МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

Навчально-науковий інститут природокористування
(інститут)

Кафедра *Відкритих гірничих робіт*
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА кваліфікаційної роботи магістра

студента *Голубниченка Дениса Вадимовича*

академічної групи *184м-21-7 ІП*

спеціальності: *184 Гірництво*

спеціалізації[1] *«Відкрита розробка родовищ»*

за освітньо-професійною програмою *«Гірництво»*

на тему: *«Підвищення ефективності технологічних схем ведення видобувних робіт при розробці блочного каменю в умовах ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів».*

Керівники	***Прізвище, ініціали***	***Оцінка за шкалою***		***Підпис***
		рейтинговою	***інституційною***	
кваліфікаційної роботи	*Пчолкін Г.Д.*			
розділів:	*Пчолкін Г.Д.*			

Рецензент	*Черняєв О.В.*			

Нормоконтролер	*Пчолкін Г.Д.*			

Дніпро
2022

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

ЗАТВЕРДЖЕНО:
завідувач кафедри
Відкритих гірничих робіт

_____ *Б.Ю. Собко*
(підпис)

«___» _____ 2022 р.

Завдання на кваліфікаційну роботу ступеня *магістр*
(бакалавр, спеціаліст, магістр)

студенту *Голубниченку Денису Вадимовичу*

академічної групи *184м-21-7 ІП*

спеціальності: *184 Гірництво*

спеціалізації[1] *«Відкрита розробка родовищ»*

за освітньо-професійною програмою *«Гірництво»*

на тему: *«Підвищення ефективності технологічних схем ведення видобувних робіт при розробці блочного каменю в умовах ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів».*
(назва за наказом ректора)

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від _____ № _____

Розділ	***Найменування етапів роботи***	*Термін виконання*
Розділ 1	ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ І ВИХІДНІ ДАНІ	*30.10.2022*
Розділ 2	ДОСЛІДНИЦЬКИЙ РОЗДІЛ	*15.11.2022*
Розділ 3	ТЕХНОЛОГІЧНИЙ РОЗДІЛ	*20.12.2022*
Розділ 4	ОХОРОНА ПРАЦІ	*01.12.2022*
Розділ 5	ЕКОНОМІЧНИЙ РОЗДІЛ	*05.12.2022*

Дата видачі завдання: 14.10.2022 р.
Термін подання дипломного проекту до ДЕК 16.12.2022 р.

Завдання видав _____ *Г.Д. Пчолкін*

Завдання прийняв до виконання _____ *Д.В. Голубниченко*

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 83 сторінки, 12 рисунків, 17 таблиць, 65 літературних джерела та 15 презентаційних слайдів.

Об'єкт дослідження: ділянка «Центральна» Токівського родовища облицювального каменю.

Предмет дослідження: інтенсивність зміни кількісних показників втрати корисної копалини.

Мета досліджень: встановлення впливу різних технологічних схем видобутку блочного каменю на кількості показники втрат корисної копалини в умовах розробки ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів.

Методи досліджень: для вирішення поставлених завдань застосовані методи:

статистичний - для проведення аналізу застосування різних технологічних схем видобутку блочного каменю;

аналітичний - при встановленні кількісних показників втрат корисної копалини при застосування різних технологічних схем видобутку.

У вступі підкреслюється актуальність поставленої мети з встановлення кількісних показників втрат корисної копалини при застосування різних технологічних схем видобутку блочного каменю в умовах розробки ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів.

У першому розділі наведені загальні відомості про ділянку «Центральна» Токівського родовища облицювального каменю, геологічні, гідрогеологічні та гірничотехнічні умови відпрацювання родовища.

У дослідницькому розділі проведено аналіз літературних джерел з досліджень розробки родовищ з видобутку блочного каменю, проведено аналіз ведення гірничих робіт при відпрацюванні запасів ділянки «Центральна» Токівського родовища, наведена методика встановлення впливу різних технологічних схем видобутку блочного каменю на кількості показники втрат корисної копалини, а також досліджені показники втрати блочної сировини при використанні різних технологічних схем.

У технологічному розділі описана система розробки родовища, та технологія ведення гірничих робіт, розраховані основні параметри системи розробки та технологічні показники гірничо-транспортного комплексу підприємства. Обґрунтовано організацію і параметри гірничих робіт при розробці ділянки «Центральна» Токівського родовища облицювального каменю

У розділі «Охорона праці» наведені основні вимоги до охорони праці і техніка безпеки під час видобування штучного каменю, промислова санітарія та протипожежні заходи.

У розділі "Охорона праці" наведені заходи боротьби з пилом, заходи з охорони навколишнього середовища, техніка безпеки, охорона праці на гірничому підприємстві та створення безпечних і здорових умов праці в кар'єрі.

У економічному розділі проведено розрахунки капітальних і експлуатаційних витрат видобутку облицювального каменю.

Проведені дослідження дозволили вирішити поставлені в роботі задачі, у результаті чого отримані *основні результати досліджень*:

• проведено аналіз ведення гірничих робіт при відпрацюванні запасів ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів;

• розглянуті методики встановлення впливу різних технологічних схем видобутку блочного каменю на кількості показники втрат корисної копалини;

• визначено втрати блочної сировини при веденні добувних робіт з використанням різних технологічних схем та встановлення коефіцієнту вилучення корисної копалини.

Ключові слова: РОДОВИЩЕ, ГІРНИЧІ РОБОТИ, УСТУП, КОРИСНА КОПАЛИНА, ЕКСКАВАТОР, АВТОСАМОСКИД, ВИДОБУВНІ РОБОТИ, БЛОК.

ЗМІСТ

ВСТУП 7
1. ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ І ВИХІДНІ ДАНІ 9
1.1 Загальні відомості про родовище 9
1.2 Розвіданість родовища.....11
1.3 Геологічна будова родовища 12
1.4 Якісна характеристика корисної копалини 15
1.5 Гідрогеологічні умови 18
1.6 Гірничотехнічні умови експлуатації.....19
1.7 Підрахунок запасів.....20

2. ДОСЛІДНИЦЬКИЙ РОЗДІЛ.....21
2.1 Постановка задач досліджень 21
2.2 Аналіз літературних джерел з досліджень розробки родовищ з видобутку блочного каменю 23
2.3 Аналіз ведення гірничих робіт при відпрацюванні запасів ділянки «Центральна» Токівського родовища 25
2.3.1 Загальні дані.....25
2.3.2 Застосування буровибухового способу.....27
2.3.3 Застосування установок для розпилювання блочного каменю за допомогою алмазних канатів 28
2.4 Методики встановлення впливу різних технологічних схем видобутку блочного каменю на кількості показники втрат корисної копалини.....31
2.5 Оцінка втрати блочної сировини при використанні різних технологічних схем 35

3. ТЕХНОЛОГІЧНИЙ РОЗДІЛ.....37
3.1 Кар’єрне поле, промислові запаси та визначення терміну роботи кар’єру 37
3.2 Продуктивність та режим роботи кар’єру.....38

3.3 Розкриття родовища....39
3.4 Система розробки та її параметри....41
3.4.1 Висота уступів....42
3.4.2 Ширина заходки....42
3.4.3 Кути укосів уступів....42
3.4.4 Ширина робочих площадок....43
3.4.5 Ширина транспортних і запобіжних берм....46
3.4.6 Довжина фронту гірничих робіт....47
3.4.7 Посування фронту гірничих робіт....48
3.5 Розкривні роботи....48
3.6 Відвалоутворення....52
3.7 Видобувні роботи....54
3.8 Буровибухові роботи....57
3.9 Кар'єрний транспорт....58
3.9.1 Транспорт на розкривних роботах....60
3.9.2 Транспорт на видобувних роботах....62

4. ОХОРОНА ПРАЦІ, ПРОМСАНІТАРІЯ І ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА....65
4.1 Охорона праці і техніка безпеки....65
4.2 Охорона праці і техніка безпеки під час видобування штучного каменю....67
4.3 Промислова санітарія....70
4.4 Протипожежні заходи....71

5. ЕКОНОМІЧНИЙ РОЗДІЛ....73
ВИСНОВКИ....76
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ....77
ДОДАТОК А....84
ДОДАТОК Б....85
ДОДАТОК В....855

ВСТУП

Відкритий спосіб розробки родовищ корисних копалин є найбільш перспективним в технологічному, економічному і соціальному відносинах. Цим способом в даний час видобувається понад 70% загального об’єму мінеральної сировини. Відкритий спосіб розробки дозволяє застосувати більш потужну гірничу техніку, комплексно механізувати і автоматизувати виробничі процеси і отримувати високу продуктивність праці в гірничій справі. До переваг відкритої розробки в порівнянні з підземним способом відносяться: - можливість забезпечення більш високого рівня комплексної механізації та автоматизації гірничих робіт; - більш висока продуктивність праці (в 3-5 разів); - менша вартість продукції; - безпечніші і гігієнічні умови праці; - більш повне вилучення корисних копалин; - менші капітальні питомі витрати. Недоліками його є: - залежність від кліматичних умов; - необхідність відчуження значних площ земель; - порушення водного балансу надр.

Особливу роль на ефективність ведення видобувних робіт відкритим способом грає удосконалення технологій розробки родовищ корисних копалин. В результаті застосування нового, більш сучасного і вдосконаленого обладнання, підвищується ефективність видобутку блочного облицювального каменю, крім того, значно зменшується викид пилу і отруйних газів в атмосферу.

Розробка родовищ облицювального каменю відрізняється низкою специфічних особливостей, які дозволяють виділити такого роду кар'єри в особливу групу гірничодобувних підприємств. Цими особливостями є:

- необхідність у процесі видобутку каменю зберігати його основні якісні показники, тобто міцність, блочність та декоративні властивості;
- використання спеціальних методів відокремлення блоків каменю від вибою, навантаження їх, транспортування та підйому з кар'єру;
- застосування спеціальних систем розробки та методів розкриття родовищ;
- мінімізація відходів корисної копалини.

Видобуток природного каменю на різних родовищах має свою специфіку, яка пов'язана насамперед із цільовим призначенням та способами видобутку. Так «щебеневий кар'єр» може бути задіяний виключно для видобутку щебеню. Таке виробництво практично не залишає відходів – навіть найдрібніша його фракція, включаючи відсів, знаходить застосування у будівельний промисловості та будівництві бетонних доріг.

Інша справа «блоковий кар'єр». Його основна продукція – блоки габро, мармуру або граніту, якість яких (а значить і вартість) насамперед залежить від способу вилучення їх із масиву породи. Кожна з технологій має свої переваги, недоліки і характеризується певним рівнем втрат.

Механічний спосіб – Велика група способів, що забезпечує найкращі якісні показники при вилученні блоків твердих та високодекоративних порід каменю (граніт, лабрадорит, мармур, габро-діабаз). Завдяки відсутності динамічних та ударних навантажень, здобуті механічним шляхом блоки зберігають монолітність та міцність, мають правильні геометричні форми та не вимагають пасерування (вирівнювання граней). До них відносяться:

Крім мінімальної кількості відходів, механічні способи видобутку дозволяють вибирати напрямок розпилу, що має важливе значення при видобутку каменю з високими декоративними характеристиками. При правильно обраній орієнтації блоку виготовлена з нього плита полірована з граніту матиме оригінальну текстуру, що суттєво вплине на вартість виробу та дозволить уникнути втрат у вигляді бракованої продукції.

У зв'язку із вищезазначеним *метою роботи* є – встановлення впливу різних технологічних схем видобутку блочного каменю на кількості показники втрат корисної копалини в умовах розробки ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів – що є актуальним напрямком досліджень.

1. ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ І ВИХІДНІ ДАНІ

1.1 Загальні відомості про родовище

Токівське родовище гранітів розташоване в Апостолівському районі Дніпропетровської області України, знаходиться в 225 км західніше обласного центра м. Дніпро і в 18 км на схід районного центра м. Апостолово.

Токівське родовище має витягнуту зі заходу на схід форму та розташоване уздовж р. Кам'янка. Довжина родовища, що складається з 4-х ділянок – 6 км, ширина до 1,0 км.

"*Центральна" ділянка*, на якій проводилися геологорозвідувальні роботи з перевизначення запасів, розташована уздовж ріки Кам'янка, на правому її березі. Границями ділянки є на північному сході – р. Кам'янка, на сході і південному сході – с. Токівське, на південно-заході – бетонна автомобільна дорога і проммайданчик Токівського КДЗ, на північно-заході – межа ділянки "Водоспад".

Рис. 1.1 – Ситуаційний план розташування Токівського родовища гранітів

Найближчі населені пункти: робочі селища Токівське (колишнє Мар'ївка-1) і Мар'ївка-2, розташовані в 0,5 км й 4,0 км південніше Токівського кар'єра, а сел. Червоний Тік в 5 км на захід. У радіусі 5 – 10 км від родовища знаходяться села: Кам'янка, Усть-Кам'янка, Базавлук, Шолохове і Олександрівка. Усіма цими населеними пунктами родовище пов'язане асфальтованими й ґрунтовими дорогами.

У геоморфологічному відношенні Токівське родовище граніту розташоване в межах Правобережного Українського плато, що характеризується слабохвилястим рельєфом. Плато перетинається мережею рік і балок, що відносяться до басейну р. Дніпро. Родовище приурочене до долини р. Кам'янка, яка протікає з північного заходу на південний схід і в 4 – 5 км південніше родовища впадає в р. Базавлук, що є правим притоком р. Дніпро.

Схили плато в межах родовища пологі. Їхні абсолютні позначки коливаються від 35,6 до 65,0 м. Загальне відносно рівномірне зниження рельєфу спостерігається як убік ріки Кам'янка, так і у напрямку з північного заходу на південний схід, убік ріки Базавлук. Амплітуда позначок на ділянці "Центральній" складе 19 – 20 м, у т.ч. на ділянці детальної розвідки 10 – 13 м.

Ріка Кам'янка в межах родовища тече в стиснутих крутих берегах. Заплава р. Кам'янка нешироката і її ширина в межах родовища не перевищує 30 – 60 м. Глибина річки не перевищує 1,5 м, витрата води 32 – 33 $м^3$/сек. Дно річкової долини складене сучасним алювієм і великими брилами граніту. Ріка маловодна і у посушливий період розпадається на окремі розрізнені водойми.

Клімат району помірно-континентальний. Середньорічна температура повітря, за даними Нікопольської метеостанції +9,2°С. Середньомісячна температура найбільш жаркого місяця липня +22,9°С, а найбільш холодного місяця січня – 4,4°С. Середньорічна кількість опадів – 498 мм. Зима нетривала: стійкий сніжний покров з'являється наприкінці грудня, а завершується сніготанення зазвичай в першій половині березня. Товщина сніжного покрову не перевищує 0,5 м. Найбільш частими є вітри північно-східного, рідше східного напрямку зі швидкістю 4,5 – 5 м/сек. Сухий і досить теплий клімат при малосніжній зимі сприяє веденню відкритих гірничих робіт.

Токівське родовище розташоване в сільськогосподарському районі та у безпосередній близькості до великих промислових центрів: Криворізькому залізорудному і Нікопольському марганцеворудному басейнам.

На базі Токівського родовища граніту в 1960 році введений в експлуатацію новий каменедробильний завод.

1.2 Розвіданість родовища

Вперше геологічні роботи на будівельний камінь у західній і центральній частинах Токівського родовища граніту були виконані в 1931-1932 р. На “Центральній” ділянці в ході робіт була пройдена 121 свердловина ручного буріння і 9 шурфів по мережі 100 × 100 м. Частина виробок проходилася поза мережею для уточнення контурів дайки епідіабазових амфіболітів і площ розповсюдження каолінів. Виробки проходилися до покрівлі кристалічних порід. Метою робіт було визначено придатність граніту для виробництва буту і щебеню. Випробування сировини не проводилися. У результаті робіт підраховані запаси граніту в кількості 47,75 млн.т.

У період з 1949 р. по 1954 р. на родовищі були виконані геологорозвідувальні роботи, на бут і щебінь на ділянках “Водоспад”, “Центральна” та “Яма”, а також Одеської ГРК “Укргеолнерудтреста” на блоковий камінь ділянка – “Пекарня”.

Ділянка “Центральна”. Під час геологорозвідувальних робіт на ділянці «Центральна» Токівського родовища гранітів, виконаних трестом “Укрнерудпром” в 1949 – 1950 р., були пройдені 37 шурфів глибиною від 0,25 до 14,7 м і 15 розчищень глибиною 0,2 – 1,4 м.

Виробки пройдені до покрівлі кристалічних порід, не заглиблюючись в останні. Опис кристалічних порід наведений без розподілу на різновиди за ступенем вивітрювання, а в підрахунку запасів прийнята середня потужність вивітрілих гранітів 0,5 м за даними про слабодезінтегровану жорству. Зачеплені вивітрюванням породи не виділялися.

Підрахунок запасів зроблений поетапно: запаси категорії А визначені до позначки 16 м, запаси категорії В від позначки 16 м до позначки 2,5 м і запаси категорії С1 від позначки 2,5 до позначки –10 м.

У кондиціях, затверджених для підрахунку балансових запасів блокового граніту на ділянці “Центральна” встановлений мінімальний вихід товарних блоків I – IV груп – 24%.

1.3 Геологічна будова родовища

Токівське родовище будівельного каменю приурочено до Токівського гранітного масиву, розташованому в Середньому Придніпров'ї в районі південно-східного закінчення Українського щита в межах Дніпровського мегаантиклінорія.

Загальна структурна схема Українського щита в описуваному районі складна: великі розлами ділять кристалічний фундамент на окремі блоки. Блок, у межах якого розташований токівський масив із заходу й сходу обмежений субмеридіональними Криворізько-кременчуцькою структурно-фаціальною зоною й Дніпровським розламом, а з півночі й півдня – субширотними Девладівським і Кінським розламами.

У таблиці 1.1 представлений зведений геологічний переріз Токівського родовища і його “Центральної” ділянки за даними геологорозвідувальних виробок:

На Токівському родовищі в гранітах, за даними геолого-розвідувальних робіт, виділений ряд розривних порушень. За своїм орієнтуванням тектонічні порушення можна розділити на дві групи:

1. Північного і північно-західного простягання із крутими (85 – 90°) кутами падіння то в північно-східному, то в південно-західному напрямку.

2. Північно-східне простягання під азимутом близько 45 – 60°. Кути падіння порушень круті, точніше 85 – 90°, азимути падіння переважно південно-західні.

Таблиця 1.1 – Зведений геологічний переріз Токівського родовища

№ пп	*Вік*	*Найменування порід*	*Родовище в цілому*		*“Центральна” ділянка*				
			від	*до*	*від*	*до*	*у т.ч. площа розвідки*		
							від	*до*	*середнє*
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Q_{IV}	Ґрунтово-рослинний шар	0,0	0,8	0,0	0,6	0,0	0,6	0,1
2	Q_{III}	Суглинок палевий і палево-жовтий з уламками порід	0,0	8,2	0,0	6,4	0,0	1,3	0,4
3	Q_{IV}	Глина бура з жовтуватим і червонуватим відтінком	0,0	2,7	0,0	1,8	-	-	-
4	те ж	Пісок дрібнозернистий, глинистий з уламками порід	0,0	1,9	0,0	1,2	-	-	-
5	P_z-M_z	Кора вивітрювання граніту: 5.1. Каолін і жорства 5.2. Жорства граніту	 0,0 0,0	 22,0 8,7	 0,0 0,0	 22,0 5,7	 0,0 0,0	 7,2[x] 1,0	 - 0,17
6	PR_I	6.1. Мігматити й граніти мігматитові сірі до темно-сірого Дайкові й жильні породи: 6.2. Амфіболізований діабаз 6.3. Пегматоїдні й кварцові жили	 0,0 0,0	 47,5 15,0	 0,0 -	 10,2 -	 - -	 - -	 - -
7	AR	Граніт сірувато-рожевий дрібнозернистий, порфіровидний: 7.1. Вивітрілий 7.2. Зачеплений вивітр. 7.3. Незмінений	 0,0 0,0 -	 8,7 8,6 65,0	 0,0 0,0 -	 4,0 8,0 58,4	 0,0 0,0 42,5	 4,0 6,3 58,4	 0,8 1,7 49,8[xx]

x – у вузькій зоні в св. №127, xx – до позначки – 10 м

Найбільш великий блок знаходиться на заході “Центральної” ділянки, де й була проведена детальна розвідка блокового каменю. У результаті вивчення тріщинуватості гранітів основні тріщини можна класифікувати в такий спосіб:

Таблиця 1.2 – Класифікація тріщин

Система	*Позначення*	*Елементи залягання*						*Кільк. на 10 п. м.*
		Азим. падіння			*Кут падіння*			*Відстань між тріщинами в м.*
		від	*до*	*сер.*	*від*	*до*	*сер.*	
Поздовжні	*S*	43	67	57	73	90	85	2-5 сер.3,3 0,36-8,10, порівн.3,12
Поперечні	*Q*	104	143	138	76	90	83	2-4, сер.3,0 1,56-7,23,сер.3,33
Діагональні	*α*	213	235	227	40	70	61	1-6,сер.3,6 1,11-6,11,сер.2,77
Пластові	<			43	0	38	I=-20	2-12, сер.6,2 0,12-5,72, сер.1,61

Всі ці дані про елементи залягання тріщин дозволяють групувати зустрінуті свердловинами тріщини в такий спосіб:

1. Субгоризонтальні (кути падіння 0 – 38°) – відносяться до системи пластових тріщин.

2. Косі (кути падіння більше 38° до 70°) – відносяться до системи поздовжніх і поперечних тріщин.

Імовірність зустрічі свердловинами субвертикальних тріщин III групи невелика. Тому за даними свердловин переважно може бути вивчена й охарактеризована тріщинуватість I та II групи.

Середні відстані між похилими тріщинами коливаються від 0,91 до 12,18 м, у цілому по свердловинах, у т.ч. у верхніх горизонтах від 0,62 до 8,18 м.

До корисної копалини на родовищі відносяться незмінені вивітрюванням граніти (блоковий камінь) і зачеплені вивітрюванням граніти (буто-щебенева сировина). Умови залягання корисної копалини на площі підрахунку запасів промислових категорій прості.

Корисна копалина складає тіло, що представляє собою частину гранітного масиву. Підошва корисної копалини являє собою вирівняну поверхню на умовній позначці – 10 м. Покрівля незмінених гранітів залягає на позначках 32,5 м – 48,4 м і загалом повторює рельєф денної поверхні. Зниження позначок покрівлі спостерігається в північному й північно-східному напрямках. Згідно ізогіпсам покрівлі змінюється й потужність корисної копалини. На площі кар'єру, розташованого в контурі підрахунку запасів, покрівля корисної копалини являє собою поверхню з позначками 37 – 38 м.

