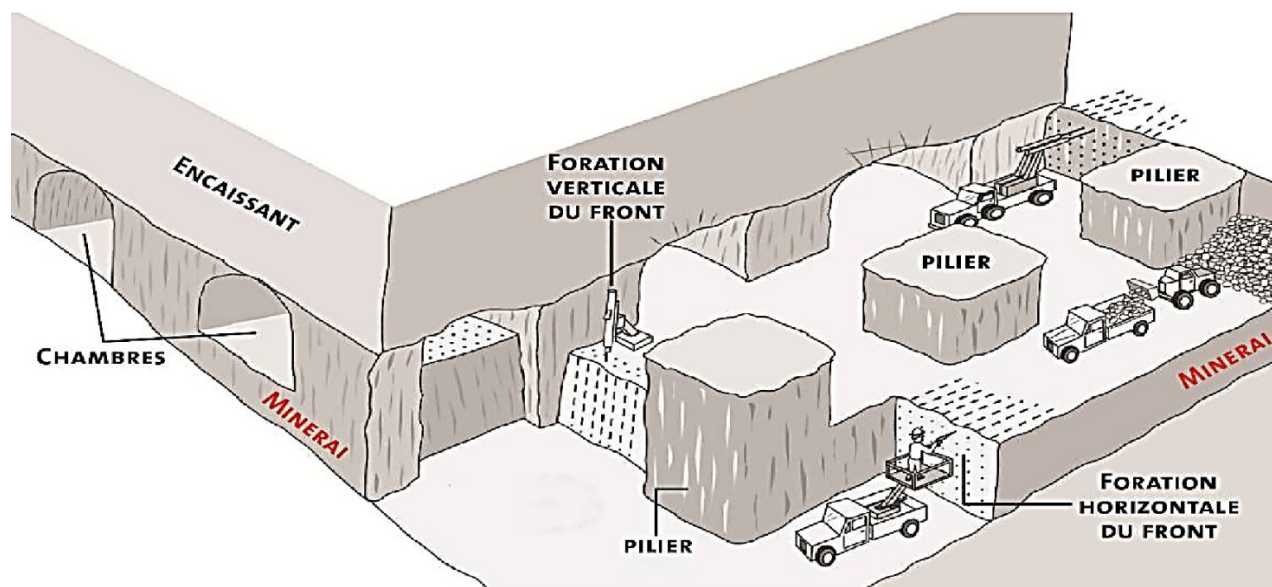


Рис. 2.5. Використання на підземному руднику колісної техніки (Модифіковано після Atlas Copco Rock Drills AB)

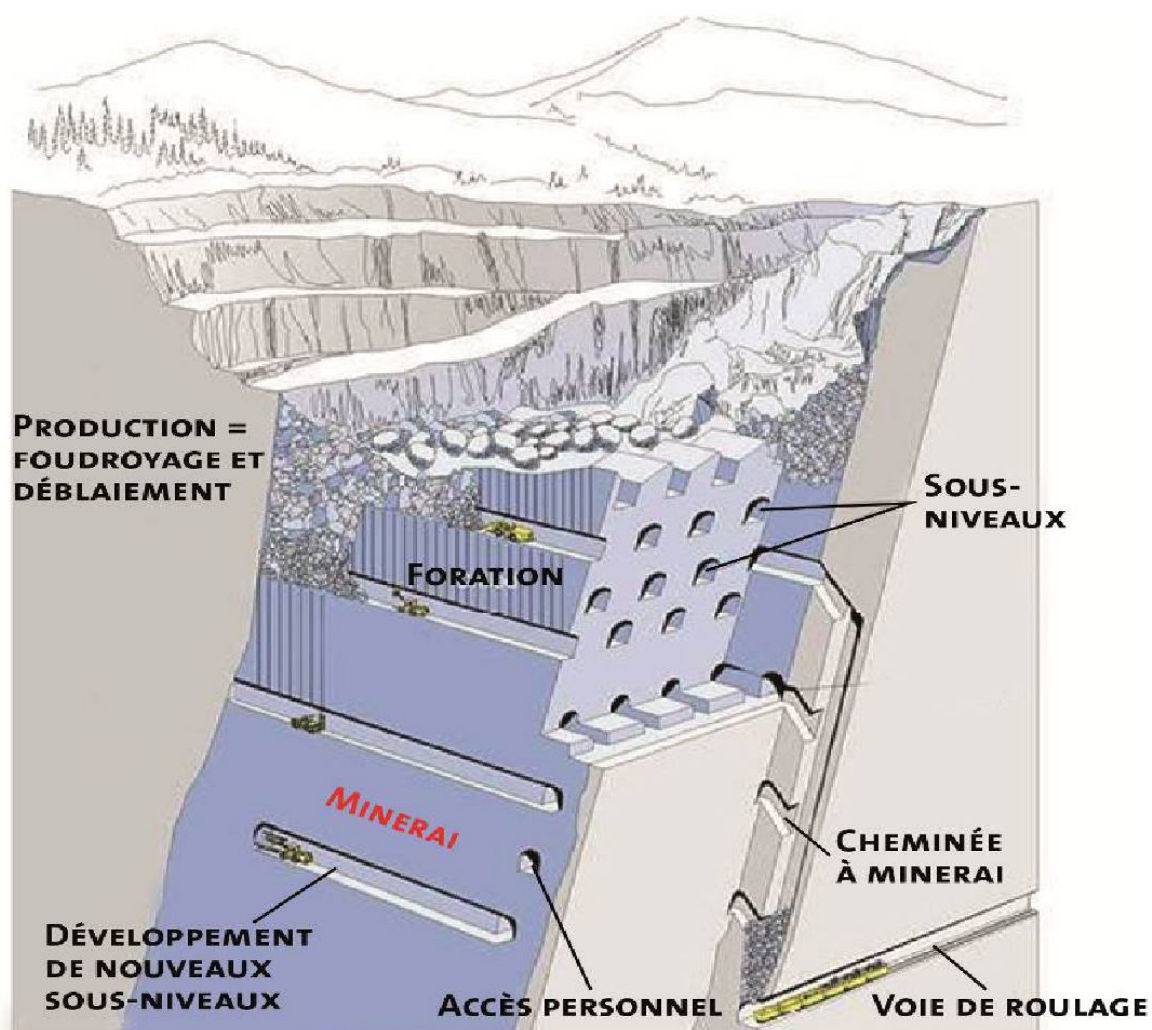


Рис. 2.6. Схема типової перехідної зони розробки родовища (змінена після Atlas Copco Rock Drills AB)

2.2. Схеми комбінованої розробки рудних родовищ

Існує доволі багато варіацій комбінованої відкрито-підземної розробки рудних родовищ, але у цілому їх розділяють на дві групи.

До першої з них належать способи, в яких частина покладу, розташована вище граничного горизонту, розробляється кар'єром, а та, що нижче – шахтою з розкриттям даної частини підземними виробками, зі стволом, пройденим на безпечній щодо зсувів відстані з денної поверхні [17, 39]. Головною перевагою такого рішення є, хоч і відносна, але доволі значна незалежність роботи кар'єру і шахти. Основним недоліком є значне збільшення вартісних розкривних виробок. Особливо – підземних, довжина яких суттєво зростає внаслідок необхідності віддалення устя головного ствола від верхнього контуру кар'єра з міркувань геомеханічної безпеки.

Друга група об'єднує способи, у яких поклад нижче граничного горизонту розкривається підземними виробками, пройденими з кар'єрного простору (вертикальними та похилими стволами або штольнями) [39, 40]. Переваги даного рішення полягають головним чином в можливостях безпосередньої взаємодії підземного та кар'єрного технологічних комплексів та ситуаційного використання транспортних засобів. Основним недоліком є певна залежність роботи шахти від ситуації в кар'єрі. Схеми найбільш перспективних, на нашій погляд, варіантів представлено нижче (рис. 2.7-2.12). На схемах вжито наступні позначення: 1 – рівень розділу кар'єрного поля і шахтного; 2 – зона відкритої розробки; 3 – зона підземної розробки; 4 – кінцевий контур борту кар'єра по лежачому боку рудного тіла; 5 – те ж по висячому боку; 6 – граничний контур ділянки борту з лежачого боку до початку проходки виробок розкриву шахтного поля рудника; 7 – положення розкривних ділянок бортів кар'єру по висячому і лежачому боках; 8 – породи-пливуни; 9 – горловина шахтного ствола; 10 – вертикальний ствол; 11 – квершлаг; 12 – відступ в неробочому борті; 13 – похилий ствол; 14 – підземний автомобільний спіральний з'їзд; 15 – квершлаг.

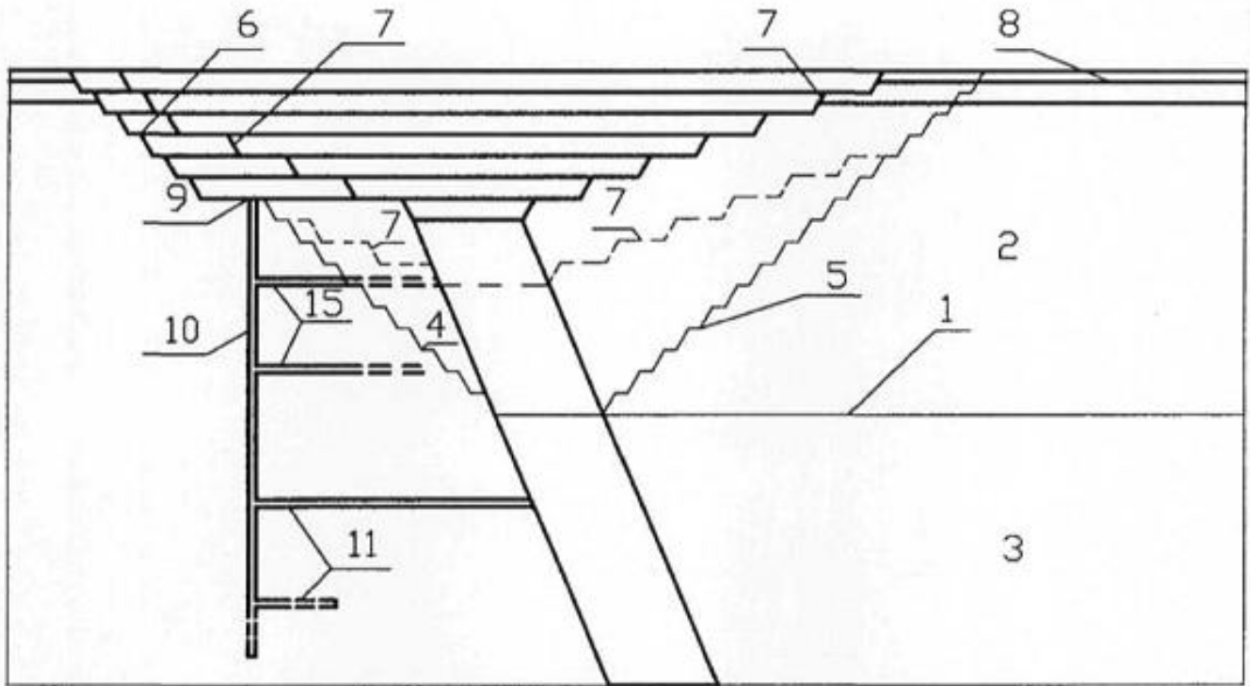


Рис. 2.7. Схема в розрізі комбінованої розробки круто падаючого покладу з використанням вертикального ствола як головної виробки розкриття шахтного поля під кар'єром. (Джерело: <https://iprop-ua.com/inv/pdf/umozh038-description.pdf>)

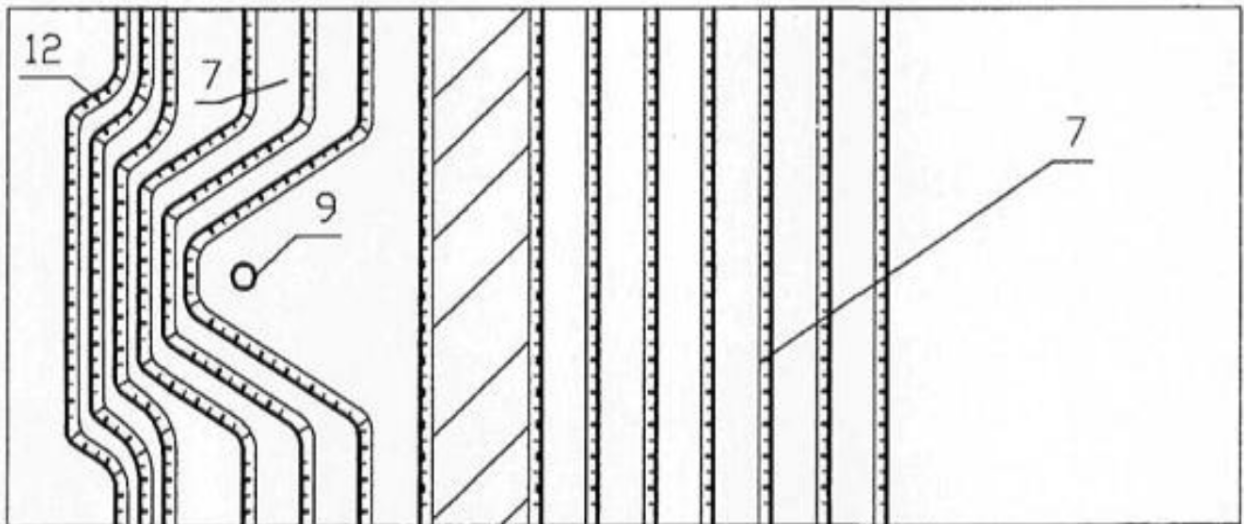


Рис. 2.8. Схематичні плани комбінованої розробки круто падаючого покладу з використанням вертикального ствола як головної виробки розкриття шахтного поля під кар'єром (Джерело: <https://iprop-ua.com/inv/pdf/umozh038-description.pdf>)

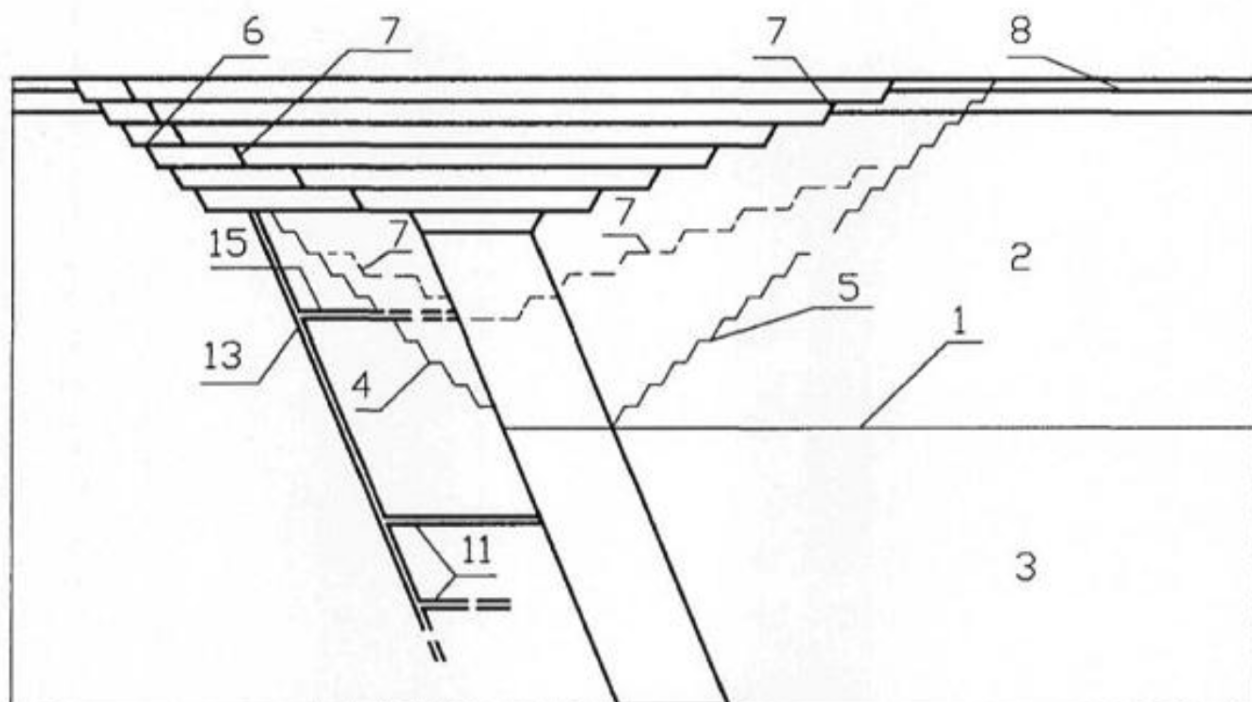


Рис. 2.9. Схема комбінованої розробки круто падаючого покладу з використанням похилого ствола як головної виробки розкриття шахтного поля під кар'єром (Джерело: <https://ipro-pua.com/inv/pdf/umozx038-description.pdf>)