Потужності розкривних порід (для незмінених гранітів) коливаються від 0,0 м (у кар'єрі) до 9,4 м, а для зачеплених вивітрюванням – від 0,0 до 9,0 м. Найбільші потужності розкривних порід спостерігаються на північному сході в міру наближення до тектонічного порушення і вузької зони в св.127.

Середня потужність розкривних порід становить 1,96 м, у т.ч. м'якої – 1,19. Середня потужність граніту, зачепленого вивітрюванням 1,72 м. Середня потужність незміненого вивітрюванням граніту 49,77 м.

Таким чином, умови залягання корисної копалини досить сприятливі для відпрацьовування його відкритим способом. Усередині тіла корисної копалини, за даними геологорозвідувальних виробок, спостерігаються зони зближених похилих тріщин, у яких відстань між тріщинами менше 0,22 м. Їхня кількість коливається від 0 до 17 по свердловині. Сумарна потужність їх по свердловині коливається від 0,12 до 6,4 м, а в межах контуру підрахунку запасів промислових категорій їхня кількість по свердловині коливається від 0 до 8 м (св.132), а сумарні потужності по свердловині від 0,0 до 5,8 м.

Відсоток вмісту зон тріщинуватості коливається від 0 до 24,5%, у тому числі в контурі підрахунку промислових запасів від 0% до 5,3% і тільки в свердловинах №№ 134 і 131 становить 13 – 20%.

1.4 Якісна характеристика корисної копалини

Корисним копалинам на Токівському родовищі є незмінені і зачеплені вивітрюванням граніти, відповідно до вимог, затверджених кондицій:

1. Якість незмінених гранітів повинна забезпечувати виробництво товарної продукції, що відповідає вимогам ДСТУ Б EN 1469:2007 «Будівельні матеріали. Вироби з природного каменю. Облицювальні плити. Вимоги EN 1469:2003, IDT» і ДСТУ Б А.1.1-32-94 «Вироби будівельного призначення із природного каменю».

2. Якість гранітів зачеплених вивітрюванням і відходів при видобутку блоків повинно задовольняти вимогам на буто-щебеневу сировину згідно з ДСТУ Б В. 2.7-241:2010 «Будівельні матеріали. Камінь бутовий», ДСТУ Б В.2.7-75-98 «Будівельні матеріали. Щебінь та гравій щільні природні для будівельних матеріалів, виробів, конструкцій та робіт».

Граніти незмінені для блокової продукції

До корисної копалини відносяться однорідні по своїм структурно-петрографічним властивостям нерівномірно-середньо-дрібнозернисті граніти сірувато-рожевого й червоного кольорів, які по своєму мінералогічному й хімічному складах відносяться до типу нормальних гранітів.

Сировина для буто-щебеневої продукції

У якості сировини для буто-щебеневої продукції вивчалися незмінені граніти, а також зачеплені вивітрюванням породи. Лабораторними випробуваннями встановлено, що незмінені граніти придатні для виробництва бутового каменю, що відповідає вимогам ДСТУ Б В.2.7-241:2010 «Будівельні матеріали. Камінь бутовий. Технічні умови» і для одержання щебеню для будівельних робіт, що відповідає вимогам ДСТУ Б В.2.7-75-98 «Будівельні матеріали. Щебінь та гравій щільні природні для будівельних матеріалів, виробів, конструкцій». Граніти зачеплені вивітрюванням можуть бути використані для одержання щебеню для будівельних робіт, що відповідає вимогам «Породи гірські скельні для виробництва щебеню для будівельних робіт. Технічні вимоги й методи випробувань», ДСТУ Б В.2.7-75-98 «Будівельні матеріали. Щебінь та гравій щільні природні для будівельних матеріалів, виробів, конструкцій та робіт».

Блочність граніту

Істотним і визначальним фактором для одержання облицювальної продукції є розміри блоків, що видобувають, до параметрів і розмірів блоків добувають із гірських порід, пред'являються наступні основні вимоги:

1. Блоки розділяються на пильні та колоті.
2. Розміри блоків повинні перебувати в наступних межах:

– довжина 0,25 – 2,6 м – за згодою сторін до 3,5 м,

– ширина й висота 0,2 – 1,3 м – за згодою сторін до 2,0 м.

3. За об’ємом блоки розділяються в такий спосіб (для граніту) на групи:

– I понад 5,0 м^3 до 8,0 м^3 – IV понад 0,4 м^3 до 1,0 м^3

– II понад 2,5 м^3 до 5,0 м^3 – V понад 0,01 м^3 до 0,4 м^3.

– III понад 1,0 м^3 до 2,5 м^3

При геологорозвідувальних роботах оцінка тріщинуватості й виходу блоків виконана по наступному комплексі даних: Вивчення природної тріщинуватості граніту в природних і штучних оголеннях; Вивчення тріщинуватості граніту в свердловинах; Спостереження за виходом блоків у видобувному кар'єрі.

Із цих даних можна зробити наступні висновки:

1. Субвертикальні тріщини поздовжньої і поперечної систем (група III) розбивають масив на блоки, середні розміри яких дозволяють їх віднести до досить великого (3,12 × 3,33 м).

2. Істотний вплив на об’єм блоків надають субгоризонтальні пластові тріщини (група I). Відстані між пластовими тріщинами коливаються від 0,12 до 5,72 м і в середньому становлять 1,61 м.

3. Тріщини діагональної системи (група II) самі по собі не роблять істотного впливу на розмір блоків. Середні відстані між ними становлять 2,7 м.

4. Сполучення елементів залягання тріщин різних груп (особливо група I й II) впливає на блоки. Воно приводить до деякої косокутності блоків, що зменшує розмір і вихід з гірської маси блоків.

Порушення суцільності керна свердловин обумовлюється двома причинами:

1. Наявність природної тріщинуватості граніту (природні тріщини).

2. Технологічними факторами при бурінні свердловин (штучні тріщини).

Кількість похилих тріщин I й II груп коливається від 0 до 20 на 10 п.м., що добре погоджується даними отриманими при вивченні в кар'єрах. При порівнянні даних по розподілу кількості тріщин на 10 п.м. можна помітити тенденцію зменшення кількості тріщин із глибиною. Крім того, із глибиною трохи зменшується відносна роль діагональних тріщин II групи в порівнянні із тріщинами пластовими I групи.

Середні відстані між похилими тріщинами I й II груп коливаються від 0,91 до 12,18 м на всю потужність корисної копалини до горизонту мінус 10 м. У верхніх горизонтах, до позначки +16 м, відстані між тріщинами трохи менші: від 0,62 до 8,18 м. Питома тріщинуватість коливається в межах від 0,2 м/м^2 до 4,1 м/м^2 для всієї площі “Центральної” ділянки і до 2,4 м/м^2 – у контурі підрахунку запасів промислових категорій, крім св. 132, де питома тріщинуватість становить 3,9 м/м^2.

1.5 Гідрогеологічні умови

Район Токівського родовища граніту розташовується на південній окраїні східної частини Українського кристалічного масиву, поблизу від зчленування його із Причорноморською западиною й характеризується неглибоким (до 35 – 40 м) заляганням докембрійських кристалічних порід.

Підземні води в межах розглянутого району знаходяться в піщано-глинистих відкладеннях четвертинного віку, у вапняках сармата, у древніх кристалічних породах та у продуктах їхнього вивітрювання.

Живлення горизонту відбувається переважно за рахунок інфільтрації атмосферних опадів, а в паводкові періоди також, частково, шляхом підживлення поверхневими водами. Розвантаження його здійснюється в основному в місцеву ерозійну мережу, і частково, у нижчележачі водоносні горизонти.

Водопроникність гранітів, що залежить як від інтенсивності їхньої тріщинуватості, так і від характеру заповнення тріщин, у загальному невисока і характеризується коефіцієнтом фільтрації 0,02 – 0,3 м/добу.

Тріщинуватість гранітів на родовищі досить нерівномірна. Тріщини в більшості випадків заповнені піщано-глинистим матеріалом і каолінізовані.

Живлення водоносного горизонту в межах родовища відбувається винятково за рахунок інфільтрації атмосферних опадів або безпосередньо в товщу граніту на ділянках виходів їх на денну поверхню, або через товщу покриваючу граніти осадових порід.

При максимальному розвитку кар'єру по площі середня кількість опадів, що надходять у кар'єр, складе 121,2 м^3/добу. Загальний приплив підземних вод і середніх атмосферних опадів на кінцевий період відпрацювання запасів на ділянці “Центральна” складе 549,1 м^3/добу.

З огляду на малі обсяги підземних вод, що скидаються із кар'єру, погіршення якості води в р. Кам’янка останні практично не викличуть. Перед скиданням у річку ці води повинні попередньо відстоюватися від зважених часток у спеціальних водозбірних зумпфах.

1.6 Гірничотехнічні умови експлуатації

Гірничотехнічні умови експлуатації родовища визначені геоморфологією, геологічною будовою родовища й умовами залягання корисної копалини.

Ділянка підготовки промислових запасів блокового граніту характеризується досить одноманітною геологічною будовою, у якому беруть участь четвертинні піщано-глинисті відкладення, кристалічні породи докембрію і продукти їхнього вивітрювання.

Корисна товща за складом однорідна і представлена одним різновидом сірувато-рожевого і червоного, середньо-мілкозернистого граніту, у верхній частині, у середньому на глибину 1,7 м зачеплені вивітрюванням.

На блокову продукцію придатні тільки незмінені різниці граніту, граніти ж зачеплені вивітрюванням є сировиною для одержання буто-щебеневої продукції.

Таблиця 1.3 – Зведений геологічний розріз Токівського родовища

Найменування, склад	*Потужності, м*		
	від	*до*	*середнє*
1. Розкривні породи:			
1.1. Ґрунтово-рослинний шар	0,0	0,6	0,11
1.2. Суглинки, каолінізована жорства	0,0	8,5[x/]	1,08
Разом м'який розкрив:			1,19
1.3. Граніт вивітрілий	0,0	4,0	0,77
Разом розкривні породи:	0,0	9,0	1,96
2. Корисна копалина			
2.1. Граніт зачеплений вивітрюванням	0,0	6,3	1,72
2.2. Граніт незмінений	42,9	58,4	49,77
Разом корисні копалини:	42,9	59,2	51,49

х/ - у вузькій зоні у свердловини №127.

Загальний обсяг розкривних порід становить 176,11 тис. м^3, у т.ч. м'яких – 107,08 тис. м^3. Геологічний коефіцієнт розкриву 0,04 м^3/м^3.

1.7 Підрахунок запасів

Відповідно до матеріалів звіту з переоцінки запасів Токівського родовища граніту [1] для виробництва підрахунку запасів гранітів “Центральної” ділянки були затверджені наступні кондиції:

1. До корисної копалини віднести незмінені і зачеплені вивітрюванням граніти.
2. Якість незмінених гранітів повинна забезпечити виробництво товарної продукції, що відповідає вимогам державних стандартів.
3. Мінімальний вихід товарних блоків I – IV групи із гранітів – 24 %.
4. Якість гранітів зачеплених вивітрюванням і відходів при видобутку блоків повинно задовольняти державним стандартам.
5. Підрахунок запасів зробити роздільно по незміненим і зачепленим вивітрюванням гранітам у контурі підрахунку запасів.

Запаси гранітів “Центральної” ділянки Токівського родовища класифікувалися по категоріях А, В и C_1. Запаси категорії А і В підраховані до горизонту +16 м. Нижче горизонту +16 м до горизонту –10 м підраховувалися запаси по категорії C_1.

Середня потужність розкривних порід становить 1,96 м, середня потужність гранітів зачеплених вивітрюванням 1,72 м, незмінених гранітів 49,77 м. Відношення потужності розкриву до потужності корисної копалини 1:26,3. Загальний обсяг розкривних порід становить 176,11 тис. $м^3$, у т.ч. м'яких – 107,08 тис. $м^3$. Коефіцієнт розкриву – 0,04.

Протоколом засідання ДКЗ від 5.07.1981 р. переведені запаси гранітів, підраховані по Центральній ділянці в границях кар'єру по категорії В у категорію А, а запаси категорії C_1 у В і затверджені у кількості по категоріях:

Таблиця 1.4 – Запаси корисної копалини відповідно до протоколу ДКЗ

Категорія запасів	*Граніт зачеплений вивітрюванням*	*Граніт незмінений, тис. $м^3$*	*%*
А	154,6	2132,3	47,7
В	–	2332,7	52,3
А+В	154,6	4465,0	100

2. ДОСЛІДНИЦЬКИЙ РОЗДІЛ

2.1 Постановка задач досліджень

Розробка родовищ облицювального каменю відрізняється низкою специфічних особливостей, які дозволяють виділити такого роду кар'єри в особливу групу гірничодобувних підприємств. Цими особливостями, як зазначає проф. Бакка Н.Т. [5], є:

- необхідність у процесі видобутку каменю зберігати його основні якісні показники, тобто міцність, блочність та декоративні властивості;
- використання спеціальних методів відокремлення блоків каменю від вибою, навантаження їх, транспортування та підйому з кар'єру;
- застосування спеціальних систем розробки та методів розкриття родовищ;
- мінімізація відходів корисної копалини.

Видобуток природного каменю на різних родовищах має свою специфіку, яка пов'язана насамперед із цільовим призначенням та способами видобутку. Так «щебеневий кар'єр» може бути задіяний виключно для видобутку щебеню. Таке виробництво практично не залишає відходів – навіть найдрібніша його фракція, включаючи відсів, знаходить застосування у будівельний промисловості та будівництві бетонних доріг.

Інша справа «блоковий кар'єр». Його основна продукція – блоки габро, мармуру або граніту, якість яких (а значить і вартість) насамперед залежить від способу вилучення їх із масиву породи. Кожна з технологій має свої переваги, недоліки і характеризується певним рівнем втрат.

Вибуховий спосіб – Способи видобутку з використанням вибухівки (порох, детонуючий шнур або інші вибухові речовини з малою щільністю) характеризуються високою продуктивністю, незначною вартістю робіт та *найбільшими втратами*. Ударна хвиля від вибуху не тільки розбиває моноліт на безліч дрібних уламків, а й порушує цілісність великих відколотих блоків, знижуючи їхню якість. Кількість відходів зростає ще більше під час надання блокам форми близької до прямокутної. Відходи, що утворилися при такому

способі видобутку, можуть бути використані шляхом їх переробки в щебінь (дрібні фракції), а з більших виробляється, наприклад, бутовий камінь або бруківка.

Механічний спосіб – Велика група способів, що забезпечує найкращі якісні показники при вилученні блоків твердих та високодекоративних порід каменю (граніт, лабрадорит, мармур, габро-діабаз). Завдяки відсутності динамічних та ударних навантажень, здобуті механічним шляхом блоки зберігають монолітність та міцність, мають правильні геометричні форми та не вимагають пасерування (вирівнювання граней). До них відносяться:

Бурокліновий спосіб - передбачає буріння ряду отворів (шпурів) по контуру майбутнього блоку, установки в них клинів, які при зануренні в шпури створюють достатню напругу для відділення блоку. Природа використовуваних клинів може бути різною - від найпростіших металевих клинів до гідравлічних і повітряних, включаючи також використання спеціальних сумішей, що розширюються при затвердінні (невибухова розширювальна суміш НРС-1).

Каменерізні (барові) машини – використовують ланцюжкову пилку із зубами із високоміцних сплавів, або з алмазним напиленням. Призначені для видобутку каменю як м'яких так і твердих порід. Втрати мінімальні (кам'яна тирса) та залежать від товщини розпилу.

Різання алмазними канатами - дозволяє вирізати блоки будь-якого розміру (в розумних межах), для підготовки до різання потрібно просвердлити всього 2 отвори (шпура) і пропустити через них канат, втрати - кам'яна тирса від різання.

Крім мінімальної кількості відходів, механічні способи видобутку дозволяють вибирати напрямок розпилу, що має важливе значення при видобутку каменю з високими декоративними характеристиками. При правильно обраній орієнтації блоку виготовлена з нього плита полірована з граніту матиме оригінальну текстуру, що суттєво вплине на вартість виробу та дозволить уникнути втрат у вигляді бракованої продукції.

При видобутку каменю в блокових кар'єрах до втрат також слід віднести зниження якості внаслідок переміщення, транспортування та інших процесів.

У зв'язку із вищезазначеним ***метою роботи*** є – встановлення впливу різних технологічних схем видобутку блочного каменю на кількості показники втрат корисної копалини в умовах розробки ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів.

Для вирішення поставленої мети визначені основні ***задачі роботи***:

• аналіз ведення гірничих робіт при відпрацюванні запасів ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів;

• аналіз методики встановлення впливу різних технологічних схем видобутку блочного каменю на кількості показники втрат корисної копалини;

• оцінка втрати блочної сировини при веденні добувних робіт з використанням різних технологічних схем та встановлення коефіцієнту вилучення корисної копалини.

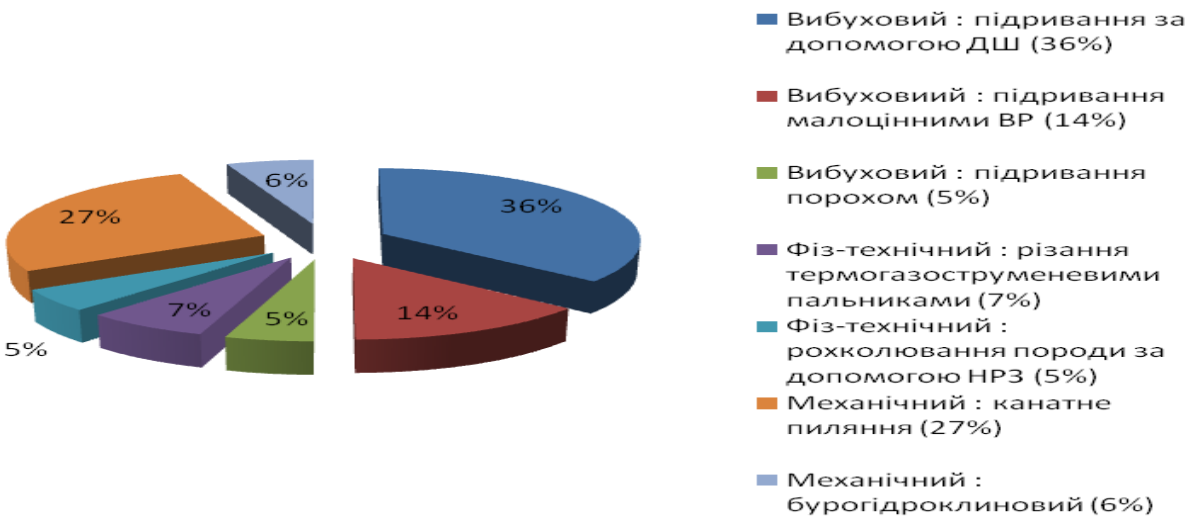
2.2 Аналіз літературних джерел з досліджень розробки родовищ з видобутку блочного каменю

Проблеми вдосконалювання й наукового обґрунтування технологій відкритої розробки родовищ корисних копалин широко відображені в наукових працях таких відомих учених, як: М.Г. Новожилов, Б.Н. Тарatковський, М.В. Мельников, В.В. Ржевський, Е.Е. Шешко, І.Л. Гуменик, Р.С. Крисін, М.С. Четверик, Н.Т. Бакка, А.С. Пригунов, В.І. Симоненко, Г.Д. Пчолкін, Б.Ю. Собко, А.М. Маєвський, Г.Я. Корсунський, Р.В. Соболевський та інші.

Щодо досліджень і вирішення проблем технології видобутку блочного каменю, формуванням технологічних комплексів та вивченню тріщинуватості гірських порід і масивів як фактора їх стійкості присвячено багато досліджень таких вчених як М.Т. Бакки, Ю.Г. Карасьов, Л.І. Барона, Р.В. Соболевський, Б.М. Кутузова, В.В. Коробійчук, В.І. Симоненко та ін.

Значний внесок в розвиток зазначених питань зробила Житомирська школа науковців на чолі з професором Баккою М.Т.

Останнім часом у каменевидобувній галузі спостерігається тенденція на збільшення використання механічних способів у зв'язку з підвищенням вимог до якості та довговічності [6].



В роботах [7-9] наведено методику оцінки втрат природного каменю при використанні буровибухових, буроклинових, термогазоструминних способів відділення блоків від масиву природного каменю.

У роботах [10-17] встановлено залежності зниження міцнісних властивостей і розвитку мікро-тріщинуватості каменю від відстані до заряду, а в роботах [18-20] запропоновано нову методику дослідження крайових зон гірських порід, що впливає на подальше пасерування блочного каменю.

Аналіз робіт [21-24] показує, що спосіб руйнування порід при підготовці блоків до виймання, в значній мірі, визначає якість видобутої сировини, а отже і вартість готової продукції, тому в багатьох роботах [25-28] визначається, що перспективним і раціональним напрямком видобутку блочного каменю є алмазно-канатне різання. В той же час аналіз робіт [29-31] показує, що застосування алмазно-канатного різання на кар'єрах м'яких і середніх порід вже знайшов широке застосування.

Розвиток багатьох питань теорії відкритої розробки родовищ нерудних корисних копалин відображено в працях Шапаря А.Г., Крисіна Р.С. [32], Єфремова Э.І, Шлайна І.Б. [33-34], Горкунова В.І., Гаврилюка І.І. [35-36], Буянова А.Д. [37-39], Буткевича Г.Р. [40-42], Пчолкіна Г.Д. [43-44], Собка Б.Ю., Симоненка В.І., й інших вчених [45-64].

2.3 Аналіз ведення гірничих робіт при відпрацюванні запасів ділянки «Центральна» Токівського родовища

2.3.1 Загальні дані

Родовище гранітів розташоване в Апостолівському районі Дніпропетровської області 18 км східніше м. Апостолове і в 225 км південно-східніше м. Дніпропетровська. Найближчі населені пункти: с. Токівське та Мар'ївка II, розташовані в 0,5 км та 4 км південніше Токівського кар'єру, а с. Червоний Тік в 5 км західніше. Видобуток блочного каменю на ділянці родовища ведеться ВП «Київський кар'єр» ПАТ ГВКК «Біличі». Кар'єр розташовано в південній частині ділянки «Центральна».

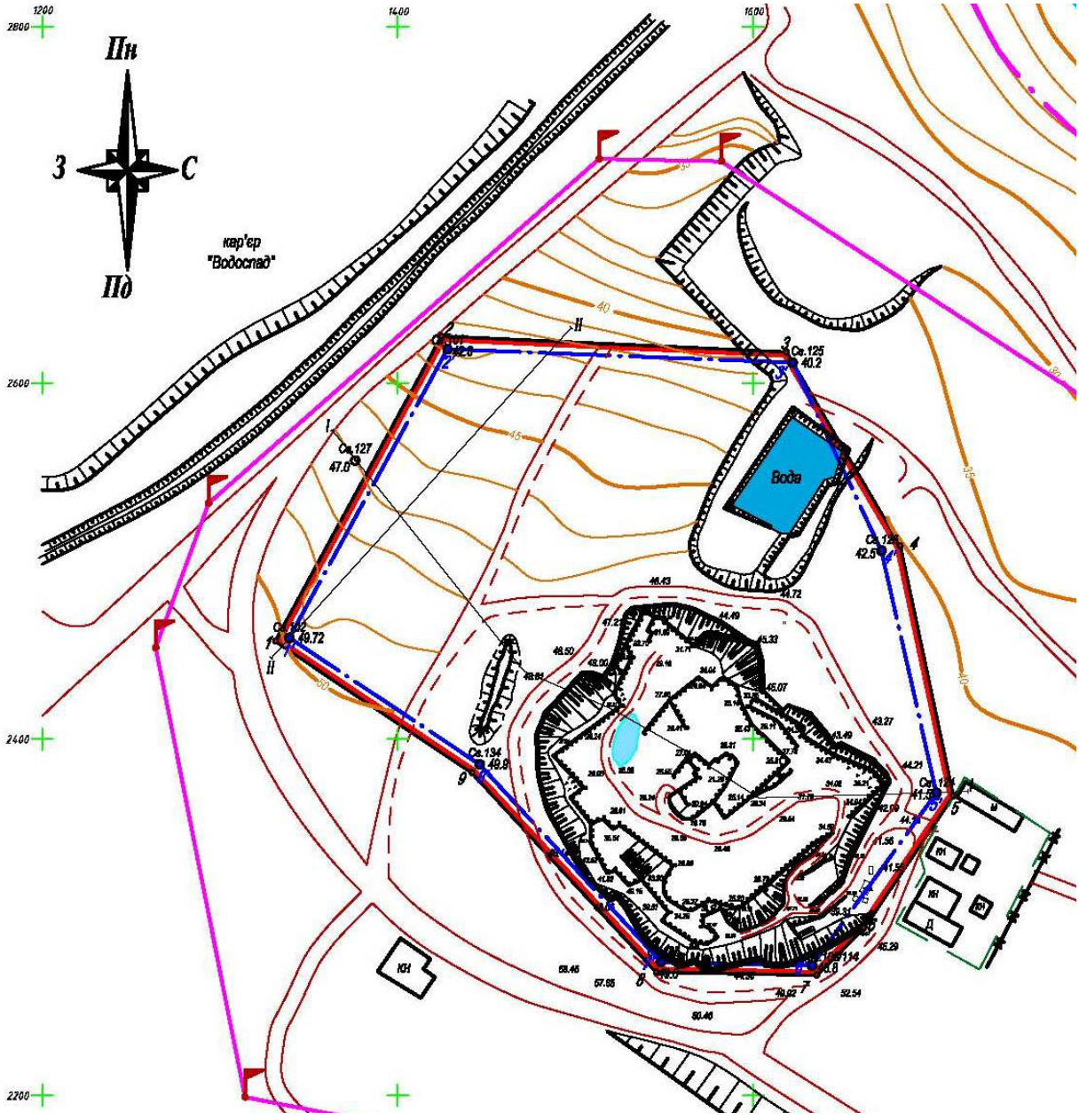


Рис. 2.2 – План гірничих робіт

Площа ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів складає 9 га. Середня глибина кар'єру на момент виконання проектних робіт складає 24,0 м.

Виробка з розкриття ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів проведена в південно-східній частині з позначки +42.0 м на позначку +38.0 м.

Кар'єр відпрацьовується п'ятьма горизонтами: одним змішаним (+42.0 м) та чотирма добувними (+38.0 м, +32.0 м, +26.0 м, +20.0 м).

Продуктивність кар'єру по породам розкриву буде змінюватися по рокам відпрацювання та не перевищуватиме 1 000 $м^3$ на рік.

Відділення блоків від масиву ведеться п'ятьма вибоями із застосуванням буро-підривних робіт та машин канатного різання.

Буріння вертикальних шпурів здійснюється буровим верстатом Perfora minidrill, верстатами стрічкового буріння Marini та бурильними молотками YT-28. Також для відділення блоку від масиву застосовуються машини канатного різання Piligrini TD I 80 та FY-QWM-55KW [2-4].

Завалювання відокремлених блоків здійснюється за допомогою лебідок або спеціального навісного обладнання, яке встановлюється на колісному навантажувачі (при висоті блоку до 3 м).

Розділення відокремленого моноліту на менші блоки (сляби) виконується неподалік від вибою або на спеціально обладнаному майданчику. Розділення біля вибою виконується за допомогою буріння вертикальних шпурів та використання порошку НРС або гідро-клинової установки. Розділення моноліту на майданчику виконується за допомогою машини канатного різання.

Завантаження отриманих слябів або інших відокремлених частин монолітів в автосамоскиди БелАЗ-540 (вантажністю 27 т) виконується за допомогою підйомних кранів ДЭК-50, МКГ-25/5, КДК-25/5. Завантажена продукція автосамоскидами доставляється на поверхневий склад готової продукції, звідки й здійснюється відвантаження продукції споживачам.

2.3.2 Застосування буровибухового способу

На рис. 2.3 наведена технологія видобутку блочного каменю із застосуванням буровибухового способу видобутку.

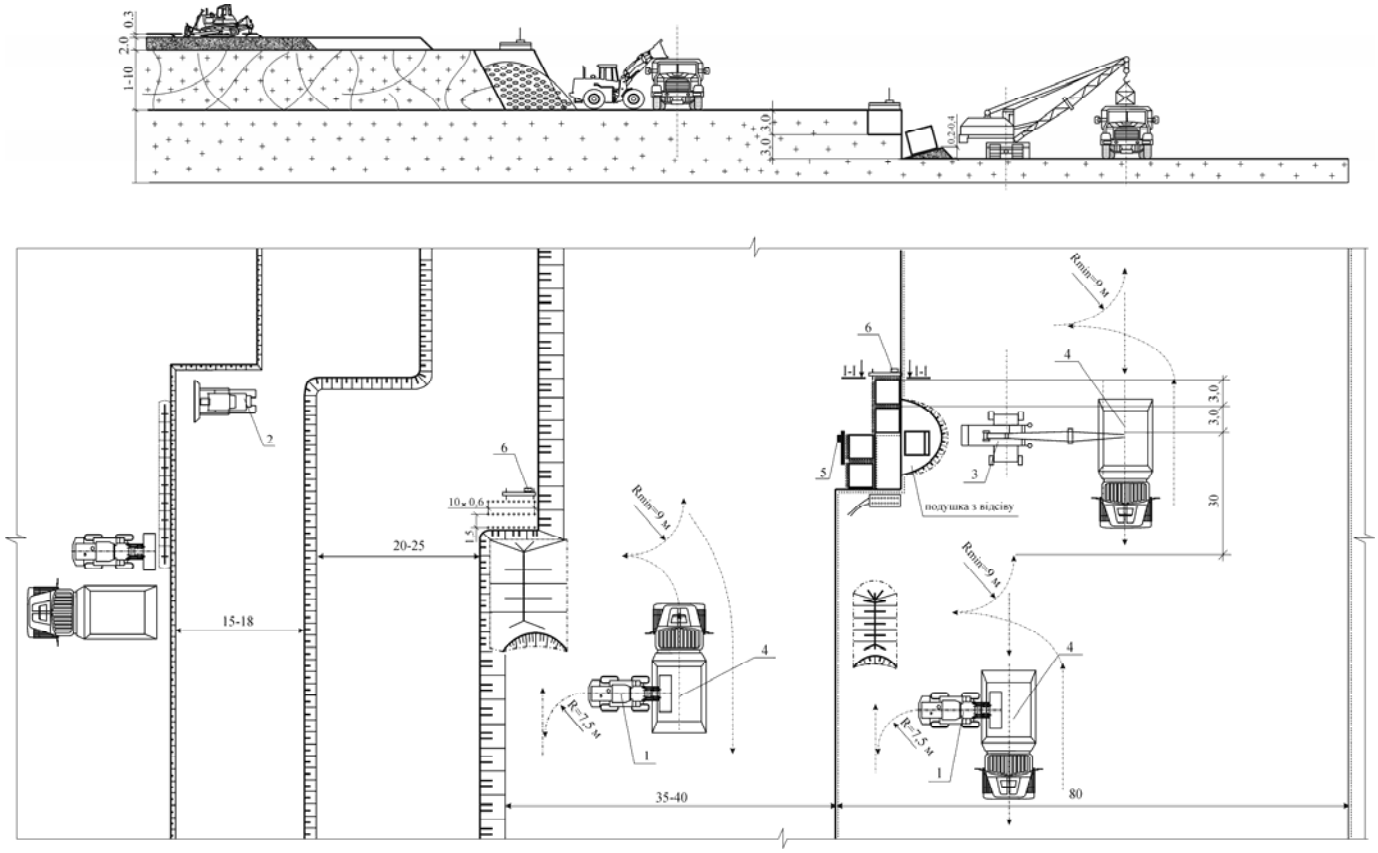
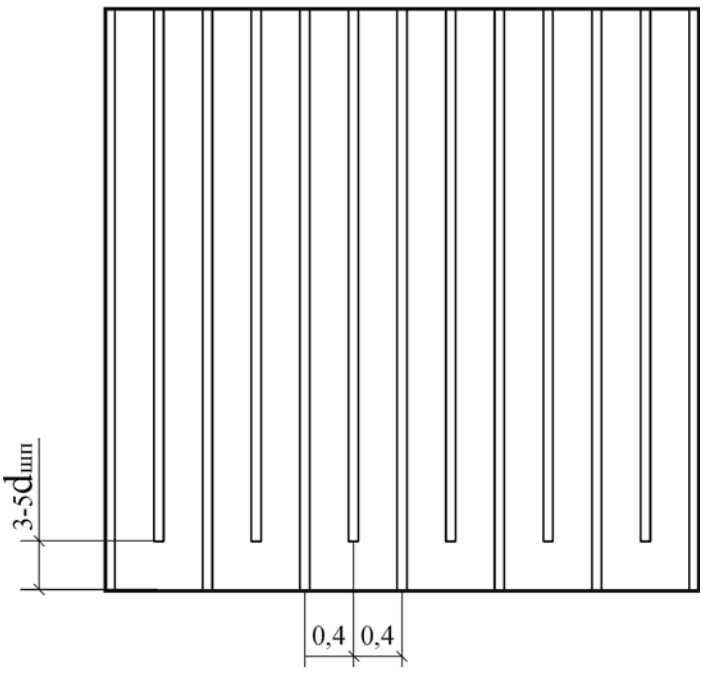


Рис. 2.3 – Технологія видобутку блочного каменю із застосуванням буровибухового способу



№	Наименование	Тип
1	Фронтальний навантажувач	Volvo 220 E
2	Бульдозер	Т-130
3	Кран	РДК-25, КС-5363
4	Автосамоскид	БелАЗ-540
5	Гідроклинова установка	Flauspak 86 E
6	Машина строчечного буріння	GM/2, Spherical
7	Перфоратор	Tikery-20

Рис. 2.4 – Схема розташування шпурів при відділенні блоку від масиву

2.3.3 Застосування установок для розпилювання блочного каменю за допомогою алмазних канатів

На рис. 2.5, 2.6 наведена технологія видобутку блочного каменю із застосуванням установок для розпилювання блочного каменю за допомогою алмазних канатів, основні параметри розраховані вище.

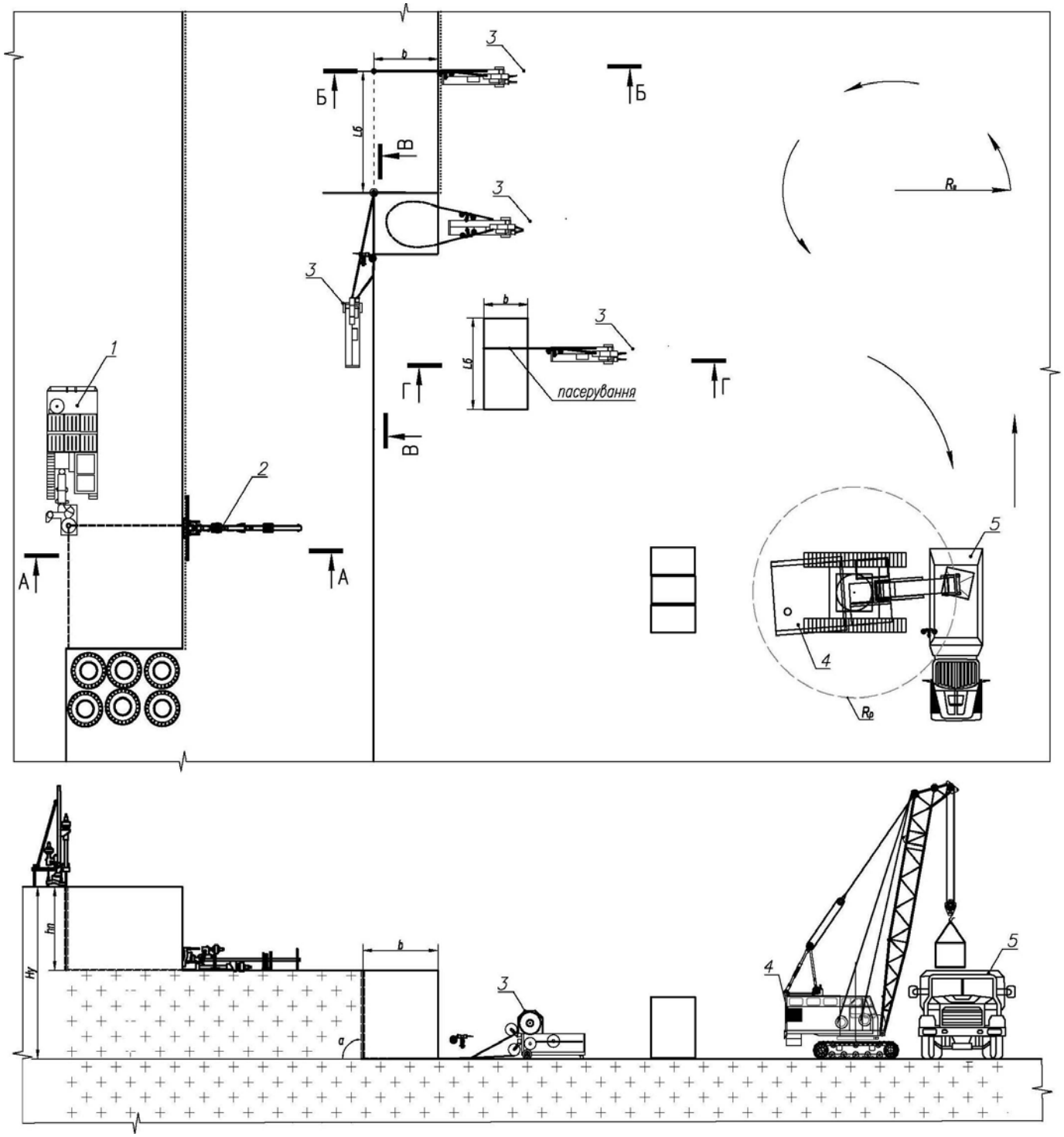


Рис. 2.5 – Технологія видобутку блочного каменю
за допомогою алмазних канатів

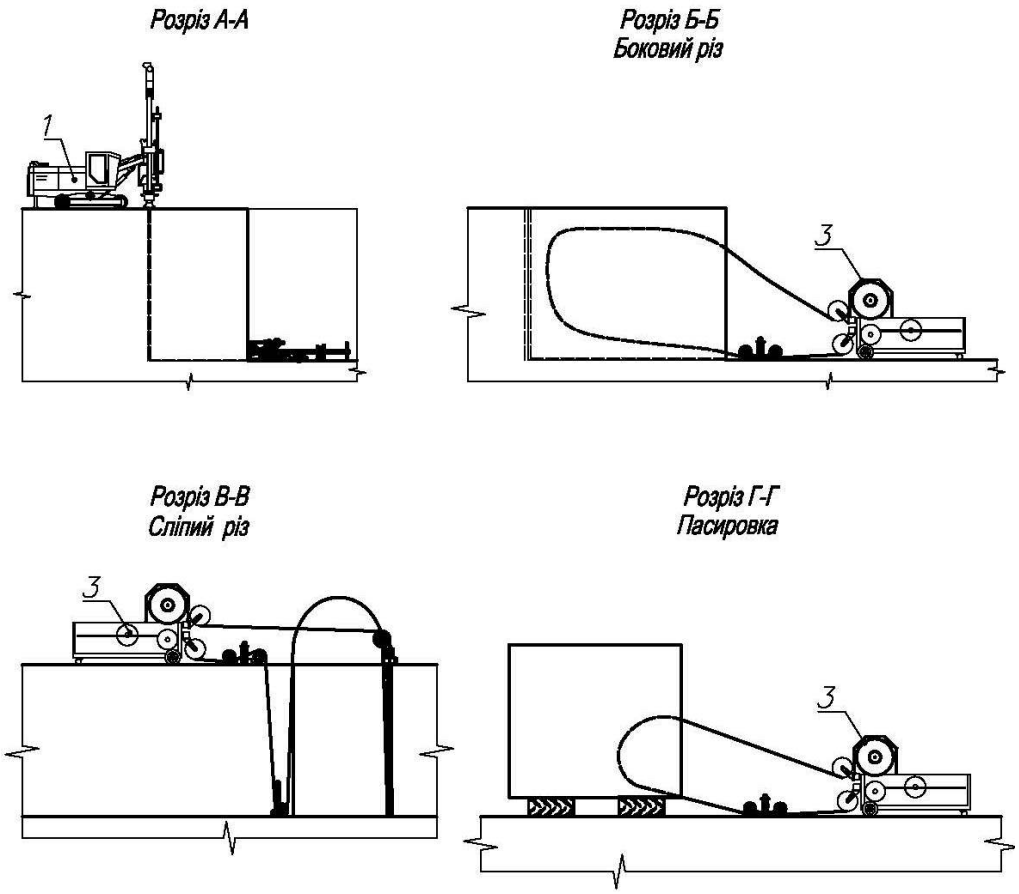


Рис. 2.6 – Технологія видобутку блочного каменю по II варіанту

Основні технологічні параметри: Ну = 6 м - висота уступу; hc = 1-5 м - висота підуступу; α = 90° - робочий кут укосу видобувного уступу; b = 2-20 м - ширина блоку; Lб = 2-20 м - довжина блоку; Ra = 8,5 м - радіус повороту автосамоскиду; Rp = 6-14 м - радіус розвантаження підйомного крану; Шрм min = 24 м - мінімальна ширина робочого майданчика.

Досвід щодо застосування установок для розпилювання блочного каменю, за допомогою алмазних канатів, вже достатній час успішно застосовується на багатьох кар'єрах України.

Канатна пила - пристрій для розрізання дуже товстих конструкцій з бетону, залізобетону, каменю і цегли. Пила з алмазним канатом надає практично необмежені можливості: нею можна розрізати конструкцію будь-якої товщини, з будь-якого матеріалу, що має будь-яку поверхню і форму. Канатної пилкою можна пиляти в будь-якому напрямку, в дуже обмежених умовах і в самих важкодоступних місцях. Унікальність технології різання канатної пилкою ґрунтується на відсутності обмеження по радіусу диска.

Установка канатного розпилювання забезпечений складною системою відвідних роликів. Саме вони дають можливість виконувати переріз канатної пилкою будь-якої форми і в будь-якому напрямку. Ріжучий інструмент канатної пилки - алмазний канат: металевий трос з алмазними втулками. За допомогою відвідних роликів алмазний канат може направлятися в область різання через кутів і через вузькі отвори. Установки можуть бути забезпечені гідравлічним або електроприводом, системою автоматичного регулювання зусилля різання і т.д. Конструкція забезпечує максимальну зону охоплення приводного колеса канатом, що забезпечує максимальну передачу приводного зусилля.

Щоб виготовити отвір за допомогою канатної пилки, спочатку бурять кілька отворів, які намічають розміри майбутнього прорізу. Ці отвори будуть крайніми точками прорізу. Після цього починається монтаж обладнання: встановлюється апарат канатного пиляння і додаткові ролики. Канат за допомогою напрямних обертових роликів простягається через просвердлені отвори і прямує від машини в площину різання. При горизонтальній різанні канат може повертатися на короткому відрізку в горизонтальну площину парним комплектом роликів.

Рис. 2.7 – Загальний вигляд установок канатного різання

Рис. 2.8 – Загальний вигляд алмазних канатів

Ролики накопичувача каната виготовлені з алюмінію. Для запасування каната на них надіті прогумовані обода. Якщо обід зношується, то його можна без проблем замінити. Завдяки цьому значно знижується експлуатаційна собівартість роликів накопичувача.

Рис. 2.9 – Загальний вигляд канатної пилки в роботі при відділенні блоку

2.4 Методики встановлення впливу різних технологічних схем видобутку блочного каменю на кількості показники втрат корисної копалини

Втрати при пилянні алмазним канатом можна розділити на втрати кількісні і якісні [6]. У зв'язку з тим, що технологія пиляння гнучким канатом при відділенні блоку (моноліту) від масиву практично не порушує монолітність масиву природного каменю, втрати якості незначні, і їх можна знехтувати. Ця обставина вигідна через те, що зменшуються втрати природного каменю при його обробці (збільшується вихід продукції з одного куб. метра).

Кількісні втрати природного каменю при пилянні масиву алмазним канатом визначається за формулою [6]:

$$V_{вт} = S \times b, \text{ м}^3$$

де S – площа пропилу, м^2;

b – товщина (ширина) пропилу (зона втрат), м. Значення b визначається технологічними розмірами алмазного каната (його діаметра). На сьогоднішній день випускаються алмазні канати діаметром від 10 до 14 мм.