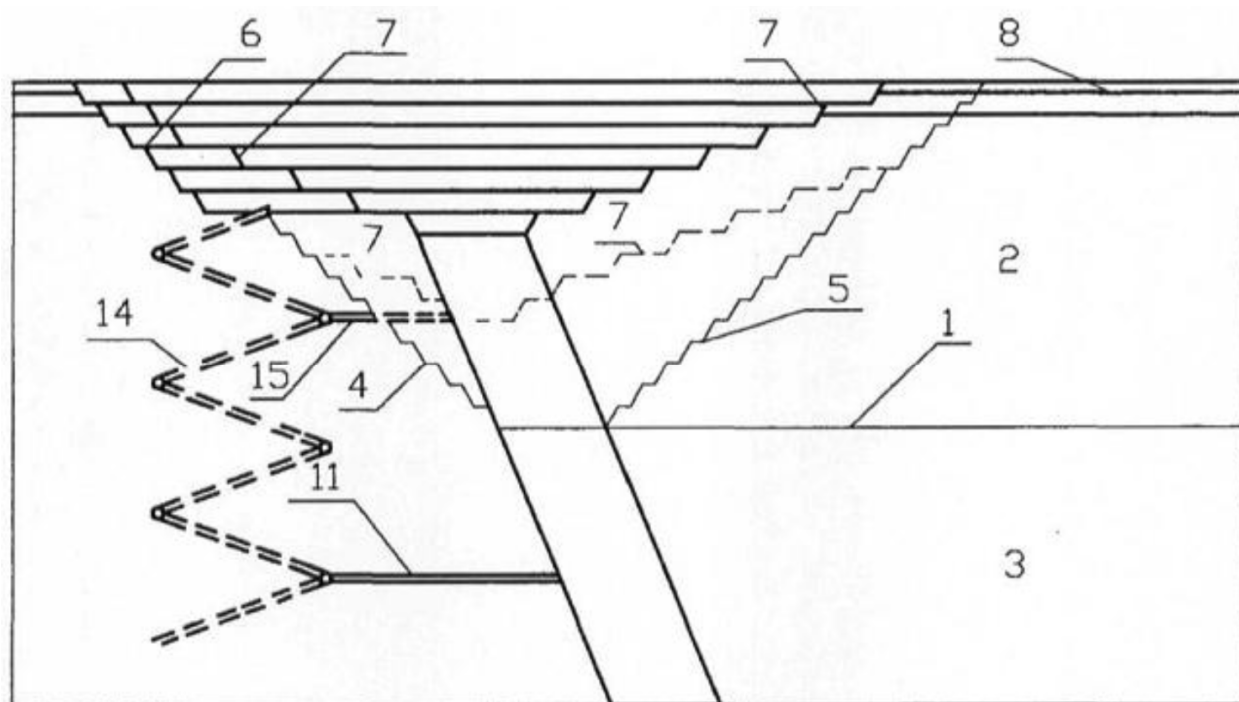


Рис. 2.10. Схема комбінованої розробки круто падаючого покладу зі спіральним підземним автомобільним з'їздом в якості головної виробки розкриття шахтного поля під кар'єром. (Джерело: <https://ipro-pua.com/inv/pdf/umozx038-description.pdf>)

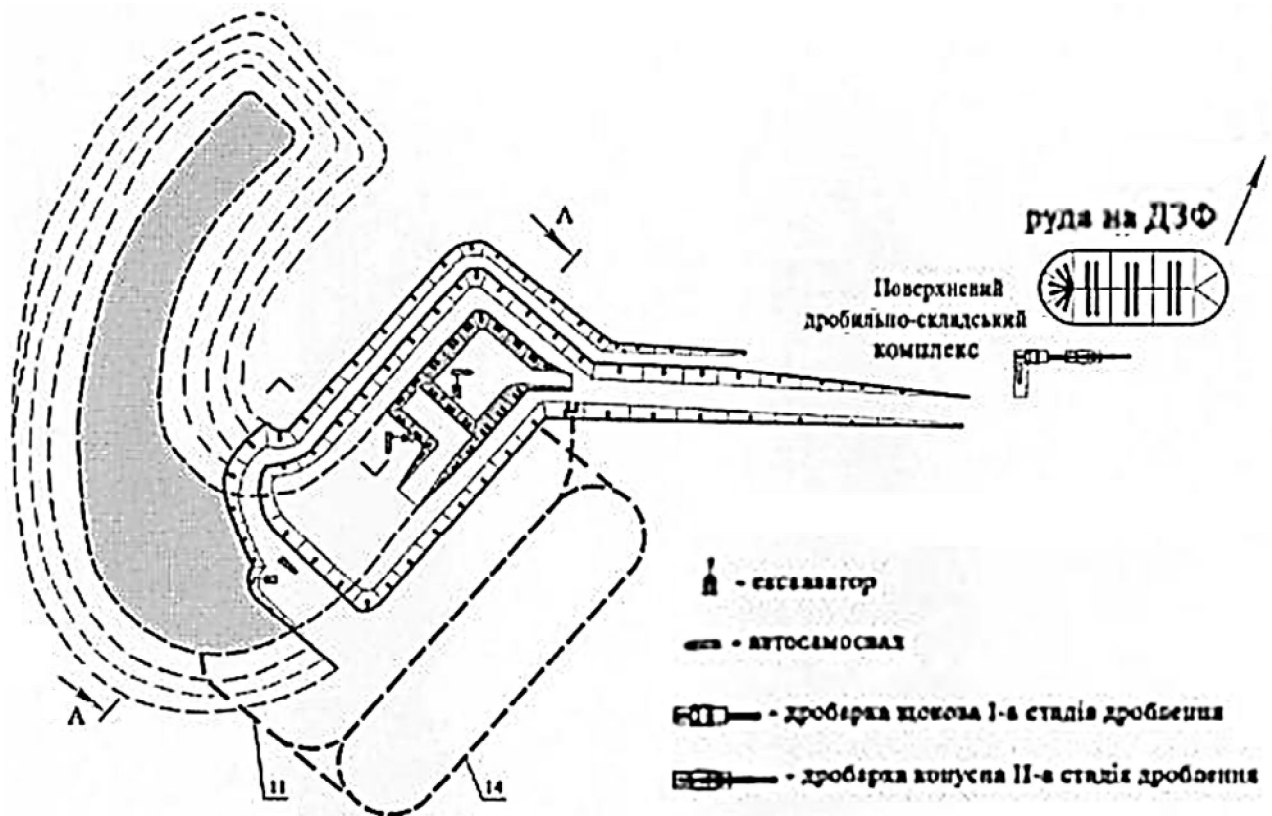


Рис. 2.11. План проміжного рудного тіла Васинівського родовища магнетитових руд у Запорізькій області. (Джерело: <https://iprop-ua.com/inv/pdf/umozh038-description.pdf>)

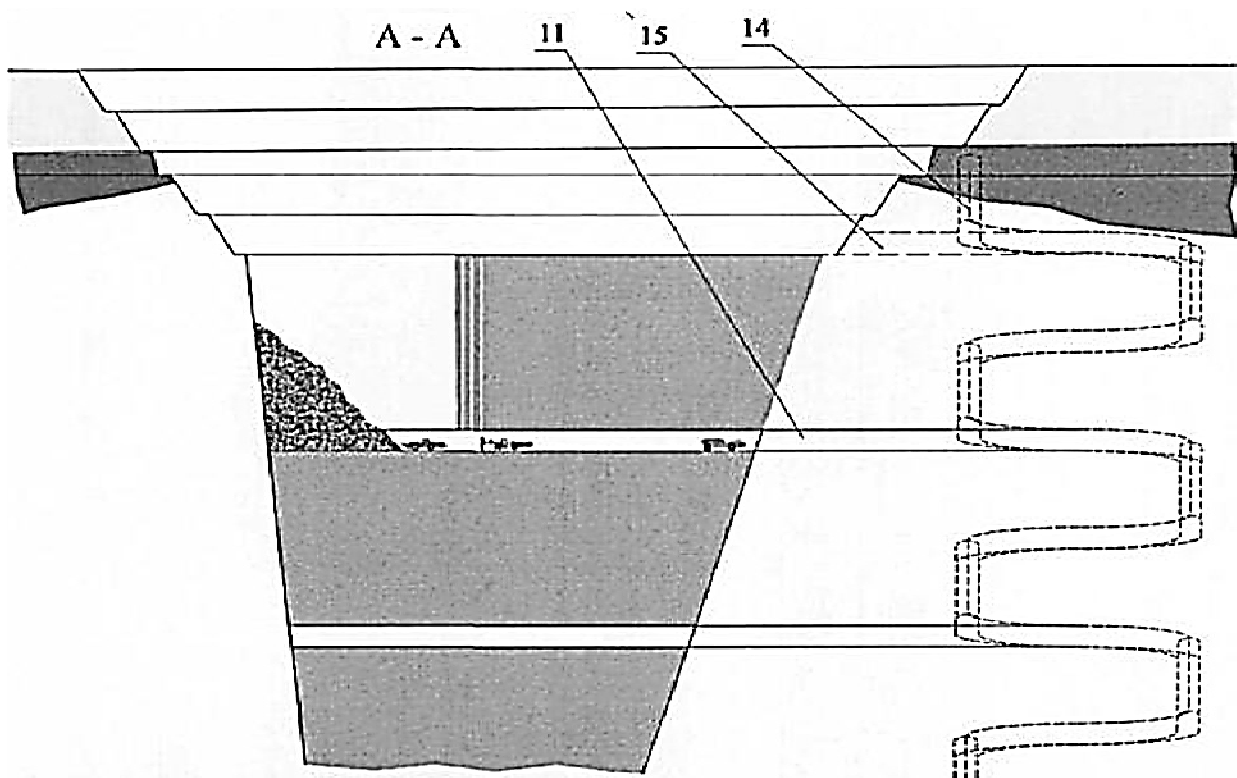


Рис. 2.12. Переріз проміжного рудного тіла Васинівського родовища магнетитових руду Запорізькій області. (Джерело: <https://iprop-ua.com/inv/pdf/umozh038-description.pdf>)

2.3. Приклад комп'ютерної оптимізації логістики відкритих розробок компанією SimWell

Гірничодобувна компанія TRUSTY COPPER-MINING поставила за мету оптимізувати навантаження екскаваторами та транспортування вантажівками на своїх ділянках. Виконавець – SimWell – мав вивчити взаємодію та поведінку вантажівок на перехрестях, надаючи пріоритет на основі кількох критеріїв. Швидка та гнучка імітаційна модель була найкращим способом швидкого аналізу кількох сценаріїв. SimWell створив імітаційну модель, здатну візуалізувати різні мережі гірничих доріг на основі вхідних даних, запускати моделювання менше, ніж за 30 секунд і фіксувати всі необхідні дані та ключові показники ефективності в журналах і на інформаційних панелях [41].

2.3.1. Головні завдання моделювання логістики відкритих розробок

Одним із головних завдань логістики відкритих гірничих робіт є забезпечення раціонального завантаження кар'єрних автосамоскидів. Це передбачає координацію процесу завантаження з виробничим процесом, щоб забезпечити завантаження оптимальної кількості гірничої маси у кожен вантажівку. Перевантаження або недовантаження може спричинити проблеми з безпекою або зниження продуктивності.

Ще одна проблема стосується транспортних маршрутів, які також необхідно оптимізувати, щоб мінімізувати час і відстань у дорозі. Для цього необхідно нанести на карту генплан кар'єру та розташування вантажів, що транспортуються. Оптимізація маршруту може допомогти зменшити витрати на паливо, мінімізувати знос вантажівок і зменшити вплив операцій на навколишнє середовище.

Далекоглядна гірничодобувна компанія TRUSTY COPPER-MINING прагне вирішити ці проблеми та підвищити ефективність роботи своїх транспортних парків, переглядаючи навантажувально-транспортні операції, що здійсню-

ються на кількох її рудниках (рис. 2.13). Для цього компанія звернулася до SimWell, яка визначила, що імітаційна модель буде найкращим інструментом для покращення щоденних операцій, які виконуються вантажівками та екскаваторами.



Рис. 2.13. Кар'єр замовника наукової розробки TRUSTY COPPER-MINING (Джерело: <https://www.simwell.io/fr/%C3%A9tudedecas-optimiser-la-logistique-dexploitation-de-mines-%C3%A0-ciel-ouvert>)

2.3.2. Розширюване рішення

Основною метою проекту було передбачити вплив наступних елементів:

1. Взаємодія вантажівок на дорогах і перехрестях (пріоритет, швидкість, безпечна дистанція).
2. Стратегії призначення вантажівок у системі вантажівка-екскаватор.
3. Плани технічного обслуговування вантажівок.
4. Розмір вантажного парку та кількість екскаваторів тощо.

Клієнт вимагав, щоб модель була придатна для використання на кількох рудниках із можливістю додавати нові в майбутньому. Для цього була створена

імітаційна модель таким чином, що креслення мережі кар'єрних доріг і цікавих точок з'єднання здійснювалося автоматично на основі файлу даних, доданого клієнтом. Останній, таким чином, має можливість адаптувати та використовувати модель для необмеженої кількості сайтів для майнінгу.

У самій імітаційній моделі було створено два загальні цикли вантажівки, щоб імітувати рух вантажівки в кар'єрі (рис. 2.14):

1. Основний цикл завантаження/транспортування, під час якого видобуті матеріали завантажуються на вантажівку екскаватором, а потім відправляються до місця розвантаження залежно від типу матеріалу.

2. Вторинний цикл, робочий цикл вантажівки, відбувається (за необхідності) після того, як вантажівка завершила розвантаження, і включає такі дії, як заправка, технічне обслуговування, ремонт, перерви та заміна. Після завершення робочого циклу вантажівка повертається до основного циклу завантаження та розвантаження.

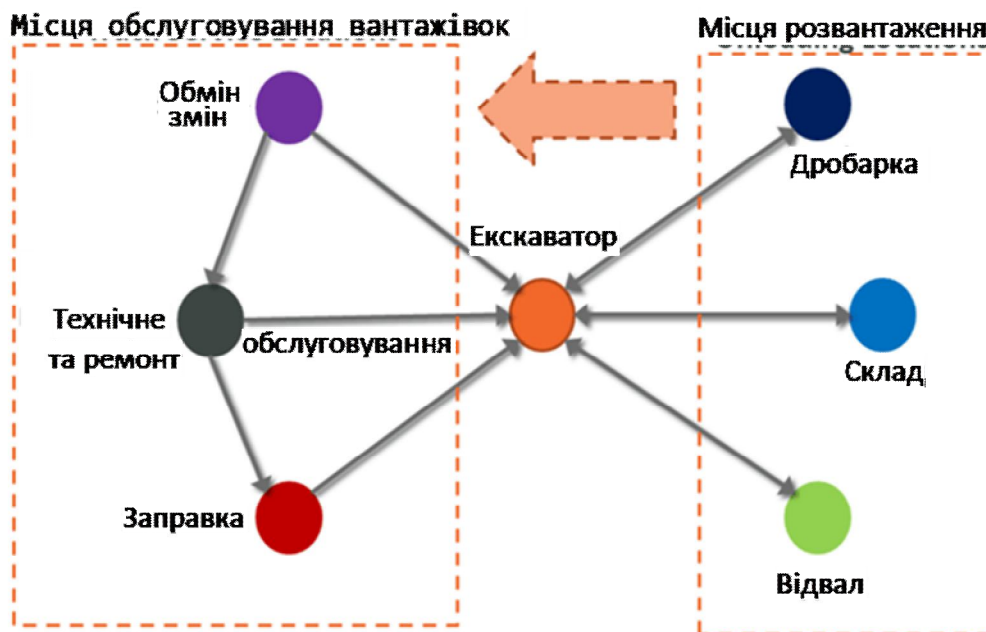


Рис. 2.14. Тип імітаційної моделі з двома загальними циклами руху в кар'єрі (Джерело: <https://www.simwell.io/fr/%C3%A9tudedecas-optimiser-la-logistique-dexploitation-de-mines-%C3%A0-ciel-ouvert>)

Особливу увагу було надано перехрестям доріг і взаємодії між вантажівками, що дозволяє користувачеві змінювати логіку пріоритету вантажівки на перехрестях. Крім того, логічні обмеження були додані до

дорожньої мережі для швидкості та безпечної дистанції (між іншими) між вантажівками, як зазначено клієнтом.

Імітаційна модель збирає та представляє кілька ключових показників продуктивності, таких як:

Кількість матеріалів: збір, транспортування та доставка до кожного об'єкта відповідно до якості.

Відстань, пройдену кожною вантажівкою, і типи/кількість матеріалів, що транспортуються.