Коефіцієнт вилучення корисної копалини при алмазно-канатному пилянні визначатися за залежністю:

$$K_в = 1 - \frac{V_{вт}}{V_{п.з.}}$$

де $V_{вт}$ – обсяг втрат природного каменю під час виконання пропилів, м^3;

$V_{п.з.}$ – обсяг вилучених та погашених запасів блочної сировини, м^3.

У розрахунку на блок обсяг запасів $V_{пз}$ визначається за формулою:

$$V_{п.з.} = h \times x \times y, \text{ м}^3$$

де h – глибина пропилу, м;

$x, (y)$ – відстань між осями пропилів кантом, у напрямку поздовжніх тріщин (за напрямом поперечних тріщин), м;

Втрати при видобутку природного каменю з використанням термогазоструйного способу включають: кількісні втрати каменю на прорізання щілин. Кількісні втрати при прорізанні щілин термогазоструйними різаками визначається за формулою [6]:

$$V_{вт.т} = 0{,}5 \times b \times h \times L_р, \text{ м}^3$$

де b – ширина термощілини, м;

h – глибина пропилу, м;

$L_р$ – сумарна довжина різання по всьому блоку, м.

Втрати якості блочного сировини при видобутку термогазоструйним інструментом відсутні.

Кількісні втрати блочного каменю при бурінні шпурів можна визначити за формулою [6]:

$$V_{ш} = \frac{\pi \times d_{ш}^2 \times l \times n}{4}, \text{ м}^3$$

де $d_{ш}$ – діаметр шпуру, м;

l – довжина шпуру, м;

n – кількість шпурів, м.

Втрати природного каменю при розколюванні гідроклинами, НРС визначити за формулою [6]:

$$V_{НРС} = V_{б}(1 - K), \text{ м}^3$$

де $V_{б}$ – обсяг моноліту, що розколюється на блоки, м3;

К – коефіцієнт блочності

Відповідно до [6] значення даного коефіцієнта становить:

- для дрібнозернистих гранітів – 0,75÷0,90
- для середньозернистих гранітів – 0,70 ÷ 0,85
- для крупнозернистих гранітів – 0,60 ÷ 0,80.

Втрати якості каменю під час проведення вибухових робіт з відділення моноліту від масиву [6] можна визначити за формулою:

$$V_{в.р} = (l + b) \times h \times r, \text{ м}^3$$

де l, b, h – довжина, ширина і висота моноліту (блоку) відповідно, м;

r – радіус зони порушення монолітності природного каменю під впливом ударної хвилі вибуху ВР, м.

$$r = 0{,}356 \times l_{о}, \text{ м}$$

$l_{о}$ – оптимальна відстань між шпурами, м.

Для встановлення радіус зони порушення монолітності природного каменю під впливом ударної хвилі вибуху в умовах ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів було проведено експеримент з використанням димного пороху, в наслідок чого отримано експериментальний показник r, який становить понад 0,28 м при діаметрі шпура 40 мм.

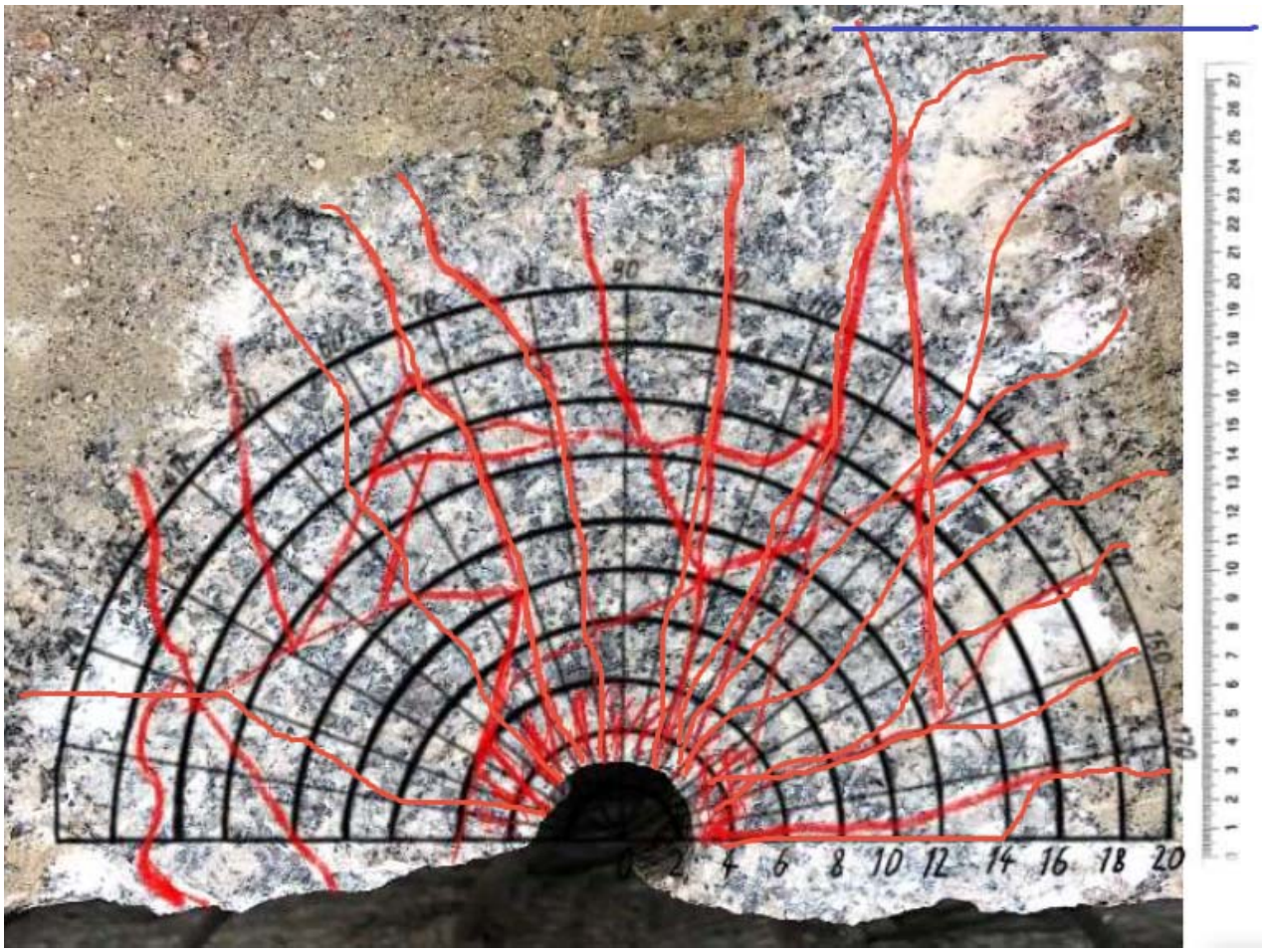


Рис. 2.10 – Діаграма встановлення радіусу навколошпурової зони порушення монолітності природного каменю після вибуху заряду

2.5 Оцінка втрати блочної сировини при використанні різних технологічних схем

Провівши розрахунки за методикою встановлення впливу різних технологічних схем видобутку блочного каменю на кількості показники втрат корисної копалини отримаємо наступні показники:

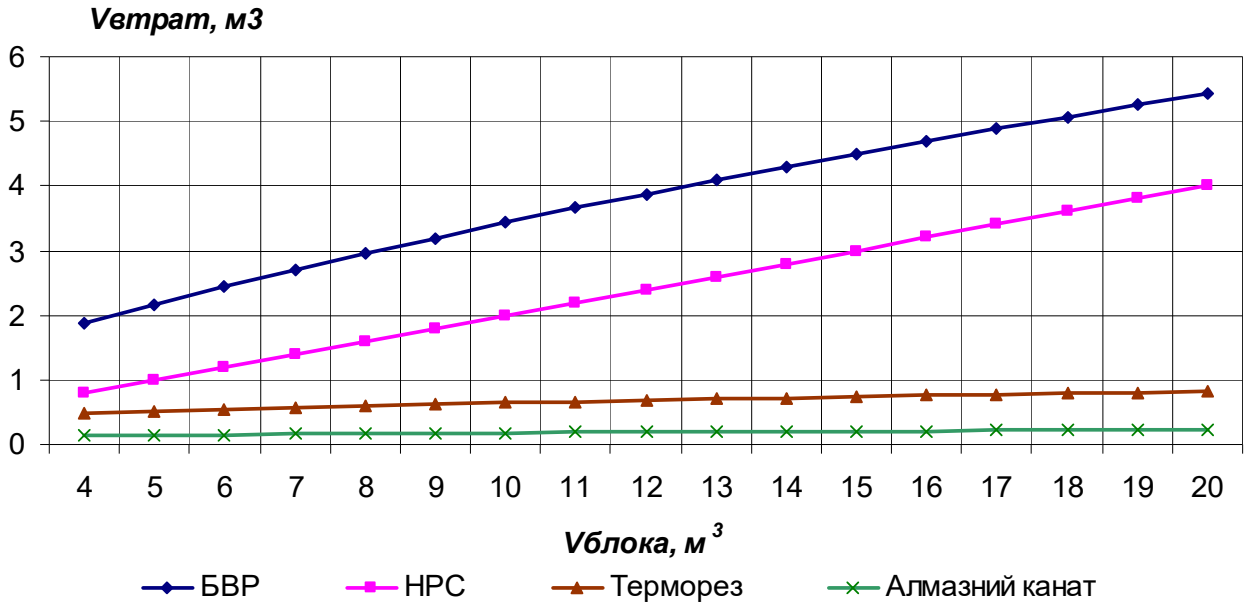


Рис. 2.11 – Показники зміни втрат корисної копалини в залежності від технологічних схем видобутку блочного каменю

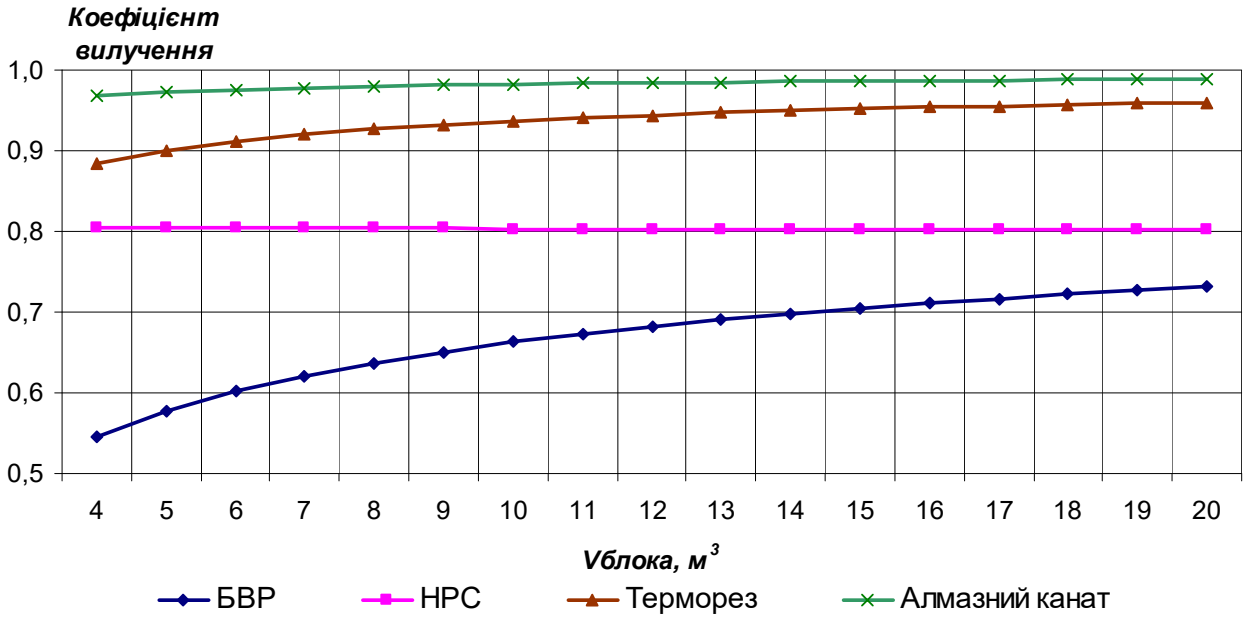


Рис. 2.11 – Показники зміни коефіцієнта вилучення корисної копалини від технологічних схем видобутку блочного каменю

Висновки

Аналізуючи отримані результати порівняльної оцінки кількісних і якісних втрат при різних способах відокремлення блоків від масиву можна зробити наступні висновоки:

- застосування на кар'єрах природного каменю технології алмазно-канатного пиляння дозволяє зменшити втрати сировини в 14-25 рази порівняно з буропідривним способом, в 6-17 рази порівняно з буроклиновим способом, та в 3,5 рази в порівнянні з термогазоструйним способом при підготовці блоків до виїмки (в залежності від об’єму блоку);

- застосування технології алмазно-канатного пиляння дозволяє підвищити коефіцієнта вилучення блочної сировини в 1,4-1,8 рази порівняно з буропідривним способом, в 1,3 рази порівняно з буроклиновим способом, та в 1,1 рази в порівнянні з термогазоструйним способом;

- також слід відмітити, що термогазоструйний спосіб підготовці блоків до виїмки є на сьогоднішній день «найдорожчій», з практики роботи кар’єрів України даний спосіб «не використовується», термогазоструйний спосіб застосовується лише при нарізанні первинної щілини нового горизонту, або врізання у масив у труднодоступних місцях.

3. ТЕХНОЛОГІЧНИЙ РОЗДІЛ

3.1 Кар'єрне поле, промислові запаси та визначення терміну роботи кар'єру

Кар'єрне поле. розташоване в контурах підрахованих запасів граніту ділянки «Центральна». До кар'єрного поля прилягають: на північному сході – р. Кам'янка; на південному сході – промисловий майданчик Київського кар'єру ПАТ «Біличі»; на південному заході – автомобільна дорога та промисловий майданчик Токівського КДЗ; на північному заході – мажа ділянки «Водопад».

Запаси корисної копалини. Запаси корисної копалини на ділянці «Центральна» Токівського родовища гранітів затверджені протоколом ДКЗ від 5.07.1981 року, запаси корисної копалини розвідані на площі 9 га та підраховані до позначки -10.0 м в межах розвідки: Всього 4 465,0 тис. м^3.

Залишкові балансові запаси корисної копалини станом на 01.10.2022р. згідно форми № 5-гр становлять:

А – 2 001,2 тис. м^3; В – 2 314,0 тис. м^3; Всього 4 314,2 тис. м^3.

Промислові запаси корисної копалини в контурі кар'єрного поля складають:

$$\sum V_{ПЗ} = \sum V_{б.з} - \sum V_{вт} = 4314200 - 539 = 4313661 \text{ тис. м}^3$$

Загальні втрати корисної копалини в кар'єрі становлять:

$$h_{П} = \frac{\sum V_{вт}}{\sum V_{б.з}} \times 100 = \frac{539}{4314,2} \times 100 = 12,5\ \%$$

Термін роботи кар'єру. Проектна продуктивність кар'єру становить 12 тис. м^3/рік. Запаси корисної копалини по категоріям А+В станом на 01.10.2022 р становлять 4 314,2 тис. м^3.

Тоді термін роботи кар'єру складатиме :

$$T_{роб} = \frac{V_{б.з.} - \sum V_{вт}}{Q_k} = \frac{4\,314200 - 539\,000}{1\,2\,000} = 314,6 \text{ років}$$

де $V_{бз}$ – балансові запаси корисної копалини, м^3.

$Q_к$ – продуктивність кар'єру, м^3.

3.2 Продуктивність та режим роботи кар'єру

Режим роботи. Режим роботи кар'єру відповідно до діючого робочого проекту видобутку блочного каменю наведений у таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 – Режим роботи кар'єру

№ з.п.	*Найменування показників*	*Назва робіт*	
		Добувні	*Розкривні*
1	Режим роботи	цілорічний	цілорічний
2	Кількість робочих днів на рік	255	255
3	Кількість змін на добу	2	2
4	Тривалість зміни, годин	8	8

Продуктивність кар'єру. Продуктивність кар'єру по корисній копалині становить 12 тис.м^3/рік (32 тис.т/рік). Продуктивність кар'єру по породам розкриву буде змінюватися по рокам відпрацювання та не перевищуватиме 1 000 м^3 на рік, з них: ГРШ – 68 м^3/рік; м'якого розкриву – 387,8 м^3/рік; скельного – 544,2 м^3/рік.

Обсяг добування гірничої маси в кар'єрі згідно терміну роботи приводиться у таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 – Продуктивність кар'єру згідно режиму роботи

№ з.п.	Продуктивність	Потужність кар'єру			
		Породи розкриву			Корисна копалина
		ГРШ	М'якого	Скельного	
		м³	м³	м³	м³
1	Річна	68	387,8	544,2	12 000
2	Добова	0,27	1,52	2,13	47,10
3	Змінна	0,135	0,76	1,07	23,55
4	Годинна	0,017	0,1	0,133	2,94

*щільність граніту у цілику – 2,62 т/м³, порід м'якого розкриву – 1,67 т/м³; скельного – 2,24 т/м^3 [1-4].

3.3 Розкриття родовища

На сьогодні кар’єр відпрацьовувався п’ятьма горизонтами: одним змішаним (+42.0 м) та чотирма добувними (+38.0 м, +32.0 м, +26.0 м, +20.0 м). Відділення блоків від масиву ведеться п’ятьма вибоями.

Виймання порід м’якого та скельного розкриву ведеться окремими уступами, висота яких змінюється в залежності від потужності порід розкриву в межах від 0 до 2,3 м для м’якого розкриву та від 0 до 4 м для скельного.

Ділянка родовища розкрита траншеями в південно-східній частині неподалік від майданчика адміністративно-побутового комплексу. Розкриття горизонту +38.0 м виконано з позначки +42.0 м в південно-західному напрямку, де мається відповідний з’їзд. Виробка розкриття з позначки +38.0 м на позначку +32.0 м проведена у зворотному напрямку. Горизонт +26.0 м розкритий в західному напрямку з позначки +32.0 м за допомогою відповідної траншеї з подальшим утворенням з’їзду. На 2022 р. родовище розкрите до позначки +20.0 м. Горизонт +20.0 м відпрацьовується в центральній частині кар’єру. Далі планується поглиблення кар’єру до позначки -10.0 м (до межі підрахунку запасів). Для цього передбачається подальше розкриття п’яти видобувних горизонтів з позначками +14.0 м, +8.0 м, +2.0 м, -4.0 м, -10.0 м. Транспортний зв'язок здійснюється по існуючій дорозі, яка розташована вздовж східної межі.

На кар’єрі прийняте зовнішнє відвалоутворення. Доставка порід розкриву та ҐРШ на відвали здійснюється автосамоскидами по тимчасовим шляхам. Відвали розташовані в межах земельного відводу на півночі родовища.

Проходка похилої траншеї здійснюється шляхом випилювання блоків машинами канатного різання. Для цього буровим верстатом Perfora minidrill пробурюватимуться похилі та вертикальні шпури, в які згодом буде заводитися робочий орган машини канатного різання (канат з алмазними напайками). За допомогою машини канатного різання будуть відокремлюватися блоки від масиву. Виймання відокремлених блоків буде виконуватися з допомогою кранів ДЭК-50, МКГ-25/5, КДК-25/5. Транспортування блоків здійснюється автосамоскидами БелАЗ-540. Як допоміжне обладнання буде застосовуватися

колісні навантажувачі Volvo- L 220 -E. Також передбачається проходка траншеї із застосуванням буропідривних робіт. Параметри похилої траншеї: поздовжній нахил 80‰, кути укосу бортів траншеї: робочий – 90º і неробочий – 80º. Проходка траншеї здійснюється на глибину 6,0 м.

Довжина траншеї: $L_{тр.} = \frac{H_y}{i} = \frac{6}{0{,}08} = 75$ м,

де, i – ухил траси поздовжньої осі траншеї при застосуванні автомобільного транспорту, тисячних.

Враховуючи те, що завантаження відділених блоків в транспортні засоби можливе при установці автосамоскида та крану на уступі з якого проводиться розкриття горизонту ширина траншеї розраховується для односмугового руху автосамоскида (при продуктивності кар'єру 12 тис.т на рік).

Ширина траншеї понизу, при односмуговому русі автосамоскидів визначається за формулою [65-67]:

$$b_{\min} = B_{об} + K + в_о + П_{па1} + в_о + K + B_{об} = 2 + 1{,}2 + 1{,}5 + 5 + 1{,}5 + 1{,}2 + 2 = 14{,}4 \text{ м}$$

де $B_{об}$ – ширина обочини зі сторони вищерозташованого уступу з урахуванням полоси збирання просипів, $B_{об} = 2$ м;

K – ширина водовідвідної канави, м;

$в_о$ – ширина обочини вздовж проїзної части дороги, $в_о = 1{,}5$ м [9];

$П_{па1}$ – ширина транспортної смуги при $1_{-о}$ русі автосамоскидів;

Прийнято ширину капітальної траншеї понизу 15 м.

Об'єм капітальної траншеї [65-67]:

$$V'_{к.тр.} = \frac{H_y^2}{i} \times \left(\frac{b_{\min}}{2} + \frac{H_y \times ctg\alpha_{нер.}}{3} \right) = \frac{36}{0{,}08} \times \left(\frac{15}{2} + \frac{6 \times ctg80°}{3} \right) = 3532{,}5 \text{ м}^3$$

Для створення першочергового фронту гірничих робіт робочим проектом передбачено спорудження котловану на всю висоту уступу.

Ширина котловану дорівнює довжині блоку, що відколюється, але не менше довжини автосамоскида чи колісного навантажувача, які можуть розташовуватися в котловані. Ширина котловану приймається 10 м.

Мінімальна довжина котловану визначається з умови розташування площадки для завалювання блоків, площадки розвороту обладнання (колісного навантажувача) та безпечних відстаней між укосом уступу, блоком та навантажувачем. Довжина котловану визначається за формулою [65-67]:

$$l_{тр} = b_{без.} + \frac{1}{2} \times b_{к.н.} + R_р + b_{без.} + h_{бл.} + b_{бл.} = 0{,}5 + \frac{1}{2} \times 3{,}74 + 7{,}82 + 0{,}5 + 6 + 6 = 22{,}69 \approx 23 \text{ м}$$

де $b_{без.}$ – безпечна відстань між укосом уступу, блоком та навантажувачем;

$b_{к.н.}$ – ширина колісного навантажувача, $b_{к.н.}$ = 3,74 м;

$R_р$ – радіус розвороту колісного навантажувача, $R_р$ = 7,82 м;

$h_{бл.}$ – висота блоку, що відділяється, $h_{бл.} = h_{у.}$ = 6 м;

$b_{бл.}$ – ширина блоку, що відділяється, $b_{бл.}$ = 6 м.