Час очікування вантажівок на лопатах, місцях розвантаження та перехрестях.

Запис кожної дати/часу, місця та типу циклу, виконаного кожною вантажівкою протягом моделювання.

Запис кожного типу/кількості матеріалу, який кожен екскаватор передав до кожної вантажівки.

Візуалізація результатів моделювання здійснюється у формі живої інформаційної панелі, де користувач може швидко отримати доступ до ключових показників ефективності, які він хоче бачити під час виконання моделі, а також шляхом збору всіх даних моделювання у вихідні файли, підключені до зовнішньої інформаційної панелі та аналітичних інструментів.

2.3.3. Результати

Переваги проекту включають покращену безпеку та продуктивність, зниження витрат на паливо, мінімізацію зносу вантажівок та зменшення впливу на навколишнє середовище. Імітаційна модель, створена SimWell, дозволяє клієнту налаштовувати різні сценарії для оптимізації ефективності парку вантажівок, тестувати програми технічного обслуговування та різні логіки пріоритетів і регулювати розмір парку вантажівок. Змінюючи файли вхідних даних і параметри, модель забезпечує репрезентативне візуальне представлення будь-якого кар'єру, дозволяючи клієнту оцінити й оптимізувати свої операції з

видобутку. Загалом розроблене рішення підвищує ефективність роботи й дозволяє клієнту приймати зважені рішення на основі опрацьованих даних.

2.4. Розробка родовищ комбінованим геомеханічно безпечним способом

2.4.1. Вплив геомеханічного чинника на розробку глибоких горизонтів

Зі зростанням глибин гірничих робіт майже експоненціально зростає вплив геомеханічного чинника на них. А в даній роботі досліджуються технологічні процеси саме за таких умов, у зв'язку з чим ми не могли залишити даний аспект без належного аналізу. Серед множини досліджень даної проблеми ми виділили, як найбільш відповідні до поставлених завдань, розробки вчених з РК, виконані під керівництвом професора Ігізбаєва К.Б. [42].

Розроблені й теоретично обґрунтовані авторами технології та інженерні рішення щодо прогнозування й упередження геомеханічних катастроф різного генезису, локалізованих в породних масивах, напружених гірничим тиском високого рівня, та в приконтурних зонах вироблених порожнин кар'єрних і шахтних полів, забезпечують можливість завчасного прогнозування геомеханічних ризиків й уникнення завдяки цьому катастрофічних зсувів, убезпечуючи тим самим відпрацювання родовищ корисних копалин відкритим, підземним або комбінованим способами.

Рівень розроблених рішень впевнено свідчить, що розробка покладів корисних копалин відповідатиме основним вимогам чинних нормативно-правових актів, задачам видобутку цільової сировини, тобто – створенню максимально можливого рівня безпеки гірничих робіт, із забезпеченням максимально можливої повноти виїмки корисних копалин.

Упровадження даних технологій з відпрацюванням родовища до граничних нижніх горизонтів глибокими кар'єрами та подальшою розробкою залишених у бортах і по глибині кар'єру нижче критичного рівня корисних копалин підземним способом, дозволить скоротити проектні втрати сировини, відповід-

но, до 20-25% і до 10,0-15,0% від загального обсягу розвіданих балансових запасів. При цьому експлуатаційні втрати будуть виключені, шляхом упровадження розглянутих технологій.

2.4.2. Технології на основі прогнозування та превенції геомеханічних катастроф в межах кар'єрних і шахтних полів

Нижче наведено схематично основні технічні рішення щодо варіантів можливої реалізації розглянутої й конструктивно вивіреної та теоретично обґрунтованої технології (рис. 2.15-2.18).

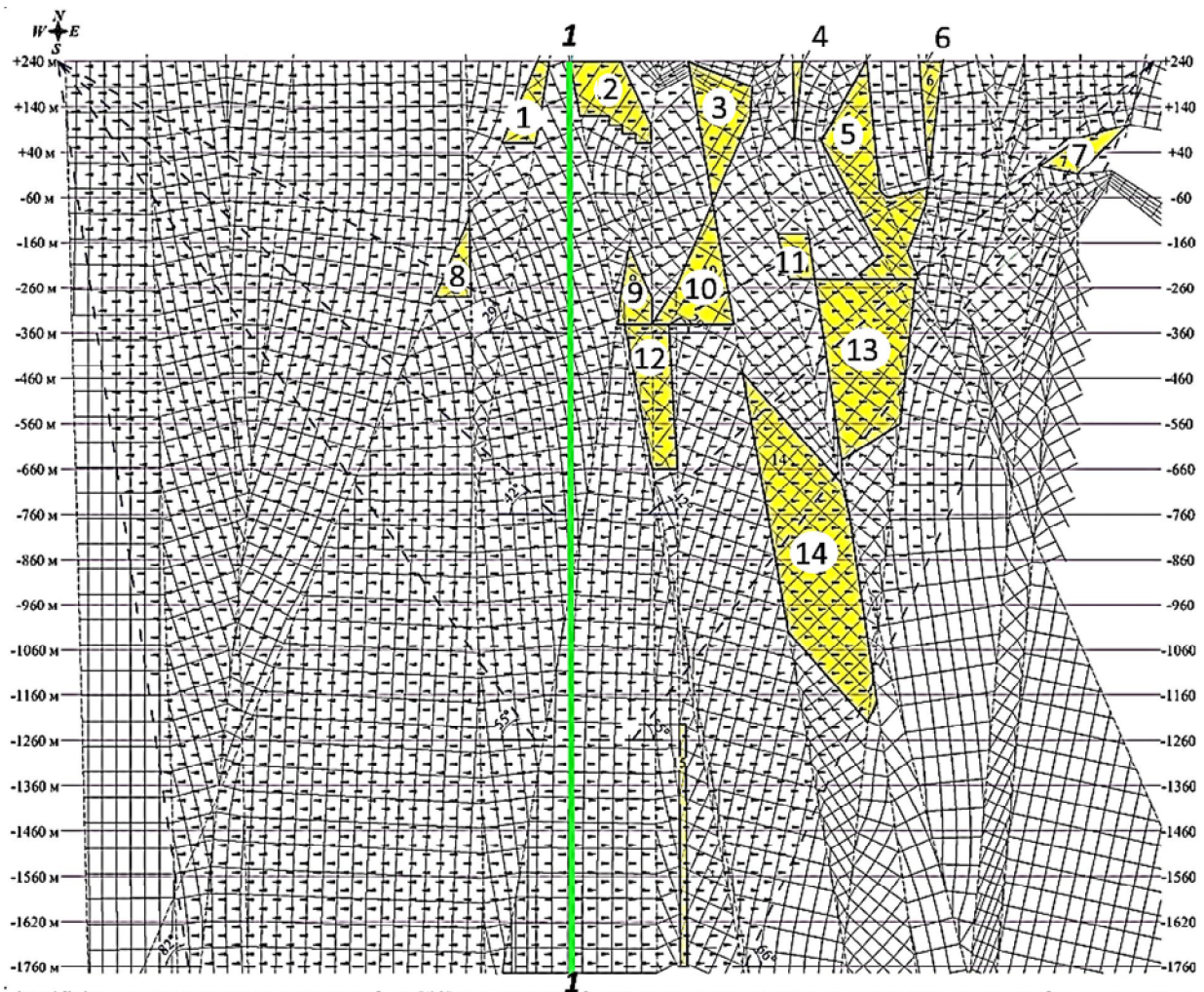


Рис. 2.15. Просторова дислокація зон потенційних обрушень (1-14) у разі розробки кар'єру за типовим проектом з віссю зниження гірничих робіт по зеленій лінії 1-1, та розвитком їх фронтів робіт на захід і схід, з кутами укосів бортів, відповідно $\alpha_3=29^\circ$, $\alpha_C=55^\circ$ (середнє $\alpha_{У.Б.}=42^\circ$), неробочого $\alpha_H=82^\circ$, робочого $\alpha_P=66^\circ$

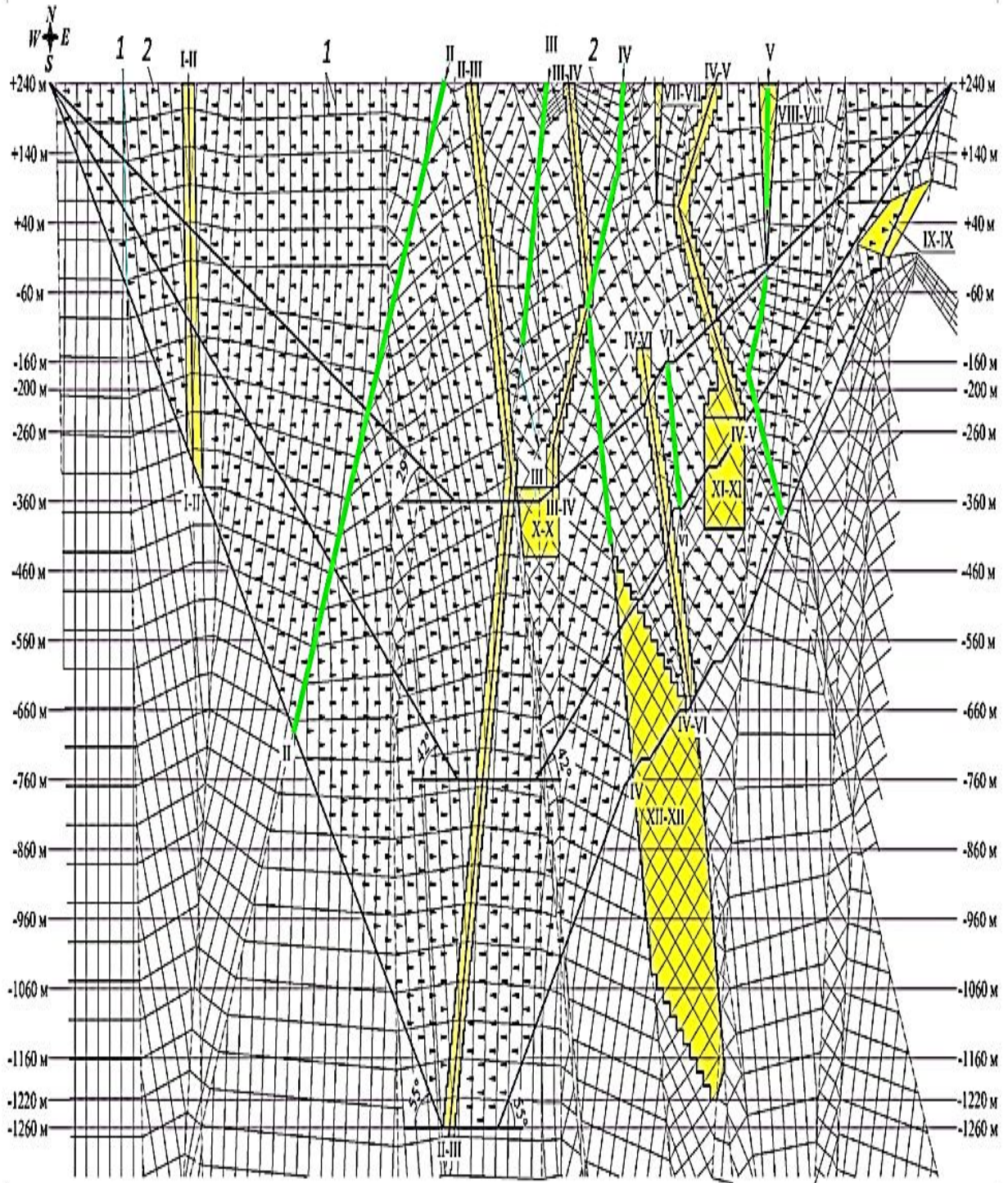


Рис. 2.16. Технічні заходи запобігання геомеханічних катастроф з розрахунковими значеннями кутів укосів західного та східного бортів кар'єру: $\alpha_3=29^\circ$, $\alpha_C=55^\circ$ (середнє $\alpha_{У.Б.}=42^\circ$). 1 – лінії ковзань; 2 – напрями розвитку фронтів гірничих робіт; зеленим (I-I, ..., VI-VI) – осі понижень гірничих робіт, відповідно, на ділянках I, ..., VI; (I-II), ..., XII-XII – штучні зони керованих потенційних обвалів

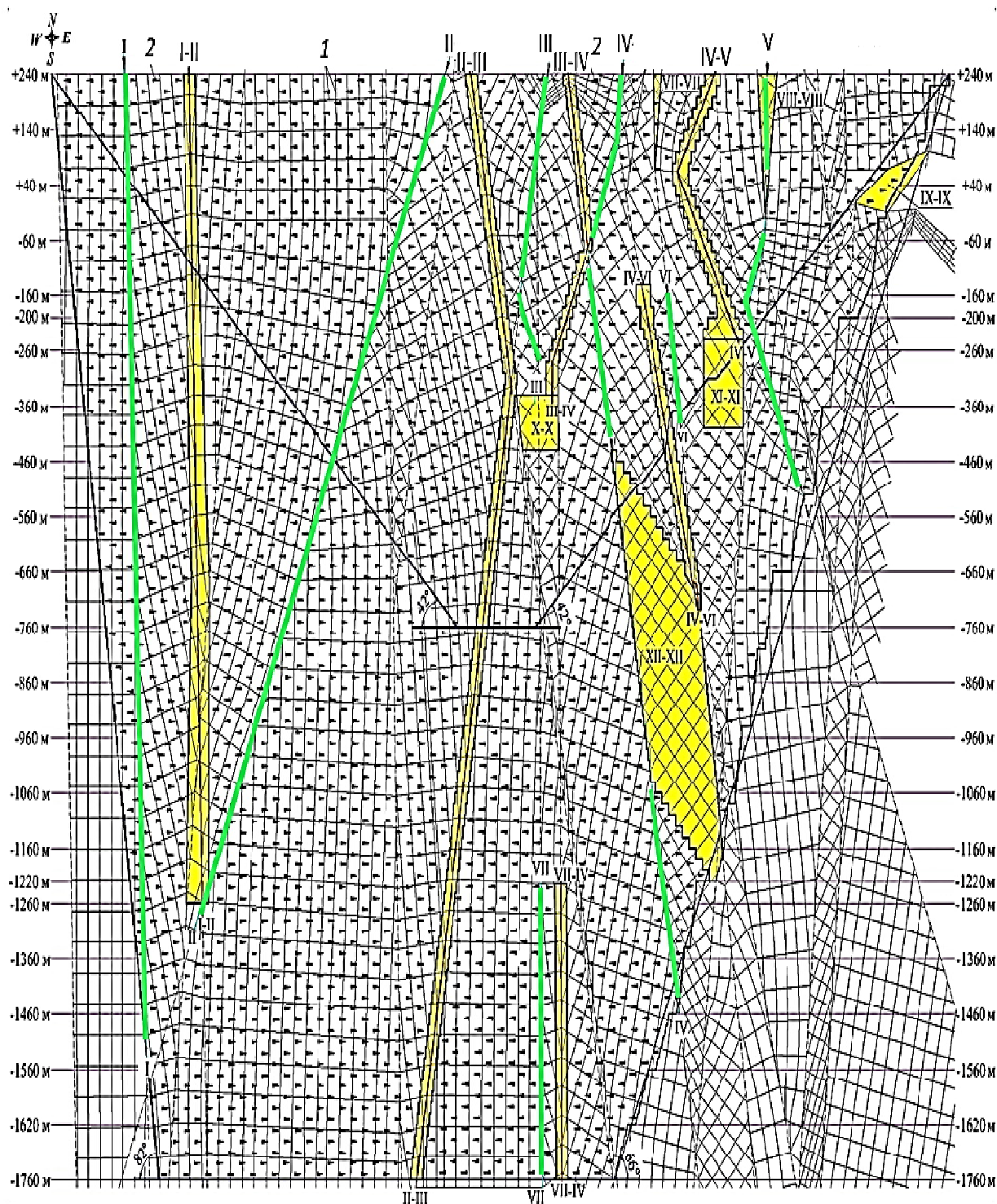


Рис. 2.17. Пропоновані технічні заходи виключення геомеханічних катастроф у глибокому кар'єрі, з розрахунковими значеннями кутів укосів його бортів: $\alpha_H=82^\circ$, $\alpha_P=66^\circ$; 1 – лінії ковзань; 2 – напрями розвитку фронтів гірничих робіт; I-I, ..., VI-VI – осі понижень гірничих робіт на ділянках: I, ..., VI; (I-II)-(I-II), ..., XII-XII – штучні, керовані зони потенційних обвалів

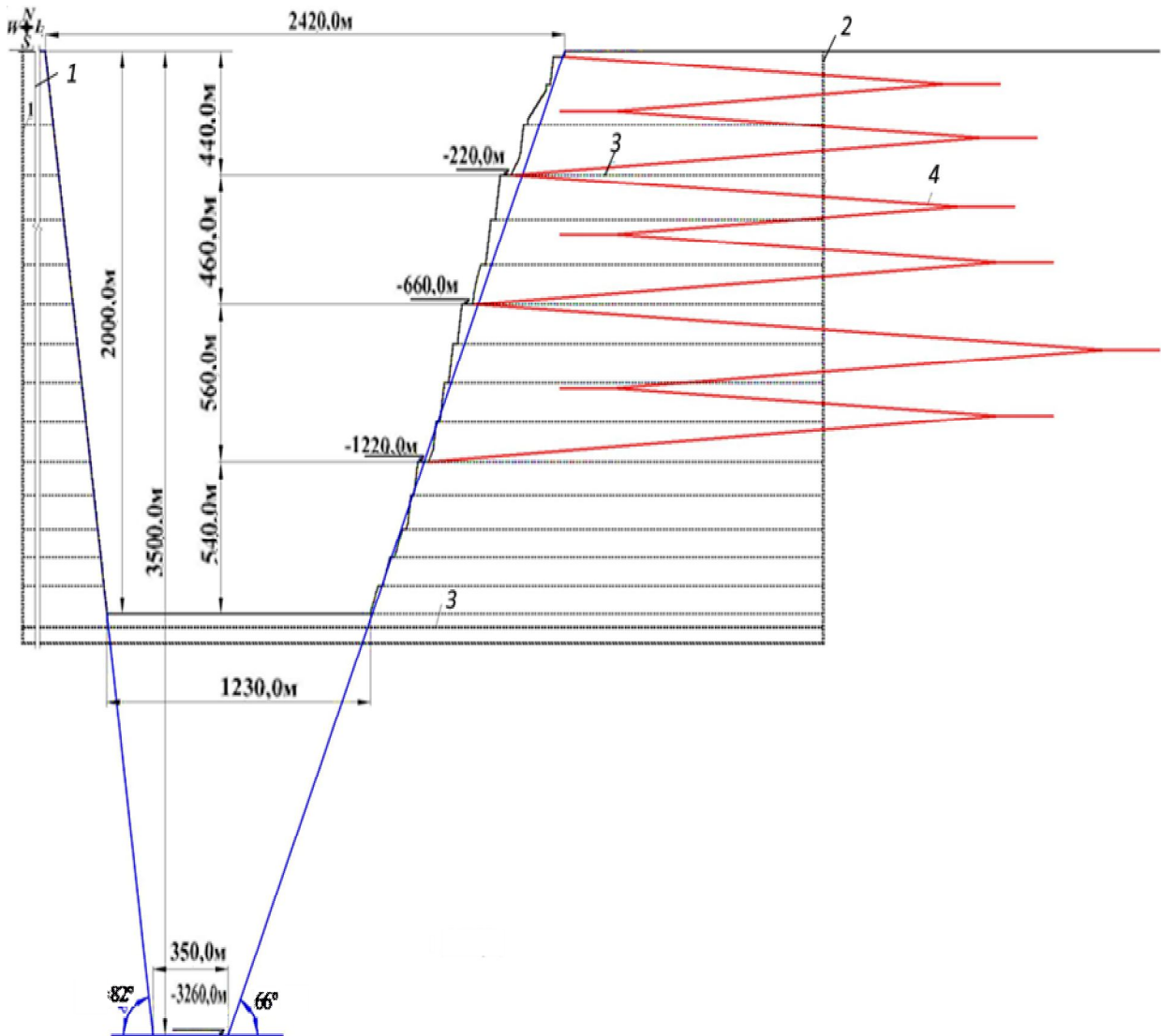


Рис. 2.18. Розробка рудного родовища кар'єром, глибиною 2 000 м комбінованим підземно-відкритим способом з розкриттям глибоких горизонтів тунелями: 1, 2 – західний та східний стволи; 3 – горизонтальні гірничі виробки. 4 – транспортні тунелі

Об'єктами реалізації розглянутої технології передбачаються насамперед родовища корисних копалин, що мають значний обсяг розвіданих балансових запасів корисних копалин, які залишилися за межами проектних контурів та підлягають очисній виїмці, і на яких списані (або ж на стадії проектування списуються) значні обсяги корисних копалин у проектні й експлуатаційні втрати, з огляду на неможливість вилучення їх, заснованих на сучасних концепціях розрахунків (проектах) систем відкритої та підземної розробок, але які представляють економічний інтерес для їх подальшої експлуатації.

Висновки за розділом 2

Наразі існує багато варіацій комбінованої відкрито-підземної розробки родовищ, але способи, у яких поклад нижче граничного горизонту розкривається штольнями, з нашої точки зору, має більше переваг, які полягають в можливостях безпосередньої взаємодії підземного та кар'єрного технологічних комплексів та ситуаційного використання в кар'єрі шахтних транспортних засобів.

На сучасних шахтах закордонних рудників ефективно використовується технологічний пневмоколісний транспорт, що спрощує відпрацювання перехідної товщі між кар'єром та шахтою шляхом виведення головної шахтної транспортної виробки – штольні в простір кар'єру, що також дає змогу вилучити не досяжні без того законтурні запаси сировини (які не входять ні в кар'єрне, ні в шахтне поля) завдяки високій мобільності та достатній для цього продуктивності підземних автосамоскидів та навантажувально-доставочних машин.

Імітаційна модель, створена SimWell, дозволяє оперативно налаштовувати різні сценарії для оптимізації ефективності парку вантажівок, тестувати програми технічного обслуговування та різні логіки пріоритетів і регулювати розмір парку вантажівок. Змінюючи файли вхідних даних і параметри, модель забезпечує репрезентативне візуальне представлення будь-якого кар'єру, дозволяючи клієнту оцінити й оптимізувати свої операції з видобутку.

Упровадження технологій з відпрацюванням родовища до граничних нижніх горизонтів глибокими кар'єрами та подальшою розробкою залишеної у бортах і по глибині кар'єру нижче критичного рівня сировини підземним способом, дозволяє скоротити її проектні втрати до 10,0-15,0% від загального обсягу розвіданих балансових запасів.

Розділ 3

АНАЛІЗ НАУКОВОГО ОБГРУНТУВАННЯ РОЗРАХУНКІВ ПРОДУКТИВНОСТІ ВИЙМАЛЬНО-ТРАНСПОРТНОГО КОМПЛЕКСУ НА ПЕРІОД СУМІЩЕННЯ ПІДЗЕМНИХ І ВІДКРИТИХ РОБІТ У ПРОСТОРИ КАР'ЄРУ

3.1. Передумови та чинники розрахунку продуктивності шахтного самоскида на період суміщення підземних і відкритих гірничих робіт

У будь-якій гірничодобувній діяльності продуктивність транспортного засобу є ключовим елементом для функціонування рудника, і, отже, транспорт — це операція, яку необхідно оптимізувати обов'язково з метою максимізації виробництва.

Але буває так, що з різних причин продуктивність транспортних засобів стає дуже низькою порівняно з запланованим рівнем.

Ще більше ситуація ускладнюється, коли рудник, який працює глибоким кар'єром, наближається до зони переходу на підземну розробку і зіштовхується з ситуацією перехідного етапу – комбінованої відкрито-підземної розробки покладів. А наближення до таких глибин кар'єрів України й особливо Кривбасу є типовим для більшості його гірничо-збагачувальних комбінатів.

За умов переходу на комбіновану розробку родовища зазвичай у простір кар'єру виводяться гірничі виробки розкриву лежачого нижче підземного рудника і, принаймні до устрою конвеєрних трактів в них, видача гірничої маси з шахти на нижні концентраційні горизонти кар'єру здійснюється одночасно засобами і кар'єрного, і шахтного транспорту, що надзвичайно ускладнює організацію функціонування та транспортну роботу рудника і змушує вводити в інженерні розрахунки – зовсім нетипового для відкритих розробок – визначення параметричних показників підземного рухомого складу, що й розглядається в даному підрозділі.

3.1.1. Загальний огляд особливостей суміщення видів транспорту

Під час аналізу проблем шахтного транспорту ми помітили, що доставочні машини часто виявляють значно нижчу продуктивність порівняно з тією, яку б мали забезпечувати за умов, близьких до типових збурень в роботі, зумовлених факторами переходу на відкрито-підземну розробку. Саме це і стало основною причиною, яка підштовхнула до побіжного дослідження існуючих методів розрахунку продуктивності шахтної транспортної машини (на базі самоскида SANDVIK TH-551 і Kamoto) з метою спрощення її адаптації до суміщених робіт в кар'єрі.

Щоб досягти цього, ми мали розглянути питання про те, які фактори і як впливають на продуктивність даного транспортного засобу за різних умов його експлуатації.

Гірнична справа значно розширилася протягом минулого століття, використовуючи крупні засоби виробництва, такі, як: екскаватори, навантажувачі, автосамоскиди, скіпи та багато інших. Усі ці машини повинні бути добре керованими, щоб працювати прибутково за оптимальних витрат, тому відповідно до теми нашої роботи, дослідження зосередилося на самоскиді SANDVIK TH551 і з метою визначення його продуктивності щодо мінімізації витрат та параметрів, які впливають на зниження його продуктивності.

Вибір транспортного засобу залежить від наступних основних факторів:

- спосіб розробки;
- транспортна відстань;
- тип завантажувального засобу;
- характеристики гірничої маси, що транспортується.

Транспортування самоскидами залишається найпоширенішим за сучасної підземної та відкритої розробок корисних копалин. Вони повинні бути дуже міцними та гнучкими, щоб мати можливість піднятися на значний ухил.

Класифікуються рудничні самоскиди за кількома ознаками, а саме:

Залежно від призначення:

- шахтний самоскид;
- самоскид для відкритих розробок.

Залежно від типу привода:

- самоскид механічної трансмісії;
- самоскид з електропередачею.

Залежно від конструкції шасі:

- самоскид з шарнірно-зчленованим шасі;
- самоскид з жорстким каркасом.

А) Самоскиди з жорстким каркасом.

Ці самоскиди використовуються здебільшого в шахтах, вони мають 4 або 6 коліс з ведучим переднім мостом. Їх корисна вантажопідйомність дуже різна, коливається від 25 до 150 тон.

Загальноприйнятій ухил для підйому з вантажем становить 8% з максимумом від 10 до 12% протягом дуже коротких періодів.

Ці показники тісно залежать від якості шляхів руху, ухилів, кривих, ширини, стану технічного обслуговування та розташування точок розвантаження. Їх особливо рекомендують:

- у шахтах і кар'єрах;
- при транспортуванні кам'янистих або абразивних матеріалів;
- на відкритих будівельних майданчиках, коли колії не облаштовані;
- для руху по коліях з високим опором коченню, більше 5%;
- на довгі транспортні відстані понад 500 м, ці жорсткі самоскиди є

дуже універсальними та добре адаптуються до всіх типів матеріалів. Ці кузова, які можна легко зміцнити, особливо добре підходять для транспортування кускуватих матеріалів.

Б) Самоскид з шарнірно-зчленованим шасі

Через рульові циліндри подвійної дії з'єднуються два сегменти шасі. Така машина (самоскид) повинна мати наступні характеристики:

Маневреність, що означає:

- малий радіус повороту;

- гасити коливання під час руху;
- поглинати інерційні навантаження від гальмування та штовхання.

Критерії вибору самоскида

Вибір транспортного обладнання залежить від наступних ключових факторів:

- тоннаж вантажів;
- норма виробітку;
- транспортні відстані;
- бічні розширення автошляхів.

Для транспортування гірничої маси на більшості сучасних шахт використовуються самоскиди SANDVIK моделі TH551i.

3.1.2. Характеристики самоскиду SANDVIK моделі TH551i

Самоскиди SANDVIK TH551i – транспортні засоби для шахт. Це високопродуктивна інтелектуальна підземна вантажівка вагою 51 тон, що належить до сімейства SANDVIK.

Вантажівка SANDVIK TH551i пропонує підвищену продуктивність і ефективний процес переміщення гірничої маси. Низька вага, вантажопідйомність 51 тона та висока швидкість призначені для підвищення продуктивності.

Вантажівка, розроблена з урахуванням безпеки оператора та технічного обслуговування, оснащена сучасною кабіною, що забезпечує належну ергономіку оператора і численні цифрові рішення для легкого обслуговування та усунення несправностей.

На більшості шахт такий транспорт спрямований на звільнення забоїв виробок і транспортування підірваної гірничої маси до місця вивантаження (GRIZZLY), а також забезпечення транспортування пустої породи до механічно засипаних камер.



Рис. 3.1. Самоскид SANDVIK TH551i (Джерело: https://www.memoireonline.com/06/24/14603/m_Calcul-de-la-productivite-dun-engin-de-transport-dans-la-mine-souterraine-Cas-de-la-benne-Sandv1.html)

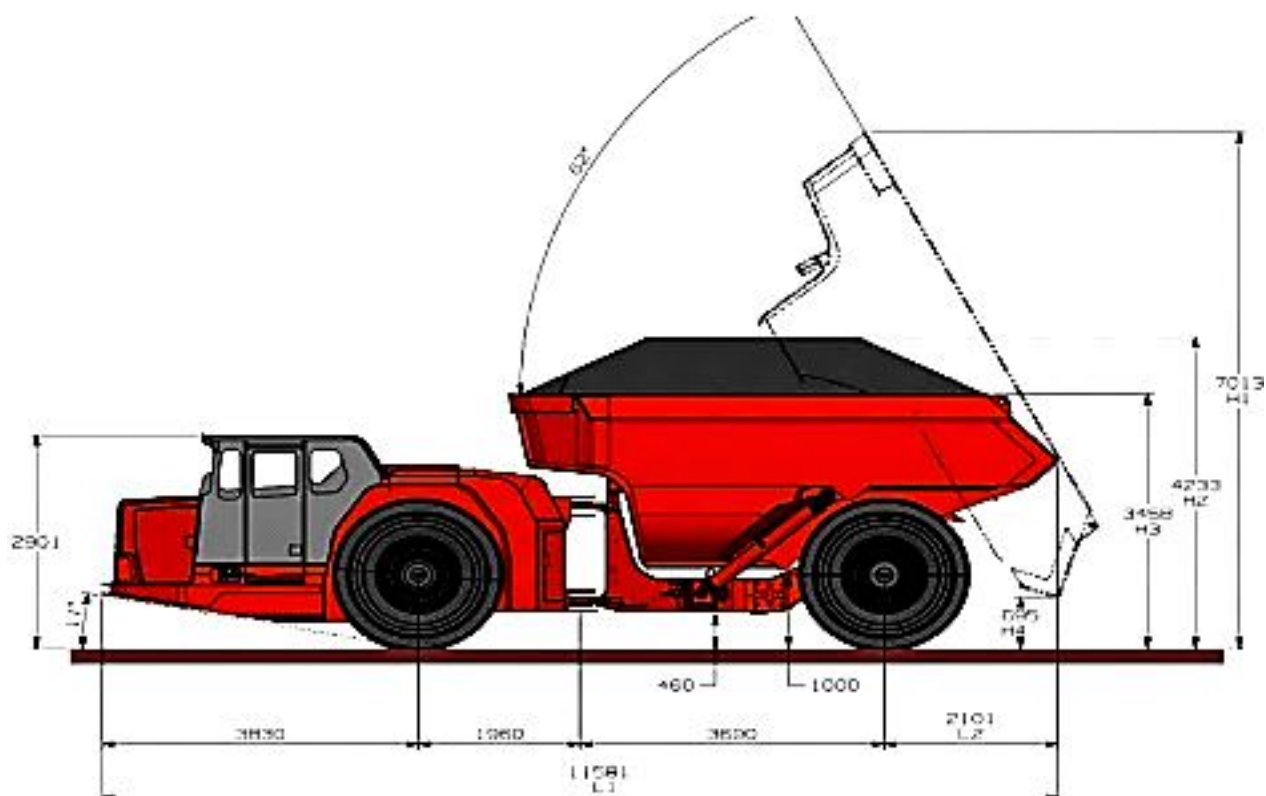


Рис. 3.2. Розміри самоскиду SANDVIK TH551i (Джерело: https://www.memoireonline.com/06/24/14603/m_Calcul-de-la-productivite-dun-engin-de-transport-dans-la-mine-souterraine-Cas-de-la-benne-Sandv1.html)