Об’єм котловану визначається за формулою [65-67]:

$$V'_{котл.} = l_{тр.} \times b_{тр} \times H_у == 23 \times 10 \times 6 = 1380{,}0 \text{ м}^3$$

Термін розкриття горизонту [65-67]:

$$T_{розкр.гор.} = \frac{V'_{к.тр.} + V'_{котл.}}{Q_{зм.}} = \frac{3532{,}5 + 1380}{23{,}55} = 208{,}5 \approx 209 \text{ змін}$$

де, $Q_{зм.}$ – змінна продуктивність кар’єру, м³/зміну.

3.4 Система розробки та її параметри

Геологічні умови залягання, фізико-механічні властивості корисної копалини та технологія видобутку блочного каменю обумовлює розробку граніту буропідривним способом, гідроклиновими установками, машинами канатного різання та невибуховими руйнівними сумішами типу НРС з наступним механічним розділенням блоків. На основі аналізу геологічних даних та практики експлуатації Київського кар’єру та інших кар’єрів блочного каменю прийнята транспортна система розробки ділянки родовища з паралельним посуванням фронту гірничих робіт та зовнішнім розташуванням відвалів.

3.4.1 Висота уступів

Висота робочих уступів прийнята на основі діючого проекту [2-4], технології видобування блочного каменю та обладнання, яке застосовується на кар'єрі та становить від 1 до 6 м (в залежності від тріщинуватості масиву).

Виймання порід м'якого та скельного розкриву ведеться окремими уступами, висота яких змінюється в залежності від потужності порід розкриву і становить в середньому по родовищі: 0,11 для ГРШ (0-0,6 м), 0,57 м для м'якого розкриву (0-2,3 м) та 0,77 м для скельного (0-4 м).

3.4.2 Ширина заходки

Ширина заходки при **видобутку блочного каменю** в умовах ділянки «Центральна» Токівського родовища встановлена на основі досвіду експлуатації ділянки, тріщинуватості масиву та технологічних характеристик існуючого обладнання і їх робочих органів та становить 4 м при застосуванні буропідривних робіт та 6 м при застосуванні машин канатного різання.

На **розкривних роботах** ширина заходки екскаватора Doosan-SOLAR 340 LC-V при верхньому навантаженні визначається за формулою [65-67]:

$$A_З = 1{,}5 \times R_{ч.у.} = 1{,}5 \times 11{,}99 = 18 \text{ м}$$

де $R_{чу}$ – радіус копання на горизонті установки екскаватора, м.

3.4.3 Кути укосів уступів

Враховуючи фізико-механічні властивості гірських порід і технологію ведення гірничих робіт, кути укосів уступів в даному проекті приймаються:

Кути укосів видобувних уступів (прийнятий кут укосу видобувного уступу в 90º не суперечить правилам охорони праці [66]):

- робочий – 90º - фіксований (неробочий) – 80º.

Кути укосів розкривних уступів:

м'який розкрив: - робочий – 40º - фіксований (неробочий) – 35º.

скельний: - робочий – 70º - фіксований (неробочий) – 60º.

Результуючі кути укосів неробочих бортів кар'єру під час їх погашення:

- північний – 50º; - східний – 64º; - південний – 52º; - західний – 51º.

3.4.4 Ширина робочих площадок

Розрахунок ширини робочих площадок для розкривних робіт виконано для односмугового руху транспортних засобів при наскрізній та тупиковій схемах руху автосамоскидів. Ширина робочих площадок на видобувних роботах розраховується з умови розташування основного виробничого обладнання з урахуванням вимог техніки безпеки [7].

І. М'який розкрив.

Ширина робочої площадки на **м'якому розкриві** при **наскрізній** схемі руху автосамоскиду розраховується за виразом [65-67]:

$$Ш_{р.м.р.} = A_з + B_{об} + К + в_о + П_{па1} + в_о + B_О + Z = \text{ м}$$
$$= 18 + 2 + 1{,}2 + 1 + 5 + 1 + 2{,}8 + 0{,}2 = 30{,}2$$

де $A_з$ – ширина заходки екскаватора, $A_з$ = 18 м;

$B_{об}$ – ширина узбіччя зі сторони розташованого вище уступу з урахуванням полоси збирання просипів, $B_{об}$ = 2 м;

$К$ – ширина водовідвідної канави, м;

$в_о$ – ширина узбіччя вздовж проїзної частини дороги, $в_о$ = 1,0 м [68];

$П_{па1}$ – ширина транспортної смуги при односмуговому русі автосамоскидів;

$B_о$ – ширина захисного вала вздовж зовнішнього укосу уступу, для автосамоскидів вантажністю 27 т висота такого валу складає 1 м, тоді:

$$B_О = 1м \times 2 \times ctg35° = 2{,}8 \text{ м}$$

Z – ширина призми можливого обрушення, розраховується за виразом:

$$Z = H_{у.р} \times (ctg\alpha_н° - ctg\alpha_р°), \text{ м}$$

де $H_{у.р.}$ – висота розкривного уступу, м;

$\alpha_р$, $\alpha_н$ – відповідно кути укосів робочого і неробочого уступів, град.

Оскільки робоча площадка уступу м'якого розкриву знаходиться на крівлі скельного розкриву, то при визначенні призми можливого обрушення Z приймаються значення $H_{у.р.}$, $\alpha_р$, $\alpha_н$ для уступу скельного розкриву, тобто :

$$Z = 0{,}8 \times (ctg60° - ctg70°) = 0{,}2 \text{ м}$$

Ширина робочої площадки при **тупиковій** схемі руху автотранспорту розраховується за виразом [65-67]:

$$Ш_{р.м.р.} = B_{об} + К + С + \frac{l_а}{2} + R_{р.а.} + \frac{П_{па1}}{2} + в_о + B_О + Z =$$
$$= 2 + 1{,}2 + 1 + 3{,}6 + 8{,}5 + 2{,}5 + 1 + 2{,}8 + 0{,}2 = 22{,}8 \approx 23\ м$$

де $B_{об}$ – ширина узбіччя зі сторони розташованого вище уступу з урахуванням полоси збирання просипів, $B_{об}$ = 2 м;

$К$ – ширина водовідвідної канави, м;

С – безпечна відстань від автосамоскида до водовідвідної канавки, під час його розвороту, С = 1 м;

la – довжина автосамоскида, м;

$R_{р.а.}$ – радіус розвертання автосамоскида, м;

$П_{па1}$ – ширина транспортної смуги при односмуговому русі;

$в_о$ – ширина узбіччя вздовж проїзної частини дороги, $в_о$ = 1,0 м [68];

$B_о$ – ширина орієнтуючого (захисного) вала вздовж зовнішнього укосу;

Z – ширина призми можливого обрушення, м.

II. Скельний розкрив.

Ширина робочої площадки на **скельному розкриві** при **наскрізній** схемі руху автосамоскиду розраховується за виразом [65-67]:

$$Ш_{р.с.р.} = Б_р + B_{об} + К + в_о + П_{па1} + в_о + B_О + Z =$$
$$= 12 + 2 + 1{,}2 + 1 + 5 + 1 + 2{,}8 + 1 = 26\ м$$

де $Бр$ – ширина розвалу підірваних порід розкриву, $Бр$ = до 12 м [69];

$B_{об}$ – ширина узбіччя зі сторони розташованого вище уступу з урахуванням полоси збирання просипів, $B_{об}$ = 2 м;

$К$ – ширина водовідвідної канави, $К$ = 1,2 м;

$в_о$ – ширина узбіччя вздовж проїзної частини дороги, $в_о$ = 1,0 м [68];

$П_{па1}$ – ширина транспортної смуги при $1_{-о}$ русі автосамоскидів;

$B_о$ – ширина орієнтуючого (захисного) вала вздовж зовнішнього укосу, м;

Z – ширина призми можливого обрушення, розраховується за виразом:

$$Z = H_{у.р} \times (ctg\alpha_н{}^\circ - ctg\alpha_р{}^\circ),\ м$$

де $H_{у.р.}$ – висота розкривного уступу, м;

$\alpha_р$, $\alpha_н$ – відповідно кути укосів робочого і неробочого уступів, град.

Оскільки робоча площадка уступу скельного розкриву знаходиться на крівлі корисної копалини, то при визначенні призми можливого обрушення Z приймаються значення $H_{у.р.}$, $\alpha_р$, $\alpha_н$ для уступу по корисній копалині, тобто:

$$Z = 6 \times (ctg80° - ctg90°) = 1 \text{ м}$$

Ширина робочої площадки при **тупиковій** схемі руху автотранспорту розраховується за виразом [65-67]:

$$Ш_{р.м.р.} = B_{об} + K + C + \frac{l_а}{2} + R_{р.а.} + \frac{П_{па1}}{2} + в_о + B_о + Z =$$
$$= 2 + 1{,}2 + 1 + 3{,}6 + 8{,}5 + 2{,}5 + 1 + 2{,}8 + 1 = 24 \text{ м}$$

де $B_{об}$ – ширина узбіччя зі сторони розташованого вище уступу з урахуванням полоси збирання просипів, $B_{об}$ = 2 м;

К – ширина водовідвідної канави, м;

С – безпечна відстань від автосамоскида до водовідвідної канавки, під час його розвороту, С = 1 м;

la – довжина автосамоскида, м;

$R_{р.а.}$ – радіус розвертання автосамоскида, м;

$П_{па1}$ – ширина транспортної смуги при $1_{-о}$ русі автосамоскидів;

$в_о$ – ширина узбіччя вздовж проїзної частини дороги, $в_о$ = 1,0 м [68];

$B_о$ – ширина орієнтуючого (захисного) вала вздовж зовнішнього укосу;

Z – ширина призми можливого обрушення, м.

III. Корисна копалина.

Ширина робочої площадки **на видобувному уступі** висотою 6 м визначається за формулою [65-67]:

$$l_{тр} = b_{без.} + \frac{1}{2} \times b_{к.н.} + R_р + b_{без.} + h_{бл.} + b_{бл.} + B_о + Z =$$
$$= 0{,}5 + \frac{1}{2} \times 3{,}74 + 7{,}82 + 0{,}5 + 6 + 3 + 2{,}8 + 1 = 23{,}49 \approx 24 \text{ м}$$

де $b_{без.}$ – безпечна відстань між захисним валом, блоком та навантажувачем;

$b_{к.н.}$ – ширина колісного навантажувача, $b_{к.н.}$ = 3,74 м;

$R_р$ – радіус розвороту колісного навантажувача, $R_р$ = 7,82 м;

$h_{бл.}$ – висота блоку, що відділяється, $h_{бл.}$ = 6 м;

$b_{бл.}$ – ширина блоку, що відділяється, $b_{бл.}$ = 3 м.

$B_о$ – ширина захисного вала вздовж зовнішнього укосу уступу;

Z – ширина призми можливого обрушення, м.

Таблиця 3.3 – Ширина робочих площадок

Ширина робочої площадки, м	*Розкрив*		*Корисна копалина*
	М'який	*Скельний*	
- наскрізна односмугова схема руху	30	26	-
- тупикова односмугова схема руху	23	24	24

3.4.5 Ширина транспортних і запобіжних берм

Ширина транспортних берм для умов кар'єру розрахована для односмугового руху транспортних засобів з урахуванням вимог та нормативів [65-67].

Ширина транспортної берми становить [65-68]:

$$Ш_{тр} = B_О + К + в_о + П_{па1} + в_о + B_{ов} + Z = 2 + 1{,}2 + 1 + 5 + 1 + 2{,}8 + 1 = 14\ м$$

де $B_о$ – ширина узбіччя зі сторони розташованого вище уступу з урахуванням полоси збирання просипів, $B_о$ = 2 м;

$К$ – ширина водовідвідної канави, м;

$в_о$ – ширина узбіччя вздовж проїзної частини дороги, $в_о$ = 1,0 м [68];

$П_{па1}$ – ширина транспортної смуги при односмуговому русі автосамоскидів;

$B_{об}$ – ширина орієнтуючого (захисного) вала вздовж зовнішнього укосу;

Z – ширина призми можливого обрушення, м.

Запобіжні берми. Згідно п. 1.8 НПАОП 0.00-1.24-10 «Правила охорони праці…» [66] ширина берми повинна бути такою, щоб була можливою її механізована очистка і щоб вона була не менше ніж 1/3 висоти уступу (уступів

- у разі їх об'єднання). Для максимальної висоти розкривного уступу (9 м) ширина берми безпеки становить: $b_{зап.р} = \frac{1}{3} \cdot h_y = \frac{1}{3} \cdot 9 = 3$ м

де *hy* – висота уступу, м.

На ділянках бортів з стійким положенням відпрацьованих видобувних уступів формуються запобіжні берми шириною [65-67]:

$$b_{зап.к.к.} = \frac{1}{3} \cdot H_б = \frac{1}{3} \cdot 12 = 4 \text{ м}$$

де $H_б$ – висота ділянки стійкого борту, під яким облаштовується запобіжна берма, м.

Берма безпеки шириною 4 м дозволяє проведення механізованої очистки в разі застосування тракторів із шириною відвалу 1,8 м (наприклад МТЗ-80, МТЗ-82 та інших). Згідно п. 1.9 НПАОП 0.00-1.24-10 «Правила охорони праці…» [66] запобіжні берми необхідно влаштовувати горизонтальними або з ухилом у бік борта кар'єру і регулярно очищати від шматків породи та сторонніх предметів. Берми, по яких систематично пересуваються працівники, необхідно огороджувати, огородження запобіжних берм, по яких систематично пересуваються працівники, шляхом установки сколів, некондиційних слябів та інших відходів розпилювання блоків висотою не менше 1 м уздовж укосу уступу.

3.4.6 Довжина фронту гірничих робіт

Довжина фронту гірничих робіт на кар’єрі може бути перемінною, в залежності від ділянки кар’єрного поля, що відпрацьовується. Напрямок посування фронту гірничих робіт виконується в північно-західному та північно-східному напрямках. Середня довжина фронту гірничих робіт, згідно умов розробки, поточного положення та досвіду експлуатації ділянки родовища [4] складає 100 м.

3.4.7 Посування фронту гірничих робіт

З урахуванням середньої довжини фронту робіт середньорічне посування фронту гірничих робіт на кар'єрі складатиме:

$$У_р = \frac{П_к}{\sum h_н \times l_{ср.ф.н.}} = \frac{12\,000}{18 \times 100} = 6{,}7 \text{ м}$$

де: $П_к$ – річна продуктивність кар'єру по корисній копалині, тис. м^3;

$\sum h_н$ – середня висота товщі корисної копалини, що відпрацьовується, м;

$l_{ср.ф.н.}$ – середня довжина фронту гірничих робіт на кар'єрі, м

3.5 Розкривні роботи

Розкривні породи представлені ґрунтово-рослинним шаром; суглинком палевим і палево-жовтим з уламками порід; жорствою граніту, вивітреними гранітами. Середня потужність порід розкриву на ділянці «Центральній» родовища складає 1,45 м, в тому числі скельних – до 0,8 м. Вивітрені граніти мають незначне розповсюдження і, здебільшого, спостерігаються в локальних зонах. На значній території ділянки родовища розкрив взагалі відсутній. Виймання ґрунтово-рослинного шару здійснюється окремо бульдозером Т-130.

Виймання порід м'якого та скельного розкриву здійснюється гідравлічним екскаватором Doosan-SOLAR 340 LC-V. Транспортування порід розкриву виконується автосамоскидами КрАЗ-256 та БелАЗ-540. Як основний транспортний засіб використовується автосамоскид БелАЗ-540.

Зняття ґрунтово-рослинного шару. Виймання ґрунтово-рослинного шару здійснюється бульдозером Т-130. Продуктивність бульдозера Т-130 на знятті ґрунтово-рослинного шару визначається за формулою [65-67]:

$$Q_б = \frac{3600 \cdot v_п \cdot a_п \cdot K_в \cdot K_{укл}}{T_ц \cdot K_р} = \frac{3600 \cdot 3{,}4 \cdot 0{,}84 \cdot 0{,}8 \cdot 0{,}95}{92 \cdot 1{,}15} = 73{,}9 \text{ м}^3\text{/год};$$

де $v_п$ – об'єм породи в відвалі в розпушеному стані, який переміщується відвалом бульдозера, м^3:

$$V = \frac{h_в^2 \cdot l}{2 \cdot tg\alpha} = \frac{1{,}7 \cdot 3{,}3}{2 \cdot 0{,}83} = 3{,}4 \text{ м}^3$$

де $h_в$ – висота відвалу бульдозера, м;

α – кут укосу розвалу, град;

l – довжина ножа бульдозера, м;

$a_п$ – коефіцієнт, що враховує втрати породи в процесі її переміщення:

$$a_п = 1 - l_п \cdot \beta = 1 - 40 \cdot 0{,}004 = 0{,}84$$

де $l_п$ – довжина переміщення породи, м;

$К_в$ – коефіцієнт використання обладнання в часі, $К_в$ =0,8 [70];

$К_{укл}$ – коефіцієнт, який враховує ухил на ділянці роботи, $К_{укл}$=0,95 [70];

$К_р$ – коефіцієнт розпушення порід, $К_р$ = 1,15;

$Т_ц$ – тривалість циклу роботи, сек:

$$Т_ц = \frac{l_1}{v_1} + \frac{l_2}{v_2} + \frac{l_1 + l_2}{v_3} + t_п + 2 \cdot t_{пов} = \frac{7}{1{,}0} + \frac{40}{1{,}4} + \frac{7+40}{1{,}7} + 9 + 2 \times 10 = 92{,}2 \text{ сек}$$

де l_1 – довжина шляху різання, l_1 = 7 м;

v_1 – швидкість переміщення бульдозера при різанні ґрунту, v_1 =1,0 м/с;

l_2 – відстань транспортування ґрунту, l_2 = 40 м;

v_2 – швидкість руху бульдозера з ґрунтом, v_2 = 1,4 м/с;

v_3 – швидкість холостого ходу, v_3 = 1,7 м/с;

$t_п$ – час перемикання передач, $t_п$ =9 с;

$t_{пов}$ – час одного повороту, $t_{пов}$ = 10 с.

Кількість бульдозерів на знятті ґрунтово-рослинного шару [65-67]:

$$n_п = \frac{V_{р.ш.}}{Q_б \times К_{т.г.}} = \frac{0{,}017}{73{,}9 \times 0{,}8} = 0{,}0003 \text{ приймаємо } 1 \text{ од.}$$

де $V_{р.ш.}$ – годинна продуктивність кар’єру по вийманню ґрунтово-рослинного шару, м^3/год; $К_{т.г.}$ – коефіцієнт технічної готовності.

Виймання ГРШ з буртів та м’якого розкриву здійснюється екскаватором Doosan-SOLAR 340 LC-V з завантаженням в автосамоскиди БелАЗ-540. Норма виробки на виймання й навантаження ГРШ з буртів та порід м’якого розкриву в автосамоскиди БелАЗ-540 гідравлічним екскаватором Doosan-SOLAR 340 LC-V складає [65-67]:

$$H_b = \frac{T_{зм} - T_{пз} - T_{оп}}{T_{за} + T_{ун}} \times Q_k \times n_k = \frac{480 - 35 - 10}{9 + 0{,}5} \times 0{,}55 \times 27 = 680 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, хв.;

$T_{пз}$ – час на виконання підготовчо-завершальних операцій, ($T_{пз}$ = 35 хв);

$T_{оп}$ – час на особисті потреби, *хв*. ($T_{оп}$= 10 хв);

$T_{за}$ – час завантаження одного автосамоскида, хв.;

$T_{ун}$ – час установки автосамоскида під навантаження, $T_{ун}$=0,5 хв.

$$T_{за} = \frac{n}{n_ц} = \frac{27}{3} = 9 \text{ хв.;}$$

де n – число циклів екскавації для завантаження одного автосамоскида;

$n_ц$ – число циклів екскавації в хвилину, складає 3;

$n_к$ – кількість ковшів в одному автосамоскиді:

$$n_к = \frac{C_m}{C_e} = \frac{27}{0{,}8} = 34 \text{ ковшів}$$

де C_m – вантажність автосамоскида, т;

C_e – фактична маса породи в ковші, т;

$$C_e = \frac{q_k \times K_н \times \gamma}{K_р} = \frac{0{,}5 \times 1{,}1 \times 1{,}67}{1{,}15} = 0{,}8 \text{ т}$$

де $q_к$ – геометрична ємкість ковша екскаватора, м^3;

$K_н$ – коефіцієнт наповнення ковша, $K_н$ = 1,1 [11];

$K_р$ – коефіцієнт розпушення породи в ковші екскаватора, $K_р$ = 1,15 [11];

γ – об’ємна вага порід м’якого розкриву, γ = 1,67 т/м^3;

Перевірка по геометричній місткості кузова автосамоскида [65-67]:

$$n_к = \frac{Q_m}{Q_k} = \frac{15}{0{,}55} = 27 \text{ ковшів}$$

де Q_m – геометричний об’єм гірничої маси в кузові автосамоскида, м^3;

$Q_к$ – фактична ємкість ковша екскаватора, м^3;

$$Q_k = q_k \times K_н = 0{,}5 \times 1{,}1 = 0{,}55 \text{ м}^3$$

В розрахунках норми виробки екскаватора Doosan-SOLAR 340 LC-V на вийманні ГРШ з буртів та м’якого розкриву з завантаженням автосамоскидів БелАЗ-540 приймається менша кількість ковшів в кузові автосамоскида.

Кількість екскаваторів на вийманні порід м'якого розкриву та ГРШ:

$$n_n = \frac{V_{р.ш.}}{H_b \times K_{т.г.}} = \frac{0{,}895}{680 \times 0{,}8} = 0{,}002 \text{ приймаємо } \textit{1 екскаватор}$$

де $V_{зм}$ – змінна продуктивність по м'якому розкриву та ГРШ, м^3/зм;

$H_в$ – норма виробки екскаватора, м^3/зм;

$K_{т.г}$ – коефіцієнт технічної готовності обладнання, $K_{т.г}$ = 0,8.