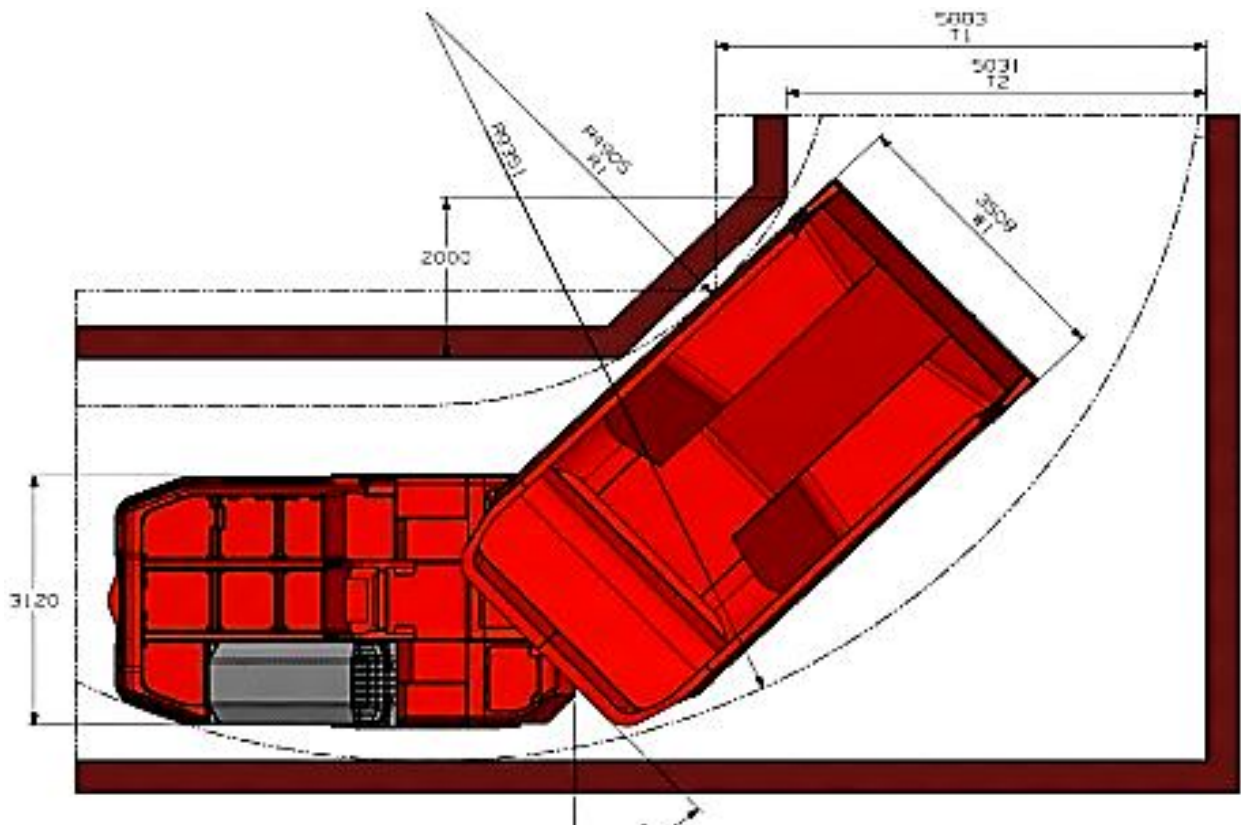


Рис. 3.3. Самоскид SANDVIK TH551i та параметри кривизни галереї (Джерело: https://www.memoireonline.com/06/24/14603/m_Calcul-de-la-productivite-dun-engin-de-transport-dans-la-mine-souterraine-Cas-de-la-benne-Sandv1.html)

Таблица 3.1

Технічна характеристика самоскида SANDVIK TH551i

Технічні дані	Значення	Одиниці виміру
Марка, SANDVIK	-	-
Тип TH551i	-	-
Розміри (Д-Ш-В)	11,5-3,2-3,2	м
Діапазон самоскидів	24 – 30	м ³
Продуктивність	51	Тон метричних
Об'єм (standard)	28	м ³
Маса (оперативна)	4687	Кг
Потужність двигуна	515	KW
Швидкість з вантажем	33,4	км/год.
Швидкість max	35,8	км/год.



Рис. 3.4. Самоскид SANDVIK TH551i завантажений

3.1.2. Дослідження часу циклу транспортного засобу

Тривалість циклу транспортного засобу зазвичай відповідає часу, який реєструється між часом відправлення від навантажувача після завантаження та часом повернення порожнього самоскида, включаючи час завантаження.

Тривалість циклу — це час, потрібний машині для відновлення тієї самої операції. Він задається виразом:

$$T_{ci} = T_v + T_f$$

де

T_{ci} – тривалість циклу;

T_v – змінний час;

T_f – фіксований час.

Або

$$T_v = T_a + T_r$$

І

$$T_f = T_{mc} + T_c + T_{md} + T_d + T_{ac}$$

Тоді вираз часу циклу стає таким:

$$T_{or} = T_a + T_r + T_{mc} + T_c + T_{md} + T_d + T_{ac}$$

де:

Ta – час перевезення (завантажений проїзд);

Tr – час повернення (порожній пробіг);

$Trac$ – час маневрування навантажувачем;

Tc – час завантаження;

Tmd – час маневру розвантаження;

Td – час розвантаження;

Tac – час очікування на навантажувачі.

Час очікування, затримки та ефективність оператора – усі цикли впливу. За рахунок мінімізації часу циклу продуктивність може значно підвищитися.

Коефіцієнт заповнення може змінюватися, залежно від різниці розмірів часток матеріалів, які транспортуються, тому рубка відіграє важливу роль у хорошому заповненні кузова і, отже, – продуктивності самоскида.

Класифікація часу.

Все починається з базового періоду, який представляє: зміну, день, тиждень, місяць або рік тощо. Його можна розбити на наступні різні класи годин (за Kamulete, 2012):

1. Теоретичні або можливі години (HP)

Вони представляють загальну можливу кількість годин за певний період:

- одна зміна = 8 годин;
- один день = 24 години;
- один місяць = 30 днів = 720 годин (або $8760/12 = 730$ годин);
- один рік = 365 днів = 8760 годин...

2) Години діяльності представляють усі години, протягом яких служби експлуатації та технічного обслуговування активні, незалежно від розглянутого базового періоду. Ці години поділяються на два класи годин:

- години доступності (hmd);
- години технічного обслуговування (hm).

Години доступності (HMD) – це години, протягом яких машини надаються в експлуатацію. Іншими словами, загальна кількість годин, гарантована від-

ділом операційного обслуговування для виконання запланованого. Ці години поділяються на два класи годин:

- години фактичного або ефективного використання (*hue*);
- непродуктивні години (*himpr*).

$$HMD = HUE + HIMPR$$

Години фактичного або ефективного використання (HUE) – це години, фактично відпрацьовані машинами, призначеними для операції.

Непродуктивні години (HIMPR) – це години, протягом яких машини, надані для операції, не працюють на виробництві.

Сюди входять, наприклад, години роботи:

- зміна позиції;
- очікування;
- видобуток корисних копалин;
- переміщення техніки з одного майданчика на інший;
- заправка;
- відвідування підрозділу технічного обслуговування;
- відсутність електроенергії;
- інші різні зупинки, незалежно від стану машини.

3) Години технічного обслуговування (HM) – це години, протягом яких машини є доступними для технічного обслуговування. Це години, які відповідають періодам технічного обслуговування, ремонту, оновлення або затримки через постачання запасних частин.

4) Години бездіяльності (Hinact). Вони представляють години, протягом яких машини не знаходяться під прямою відповідальністю ні за експлуатацію, ні за технічне обслуговування. У цьому класі годин ми розглядаємо резервні години, якими керує керівництво головного офісу на випадок надлишку парку обладнання. Резервні машини знаходяться на ремонті.

Коефіцієнт керування машиною.

Ми можемо визначити ці коефіцієнти, знаючи часову класифікацію. Цих коефіцієнтів 3, а саме:

- коефіцієнт доступності (C_{MD});
- коефіцієнт ефективного використання (C_{UE});
- абсолютний коефіцієнт використання (C_{UA}).

Коефіцієнт доступності (C_{MD}) – це співвідношення між годинами доступності та можливими годинами:

Показник доступності (T_{MD}) є добутком коефіцієнта доступності, помноженого на 100.

$$T_{MD} = C_{MD} \times 100 \text{ [%]}$$

Коефіцієнт ефективного використання (C_{UE}) — це співвідношення між годинами фактичного використання та годинами доступності:

Ставка коефіцієнта ефективного використання (T_{UE}) – це добуток ефективного коефіцієнта використання на 100.

$$T_{UE} = C_{UE} \times 100 \text{ [%]}$$

Абсолютний коефіцієнт використання (C_{UA}) є добутком коефіцієнта доступності та ефективного коефіцієнта використання.

$$C_{UA} = C_{MD} \times C_{UE}$$

Ставка коефіцієнта абсолютного використання (T_{UA}) – це добуток абсолютного коефіцієнта використання на 100.

$$T_{UA} = C_{UA} \times 100 \text{ [%]}$$

3.1.3. Концепція ефективності транспортного засобу

Загалом ефективність транспортної машини в кар'єрі — це обсяг вантажів, які машина переміщує за одиницю часу. Отже, ця ефективність залежить від часу, необхідного машині для переміщення вантажів і повернення до точки завантаження. Для транспортних засобів, таких як самоскиди, ми розрізняємо дві ефективності, а саме:

- теоретична або оптимальна продуктивність;
- практична або реальна продуктивність.

Теоретична ефективність транспортного засобу – це обсяг вантажів, які він переміщує за одиницю часу, яка є лише функцією тривалості його циклу.

Теоретична місткість кузова самоскида визначається проектувальником заводу-виробника, а коефіцієнт заповнення визначається в наступному підрозділі відповідно до різних тоннажів.

Практична або реальна продуктивність транспортної машини – це обсяг вантажів, яку машина переміщує за одиницю часу, якій присвоєно коефіцієнт, що є функцією годин фактичної роботи машини протягом чітко визначеного періоду.

Стандартна відстань – це фіктивна відстань, яку транспортний засіб (самоскид) проїхав би із середньою швидкістю поза рудником по горизонтальній площині за час, що дорівнює половині часу циклу на реальному колі. Його також можна визначити як вимірювання у кар'єрах або шахтах відстаней, пройдених самоскидами, шляхом контролю ефективності, як транспорту, так і екскаваторів; це може бути планування відстані для різних маршрутів рудника.

Поняття стандартної відстані виникло після певних труднощів щодо:

- оцінки продукції;
- порівняння двох різних місць;
- порівняння двох різних рудників;
- порівняння двох різних періодів.

Таким чином, звичайні засоби були необхідні для того, щоб:

- вміти стандартизувати транспорт на різних рудниках;
- мати можливість передбачити години, необхідні для вивозу заданого об'єму;
- краще планувати роботу, контролювати її та оцінювати.

Стандартна відстань D_{st} є важливою внутрішньою концепцією будь-якої компанії для планування засобів виробництва. Оскільки кар'єр Kamoto раніше належала GEKAMIN, для розрахунку стандартної відстані використовують формули, застосовані GEKAMIN.

Вони приблизно визначаються наступним чином:

Коли транспортна відстань менше 3 км.

$$D_{st} = Dh + 10Dv + K$$

Коли транспортна відстань перевищує 3 км.

$$Dst=Dh+11,6Dv+1,455Dr+0,35Df+K$$

де

Dst – стандартна відстань ($Kmst$);

Dh – відстань між точкою завантаження та точкою розвантаження (м);

Dv – різниця у висоті між точками завантаження та розвантаження (м);

Dr – горизонтальна відстань, яка по площадці не має перевищувати 200 м;

Df – горизонтальна відстань на дні, яка не може перевищувати 200 м;

K – Константа, що відповідає фіктивній відстані. Зазвичай це 500 м.

Продуктивність — це вимірюване співвідношення між виробленою кількістю та всіма факторами, задіяними для досягнення цієї кількості. Говорити про фактор, застосований для виробництва заданої кількості, означає вдатися до машин, а продуктивність цих машин зводиться до встановлення співвідношення між використовуваними для їх виробництва засобами, одиницею часу, робочою групою та запланованою кубатурою.

3.1.4. Частковий висновок

У цьому підрозділі ми обговорили дослідження транспорту рудника, вибір транспортних засобів; на одній із транспортних одиниць, що використовуються в підземній шахті Kamoto, опис, а також характеристики самоскида SANDVIK TH551i, тривалість циклу транспортної одиниці, різну ефективність, яку може мати транспортна машина, стандартну відстань, годинну продуктивність, а також інші параметри, які беруть участь у визначенні загальної продуктивності самоскида, та час циклу.

3.2. Технологічна оцінка самоскида SANDVIK TH551i

У цьому підрозділі представлено різні дані, зібрані з доступних джерел, які дозволяють розрахувати за допомогою статистичного аналізу головні парамет-

ри, що визначають рівень видобутку руд, а також продуктивності транспортної одиниці, що вводиться побіжно в кар'єрний простір як пояснюється в попередньому підрозділі.

Після цього можна оцінити різні технологічні й економічні наслідки, а потім виконати критичний аналіз, на основі якого зрештою дати пропозицію щодо доцільності й уможливлення даного нетрадиційного поки що заходу з метою підвищити ефективність роботи транспортних підрозділів у кар'єрі.

3.2.1. Алгоритмізація статистичних розрахунків

Враховуючи нормативні обмеження щодо обсягу магістерської роботи, не будемо наводити повний розрахунок параметричних показників, які достатньо презентативно подані в роботі [43].

Достатньо встановити середній час, наведений вище; визначити середні значення за допомогою статистичного аналізу.

Основні статистичні величини.

а) Кількість класів (K). Клас — це набір елементів ряду спостережень, визначений статистичним законом розподілу для охоплення всього ряду спостереження.

Даний закон розподіляє всі спостережувані елементи за числом класу (K), визначеним з урахуванням загальної кількості спостережень n та діапазону d . Діапазон — це різниця між найбільшим спостережуваним значенням у серії та найменшим спостережуваним значенням у тій же серії. Він заданий співвідношенням:

$$d = K_{\max} - K_{\min}$$

в якому: X_{\max} — максимальне значення; X_{\min} — мінімальне значення.

б) Амплітуда (a) представляє довжину класу.

в) Верхня межа (Ls) являє собою верхню межу останнього класу статистичного розподілу.

г) Нижня межа (Li) являє собою нижню межу першого класу статистичного розподілу.

д) Частота (f) за визначенням – це кількість статистичних спостережень, що відповідають даній події, даному класу.

Нехай x — значення спостережуваної змінної та послідовність рівних суміжних інтервалів розмірності h (h = крок класу). X_i з ($i=1, 2, 3, \dots$) – центральне значення кожного інтервалу в середині кожного класу. За цих умов значення X не можна визначити на одному з інтервалів, якщо не перевірено головне співвідношення.

е) Середнє арифметичне – це середнє значення всіх спостережуваних значень ряду, яке може бути середнім арифметичним, якщо розподіл – дискретний, або є зваженим середнім, коли розподіл – неперервний.

ж) Дисперсія та стандартне відхилення: дисперсія надає інформацію про операції та їх середні значення. Параметр дисперсії – це змінна, яка визначає рівень операції.

з) Стандартне відхилення: квадратний корінь із дисперсії. Воно виражається в тій самій одиниці, що й середнє.

Середнє арифметичне обов'язково включається в інтервал.

Часом циклу називають тривалість послідовної реалізації певної кількості, наприклад, видалення відбитої гірничої маси забою з точки завантаження до точки розвантаження.

Це – часовий проміжок між двома послідовними виконавчими навантаженнями.

В даному підрозділі ми здебільшого спиралися на метод польового часу, який є надійно апробованим в статистичних взагалі, в тому числі і в логістичних розрахунках.

Вигляд у плані маршруту (доріг) GRIZZLY до району ETANG подано на рис. 2.1.

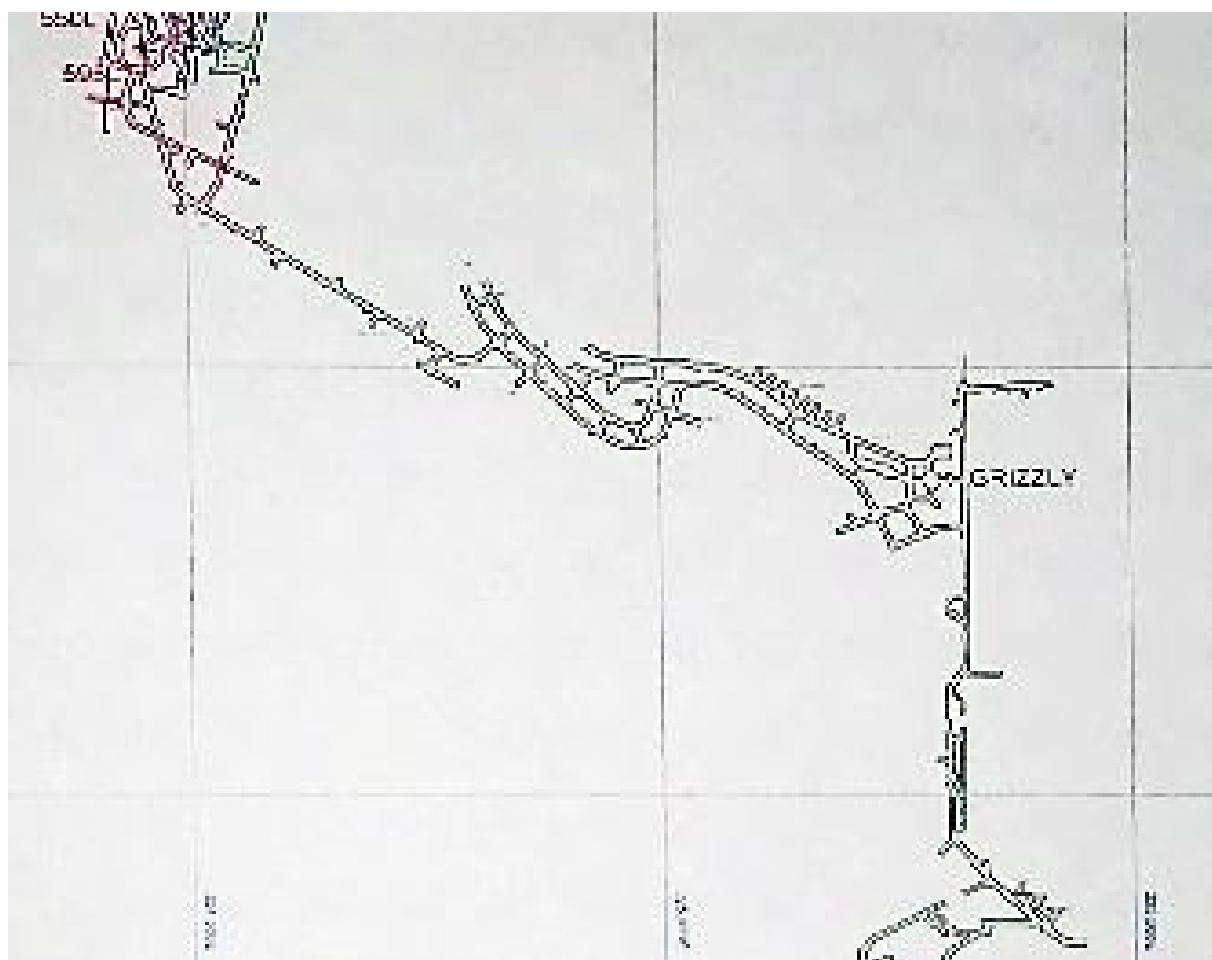


Рис. 3.5. Схема руху на маршруті GRIZZLI–ETANG (Джерело: [15])

3.2.2. Представлення даних

Таблиця 3.2

*Представлення тоннажу, що перевозиться на маршруті
GRIZZLY–ETANG*

№	Тоннаж руди (Т)	№	Тоннаж руди (Т)	№	Тоннаж руди (Т)
1	46,93	11	43,95	21	40,01
2	43,89	12	49,78	22	46,56
3	48,35	13	40,90	23	44,09
4	40,55	14	39,13	24	38,98
5	40,66	15	42,34	25	42,66
6	44,51	16	47,08	26	43,07
7	45,03	17	41,37	27	40,23
8	40,52	18	39,87	28	39,87
9	38,79	19	45,02	29	41,73
10	46,85	20	40,96	30	45,19

3.3. Параметричні розрахунки

3.3.1. Визначення коефіцієнтів наповнення та керування машиною

Визначення коефіцієнта наповнення (Kr)

Вважаємо, що X означає тоннаж, а N – кількість проб.

X_{\max} – найбільше значення X ; X_{\min} – найменше значення X .

Розрахунок середнього коефіцієнту наповнення виконувався, дотримуючись кроків методу LIORZOU [44].

$$X_{\max} = 49,78 \text{ тон і } X_{\min} = 38,79 \text{ тон.}$$

Визначення кількості класів (K), $K = 1+10$.

$\log N$, де $N=30$, $\log 30 = 5,92 \approx 6$ кл.

Розмір популяції (d),

$$d = X_{\max} - X_{\min};$$

$$d = 49,78 - 38,79 = 10,99;$$

Амплітуда (a),

$$a = 10,99 - 8,792 = 2,198.$$

Нижня межа (Li) і верхня межа (Ls)

$$Li = X_{\min} - a,$$

$$Li = 38,79 - 2,198 = 37,691,$$

$$Ls = X_{\max} + a,$$

$$Ls = 49,78 + 2,198 = 50,879.$$

Таблиця 3.3

Статистичний розрахунок коефіцієнта наповнення

№	Клас	X	K	f	X
1	37,691 - 39,889	38,790	5	6,59	0,17
2	39,889 - 42,087	40,988	9	12,30	0,30
3	42,087 - 44,285	43,186	6	8,64	0,20
4	44,285 - 46,483	45,384	4	5,90	0,13
5	46,483 - 48,681	47,582	5	8,09	0,17
6	48,681 - 50,879	49,780	1	1,49	0,03
Разом			30	43,01	1

Середня тоннажність в рудах становить 43,01 тони.

Коефіцієнт заповнення кузова Kr – фактично завантажений тоннаж;

Теоретичний тоннаж $h = 51$ тона.

$$Kr = 43,01/51 = 0,84.$$

Таким чином, коефіцієнт заповнення кузова: $Kr = 0,84$

Визначення коефіцієнтів керування машиною

Робочий час на руднику Kamoto (КСС) розподіляється наступним чином:

Одна зміна – 12 годин (7:00-19:00);

Відвідання відділу обслуговування – 30 хв.;

Обмін зміни – припинення діяльності за 2 години до і після зміни.

Таблиця 3.4

Категорії робочого часу рудника Kamoto

Час можливий (HP)	Час простою (HP)	Час діяльності (HA)	Час доступності (HMD)	Час технічного обслуговування (HM)	Час ефективного використання (HUE)	Непродуктивний час (HI)
24 год.	4 год.	20 год.	19 год.	1 год.	16 год.	3 год.

Коефіцієнт доступності (C_{MD}) – це співвідношення між годинами доступності та можливими годинами:

$$C_{MD} = 19 / 24 = 0,792.$$

Ставка коефіцієнту доступності (T_{MD}) – це добуток коефіцієнта доступності, помноженого на 100.

$$T_{MD} = C_{MD} \times 100 = 0,792 \times 100 = 79,2\%.$$

Ефективний коефіцієнт використання (C_{UE}) – це співвідношення між годинами фактичного використання та годинами доступності:

$$C_{UE} = 0,842.$$

Ставка коефіцієнта ефективного використання (T_{UE}): це добуток ефективного коефіцієнта використання, помноженого на 100.

$$T_{UE} = C_{UE} \times 100 = 0,842 \times 100 = 84,2\%.$$

Абсолютний коефіцієнт використання (C_{UA}) – це добуток коефіцієнта доступності та ефективного коефіцієнта використання.

$$C_{UA} = C_{MD} \times C_{UE} = 0,792 \times 0,842 = 0,667.$$

Ставка коефіцієнта абсолютного використання (T_{UA}) – це добуток між абсолютним коефіцієнтом використання, помноженим на 100.

$$T_{UA} = C_{UA} \times 100 = 0,667 \times 100 = 66,7\%$$

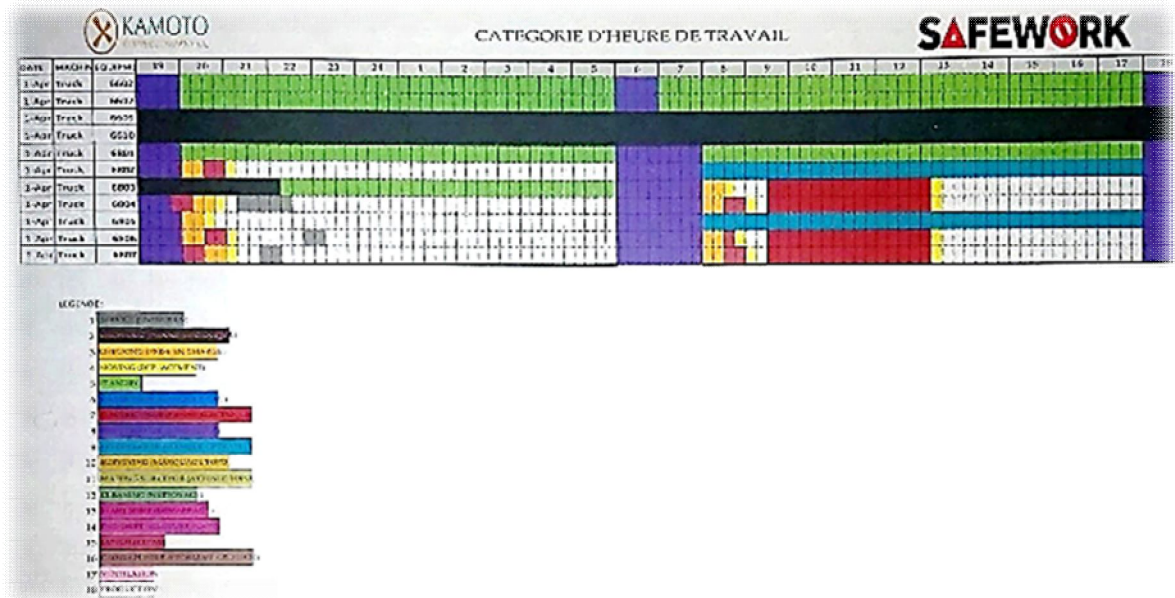


Рис. 3.6. Категорія годин, відпрацьованих транспортними засобами на руднику Kamoto (Джерело: BANZA KATONGOTONGO Jean-Luc [TFC/UNILI])

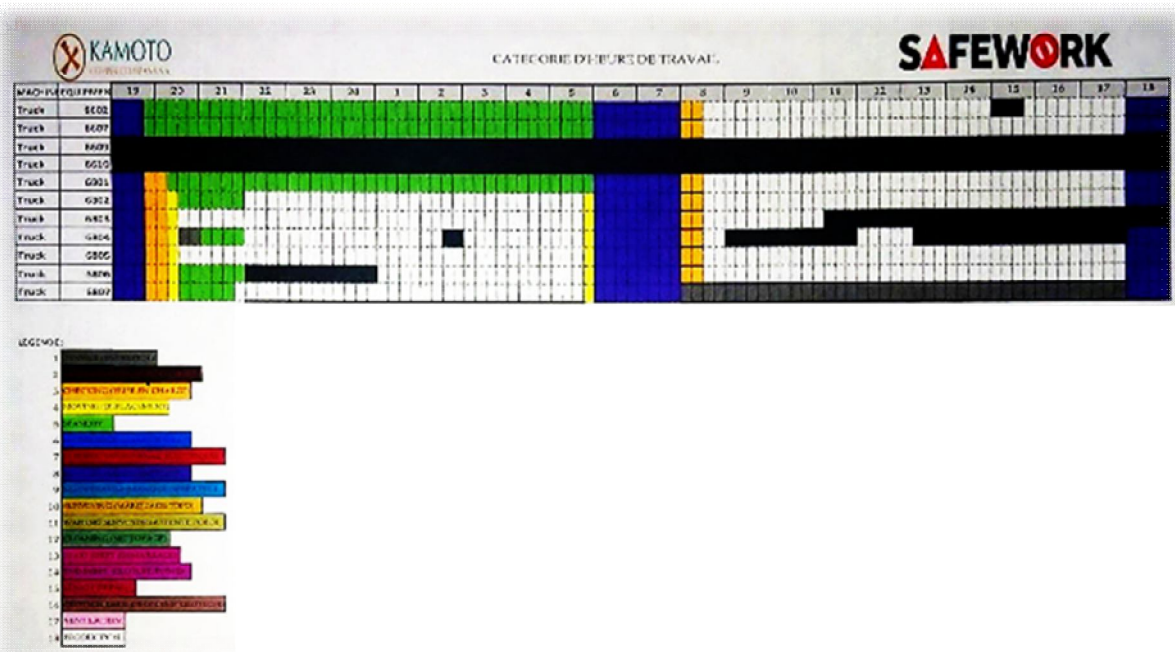


Рис. 3.7. Категорія робочого часу транспортних одиниць рудника Kamoto (Джерело: BANZA KATONGOTONGO Jean-Luc [TFC/UNILI])

3.3.2. Хронометраж циклу самоскида SANDVIK TH551i

Будучи практичним методом, хронометраж складається з проведення кількох вимірювань часу різних операцій, які виконує самоскид під час їх звичайного робочого циклу.

Для цієї роботи було використано програму «Гібридний секундомір і таймер» (Hybrid stopwatch and timer) операційної системи Android для вимірювання часу, поданого в секундах.

Таким чином, результати циклів самоскида SANDVIK TH551i, виконаних на руднику Камото, наведені в наступних таблицях.

Після аналізу хронометражу, проведеного на маршруті GRIZZLY–ETANG, і отриманих результатів, які наведено в таблиці нижче, було встановлено різні часи, які входять у формулу тривалості циклу самоскида SANDVIK TH551i на маршруті GRIZZLY–ETANG.

Таблиця 3.5

**Час циклу SANDVIK TH551i на маршруті
GRIZZLY–ETANG**

№	T_{mc}	T_c	T_a	T_{md}	T_d	T_r	T_{ac}	№	T_{mc}	T_c	T_a	T_{md}	T_d	T_r	T_{ac}
1	66	374	894	27	46	723	104	16	88	370	869	48	37	665	191
2	84	336	896	32	60	774	145	17	77	402	888	32	40	819	189
3	72	410	915	38	34	751	216	18	121	411	921	43	34	796	172
4	88	312	899	33	30	720	90	19	83	374	1061	39	30	753	220
5	67	367	1009	43	32	809	230	20	90	360	1112	50	31	687	258
6	71	382	844	28	43	686	273	21	115	389	906	46	36	691	306
7	78	296	829	47	30	662	259	22	100	358	899	37	41	744	145
8	63	367	845	33	48	701	193	23	106	415	861	39	29	760	196
9	102	431	912	37	42	733	110	24	109	390	809	32	35	823	159
10	92	328	924	51	39	697	212	25	79	320	871	29	43	672	222
11	72	301	891	40	38	725	196	26	86	412	879	33	38	759	287
12	98	294	914	28	35	801	68	27	93	325	797	41	32	723	325
13	106	381	840	45	29	678	142	28	96	300	925	37	46	685	253
14	111	400	953	41	33	737	199	29	69	326	961	52	37	869	126
15	91	362	857	38	37	709	233	30	84	428	824	39	39	702	180

Визначення середнього часу циклу

III.6.1. Розрахунок середнього часу маневрування навантажувача.