Виймання скельного розкриву здійснюється екскаватором Doosan-SOLAR 340 LC-V з завантаженням в автосамоскиди БелАЗ-540 вантажністю 27 т. Норма виробки на виймання й навантаження скельного розкриву в автосамоскиди БелАЗ-540 гідравлічним екскаватором Doosan-SOLAR 340 LC-V складає [65-67]:

$$H_b = \frac{T_{зм} - T_{пз} - T_{оп}}{T_{за} + T_{ун}} \times Q_k \times n_k = \frac{480 - 35 - 10}{11 + 0{,}5} \times 0{,}45 \times 33 = 561{,}7 \quad \text{м}^3\text{/зміну}$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, хв.;

$T_{пз}$ – час на виконання підготовчо-завершальних операцій, ($T_{пз}$ = 35 хв);

$T_{оп}$ – час на особисті потреби, *хв*. ($T_{оп}$= 10 хв);

$T_{за}$ – час завантаження одного автосамоскида, хв.;

$T_{ун}$ – час установки автосамоскида під навантаження, $T_{ун}$ =0,5 хв.

$$T_{за} = \frac{n}{n_ц} = \frac{33}{3} = 11 \text{ хв.;}$$

де n – число циклів екскавації для завантаження одного автосамоскида;

$n_ц$ – число циклів екскавації в хвилину, складає 3;

$n_к$ – кількість ковшів в одному автосамоскиді:

$$n_к = \frac{C_m}{C_e} = \frac{27}{0{,}7} = 39 \textit{ ковшів}$$

де C_m – вантажність автосамоскида, т;

C_e – фактична маса породи в ковші, т;

$$C_e = \frac{q_k \times K_н \times \gamma}{K_р} = \frac{0{,}5 \times 0{,}9 \times 2{,}24}{1{,}45} = 0{,}7 \text{ т}$$

де $q_к$ – геометрична ємкість ковша екскаватора, м^3;

$К_н$ – коефіцієнт наповнення ковша, $К_н$ = 0,9 [70];

$К_р$ – коефіцієнт розпушення породи в ковші екскаватора, $К_р$ = 1,45 [70];

γ – об'ємна вага порід м'якого розкриву, γ = 2,24 т/м^3;

Перевірка по геометричній місткості кузова автосамоскида:

$$n_к = \frac{Q_m}{Q_k} = \frac{15}{0{,}45} = 33 \text{ ковша}$$

де Q_m – геометричний об'єм гірничої маси в кузові автосамоскида, м^3;

$Q_к$ – фактична ємкість ковша екскаватора, м^3;

$$Q_k = q_k \times K_{\text{Н}} = 0{,}5 \times 0{,}9 = 0{,}45 \text{ м}^3$$

В розрахунках норми виробки екскаватора Doosan-SOLAR 340 LC-V на вийманні скельного розкриву з завантаженням автосамоскидів БелАЗ-540 приймається менша кількість ковшів екскаватора в кузові автосамоскида.

Кількість екскаваторів на вийманні скельного розкриву [65-67]:

$$n_п = \frac{V_{с.р.}}{H_b \times K_{т.г.}} = \frac{1{,}07}{561{,}7 \times 0{,}8} = 0{,}002 \text{ приймаємо } 1 \text{ екскаватор}$$

де $V_{зм}$ – змінна продуктивність кар'єру по скельному розкриву, м^3/зм;

$Н_в$ – норма виробки екскаватора, м^3/зм;

$К_{т.г}$ – коефіцієнт технічної готовності обладнання, $К_{т.г}$ = 0,8.

3.6 Відвалоутворення

Враховуючи середню потужність порід розкриву та площу, з якої буде виконуватися зняття порід для розміщення в тимчасові зовнішні відвали, об'єми порід розкриву, що підлягають вийманню визначаємо за виразом:

$$V_{розк.} = S \times h_{розк.}, \text{ м}^3$$

де S – площа зняття порід розкриву, м^2;

$h_{розк.}$ – середня потужність порід розкриву,м.

Обсяги виймання порід розкриву будуть становити: Ґрунтово-рослинний шар - 4 070 м^3; М'який розкрив - 21 090 м^3; Скельний розкрив - 28 490 м^3.

Склад ГРШ формується висотою до 5 м з кутами укосу бортів складу 35º. Формування складу виконується бульдозером Т-130. Склад ГРШ буде займати площу 1 404,8 м^2 (0,14 га), відвал порід м'якого розкриву буде розташовуватися на 3636,09 м^2 (0,364 га).

Породи скельного розкриву направлятися в зовнішні відвали не будуть. Враховуючи їх незначні обсяги вони будуть використовуватися для підсипання транспортних берм, робочих площадок, складу готової продукції та для формування запобіжного шару при завалюванні відокремлених блоків.

Доставка порід розкриву на відвал проводиться автосамоскидами, котрі розвантажуються на відстані 5-8 м від бровки укосу. Подальше переміщення ґрунту під укіс проводиться бульдозером.

Кут укосу відвалу в період відсипки 32-35º. Довжина відвального фронту дорівнює 200-300 м, а ширина робочого майданчика, з урахуванням автошляхів, смуги відсипки та переміщення ґрунту, складає 35-45 м.

Складування породи виконується за допомогою бульдозера Т-130. Транспортування порід розкриву здійснюється автосамоскидами БелАЗ-540.

Організація відвальних робіт полягає в розвантаженні автосамоскидів з верхнього майданчика відвала за межею запобіжного порідного валу, який сформований уздовж верхньої бровки майданчика відвала, подальшого зштовхування порід розкриву бульдозером під укіс і потім формування нового запобіжного валу уздовж утвореної верхньої бровки майданчика відвала. Висота вказаного порідного валу складає 1,0 м, ширина його основи – 4,0 м. Вал формується за межами призми обрушення, на відстані 3,6 м від верхньої бровки відвала. Для запобігання розмиву опадами бортів ярусу відвалу та зсувних явищ, поверхня відвалу планується з ухилом 2-3^o в сторону, протилежну відсипанню порід. Перед складуванням гірничих порід розкриву з поверхні знімається ґрунтовно-рослинний шар у бурти, з яких він відвантажується екскаватором у автосамоскиди та транспортується у склади зберігання.

3.7 Видобувні роботи

До корисних копалин віднесені свіжі та зачеплені вивітренням сірувато-рожеві, середньо- та дрібнозернисті порфіровидні граніти. Підрахунок запасів проведено до відмітки -10.0 м. Потужність корисної копалини змінюється від 42,5 м до 49,77 м. Середня по родовищу – 51,5 м. Середня глибина кар'єру складає 24,0 м. Кар'єр відпрацьовується п'ятьма горизонтами: одним змішаним (+42.0 м) та чотирма добувними (+38.0 м, +32.0 м, +26.0 м, +20.0 м).

Відділення блоків від масиву ведеться п'ятьма вибоями із застосуванням буропідривних робіт та машин канатного різання.

Буріння вертикальних шпурів здійснюється буровим верстатом Perfora minidrill, верстатами стрічкового буріння Marini та бурильними молотками YT-28. Також для відділення блоку від масиву застосовуються машини канатного різання Piligrini TD I 80 та FY-QWM-55KW.

Вихід товарних блоків з гірничої маси складає в середньому 41% [4].

Граніти зачеплені вивітрюванням затверджені як корисна копалина на бут та щебінь. Їх видобування ведеться з застосуванням буропідривних робіт. Виймання гранітів зачеплених вивітрюванням здійснюється екскаватором Doosan-SOLAR 340 LC-V з завантаженням в автосамоскиди БелАЗ-540 вантажністю 27 т.

В процесі виготовлення товарних блоків на кар'єрі виникають значні обсяги відходів гірничого виробництва (при виході продукції в 41%). Відходи підгортаються бульдозером Т-130 та виймаються екскаватором Doosan-SOLAR 340 LC-V із завантаженням в автосамоскиди БелАЗ-540 вантажністю 27 т, які переміщуються і складуються окремо. Річні обсяги відходів гірничого виробництва після виділення товарних блоків з гірничої маси визначаються за формулою:

$$V_{відх} = Q_К \times (1 - 0{,}41) = 12000 \times (1 - 0{,}41) = 7080 \text{ м}^3/\text{рік}$$

де $Q_к$ – продуктивність кар'єру по корисній копалині, м^3.

Норма виробки екскаватора Doosan-SOLAR 340 LC-V на вийманні й навантаженні гранітів зачеплених вивітрюванням та відходів гірничого виробництва в автосамоскиди БелАЗ-540 (вантажністю 27 т) складає [65-67]:

$$H_b = \frac{T_{зм} - T_{пз} - T_{оп}}{T_{за} + T_{ун}} \times Q_k \times n_k = \frac{480 - 35 - 10}{11 + 0{,}5} \times 0{,}45 \times 33 = 561{,}7 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, хв.;

$T_{пз}$ – час на виконання підготовчо-завершальних операцій, ($T_{пз}$ = 35 хв);

$T_{оп}$ – час на особисті потреби, *хв*. ($T_{оп}$= 10 хв);

$T_{за}$ – час завантаження одного автосамоскида, хв.;

$T_{ун}$ – час установки автосамоскида під навантаження, $T_{ун}$=0,5 хв.

$$T_{за} = \frac{n}{n_ц} = \frac{33}{3} = 11 \text{ хв.};$$

де n – число циклів екскавації для завантаження одного автосамоскида;

$n_ц$ – число циклів екскавації в хвилину, складає 3;

$n_к$ – кількість ковшів в одному автосамоскиді:

$$n_к = \frac{C_m}{C_e} = \frac{27}{0{,}8} = 34 \text{ ковша}$$

де C_m – вантажність автосамоскида, т;

C_e – фактична маса породи в ковші, т;

$$C_e = \frac{q_k \times K_н \times \gamma}{K_р} = \frac{0{,}5 \times 0{,}9 \times 2{,}62}{1{,}45} = 0{,}8 \text{ т}$$

де $q_к$ – геометрична ємкість ковша екскаватора, м^3;

$K_н$ – коефіцієнт наповнення ковша, $K_н$ = 0,9 [70];

$K_р$ – коефіцієнт розпушення породи в ковші екскаватора, $K_р$ = 1,45 [70];

γ – об’ємна вага порід м’якого розкриву, γ = 2,62 т/м^3;

Перевірка по геометричній місткості кузова автосамоскида:

$$n_к = \frac{Q_m}{Q_k} = \frac{15}{0{,}45} = 33 \text{ ковша}$$

де Q_m – геометричний об’єм гірничої маси в кузові автосамоскида, м^3;

$Q_к$ – фактична ємкість ковша екскаватора, м^3;

$$Q_k = q_k \times K_н = 0{,}5 \times 0{,}9 = 0{,}45 \text{ м}^3$$

В розрахунках норми виробки екскаватора Doosan-SOLAR 340 LC-V на вийманні й навантаженні гранітів зачеплених вивітрюванням та відходів гірничого виробництва в автосамоскиди БелАЗ-540 приймається менша кількість ковшів екскаватора в кузові автосамоскида – *33 ковша*.

Кількість екскаваторів на вийманні скельного розкриву:

$$n_n = \frac{Q_{зм.}}{H_b \times K_{т.г.}} = \frac{13{,}9}{561{,}7 \times 0{,}8} = 0{,}02 \text{ приймаємо } \textit{1 екскаватор}$$

де $Q_{зм}$ – змінна продуктивність кар'єру по гранітам зачепленим вивітрюванням та відходам гірничого виробництва, м^3/зм;

$H_в$ – норма виробки екскаватора, м^3/зм;

$K_{т.г}$ – коефіцієнт технічної готовності обладнання, $K_{т.г} = 0{,}8$.

$$Q_{зм} = \frac{V_{відх}}{N_{р.д} \times n_{зм.}} = \frac{7080}{255 \times 2} = 13{,}9 \text{ м}^3\text{/зм}$$

де $N_{р.д.}$ – кількість робочих днів згідно; $n_{зм.}$ – кількість змін на добу згідно.

Застосування машин канатного різання при відокремленні блоків від масиву дозволяє суттєво зменшити обсяг робіт під час надання продукції товарного вигляду та збільшує вихід товарних блоків. Це досягається завдяки тому, що при відділенні блоку від масиву зазначеним обладнанням (на відміну від буропідривного способу) отримуються рівні поверхні по лініям відокремлення. Відділення блоків від масиву буропідривним способом виконуються згідно типового проекту [69] в обсягах достатніх для забезпечення продуктивності кар'єру по корисній копалині.

Завалювання відокремлених блоків здійснюється колісним навантажувачем, за умови що висота блоку не перевищує 3 м. Також для завалювання відокремлених блоків висотою до 6 м застосовуються лебідки.

Завантаження отриманих слябів або інших відокремлених частин монолітів в автосамоскиди БелАЗ-540 (вантажністю 27 т) виконується за допомогою підйомних кранів ДЭК-50, МКГ-25/5, КДК-25/5. Завантажена продукція автосамоскидами доставляється на поверхневий склад готової продукції, звідки й здійснюється відвантаження продукції споживачам.

3.8 Буровибухові роботи

Розрахунки параметрів буропідривних робіт приймались згідно існуючого «Типового проекту…». Основні характеристики наведені у Типовому проекті [69] виконання буропідривних робіт розробленого виробничо-технічним відділом ПрАТ «Украгровибухпром».

Основні параметри буропідривних робіт при підриванні скельного розкриву наведені в табл. 3.4.

Основні параметри буропідривних робіт при відокремленні моноліту від масиву пороховими зарядами наведені в табл. 3.5.

Таблиця 3.4 – Параметри буропідривних робіт при знятті скельного розкриву з застосуванням димного пороху

Група міцності по БНіП	Висота уступу, Н, м	Діаметр заряду, d, мм	Глибина шпура (свр), Lшп, м	Розрахункова лінія опору, W, м	Відстань між шпурами (свр) в ряду а, м	Об'єм породи одного шпура V, м^3	Пит. витрата ВМ q, кг/м^3	Місткість шпура (свр) р, кг/м	Довжина заряду в шпурі (свр) Lзар, м	Довжина забійки в шпурі (свр) Lзаб, м	Вага заряду в шпурі Q, кг	Радіус небезпечної зони, м
IX	1,4	43	1,4	0,5	0,5	0,35	0,6	1,3	0,16	1,24	0,21	200
IX	1,6	43	1,6	0,5	0,5	0,4	0,6	1,3	0,18	1,42	0,24	200
IX	1,8	43	1,8	0,5	0,5	0,45	0,6	1,3	0,21	1,59	0,27	200
IX	2,0	43	2,0	0,5	0,5	0,5	0,6	1,3	0,23	1,77	0,30	200
IX	2,2	43	2,2	0,5	0,5	0,55	0,6	1,3	0,25	1,95	0,33	200
IX	2,4	43	2,4	0,5	0,5	0,6	0,6	1,3	0,28	2,12	0,36	200
IX	2,6	43	2,6	0,5	0,5	0,65	0,6	1,3	0,30	2,30	0,39	200
IX	2,8	43	2,8	0,5	0,5	0,7	0,6	1,3	0,32	2,48	0,42	200
IX	3,0	43	3,0	0,5	0,5	0,75	0,6	1,3	0,35	2,65	0,45	200
IX	3	105	3	2,5	2,5	18,75	0,6	8	1,41	1,59	11,25	250
IX	4	105	4	2,5	2,5	25	0,6	8	1,88	2,13	15,00	250
IX	5	105	5	2,5	2,5	31,25	0,6	8	2,34	2,66	18,75	250
IX	6	105	6	2,5	2,5	37,5	0,6	8	2,81	3,19	22,50	250
IX	7	105	7	2,5	2,5	43,75	0,6	8	3,28	3,72	26,25	250
IX	8	105	8	2,5	2,5	50	0,6	8	3,75	4,25	30,00	250
VII	1,4	43	1,4	0,5	0,5	0,35	0,5	1,3	0,13	1,27	0,18	200
VII	1,6	43	1,6	0,5	0,5	0,4	0,5	1,3	0,15	1,45	0,20	200
VII	1,8	43	1,8	0,5	0,5	0,45	0,5	1,3	0,17	1,63	0,23	200
VII	2,0	43	2,0	0,5	0,5	0,5	0,5	1,3	0,19	1,81	0,25	200
VII	3,0	105	3,0	3,0	3,0	27	0,5	8	1,69	1,31	13,50	250
VII	4,0	105	4,0	3,0	3,0	36	0,5	8	2,25	1,75	18,00	250
VII	5,0	105	5,0	3,0	3,0	45	0,5	8	2,81	2,19	22,50	250
VII	6,0	105	6,0	3,0	3,0	54	0,5	8	3,38	2,63	27,00	250
VII	7,0	105	7,0	3,0	3,0	63	0,5	8	3,94	3,06	31,50	250
VII	8,0	105	8,0	3,0	3,0	72	0,5	8	4,50	3,50	36,00	250

Таблиця 3.5 – Параметри буропідривних робіт при видобуванні штучного каменю

Висота уступу, м	Глибина шпурів, м	Діаметр шпура, м	Ширина блока, м	Довжина блока, м	Вага порохового заряду, кг		Довжина заряду, м	Довжина забійки, м	Кількість зарядів, які підриваються одночасно, шт.	Питома витрата ВМ, кг/м^3	Об'єм блоку, м^3	Загальна вага ВР у серії, кг	Радіус небезпечної зони, м
					В 1 п.м. шпура (свред), кг	В шпурі (свред), кг							
1,0	0,8	43	1,0 – 1,5	1,5 – 2,5	1,3	0,25	0,20	0,60	5	0,3	3,8	1,15	200
1,5	1,3	43	1,0 – 2,0	1,5 – 2,5	1,3	0,45	0,35	0,95	5	0,3	7,5	2,25	200
2,0	1,8	43	1,0 – 2,5	1,5 – 3,0	1,3	0,90	0,70	1,10	5	0,3	15,0	4,5	200
2,5	2,3	43	1,0 – 2,5	1,5 – 3,0	1,3	1,2	0,90	1,40	5	0,3	19,0	5,0	200
3,0	2,75	43	1,0 – 2,5	1,5 – 3,0	1,3	1,3	1,00	1,75	5	0,3	22,0	6,5	200
4,0	3,7	105	2,0 – 4,0	2,0 – 6,0	8	9,6	1,20	2,50	5	0,3	96,0	28,8	250
5,0	4,7	105	2,0 – 4,0	2,0 – 6,0	8	12,0	1,50	3,20	5	0,3	120,0	36,0	250
6,0	5,7	105	2,0 – 4,0	2,0 – 6,0	8	16,0	2,00	3,70	5	0,3	144,0	48,0	250

При вибухових роботах слід керуватися [71-73].

3.9 Кар'єрний транспорт

Для руху автотранспорту на території гірничого підприємства (кар'єр, відвали, по поверхні) споруджуються автодороги за нормам внутрішніх автомобільних доріг промислових підприємств, що відповідають вимогам СНиП 2.05.07-91 «Промисловий транспорт». Дороги відносяться до кар'єрних доріг категорії IIIк [68].

Дорожній одяг внутрішніх доріг по поверхні родовища, в тому числі і кар'єрних, за характером опору навантаженням від транспортних засобів відноситься до нежорсткого типу. З урахуванням характеристик матеріалів і способів їх укладання в шари, що складають дорожній одяг, вони відносяться до перехідного типу. Проїжджа частина приймається з двохскатним поперечним профілем. Дороги у вибоях, по дну кар'єра відносяться до доріг з нижчим типом одягу і підлягають постійному плануванню бульдозером.

Ширина проїжджої частини приймається в залежності від максимального габариту використовуваних автосамоскидів. Для автосамоскида БелАЗ-540; враховуючи його габаритні розміри, приймається ширина проїжджої частини

дороги при односмуговому русі 5 м [68]. Рух на кар'єрних дорогах – односмуговий. Найбільший поздовжній ухил кар'єрних доріг з покриттям приймається не більше 80 ‰ [68]. При постановці з'їздів в проектне положення, розмір майданчика між горизонтами складатиме 20 м. На узбіччях доріг, розташованих у з'їздах та уступах у кар'єрі, з боку відпрацьованого простору відсипається захисний вал, який огороджує призму можливого обвалення.

Висота захисного валу вздовж дороги повинна бути не менше 1/3 діаметра колеса автомобіля, що експлуатується. При експлуатації автосамоскидів БелАЗ-540 висота запобіжного валу приймається не менше 1,0 м [68].

Дороги без покриття (тимчасові по уступу, забійні) підлягають постійному плануванню бульдозером. По всій довжині автодоріг на підприємстві для забезпечення безпеки руху транспорту, у відповідності з правилами дорожнього руху, виставляються необхідні дорожні знаки. Для транспорту, що заїжджає на територію підприємства, рух проводиться згідно схеми руху. Параметри автодоріг підприємства розраховані у розділі 3.4.

Таблиця 3.6 – Параметри автодоріг

№ з/п	Найменування	Од. виміру	Показники
1	Об'єм перевезень за рік	тис.м^3	до 14
2	Категорія дороги	-	IIIк
3	Довжина автодоріг: - по поверхні / - по траншеях (з'їздах) / - вибійні, транспортні берми (на уступах)	км	4,1/1,9/4,3
4	Кількість смуг руху		1
5	Найбільший поздовжній ухил дороги не більше	‰	80
6	Ширина земельного полотна	м	7
7	Ширина узбіччя	м	1,0
8	Ширина проїжджої частини дороги	м	5
9	Поперечний ухил (двохскатний) проїжджої частини: для перехідного типа одягу / для нижчого типу одягу	‰	30-35 / 35-40
10	Поперечний ухил узбіч	‰	40
11	Найменший радіус горизонтальної кривої в плані	м	21
12	Товщина дорожнього одягу з щебеню	см	30-40
13	Товщина обробки поверхні проїжджої частини доріг поверхнево-активними речовинами (ПАР)	см	5-10
14	Розрахункова швидкість руху	км/год.	20

3.9.1 Транспорт на розкривних роботах

М'який розкрив. Виймання ГРШ з буртів та порід м'якого розкриву здійснюється гідравлічним екскаватором Doosan-SOLAR 340 LC-V. В якості транспортних засобів застосовують автосамоскиди БелАЗ-540 вантажністю 27 т.