Визначення класів (K)

$$K = 1 + (10/3) \log N$$

де $N = 30$,

$$K = 1 + (10/3) \log 30 = 5,92 \approx 6 \text{ кл.}$$

Розмір популяції (d)

$$d = X_{\max} - X_{\min}$$

$$d = 121 - 63 = 58.$$

Амплітуда (a)

$$a = d/(K-1); a = 58/(6-1) = 11,6.$$

Нижня межа (Li) і верхня межа (Ls)

$$Li = X_{\min} - a/2 = 63 - 11,6/2 = 57,2.$$

$$Ls = X_{\max} + a/2 = 121 + 11,6/2 = 126,8.$$

Таблиця 3.6

**Статистичний розрахунок середнього часу маневрування
навантажувача**

№	Класи	X_i	K	F_i	$T_{м.н.}$	$X_i - X$	$(X_i - X)^2$	$F_i \times (X_i - X)^2$
1	57,2-68,8	63	3	0,1	6,3	- 25,52	651,27	65,13
2	68,8-80,4	74,6	7	0,23	17,16	-13,92	193,77	44,57
3	80,4-92	86,2	8	0,27	23,27	-2,34	5,48	1,48
4	92-103,6	97,8	6	0,2	19,56	9,28	86,12	17,22
5	103,6-115,2	109,4	5	0,17	18,60	20,88	435,97	74,11
6	115,2-126,8	121	1	0,03	3,63	32,48	1045,95	31,65
Разом			30	1	88,52			234,16

Середній час маневрування навантажувачем становить 88,52 секунди. Дисперсія $\delta = F_i \times (X_i - X)^2$.

$$+88,52 + 15,30 = 103,82$$

$$+88,52 - 15,30 = 73,22$$

Довірчий інтервал: $I = [73,22 - 103,82]$

Розрахунок середньої тривалості маневрування під час завантаження

Визначення класів (K)

$$K = 1 + 10/3 \cdot \log N, \text{ де } N = 30,$$

$$K = 1 + 10/3 \cdot \log 30 = 5,92 \approx 6 \text{ кл.}$$

Розмір популяції (d)

$$d = X_{\max} - X_{\min}$$

$$d = 431 - 294 = 137.$$

Амплітуда (a)

$$a = d/(K-1),$$

$$a = 137/(6-1) = 27,4.$$

Нижня межа (Li) і верхня межа (Ls)

$$Li = X_{\min} - a/2 = 294 - 27,4/2 = 280,3.$$

$$Ls = X_{\max} + a/2 = 431 + 27,4/2 = 444,7.$$

Таблиця 3.7

**Статистичний розрахунок середньої тривалості маневрування
під час завантаження**

№	Класи	X_i	K	F_i	$T_{м.з.}$	$X_i - X$	$(X_i - X)^2$	$F_i \times (X_i - X)^2$
1	280,3-307,7	290,0	4	0,13	38,22	- 68,76	4727,94	614,63
2	307,7-335,1	321,4	5	0,17	54,64	-41,37	1711,48	290,95
3	335,1-362,5	348,8	4	0,13	45,34	-13,97	195,16	25,37
4	362,5-389,9	376,2	8	0,27	101,57	13,43	180,36	48,70
5	389,9-417,3	403,6	7	0,23	92,83	40,83	1667,09	383,43
6	417,3-444,7	431	2	0,07	30,17	68,23	4655,33	325,87
Разом			30	1	362,77			1688,95

Середня тривалість маневрування під час завантаження становить 362,77 секунди.

$$\text{Дисперсія } \delta = F_i \times (X_i - X)^2.$$

$$+362,77 + 41,10 = 403,87$$

$$+362,77 - 41,10 = 321,67$$

$$\text{Довірчий інтервал: } I_e = [321,67 - 403,87]$$

Розрахунок середнього часу завантаження

Визначення класів (K)

$$K = 1 + (10/3) \log N, \text{ де } N = 30$$

$$K = 1 + (10/3) \log 30 = 5,92 \approx 6 \text{ кл.}$$

Розмір популяції (d)

$$d = X_{\max} - X_{\min}$$

$$d = 1112 - 797 = 315.$$

Амплітуда (a)

$$a = d/(K-1) = 315/(6-1) = 63.$$

Нижня межа (Li) і верхня межа (Ls)

$$Li = X_{\min} - a/2 = 797 - 63/2 = 765,5.$$

$$Ls = X_{\max} + a/2 = 1112 + 63/2 = 1143,5.$$

Таблиця 3.8

Статистичний розрахунок середнього часу завантаження

№	Класи	X_i	K	F_i	$T_{з.}$	$X_i - X$	$(X_i - X)^2$	$F_i \times (X_i - X)^2$
1	765,5-828,5	797	3	0,1	79,7	- 103,95	10805,6	1080,56
2	828,5-891,5	860	11	0,37	318,2	-40,95	1676,9	620,45
3	891,5-954,5	923	12	0,4	369,2	22,05	486,2	194,48
4	954,5-1017,5	986	2	0,07	69,02	85,05	7233,5	506,35
5	1017,5-1080,5	1049	1	0,03	31,47	148,05	21918,8	659,36
6	1080,5-1143,5	1112	1	0,03	33,36	211,05	44542,1	1336,26
Разом			30	1	900,95			4397,46

Середній час завантаження становить 900,95 секунд.

$$\text{Дисперсія } \delta = F_i \times (X_i - X)^2.$$

$$+900,95 + 66,31 = 967,26$$

$$+900,95 - 66,31 = 834,64$$

$$\text{Довірчий інтервал: } I = [834,64 - 967,26]$$

Розрахунок середнього часу маневрування при розвантаженні самоскида

Визначення класів (K)

$$K = 1 + (10/3) \log N, \quad \text{де } N = 30$$

$$K = 1 + (10/3) \log 30 = 5,92 \approx 6 \text{ кл.}$$

Розмір популяції (d)

$$d = X_{\max} - X_{\min}$$

$$d = 52 - 27 = 25.$$

Амплітуда (a)

$$a = d/(K-1) = 25/(6-1) = 5.$$

Нижня межа (Li) і верхня межа (Ls)

$$Li = X_{\min} - a/2 = 27 - 5/2 = 24,5,$$

$$Ls = X_{\max} + a/2 = 52 + 5/2 = 54,5.$$

Таблиця 3.9

**Статистичний розрахунок середнього часу маневрування
під час розвантаження**

№	Класи	X_i	K	F_i	$T_{м.р.}$	$X_i - X$	$(X_i - X)^2$	$F_i \times (X_i - X)^2$
1	57,2-68,8	27	4	0,13	3,51	- 11,35	128,82	16,75
2	68,8-80,4	32	6	0,2	6,4	-6,35	40,32	8,06
3	80,4-92	37	8	0,27	9,99	-1,35	1,82	0,49
4	92-103,6	42	5	0,17	7,14	3,65	13,32	2,26
5	103,6-115,2	47	4	0,13	6,11	8,47	71,74	9,33
6	115,2-126,8	52	3	0,1	5,2	13,65	186,32	18,63
Разом			30	1	38,35			55,52

Середній час маневру розвантаження становить 38,35 секунд.

$$\text{Дисперсія } \delta = F_i \times (X_i - X)^2.$$

$$+38,35 + 7,45 = 45,8$$

$$+38,35 - 7,45 = 30,9$$

$$\text{Довірчий інтервал: } I = [30,9 - 45,8].$$

Розрахунок середнього часу розвантаження

Визначення класів (K)

$$K = 1 + (10/3) \log N, \quad \text{де } N = 30$$

$$K = 1 + (10/3) \log 30 = 5,92 \approx 6 \text{ кл.}$$

Розмір популяції (d)

$$d = X_{\max} - X_{\min}$$

$$d = 60 - 29 = 31.$$

Амплітуда (a)

$$a = d/(K-1) = 31/(6-1) = 6,2.$$

Нижня межа (Li) і верхня межа (Ls)

$$Li = X_{\min} - a/2 = 29 - 6,2/2 = 25,9,$$

$$Ls = X_{\max} + a/2 = 60 + 6,2/2 = 63,1.$$

Таблиця 3.10

Статистичний розрахунок середнього часу розвантаження

№	Класи	X_i	K	F_i	T_p	$X_i - X$	$(X_i - X)^2$	$F_i \times (X_i - X)^2$
1	25,9-32,1	29	8	0,27	7,83	- 7,93	62,88	16,98
2	32,1-38,3	35,2	11	0,37	13,02	-1,73	2,99	1,11
3	38,3-44,5	41,4	7	0,23	9,52	-4,47	19,98	4,60
4	44,5-50,7	47,6	3	0,1	4,76	10,67	113,85	11,39
5	50,7-56,9	53,8	0	0	0	16,87	284,60	0
6	56,9-63,1	60	1	0,03	1,8	23,07	532,22	15,97
Разом			30	1	36,93			50,05

Середній час розвантаження становить 36,93 секунди.

$$\text{Дисперсія } \delta = F_i \times (X_i - X)^2.$$

$$+36,93 + 7,07 = 44$$

$$+39,93 - 7,07 = 29,86$$

$$\text{Довірчий інтервал: } I = [29,86 - 44]$$

Розрахунок середнього часу повернення

Визначення класів (K)

$$K = 1 + (10/3) \log N, \quad \text{де } N=30$$

$$K = 1 + (10/3) \log 30 = 5,92 \approx 6 \text{ кл.}$$

Розмір популяції (d)

$$d = X_{\max} - X_{\min}$$

$$d = 869 - 662 = 207.$$

Амплітуда (a)

$$a = d / (K - 1) = 207 / (6 - 1) = 41,4.$$

Нижня межа (Li) і верхня межа (Ls)

$$Li = X_{\min} - a/2 = 662 - 41,4/2 = 641,3,$$

$$Ls = X_{\max} + a/2 = 869 + 41,4/2 = 889,7.$$

Таблиця 3.11

Статистичний розрахунок середнього часу повернення

до навантажувача

№	Класи	X_i	K	F_i	$T_{н.з.}$	$X_i - X$	$(X_i - X)^2$	$F_i \times (X_i - X)^2$
1	641,3-682,7	662	4	0,13	86,06	- 66,66	4443,56	577,66
2	682,7-724,1	703,4	11	0,37	260,26	-25,26	638,07	236,09
3	724,1-765,5	744,8	7	0,23	171,30	16,14	260,50	59,92
4	765,5-806,9	786,2	4	0,13	102,21	57,54	3310,85	430,41
5	806,9-848,3	827,6	3	0,1	82,76	98,94	9789,12	978,91
6	848,3-889,7	869	1	0,03	26,07	140,34	19695,3	590,86
Разом			30	1	728,66			2873,85

Середній час повернення до завантажувача становить 728,66 секунди.

$$\text{Дисперсія } \delta = F_i \times (X_i - X)^2.$$

$$+728,66 + 53,61 = 782,27$$

$$+728,66 - 53,61 = 675,05$$

Довірчий інтервал: $I = [675,05 - 782,27]$

Розрахунок середнього часу очікування біля навантажувача

Визначення класів (K)

$$K = 1 + (10/3) \log N, \quad \text{де } N=30$$

$$K = 1 + (10/3) \log 30 = 5,92 \approx 6 \text{ кл.}$$

Розмір популяції (d)

$$d = X_{\max} - X_{\min}$$

$$d = 325 - 68 = 257.$$

Амплітуда (a)

$$a = d / (K - 1) = 257 / (6 - 1) = 51,4.$$

Нижня межа (Li) і верхня межа (Ls)

$$Li = X_{\min} - a/2 = 68 - 51,4/2 = 42,3,$$

$$Ls = X_{\max} + a/2 = 325 + 51,4/2 = 350,7.$$

Таблиця 3.12

Статистичний розрахунок середнього часу очікування

завантаження

№	Класи	X_i		K	F_i	$T_{o.з.}$	$X_i - X$	$(X_i - X)^2$	$F_i \times (X_i - X)^2$
1	42,3-93,7	68		2	0,07	4,76	- 121,38	14733,10	10313,17
2	93,7-145,1	119,4		6	0,2	23,88	-69,98	4897,20	979,64
3	145,1-196,5	170,8		9	0,3	51,24	-18,58	345,22	103,57
4	196,5-247,9	222,2		7	0,23	51,11	32,82	1077,15	247,74
5	247,9-299,3	273,6		4	0,13	35,57	84,22	7093,01	922,09
6	299,3-350,7	325		2	0,07	22,82	135,62	18392,78	1287,49
Разом				30	1	189,3			13853,7

Середній час очікування на завантажувачі становить 189,38 секунд.

Дисперсія $\delta = F_i \times (X_i - X)^2$.

$$+189,38 + 117,70 = 307,08$$

$$+189,38 - 117,70 = 71,68$$

Довірчий інтервал: $I = 71,68 - 307,08$.

У таблиці нижче ми представляємо результати всіх статистичних розрахунків різних середніх періодів, які включають час циклу самоскида SANDVIK TH551i на маршруті GRIZZLY–ETANG.

Таблиця 3.13

Результат усіх статистичних розрахунків різних середніх часів, які складають тривалість циклу

Показники	$T_{м.н.}$	$T_{м.з.}$	$T_{з.}$	$T_{м.р.}$	$T_{р.}$	$T_{п.з.}$	$T_{o.з.}$
Од. вимірювання	Сек.	Сек.	Сек.	Сек.	Сек.	Сек.	Сек.
SANDVIK TH551i	88,52	362,77	900,95	38,35	36,93	728,66	189,38

Час циклу SANDVIK TH551i визначається таким виразом:

$$T_{\text{ц}} = T_{м.н.} + T_{м.з.} + T_{з.} + T_{м.р.} + T_{р.} + T_{п.з.} + T_{o.з.}$$

$$T_{\text{ц}} = 88,52 + 362,77 + 900,95 + 38,35 + 36,93 + 728,66 + 189,38 = 2345,56 \text{ с}$$

Час циклу SANDVIK TH551i становить: $T_{\text{ц}} = 39,09$ хвилин.

3.3.3. Визначення продуктивності SANDVIK TH551i

Розрахунок теоретичної продуктивності

Теоретична продуктивність даного транспортного засобу визначається наступним виразом:

$$E_T = \frac{60 \times Cb \times K_{TB}}{T_{cyB}}, \text{ м}^3/\text{год.}$$

$$E_T = (60 \times 28 \times 0,84) / 39,09 = 36,10 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Теоретичний ККД самоскида SANDVIK TH551і становить: $K_{ККД} = 0,667$.

Розрахунок практичної або реальної продуктивності

Тут береться до уваги абсолютний коефіцієнт використання (CUA), знайдений після розрахунків, а, знаючи теоретичну ефективність й абсолютний робочий цикл, можемо розрахувати практичну або фактичну ефективність.

$$E_{\phi} = 36,10 \times 0,667 = 24,08 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Таким чином, практична або реальна продуктивність самоскида SANDVIKTH551і становить: $E_{\phi} = 24,08 \text{ м}^3/\text{год.}$

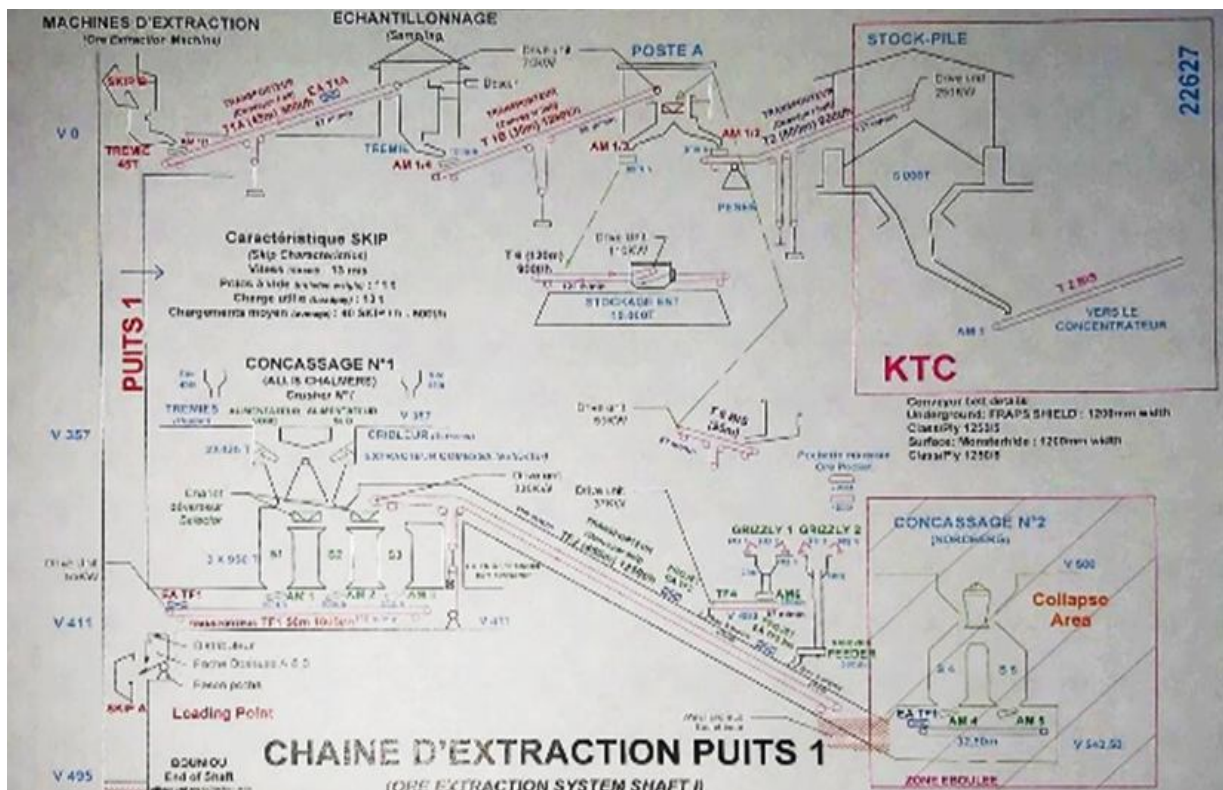


Рис. 3.8. Ланцюг вилучення й транспортування гірничої маси

Розрахунок стандартної відстані

51-тонні самоскиди SANDVIK TH 551i зазвичай працюють на маршруті GRIZZLI-ETANG і перевозять руду лише з ділянки ETANG, яка знаходиться на гор. 640, до точки розвантаження GRIZZLY, яка знаходиться на гор. 465.

Для розрахунку стандартної відстані користуються формулою:

$$Dst=Dh+10Dv+K.$$

Визначення різниці висот (Dr)

Перепад висот — різниця рівня (висоти) між двома точками земної поверхні, а на руднику – між двома горизонтами (рис. 3.9).

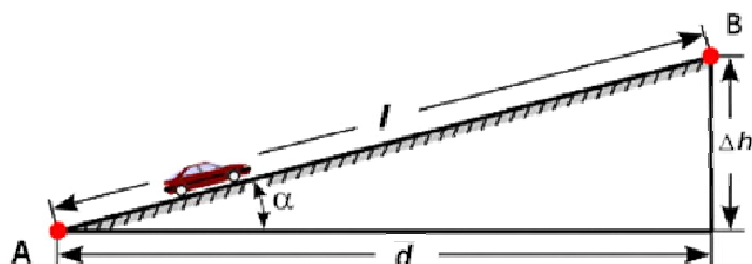


Рис. 3.9. Перепад висот у плані

Різниця у висоті між GRIZZLY–ETANG (рис. 3.10) становить:

$$\Delta h = 640 \text{ м} - 465 \text{ м} = 175 \text{ м}, \quad \Delta h = 175 \text{ метрів}$$

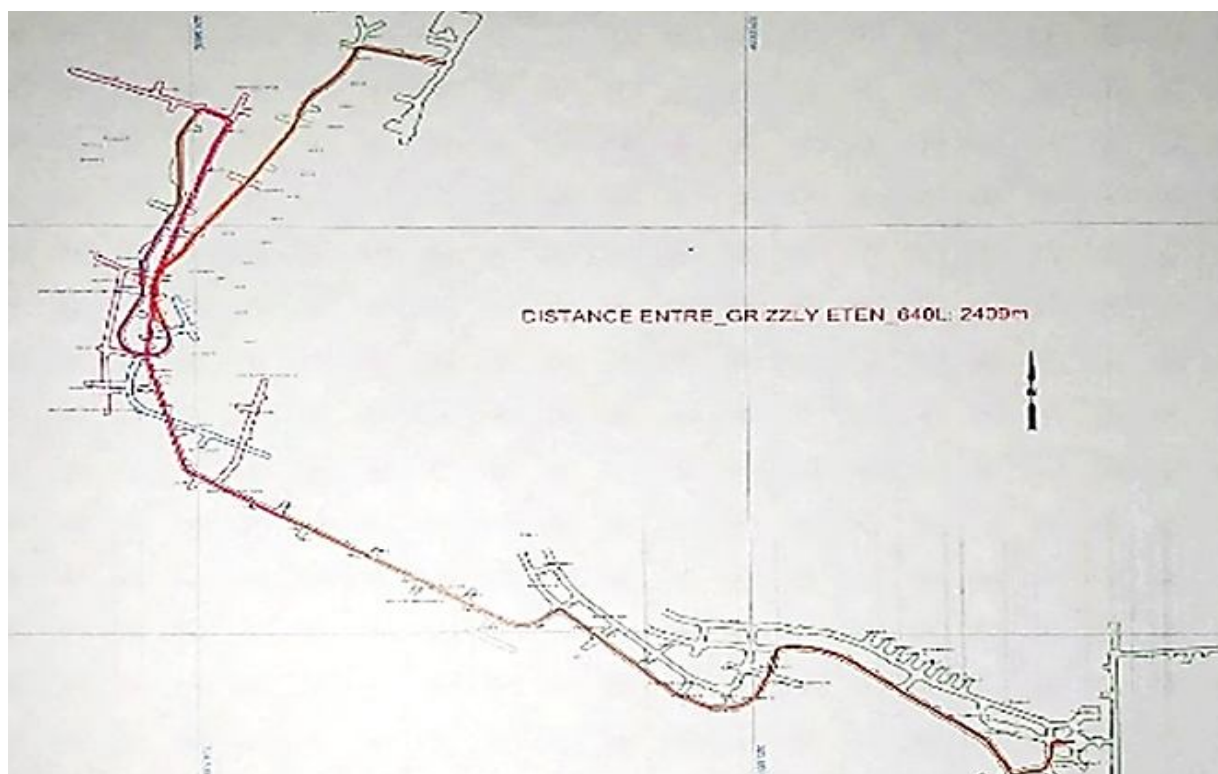


Рис. 3.10. Вигляд дороги та відстані GRIZZLY–ETANG у плані

Знаючи різниці у висоті між точкою завантаження (GRIZZLY) і розвантаження відстань між цими двома точками, ми можемо обчислити стандартну відстань таким чином:

$$Dst = (2409 + 10,175 + 500) = 4,659 \approx 4,7 \text{ км}_{\text{st.}}$$

Стандартна відстань GRIZZLY–ETANG становить: $\approx 4,7$ км

Розрахунок продуктивності

Продуктивність самоскида SANDVIK TH551i визначається наступним виразом:

$$Pro = E_{\phi} \times Dst$$

$$E_{\phi} = 24,08 \text{ м}^3/\text{год.}$$

$$Dst \approx 4,7 \text{ км.}$$

$$Pro = 24,08 \times 4,7 = 113,18 \text{ м}^3/\text{км}_{\text{st}}/\text{год.}$$

Продуктивність самоскида SANDVIK TH551i становить: 113,18 $\text{м}^3/\text{км}_{\text{st}}/\text{год.}$

Презентація результатів представлена в табл. 3.14.

Таблиця 3.14

Презентація знайдених результатів

Параметри	Значення	Од. виміру
Коефіцієнт наповнення бункера	0,84	-
Коефіцієнт доступності	79,2	%
Коефіцієнт ефективного використання	84,2	%
Абсолютний робочий цикл	66,7	%
Середній час циклу	39,09	хвилини
Теоретична продуктивність	36,10	м^3
Реальна продуктивність	24,08	м^3
Стандартна відстань	4,7	км_{st}
Продуктивність	113,18	$\text{м}^3/\text{км}_{\text{st}}/\text{год.}$

Висновок за розділом 3

Стосовно цього розділу про обчислення продуктивності шахтного транспортного засобу в кар'єрі, ми почали з представлення різних даних, зібраних з доступних джерел, а також визначили:

коефіцієнт заповнення кузова,

коефіцієнт забезпечення,

ефективний коефіцієнт використання,

абсолютний коефіцієнт використання,

середній час циклу,

теоретичну ефективність,

практичну ефективність,

стандартну відстань,

продуктивність самоскиду SANDVIK TH551i.

ЗАГАЛЬНИЙ ВИСНОВОК ТА ПРОПОЗИЦІЇ

На завершення нашої роботи, головною метою якої було визначити головні транспортні проблеми глибоких залізорудних кар'єрів на період переходу їх до комбінованої відкрито-підземної розробки, узагальнюємо підсумки:

1. Обґрунтовано реальність трансферу на рудники Кривбасу типових підходів французької гірничої науки з використанням досвіду розробки родовища Hammam Sidi El Hadj, близького за умовами до українських, а також – доцільність уведення в кар'єр на період відпрацювання перехідної зони шахтного самоскида SANDVIK TH551i номінальною вантажопідйомністю 51 т., який цілком відповідає прийнятій в роботі ідеї, є не занадто дорогим але надійно апробованим і наразі успішно працює в умовах рудника Kamoto.

2. Щоб обчислити продуктивність останнього, було зібрано дані, щоб визначити середні значення тривалості циклу машини шляхом статистичного аналізу. Потім аналізувалися дані відділу планування компанії, що стосуються робочого часу та відстані між пунктами завантаження та розвантаження (GRIZZLY–ETANG), обробка яких узагальнено підтвердила спроможність ідеї.

3. Опрацювавши зібрані дані та використовуючи математичні методи обчислення результатів наукових вишукувань, ми отримали наступні результати:

- ✓ Коефіцієнт доступності (CMD) становить для даної машини 79,2%;
- ✓ Коефіцієнт ефективного використання (CUE) – 84,2%;
- ✓ Абсолютний коефіцієнт використання (CUA) становить 66,7%;
- ✓ Середня тривалість циклу самоскида ($T_{\text{ц}}$) становить 39,09 хвилин;
- ✓ Теоретична продуктивність (E_T) становить 36,10 м³/год;
- ✓ Фактична продуктивність ($E_{\text{ф}}$) становить 24,08 м³/год;
- ✓ Стандартна відстань (D_{st}) становить 4,7 км;
- ✓ Продуктивність (Pro) становить 113,18 км/год.

З отриманих результатів було визначено, що самоскид SANDVIK TH551i забезпечує дещо нижчу продуктивність порівняно з розрахованою. Щоб мати

можливість підвищити продуктивність самоскида та задовольнити попит компанії за низьких витрат, оператор має мінімізувати непродуктивні часові втрати, які впливають на абсолютний рівень використання, щоб значно удосконалити експлуатацію, технічне обслуговування машини та уважно стежити за навичками операторів.

ПРОПОЗИЦІЇ

Для підвищення продуктивності самоскида, враховуючи досвід компанії Kamoto (KCC SA), рекомендується покращити практичну його ефективність, яка виявилася заниженою, шляхом регулювання ряду параметрів:

- ✓ Значно скоротити простої за рахунок очікування;
- ✓ Скоротити час циклу шляхом регулярної забезпечення доріг і майданчиків;
- ✓ Зменшити непродуктивний час через повторювані поломки з вини монтажників, яких своєчасно привозити до навантажувача, що чекає ремонту;
- ✓ Впровадити систему зв'язку на вантажно-транспортних засобах;
- ✓ Встановити датчики в самоскиди, щоб уникнути аварій;
- ✓ Увести зворотне копання для полегшення маневрування;
- ✓ Встановити надійну систему зв'язку;
- ✓ Встановити дистанційну систему аудіовізуального спостереження;
- ✓ Приділяти більше значення безпеці на руднику, щоб працювати в належних умовах;
- ✓ Надати допоміжну землерийну техніку;

Купівля нових вантажівок значно покращує транспортну систему кар'єру та готує розробника до початку інших проектів.

Стосовно технології відпрацювання покладів перехідної зони між кар'єрним та шахтним полями, виділено як найбільш перспективні схеми, розроблені й теоретично обґрунтовані колективом наукової лабораторії під керівництвом професора Ігізбаєва К.Б. (Республіка Казахстан)

Бібліографія.

1. Атлас “Геологія і корисні копалини України”. – К.: Інститут геологічних наук НАН України, УІЦПТ “Геос–XXI століття”, 2001. – 168 с.
2. Мала гірнича енциклопедія: у 3 т. / за ред. В.С. Білецького. – Д.: Донбас, 2004. - Т. 1: А - К. - 640 с. - ISBN 966-7804-14-3.
3. <https://vseosvita.ua/library/tablytsia-na-temu-osnovni-rodovyshcha-korystsnykh-kopalyn-ukrainy-652888.html>
4. Бакка М.Т., Пирський О.А., Рижов Г.М. Дослідження впливу кар’єрів на видобування будівельних матеріалів на атмосферне повітря та земну поверхню. К.: Політехніка, 2002. - 112 с.
5. Природно-ресурсна сфера України: проблеми сталого розвитку та трансформацій / Під загальною редакцією чл.-кор. НАН України Б.М. Данилишина. К.: ЗАТ «НІЧЛАВА». 2006. – 704 с.
6. Білецький В.С., Гайко Г.І. Хронологія гірництва в країнах світу. – Донецьк: Донецьке відділення НТШ. «Редакція гірничої енциклопедії», УКЦентр, 2006. - 224 с.
7. <https://www.codelco.com/division-el-teniente>
8. <http://resource.ukrlife.org/austral.htm>
9. Екологічна безпека техноприродних геосистем у зв’язку з катастрофічним розвитком геологічних процесів / Гошовський С.В., Рудько Г.І., Преснер Б.М. – К., ЗАТ «НІЧЛАВА», 2002. - 624 с.
10. Маланчук, З.Р. Гавриш, В.С. Стріха, В.А. Киричик, І.М. Технології відкритої розробки корисних копалин. – Рівне: НУВГП, 2013. – 285 с.
11. Бакка М.Т., Гуменик І.Л., Редчиць В.С.. Екологія гірничого виробництва: Навчальний посібник. – Житомир: ЖДТУ, 2004. – 307с.
12. Бизов В.Ф., Дриженко А.Ю. Відкриті гірничі роботи. Т. XIII «Виробничі процеси» : підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком «Гірництво». Кривий Ріг: Мінерал. 2004. - 341 с.
13. Гнатів П.С., Хірівський П.Р., Зинюк О.Д. Природні ресурси України: навчальний посібник. – Львів: Камула, 2012. – 216 с.
14. <https://www.mining-technology.com/projects/ingham/>
15. Соколов И.В. Обоснование конструкции и параметров подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений Урала. Автореф. дис. докт. техн. наук, - Екатеринбург: 2012. - 42 с.
16. Юматов Б.П. Технологія відкритих гірничих робіт при комбінованій розробці рудних родовищ. - М.: Надра, 1985. -215 с.
17. Рыльникова М.В., Калмыков В.Н., Ивашов Н.А. Вскрытие при комбинированной разработке медно-колчеданных месторождений // Горная Промышленность. - № 2. – 2003. - С. 37-43.
18. <https://www.avesco.cz/products/products-list/product-detail/1707-sandvik-th551i>
19. Los Impactos Ambientales de la Minería: Una Guía Comunitaria, http://andes.miningwatch.org/andes/espanol/guia/capitulo_1.htm

20. El hombre y la Tierra. La mining de surface,
http://www.iespana.es/natureduca/hom_mineriasuperf.htm
21. Дріженко А.Ю. Відкриті гірничі роботи; підручник / А.Д. Дріженко; - Дніпро: НГУ. 2014. – 590 с.
22. Рубльов П.К. Розробка та створення інтелектуальної системи дистанційного навчання у вигляді Web-сторінки «Основи гірничого виробництва».
<http://bmp.ptngu.com/about.html>
23. Технологія підземної розробки рудних родовищ: підручник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, М.В. Савченко: М-во освіти і науки України, нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка», - Дніпро: НТУ «ДП», 2018. – 450с.
24. Rapport d'exploration geologique de carrier de Hammam SidiElhadje.
25. Boukhelouf F., Hadjazi Y. Optimisation de processus de chargement et de transport au niveau de la mine de l'Ouenza. – Tébessa: Université Larbi Tebessi, 2020. – 88 pp.
26. Plan developpement gisement HSE Cilas. Version finale.
27. <https://www.atlascopco.com/products>
28. <https://machineryline.ua/-/gusenichnye-ekskavatory/Caterpillar/375L--c167tm2512m29077>
29. <https://h-cpc.cat.com/cmms/v2?&f=product&it=product&cid=406&lid=en&sc=US&gid=324&pid=18279378&nc=1>
30. <https://www.pon-cat.com/no/pon-equipment/produkter/cat-produkter/dumpere/tipp-trucker/cat-775g>
31. <https://www.lectura-specs.com.ua/ua/model/budivel-na-tehnika/samoskidi-iz-zorstkou-ramou-caterpillar/770g-315>
32. Komljenovic D., Paraszczak J. Optimisation des systèmes pelles-camions en utilisant la théorie des files d'attente. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum. Bécancour, Québec. 2004.
33. Ralph L. Disney and Dieter König. A Survey of Their Random Processes SIAM Review, Vol. 27, No. 3 (Sep., 1985), pp. 335-403 (69 pages). Published By: Society for Industrial and Applied Mathematics.
34. Гнеденко Б.В. Курс теорії ймовірностей. – Київ: Видавництво КНУ, 2010.1-463.
35. Gnedenko B.V., König D. Handbuch der Bedienungstheorie I. - Berlin: Akademie-Verlag, 1983. - S. 7-9, 19-38.
36. Boukhelouf I.A. Structure de la mécanisation complexe gisemen du phosphate de Djebel Onk. Tébessa (Cas de Kef Essennoun). – Tébessa: Université Larbi Tebessi, 2019.
37. http://dspace.univ-tebessa.dz:8080/M%C3A9moire_farouq_et_youcef.pdf
38. Poulard F., Daupley X., Didier C., Pokryska Z., D'Hugues P., Charles N., Dupuy J.-J., Save M. (2017) – Exploitation minière et traitement des minerais. Collection «La mine en France». Tome 6, 77 p., 43 fig., 2 ann.
39. <https://cyberleninka.ru/article/n/kombinirovannye-sistemy-razrabotki-poleznyh-iskopaemyh> (дата обращения: 02.11.2024).
40. <https://iprop-ua.com/inv/pdf/umozx038-description.pdf>

41. <https://www.simwell.io/fr/%C3%A9tudedecas-optimiser-la-logistique-dexploitation-de-mines-%C3%A0-ciel-ouvert>
42. Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К., Игизбаев К.Б. Прогнозирование и превенция гомогенных геомеханических катастроф на эксплуатационных карьерах (новая технология) // Academic Journal: News of Kazakhstan Science, 2019, Issue 1, p 58. ISSN 1560-5655.
43. Banza Katongotongo Jean-Luc. Calcul de la productivité d'un engin de transport dans la mine souterraine: Cas de la benne Sandvik TH551i de Kamoto. Graduat en sciences appliquées. – Likasi: Université de Likasi (TFC/UNILI), 2022. 87 pp.
44. <https://www.researchgate.net/profile/Francoise-Liorzou>