Норма виробки автосамоскида БелАЗ-540 визначається за формулою [65-67]:

$$H_в = \frac{T_{зм} - T_{п.з} - T_{о.п}}{T_{об}} \times Q_а = \frac{480 - 35 - 10}{5,2} \times 14,85 = 1242,26 \text{ м}^3/\text{зм},$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, $T_{зм}$ = 480 хв.;

$T_{п.з}$ – час на виконання підготовчо-завершальної роботи, $T_{п.з}$ = 35 хв.;

$T_{о.п}$ – час на особисті потреби, $T_{о.п}$ = 10 хв.;

$Q_а$ – фактичний об'єм гірничої маси в одному автосамоскиді, м^3;

$$Q_а = n_к \times Q_к = 27 \times 0,55 = 14,85 \text{ м}^3$$

де $n_к$ – кількість ковшів екскаватора,;

$Q_к$ – фактичний об'єм породи в ковші, м^3.

Розрахунок часу рейсу $T_{об}$ автосамоскида проводиться за формулою:

$$T_{об} = 2p\frac{60}{v_с} + T_{нав} + T_р + T_{оч} + T_{у.н} + T_{у.р} = 2 \cdot 0,15 \cdot \frac{60}{20} + 2,6 + 0,85 + 0,25 + 0,3 + 0,3 = 5,2 \text{ хв}$$

де p – відстань відкатки в один кінець, p = 0,15 км;

$v_с$ – середня швидкість руху автосамоскида, $v_с$ = 20 км/год;

$T_{нав}$ – час навантаження одного автосамоскида, хв.;

$T_р$ – час розвантаження одного автосамоскида, $T_р$=0,85 хв.;

$T_{оч}$ – час очікування автосамоскида біля екскаватора, $T_{оч}$=0,25 хв.;

$T_{ун}$ – час установки автосамоскида під навантаження, $T_{ун}$ = 0,3 хв.;

$T_{ур}$ – час установки автосамоскида під розвантаження, $T_{ур}$ = 0,3 хв.

Річна потреба в автосамоскидах:

$$n_п = \frac{V_{м.р.}}{H_в \times K_{т.г.}} = \frac{0{,}895}{1242{,}26 \times 0{,}8} = 0{,}001 \text{ приймаємо } \textit{1 автосамоскид}$$

де $V_{м.р.}$ – змінна продуктивність по м'якому розкриву та ГРШ, м^3/зм;

$K_{т.г.}$ – коефіцієнт технічної готовності автосамоскида, $K_{т.г.}$ = 0,8.

Скельний розкрив. Виймання скельного розкриву здійснюється гідравлічним екскаватором Doosan-SOLAR 340 LC-V. В якості транспортних засобів застосовують автосамоскиди БелАЗ-540 вантажністю 27 т.

Норма виробки автосамоскида БелАЗ-540 визначається за формулою [66-67]:

$$H_в = \frac{T_{зм} - T_{п.з} - T_{о.п}}{T_{об}} \times Q_а = \frac{480 - 35 - 10}{7} \times 14{,}85 = 922{,}8 \text{ м}^3\text{/зм},$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, $T_{зм}$ = 480 хв.;

$T_{п.з}$ – час на виконання підготовчо-завершальної роботи, $T_{п.з}$ = 35 хв.;

$T_{о.п}$ – час на особисті потреби, $T_{о.п}$ = 10 хв.;

$Q_а$ – фактичний об'єм гірничої маси в одному автосамоскиді, м^3;

$$Q_а = n_к \times Q_к = 33 \times 0{,}45 = 14{,}85 \text{ м}^3$$

де $n_к$ – кількість ковшів екскаватора, які розвантажуються в кузов;

$Q_к$ – фактичний об'єм породи в ковші, м^3.

Розрахунок часу рейсу $T_{об}$ автосамоскида проводиться за формулою:

$$T_{об} = 2p\frac{60}{v_с} + T_{нав} + T_р + T_{оч} + T_{у.н} + T_{у.р} = 2 \cdot 0{,}45 \cdot \frac{60}{20} + 2{,}6 + 0{,}85 + 0{,}25 + 0{,}3 + 0{,}3 = 7 \textit{ хв}$$

де p – відстань відкатки в один кінець, p = 0,45 км;

$v_с$ – середня швидкість руху автосамоскида, $v_с$ = 20 км/год;

$T_{нав}$ – час навантаження одного автосамоскида, хв.;

$T_р$ – час розвантаження одного автосамоскида, $T_р$=0,85 хв.;

$T_{оч}$ – час очікування автосамоскида біля екскаватора, $T_{оч}$=0,25 хв.;

$T_{ун}$ – час установки автосамоскида під навантаження, $T_{ун}$ = 0,3 хв.;

$T_{ур}$ – час установки автосамоскида під розвантаження, $T_{ур}$ = 0,3 хв.

Річна потреба в автосамоскидах:

$$n_{п} = \frac{V_{м.р.}}{H_{в} \times K_{т.г.}} = \frac{1{,}07}{922{,}8 \times 0{,}8} = 0{,}0015$$ приймаємо *1 автосамоскид*

де $V_{м.р.}$ – змінна продуктивність кар'єру по скельному розкриву, м^3/зм;

$K_{т.г.}$ – коефіцієнт технічної готовності автосамоскида, $K_{т.г.}$ = 0,8.

3.9.2 Транспорт на видобувних роботах

Транспортування корисної копалини здійснюється в двох напрямках: - транспортування товарних блоків на склад готової продукції; - переміщення відходів виробництва та гранітів зачеплених вивітрюванням в тимчасовий склад.

Транспортування корисної копалини на поверхневий склад.

Завантаження товарних блоків в автосамоскиди БелАЗ-540 здійснюється підйомними кранами ДЭК-50, МКГ-25/5, КДК-25/5.

Норма виробки автосамоскида БелАЗ-540 при транспортуванні корисної копалини буде визначатися за формулою [65-67]:

$$H_{в} = \frac{T_{зм} - T_{п.з} - T_{о.п}}{T_{об}} \times Q_{а} = \frac{480 - 35 - 10}{40} \times 10{,}3 = 112 \text{ м}^3\text{/зм},$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, $T_{зм}$ = 480 хв.;

$T_{п.з}$ – час на виконання підготовчо-завершальної роботи, $T_{п.з}$ = 35 хв.;

$T_{о.п}$ – час на особисті потреби, $T_{о.п}$ = 10 хв.;

$V_{а}$ – фактичний об'єм гірничої маси в одному автосамоскиді, м^3;

$$V_{а} = \frac{Q_{а}}{\rho_{к.к.}} = \frac{27}{2{,}62} = 10{,}3 \text{ м}^3$$

де $Q_{а}$ – вантажність автосамоскида, т;

$\rho_{к.к.}$ – щільність корисної копалини, т/м^3.

Розрахунок часу рейсу $T_{об}$ автосамоскида проводиться за формулою:

$$T_{об} = 2p\frac{60}{v_c} + T_{нав} + T_р + T_{оч} + T_{у.н} + T_{у.р} = 2 \cdot 0{,}45 \cdot \frac{60}{20} + 16{,}5 + 16{,}5 + 0{,}25 + 2 + 2 = 40\,хв$$

де p – відстань відкатки в один кінець, p = 0,45 км;

v_c – середня швидкість руху автосамоскида, v_c = 20 км/год;

$T_{нав}$ – час навантаження одного автосамоскида, $T_{нав}$=16,5 хв.;

$T_р$ – час розвантаження одного автосамоскида, $T_р$=16,5 хв.;

$T_{оч}$ – час очікування автосамоскида, $T_{оч}$=0,25 хв.;

$T_{ун}$ – час установки автосамоскида під навантаження, $T_{ун}$ = 2 хв.;

$T_{ур}$ – час установки автосамоскида під розвантаження, $T_{ур}$ = 2 хв.

Річна потреба в автосамоскидах:

$$n_п = \frac{Q_{к.к.} \times 0{,}41}{H_в \times K_{т.г.}} = \frac{23{,}55 \times 0{,}41}{112 \times 0{,}8} = 0{,}1 \text{ приймаємо } 1 \text{ автосамоскид}$$

де $Q_{к.к.}$ – змінна продуктивність кар'єру по корисній копалині, м^3/зм;

0,41 – вихід блочного каменю в долях;

$K_{т.г.}$ – коефіцієнт технічної готовності автосамоскида, $K_{т.г.}$ = 0,8.

Транспортування відходів виробництва та гранітів зачеплених вивітрюванням в тимчасовий склад.

Виймання гранітів зачеплених вивітрюванням та відходів гірничого виробництва здійснюється гідравлічним екскаватором Doosan-SOLAR 340 LC-V. В якості транспортних засобів застосовують автосамоскиди БелАЗ-540.

Норма виробки автосамоскида БелАЗ-540 визначається за формулою [65-67]:

$$H_в = \frac{T_{зм} - T_{п.з} - T_{о.п}}{T_{об}} \times Q_a = \frac{480 - 35 - 10}{7{,}3} \times 14{,}85 = 884{,}9 \text{ м}^3\text{/зм},$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, $T_{зм}$ = 480 хв.;

$T_{п.з}$ – час на виконання підготовчо-завершальної роботи, $T_{п.з}$ = 35 хв.;

$T_{о.п}$ – час на особисті потреби, $T_{о.п}$ = 10 хв.;

$Q_а$ – фактичний об'єм гірничої маси в одному автосамоскиді, м^3;

$$Q_а = n_к \times Q_к = 33 \times 0{,}45 = 14{,}85 \text{ м}^3$$

де $n_к$ – кількість ковшів екскаватора, які розвантажуються в кузов;

$Q_к$ – фактичний об'єм породи в ковші, м^3.

Розрахунок часу рейсу $T_{об}$ автосамоскида проводиться за формулою:

$$T_{об} = 2p\frac{60}{v_с} + T_{нав} + T_р + T_{оч} + T_{у.н} + T_{у.р} = 2 \cdot 0{,}5 \cdot \frac{60}{20} + 2{,}6 + 0{,}85 + 0{,}25 + 0{,}3 + 0{,}3 = 7{,}3 \text{ хв}$$

де p – відстань відкатки в один кінець, p = 0,5 км;

$v_с$ – середня швидкість руху автосамоскида, $v_с$ = 20 км/год;

$T_{нав}$ – час навантаження одного автосамоскида, хв.;

$T_р$ – час розвантаження одного автосамоскида, $T_р$=0,85 хв.;

$T_{оч}$ – час очікування автосамоскида біля екскаватора, $T_{оч}$=0,25 хв.;

$T_{ун}$ – час установки автосамоскида під навантаження, $T_{ун}$ = 0,3 хв.;

$T_{ур}$ – час установки автосамоскида під розвантаження, $T_{ур}$ = 0,3 хв.

Річна потреба в автосамоскидах:

$$n_п = \frac{Q_{к.к.} \times (1 - 0{,}41)}{H_в \times K_{т.г.}} = \frac{23{,}55 \times 0{,}59}{884{,}9 \times 0{,}8} = 0{,}02$$ приймаємо *1 автосамоскид*

де $Q_{к.к.}$ – змінна продуктивність кар'єру по корисній копалині, м^3/зм;

0,41 – вихід блочного каменю в долях;

$K_{т.г.}$ – коефіцієнт технічної готовності автосамоскида, $K_{т.г.}$ = 0,8.

4. ОХОРОНА ПРАЦІ, ПРОМСАНІТАРІЯ І ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

4.1 Охорона праці і техніка безпеки

У розділі враховані дотримання всіх основних вимог і правил з охорони праці і промсанітарії, які обумовлені діючими нормативами, а також правилами безпеки і правилами технічної експлуатації [6-8, 71-74], а також вимоги НПАОП 0.00-1.24-10 Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом.

Для забезпечення дотримання норм охорони праці і техніки безпеки проектом зокрема передбачається виконання таких заходів:

1. Забезпечується устрій огорож навколо бортів кар'єру, уздовж брівок уступів, складів і відвалів на яких ведуться роботи.

2. Всі робітники, що отримують допуск до роботи в кар'єрі, зобов'язані пройти з відривом від виробництва попереднє навчання з охорони праці, техніки безпеки і скласти іспити за затвердженою програмою [66].

3. У приміщенні нарядної кімнати кар'єра на видних місцях повинні знаходитися плакати і попереджувальні написи з техніки безпеки.

4. Місця в кар'єрі, небезпечні для пересування людей (вхід у в'їзну траншею, склади і відвали, територія вздовж доріг) повинні бути облаштовані попереджувальними плакатами.

5. Розвантаження автосамоскидів на відвалі, під борт кар'єру повинно проводитися за межами призми обвалення, яка проектом встановлена не менше 1 м (при куті укосу 32^0) відвалів, складів, уступів; 3 м – при куті укосу борту 35^0 і 4-5 м на робочих уступах з кутом укосу 45^0. Подальше переміщення порід під укіс проводиться бульдозером, у якого гусеничні візки не повинні виїжджати за межі лінії вказаної призми обвалення.

6. Відповідальним по технагляду на ділянці робіт механізмів і людей в кар'єрі є майстер, вказівка якого обов'язкова для всіх працюючих. Перед початком роботи зміни він ретельно перевіряє стан робочих місць і лише за відсутності яких-небудь порушень, дозволяє виконання робіт.

7. Для забезпечення стійкості робочих майданчиків необхідно стежити, щоб висота і кут укосів робочих уступів не перевищував розмірів, передбачених проектом. За станом укосів необхідно вести систематичне спостереження. У разі виявлення ознак зрушення порід, тріщин, козирків, всі роботи негайно припиняються і приймаються заходи для усунення деформацій.

8. Ширина робочого майданчика на уступах, складах і відвалі повинна забезпечити розміщення гірничого і транспортного устаткування за межами призми обвалення порід.

9. Гірничі і транспортні машини повинні утримуватися в справленому стані і бути забезпечені гальмами, що безвідмовно діють, звуковими сигналами, а також мати огорожі доступних рухомих частин і освітлення.

10. Вживані на механізмах троси повинні відповідати паспорту. Підйомні, підтяжні та інші канати підлягають огляду у встановлені терміни.

11. Експлуатація екскаваторів вимагає строгого дотримання спеціальних вимог. Під час роботи екскаватора люди, (включаючи і обслуговуючий персонал) повинні знаходитися поза зоною руху його ковша. Робота екскаватора над козирком і навісами уступів забороняється. Якщо є загроза обвалення частини робочого майданчика роботи негайно припиняються, а екскаватор відводиться через наявний вільний прохід у безпечне місце. У неробочий час ківш екскаватора повинен бути опущений на землю, кабіна замкнута. При пересуванні екскаватора ківш повинен бути спорожнений і повинен знаходитися не вище за 1 м від землі, а стріла екскаватора встановлюється по ходу.

12. При роботі бульдозерів відстань від краю гусениць до брівки укосу повинна бути не менше 1,5 м. Максимальні кути укосу вибою бульдозера не можуть перевищувати на підйом 25 град. і під уклін 30 град. Не дозволяється залишати бульдозер з працюючим двигуном без нагляду, ставати на підвісну раму і відвальний пристрій. При ремонті, огляді, змащуванні і регулюванні, двигун повинен бути зупинений, а відвал опущений.

13. При знаходженні автотранспорту на автодорогах у кар’єрі видимість автомобіля повинна бути на відстані не менше 50м, а дороги 30м. Ширина

проїжджої частини дороги, радіуси кривих визначені проектом, і повинні неухильно дотримуватися. Зимою автодороги повинні бути регулярно очищені від снігу, а на закругленнях і ділянках з ухилом – посипані піском або відсівом.

14. Влітку, в цілях боротьби з пилом, внутрішньодільничні дороги повинні бути періодично политі водою. Кабіни автосамоскидів повинні бути обладнані козирками. Якщо такі відсутні, то під час навантаження водій автосамоскида повинен встановити машину так, щоб кабіна знаходилася поза радіусом дії ковша екскаватора, вийти з кабіни і віддалитися в безпечне місце.

4.2 Охорона праці і техніка безпеки під час видобування штучного каменю

1. Добування штучного каменю та великих блоків у кар'єрах необхідно проводити уступами з послідовним відпрацюванням кожного уступу зверху вниз. Уступи можуть бути розбиті на підуступи.

2. Висота уступу повинна бути кратною висоті блока, що випилюється (з урахуванням товщини пропилу).

3. Ширину робочого майданчика уступу (підуступу) необхідно визначати розрахунком із забезпеченням розміщення на ній устаткування, гірничої маси, необхідного запасу матеріалів і наявності вільних проходів шириною не менше ніж 1 м. При цьому мінімальна ширина робочого майданчика повинна бути не менше ніж 3 м.

4. Під час ліквідації уступів необхідно залишати запобіжні берми шириною не менше ніж 0,2 висоти уступу з урахуванням додержання загального кута борта кар'єру, визначеного проектом.

5. Кути укосів уступів (підуступів) допускається приймати до 90 град.

6. Під час ручного відбиття каменів клиноподібної форми, що утворюються після першої заходки машини, працівник повинен перебувати на відстані не менше ніж 4 м від діючої машини.

7. У разі необхідності проведення ручних робіт на укосі уступу повинні бути обладнані міцні підмостки з шириною настилу не менше ніж 1 м або

робота має проводитись з механічного підйомного обладнання зі стрілою та спеціальною кабіною для працівників.

8. *Не дозволяється* застосовувати каменерізальні машини, не обладнані запобіжними засобами для захисту працівників від можливого викиду уламків каменю різальним органом машини.

9. *Не дозволяється* знімати і установлювати пилки каменерізальних машин до вимикання пускача електродвигуна.

10. *Не дозволяється*: - включати каменерізальну машину, якщо відкрито дверцята пульта керування;

- працювати із знятим захисним огородженням, а також з несправними пиловловлюючими і пилоподавлюючими пристроями;

- звільняти фіксуючі болти або закріплювати їх, а також повертати різальну головку під час руху каменерізальної машини;

- зупиняти машину контрструмом;

- дозволяти керування машиною особам, які не мають на те права;

- експлуатувати машини, якщо комплект крепіжних болтів на пиляльних дисках неповний.

11. Усі залишені каменерізальною машиною недопиляні навислі камені або їх шматки необхідно негайно вилучати (відривати). Працівники, які виконують цю роботу, повинні перебувати збоку від напрямку падіння каменю.

12. Обслуговування каменерізальних машин повинні виконувати не менше ніж два працівники. *Не дозволяється* обслуговуючим працівникам або іншим особам перебувати перед працюючою каменерізальною машиною на відстані менше ніж 10 м у напрямку її переміщення. Під час переміщення каменерізальної машини або блоків каменю канатною тягою працівники повинні перебувати збоку від натягнутих канатів.

13. У кінці рейкових колій для переміщення каменерізальних машин повинні бути влаштовані запобіжні упори.

14. Переміщувати блоки необхідно механізованими засобами. Кліщові захвати, стропові канати необхідно періодично перевіряти.

15. Під час розпилювання або обробки великого блоку необхідно вживати заходів, що запобігають його перевертанню в бік працівників. Проводити завалку блоків вручну на себе не дозволяється.

16. Під час навантаження блоків у кузов автомашини переміщувати їх над кабіною не дозволяється. Під час механічного навантаження та розвантаження вантажів водій та інші працівники не повинні перебувати в кабіні або на підніжках автомашини, а також проводити її огляд або ремонт. *Не дозволяється* стояти або ходити під вантажем, який переміщують.

17. Рейкові колії каменерізальних машин повинні бути з рейок одного типу, приєднані до місцевих заземлювачів і мати електричне з'єднання на стиках рейок. Рейки колії каменерізальних машин необхідно надійно з'єднувати без порогів та виступів у місцях з'єднань. Направляючі колії необхідно встановлювати горизонтально або під заданим кутом нахилу з використанням спеціально призначених підставок. *Не дозволяється* використовувати як підставки пиляний камінь.

18. У разі одночасної роботи двох і більше каменерізальних машин на одній рейковій колії відстань між ними повинна бути не менше ніж 15 м. При цьому каменерізальні машини повинні бути обладнані надійними буферами.

До технічного керівництва гірничими роботами на кар'єрі допускаються особи, що мають закінчену вищу і середню гірничотехнічну освіту або прослухали спеціальні курси і мають право відповідального ведення гірничих робіт.

До управління основними машинами і механізмами допускаються особи не молодше 18 років, які мають відповідну кваліфікацію та пройшли медичний огляд. Перед початком роботи з усіма знову прийнятими робочими інженерно-технічний персонал проводить загальний ввідний інструктаж і спеціальний інструктаж на робочому місці.

4.3 Промислова санітарія

У відповідності до Закону України про охорону праці, „Правилами безпеки при розробці родовищ корисних копалин відкритим способом” проектом передбачено:

1. Забезпечення кар’єру необхідним медичним устаткуванням і медикаментами першої допомоги постраждалим здійснюється згідно існуючих санітарних нормативів.

2. Забезпечення всіх працюючих у кар’єрі питною водою згідно з ДСТУ 7525:2014 та ДСанПіН 2.2.4-171-10

3. Забезпечення спецодягом згідно з ГОСТ 12.4.099, ГОСТ 12.4.100, ГОСТ 27651-88, ГОСТ 27653-88, спецвзуттям згідно з ГОСТ 12.4.162-85, засобами індивідуального захисту згідно з ГОСТ 12.4.013, ГОСТ 12.4.051, ГОСТ 12.4.002, ГОСТ 12.4.010.

4. Зниження запиленості повітря шляхом регулярного поливання вибоїв та кар’єрних доріг. Повітря в робочій зоні кар’єру й вміст у ньому шкідливих речовин повинні відповідати вимогам ГОСТ 12.1.005, ГОСТ 12.1.007.

Медична допомога працюючим у кар’єрі повинна надаватись медпунктом підприємства, а також медичними установами м. Орджонікідзе. Медичні огляди працюючих відповідно наказу № 655 від 29.09.89 р.

Для прийняття їжі та укриття під час негоди використовуються побутові приміщення обладнані згідно зі ДБН В.2.5-67:2013 та ДБН В.2.2-28:2010, які повинні бути на території проммайданчика. Тут же обладнаний туалет на одне очко, виконаний за типовим проектом.

У будинках і приміщеннях необхідно додержуватись вимог Правил санітарії та пожежної безпеки приміщень згідно з НАПБ Б.03.002-2007 та ГОСТ 12.2.004. Всі санітарно-побутові приміщення мають стаціонарне опалення, проточно-витяжну вентиляцію, яка забезпечує вміст шкідливих домішок в повітрі цих приміщень в межах, передбачених Держстандартами. Побутові приміщення (типові побутові вагончики), до складу яких входять: гардероби для робочого й верхнього одягу, приміщення для сушіння і знепилення

робочого одягу, душові, кип'ятильна станція для питної води, їдальня, приміщення для укриття в негоду, біовбиральні, розташовані на ділянках кар'єру.

Інші основні заходи щодо промсанітарії включають:

- всі працюючі проходять щорічно технічний інструктаж з промсанітарії, промислової і особистої гігієні, а також з надання першої невідкладної допомоги постраждалим на робочому місці;
- щорічно працюючі в кар'єрі проходять профогляд і флюорографію.

4.4 Протипожежні заходи

Протипожежні заходи на об'єктах кар'єру полягають у наступному:

1. Всі механізми (індивідуально) комплектуються вогнегасниками вуглекислотними ОУ-5 і порошковими ОП-5, які повинні проходити систематичну перевірку і випробування. На об'єкті всі вогнегасники повинні розміщуватися згідно ГОСТ 12.4.009-83 ССБТ. Пожежна техніка для захисту об'єктів. Основні види. Розміщення і обслуговування. Правила експлуатації вогнегасників, затвердженого наказом № 152 від 02 квітня 2004 р.

2. Вогнегасники слід розміщувати в легкодоступних і видних місцях, а також поблизу місць, де найбільш вірогідна поява осередків пожежі. При цьому необхідно забезпечити їх захист від дії сонячних променів і нагрівальних пристроїв, а також хімічно агресивних речовин (середовищ), які можуть негативно відобразитися на їх працездатності. Вогнегасники в місцях розміщення (у будівлях і приміщеннях, біля входів і виходів з них, в коридорах) не повинні створювати перешкод під час евакуації людей. Переносні вогнегасники розміщуються шляхом навішування за допомогою кронштейнів на вертикальні конструкції на висоті не більше 1,5 м від рівня підлоги до нижнього торця вогнегасника і на відстані від дверей, достатньою для їх повного відкриття або встановлюються в пожежні шафи пожежних кранів, на пожежні щити або стенди, підставки або спеціальні тумби.

3. Підходи до місць розміщення вогнегасників повинні бути завжди вільні.

4. Для позначення місця знаходження вогнегасника на об’єктах повинні встановлюватися вказівні знаки згідно ДСТУ ISO 6309:2007. Знаки розміщують на видних місцях на висоті 2,0-2,5 м від рівня підлоги як усередині, так і з зовні приміщень.

5. Промисловий майданчик комплектується відповідними вогнегасниками, а поряд встановлюються щити з протипожежним інвентарем і ящики з піском.

6. На вказаних щитах, стінах тепляків і біля вогнегасників, на механізмах, навішуються плакати, що інформують, як користуватися вогнегасниками і ін. протипожежним інвентарем.

7. Кожен працівник кар’єру повинен знати способи сповіщення всіх працюючих про пожежу, мати можливість виклику найближчого підрозділу державної пожежної служби (ДСНС).

8. На кар’єрі повинне бути заборонене розведення відкритого вогню поблизу механізмів, тепляка і ін. пожежонебезпечних об’єктів.

9. Зберігання пального, змащувальних і обтиральних матеріалів дозволяється тільки в справних ємкостях, що щільно закриваються.

У разі виникнення пожежі, ліквідація її здійснюється по обов’язковому для кожного підприємства плану ліквідації аварій і пожеж.

5. ЕКОНОМІЧНИЙ РОЗДІЛ

У економічній частині приводиться розрахунок експлуатаційних і капітальних витрат проведення видобувних робіт блочного каменю за двома технологіями відокремлення блочного каменю від масиву:

- з застосуванням буровибухового способу, порохом (І варіант);

- з застосуванням установок для розпилювання блочного каменю за допомогою алмазних канатів (ІІ варіант).

Таблиця 5.1 – Розрахунок фонду заробітної плати по І варіанту

Професія	Оклад. тариф, грн.	Чисельність		Місячний фонд зар. плати, грн.	Премія		Загальний ФЗП за місяць, грн	Загальний ФЗП за рік, грн
		за сутки	по списку		%	Сума		
начальник добувної дільниці	20000	1	1	20000	30	6000	26000	312000
механік	18000	1	1	18000	30	5400	23400	280800
слюсар	15000	1	1	15000	30	4500	19500	234000
гірничий майстер	15000	1	1	15000	30	4500	19500	234000
бурильщік шпурів	15000	8	12	180000	30	54000	234000	2808000
допоміжний персонал	12000	2	3	36000	30	10800	46800	561600
РАЗОМ		14	19	284000		85200	369200	***4430400***

Таблиця 5.2 – Розрахунок фонду заробітної плати по ІІ варіанту

Професія	Оклад. тариф, грн.	Чисельність		Місячний фонд зар. плати, грн.	Премія		Загальний ФЗП за місяць, грн	Загальний ФЗП за рік, грн
		за сутки	по списку		%	Сума		
начальник добувної дільниці	20000	1	1	20000	30	6000	26000	312000
механік	18000	1	1	18000	30	5400	23400	280800
слюсар	15000	1	1	15000	30	4500	19500	234000
гірничий майстер	15000	1	1	15000	30	4500	19500	234000
бурильщік шпурів	15000	2	3	45000	30	13500	58500	702000
допоміжний персонал	12000	2	3	36000	30	10800	46800	561600
машиніст розпилювальної машини	12000	1	2	24000	30	7200	31200	374400
помічник машиніста розпилювальної машини	8000	1	2	16000	30	4800	20800	249600
РАЗОМ		10	14	189000		56700	245700	***2948400***

Таблиця 5.3 – Розрахунок витрат на електроенергію по І варіанту

Споживачі	Кількість	Встановлена потужність, кВт	Загальна встановлена потужність, кВт	Коефіцієнт завантаження	Споживана потужність, кВт	Число годин роботи на добу	ККД мережі	Всього з врахуванням втрат, кВт	Тарифна оплата	Витрати на електроенергію за рік, грн.
компресор	3	75	225	0,8	180	8	0,95	33347	2,8	1120471,6
Всього										1120471,6
Невраховане устаткування 7 %										78433,0
РАЗОМ										***1198904,6***

Таблиця 5.4 – Розрахунок витрат на електроенергію по ІІ варіанту

Споживачі	Кількість	Встановлена потужність, кВт	Загальна встановлена потужність, кВт	Коефіцієнт завантаження	Споживана потужність, кВт	Число годин роботи на добу	ККД мережі	Всього з врахуванням втрат, кВт	Тарифна оплата	Витрати на електроенергію за рік, грн.
компресор	1	75	75	0,8	60	8	0,95	11116	2,8	373490,5
расп. маш-на	2	28	56	0,8	44,8	8	0,95	8300	2,8	278872,9
Всього										652363,5
Невраховане устаткування 7 %										45665,4
РАЗОМ										***698028,9***

Таблиця 5.5 – Витрата і вартість матеріалів по І варіанту

Вид матеріалів	Од.	Норма витрати на 1 м^3	Заплановані витрати	Ціна одиниці, грн.	Загальна вартість
бурові штанги	п.м.	0,025	90	1200	135000
шарошки	шт.	0,27	972	750	2430000
порох	кг.	0,8	2880	950	3456000
дизельне паливо	л.	1,2	4320	27	216000
отбірочне мат-ли	л.	0,35	1260	14	31500
мастильні мат-ли	шт.	3,8	13680	35	1026000
канат алмазний	м	-	-	-	0
ВСЬОГО					7294500,0
Інші матеріали разового користування – 1,5 %					109417,5
Матеріали тривалого користування – 5 %					364725
Невраховані матеріали – 2,5 %					182362,5
РАЗОМ					***7951005,0***

Таблиця 5.6 – Витрата і вартість матеріалів по ІІ варіанту

Вид матеріалів	Од.	Норма витрати на 1 м^3	Заплановані витрати	Ціна одиниці, грн.	Загальна вартість
бурові штанги	п.м.	0,005	18	1200	27000
шарошки	шт.	0,05	180	750	450000
порох	кг.	-	-	-	0,0
дизельне паливо	л.	0,7	2520	27	126000
отбірочне мат-ли	л.	0,35	1260	14	31500
мастильні мат-ли	шт.	3,8	13680	35	1026000
канат алмазний	м	0,5	1800	850	4500000
ВСЬОГО					6160500
Інші матеріали разового користування – 1,5 %					92407
Матеріали тривалого користування – 5 %					308025
Невраховані матеріали – 2,5 %					154012,5
РАЗОМ					***6714945,0***

Таблиця 5.7 – Калькуляція питомих витрат

Елементи витрат	Сума витрат, грн.		±	%
	I	II		
Заробітна плата	4430400,00	2948400,00	-1482000,00	-50,3
Нарахування на ЗП	974688,00	648648,00	-326040,00	-50,3
Матеріали	7951005,00	6714945,00	-1236060,00	-18,4
Електроенергія	1198904,59	698028,89	-500875,70	-71,8
Витрати на плановий ремонт устаткування	450000,00	250000,00	-200000,00	-80,0
Загальні показники питомих витрат на розкривні роботи	14554997,59	11010021,89	-3544975,70	-32,2
СОБІВАРТІСТЬ, грн./м^3	4043,05	3058,34	-984,72	-32,2

В результаті техніко-економічних розрахунків при порівнянні використання двох варіантів устаткування (технологій видобутку блочного каменю) видно, що застосування сучасного устаткування, а саме установок канатного різання значно вигідніше, в наслідок чого собівартість зменшується на 32 %. Також слід зазначити, що застосування машин канатного різання підвищує вихід блочного каменю, що вже доведено в розділі 2.

ВИСНОВКИ

Мета кваліфікаційної роботи: встановлення впливу різних технологічних схем видобутку блочного каменю на кількості показники втрат корисної копалини в умовах розробки ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів.

Для вирішення поставленої мети в роботі вирішені наступні ***задачі***:

• проведено аналіз ведення гірничих робіт при відпрацюванні запасів ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів;

• розглянуті методики встановлення впливу різних технологічних схем видобутку блочного каменю на кількості показники втрат корисної копалини;

• визначено втрати блочної сировини при веденні добувних робіт з використанням різних технологічних схем та встановлення коефіцієнту вилучення корисної копалини.

Аналізуючи отримані результати порівняльної оцінки кількісних і якісних втрат при різних способах відокремлення блоків від масиву можна зробити наступні висновки:

- застосування на кар'єрах природного каменю технології алмазно-канатного пиляння дозволяє зменшити втрати сировини в 14-25 рази порівняно з буропідривним способом, в 6-17 рази порівняно з буроклиновим способом, та в 3,5 рази в порівнянні з термогазоструйним способом при підготовці блоків до виїмки;

- застосування технології алмазно-канатного пиляння дозволяє підвищити коефіцієнта вилучення блочної сировини в 1,4-1,8 рази порівняно з буропідривним способом, в 1,3 рази порівняно з буроклиновим способом, та в 1,1 рази в порівнянні з термогазоструйним способом;

- також слід відмітити, що термогазоструйний спосіб підготовці блоків до виїмки є на сьогоднішній день «найдорожчій», з практики роботи кар’єрів України даний спосіб «не використовується», термогазоструйний спосіб застосовується лише при нарізанні первинної щілини нового горизонту, або врізання у масив у труднодоступних місцях.

В результаті техніко-економічних розрахунків при порівнянні використання двох технологій видобутку блочного каменю видно, що застосування сучасного устаткування, а саме установок канатного різання значно вигідніше, в наслідок чого собівартість зменшується на 32 %.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. «Отчет по переоценке запасов Токовского месторождения гранита в Апостоловском районе Днепропетровской области (в 4-х томах)». Комплексная геологическая экспедиция УКРГЕОЛСТРОМ. Киев, 1981 г.

2. Техно-робочий проект разработки и рекультивации Токовского месторождения гранитов (уч. «Центральный») Токовского гранитного карьера производственного объединения «Днепронерудпром». – Киев., 1981. – 76 с.

3. Рабочий проект Киевского карьера ОПО «Киевнерудпром». Киев, 1992.

4. План розвитку гірничих робіт ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів на 2022 рік. Філії ВП «Київський кар'єр» ПАТ ГВКК «Біличі».

5. Бакка Н.Т. (1986). Разработка технологии и комплексов оборудования добычи блоков из высокопрочных трещиноватых пород. Дисс. д.т.н.

6. Горобчишин, О.В., Зуєвська, Н.В. (2012). Зависимость долговечности облицовочных изделий из природного камня от технологии добычи сырья. Коштовне та декоративне каміння. Київ, ДГЦУ. №4(70) 40-42.

7. Бакка М.Т. (1993). Видобування природного каменю. Геолого-промислова і технологічна оцінка родовищ природного каменю. К: ІСДО, 352 с.

8. Бакка М.Т. (1994). Видобування природного каменю: Технологія та комплексна механізація видобування природного каменю. К.: ІСДО, 384 с.

9. Отраслевая инструкция при определении и учете потер нерудных строительных материалов при добыче. Тольятти, ВНИИнеруд, 1974.

11. Мясникова О.В., Шеков В.А. (2003). Исследование динамики поведения микротрещиноватости наведенной взрывом в гранитах. Геолого-технологические исследования индустриальных минералов. 82-85.

12. Зуєвська, Н.В., Горобчишин, О.В., Табунщик Л.С. (2013). Застосування мікроскопічного методу для оцінки довговічності облицювальних виробів з природного каменю в залежності від технології видобування сировини. Зб. наук. праць НГУ Дніпропетровськ, №42, 133-137.

13. Мясникова О.В., Шеков В.А. (2008). Некоторые аспекты оценки разрушения горных пород. Строительные материалы. № 7. 26-27.

14. Зуєвська, Н.В., Горобчишин, О.В., Мацук О.Є. (2013). Дослідження впливу способу видобутку блочного каменю на його підповерхневу структуру. Вісник Житомирського ДТУ № 4(67), 103-109.

15. Мясникова О. В. Исследование микротрещиноватости изверженных горных пород при динамических загрузках. Материалы 14-й международной конф. 67-70.

16. Коробійчук В. В., Зуєвська, Н.В., Горобчишин, О.В., Табунщик Л.С. (2008). Вплив бурових робітна якість первинного моноліту при його відокремленні від масиву. Вісник ЖІТІ / Технічні науки.№4. 160-166.

17. Ткачук К.К., Гребенюк Т.В. (2012). Аналіз впливу якості бурових робіт на видобуток блочного каменю. Перспективи освоєння підземного простору. Матеріали 6-ї міжнародної науково-практичної конференції молодих учених, аспірантів та студентів. 10–11 квітня 2012 року Дніпропетровськ НГУ. 39-42.

18. Кокунина Л. В. (2006). Взрывные технологии на добыче природного камня. Добыча, обработка природного камня. Сб. науч. тр. 141-147.

19. Коробійчук В.В. (2008). Управління якістю блоків декоративного каменю за допомогою кваліметричних та інформаційно-комп'ютерних технологій: дис. к.т.н: 05.15.03; Житомирський держ. технологічний ун-т. 188.

20. Коробійчук В.В., Соболевський Р.В., Зубченко О.А. (2006). Дослідження шляхів мінімізації витрат при буровибуховому способі видобування блоків декоративного каменя. Оробійчук. Вісник ЖДТУ. Технічні науки. № 4 (39), 301-308.

21. Коробійчук В.В., Соболевський Р.В., Зубченко О.А., Подчашинський Ю.О. (2006). Дослідження впливу буровибухових робіт на якість блочної товарної продукції кар'єру на основі визначення геометричних характеристик її тріщинуватості. Вісник ЖДТУ. Технічні науки. №3 (42), Житомир, 143-150.

22. Сычев Ю. И. (2001). Достижения и перспективы технологического процесса в промышленности облицовочного камня. №3, 3-5.

23. Котенко В.В. (2002). Перспективи розвитку канатних каменерізальних технологій на кар’єрах з видобування блочного каменю з міцних порід. Вісник ЖІТІ. Технічні науки. № 22 (І), 163-165.

24. Темченко О.А. Дослідження впливу параметрів відкритої гірничої технології на ефективність розробки залізорудних родовищ. Науково-технічний журнал. Науковий вісник НГУ. №1, 16-21.

25. Башинський С.І., Кальчук С.В., (2008). Методика розрахунку алмазного канатного устаткування за критерієм потужності головного приводу. Вісник ЖДТУ. №2 (45), 144-146.

26. Букальський А.М. (2005). Алмазний канат у видобуванні й обробці природного каменю. Вісник каменярства. №8, 42-44.

27. Букальський А.М. (2009). Алмазний канат у видобуванні й обробці природного каменю. Алмазно-канатна технологія на кар'єрі. Вісник каменярства. №9. 44-47.

28. G. Rosi, G. Loi, P. Trois, G. S. Andrissi (2009). The performance of sawing aids in hard rock working with diamond tools. Industrial diamond review. (1). 36-39.

29. Р.В. Соболевський, В.О. Шлапак, О.В. Камських (2015). Управління якістю бурових робіт для підвищення ефективності алмазно-канатного різання. Вісник Кременчуцького національного університету. № 5. 106-111.

30. Гуров М.Ю. (2002). Обоснование технологических параметров добычи и разделки гранитных блоков канатно-алмазными пилами: дис. к.т.н. 16 с.

31. Першин Г.Д. (2003). Добыча блоков мрамора алмазно-канатными пилами: учеб. пособие. 103 с.

32. Кучерявый Ф.И., Крысин Р.С., Бурков Ю.П. Совершенствование технологии разработки гранитных карьеров. – К.: Техніка, 1966. – 267 с.

33. Шлаин Б.И. Разработка месторождений нерудного сырья. 1985. 344 с.

34. Шлаин Б.И. Разработка месторождений карбонатных пород. 1968. 293 с.

35. Горкунов В.И., Валиев К.З. (1979). Оценка рекультивационных работ и их влияние на выбор основных элементов карьеров Казахстана. Комплексное использование минерального сырья. № 5. 3-11.

36. Горкунов В.И. Открытая разработка месторождений нерудных строительных материалов Казахстана. лма-Ата: Наука, 191.

37. Буянов Ю.Д. Циклично-поточная технология на карьерах по добыче нерудных строительных материалов. Стройиздат, 152.

38. Буянов Ю.Д., Аверченков А.П., Бессмертный К.С. Песчано-гравийные и глиняные карьеры. 357.

39. Буянов Ю.Д., Гейман Л.М., Давидович А.П. Добыча и переработка нерудных строительных материалов (краткий справочник). Из-во литературы по строительству, 261 с.

40. Буткевич Г.Р. Ресурсосберегающие технологии разработки месторождений нерудных скальных материалов. Состояние промышленности строительных материалов и концепция развития производства. 40-48.

41. Буткевич Г.Р. Прогрессивная технология разработки месторождений сырья для производства нерудных материалов, 64 с.

42. Буткевич Г.Р. Особенности разработки месторождений строительных материалов нагорного типа. Горн. журнал. 1. 15-18.

43. Пчолкин, Г.Д., Стрилец, А.П., Корнияшик, С.И. (2015). Исследование влияния дробления скальных горных пород на эффективность работы комплексов циклично-поточной технологии в карьерах Криворожского железорудного бассейна. Матеріали міжнародної конференції. Форум гірників – 2015.м. Дніпро, ДВНЗ НГУ, с. 171-174.

44. Strilets O., Pcholkin G. & Oliferuk V. (2015). Monitoring of mass blasting seismic impact on residencial buildings and constructions. Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining, 441-443.

45. Чесноков М.М. Разработка гранитных месторождений. 1968. 137 с.

46. Symonenko, V., Cherniaiev, O. and Hrytsenko, L. (2017). Technological aspects eko- and resource- saving technologies development explored reserves at liquidation non-metallic quarries. Zbirnik naukovih prats NHU, (50), 92-100

47. Анисимов О.А. (2015). Технология строительства и разработки глубоких карьеров: Монография. Д.: Национальный горный университет, 272 с.

48. Symonenko, V., Cherniaiev O., Hrytsenko L. and Korotkov, P. (2017). Overload finished products nonmetal quarries in the main transport consumers. Zbirnik naukovih prats Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu, (51), 55-64.

49. Саакян А.Г. Разработка ресурсосберегающих технологических схем производства горных работ на примере Рыбальского гранитного карьера: Дис. канд. техн. наук: 05.15.03 – Днепропетровск, 1994. – 128 с.

50. Symonenko, V.I., Pavlychenko, A.V., Cherniaiev, O.V., and Gritsenko, L.S. (2015). Ecology saving technology of mineral deposit mining in the conditions of the sanitary protection zone. Mining of mineral deposits, 469-476.

51. Anisimov, O., Symonenko, V., Cherniaiev, O., & Shustov, O. (2018). Formation of safety conditions for development of deposits by open mining. Web of Conferences. E3S Web of Conferences forthcoming.USME 2018.

52. Simonenko, V., Pavlychenko, A., Cherniaiev, O. (2018). Assessment of the ecological efficiency of the open development of non-metallic deposits of useful minerals. Technology audit and production reserves. Ecology and EnvironmEntal tEchnology. № 5/3(43), 11-17. DOI: 10.15587/2312-8372.2018.145602.

53. Симоненко, В.І., А.В., Черняєв, О.В., Гриценко, Л.С. (2016). Організація робіт з відпрацювання нерудних родовищ крутими виймальними шарами. Mining of Mineral Deposits, 10 (4), 68-73.

54. Буянов Ю.Д., Гейман Л.М., Давидович А.П. Добыча и переработка нерудных строительных материалов (краткий справочник). – М.: Из-во литературы по строительству, 1972. – 261 с.

55. Symonenko, V. Cherniaiev, O., Hrytsenko, L., (2016). Organization of non-metallic deposits development by steep excavation layers. Mining of Mineral Deposits, 10 (4), 68-73.

56. Cherniaiev, O. (2017). Technological aspects of formation resistant at-contour and internal dump at development of non-metallic deposits. Zbirnik naukovih prats Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu, (51), pp. 84-93.

57. Simonenko, V., Pavlychenko, A., Cherniaiev, O. (2018). Assessment of the ecological efficiency of the open development of non-metallic deposits of useful minerals. Technology audit and production reserves. Ecology and EnvironmEntal tEchnology. № (5(3)) (43), 11-17.

58. Собко, Б.Ю., Черняєв, О.В. & Грищенко, Л.С. (2017). Дослідження ефективності впровадження землезберігаючих технологій при відпрацюванні східної ділянки Біляївського родовища каолінів. Збірник наукових праць НГУ. НТУ «ДП», (52), 16-23.

59. Симоненко В.І., Анісімов, О.О. & Гриценко, Л.С. (2017). Дослідження впливу гірничодобувних підприємств на навколишнє середовище при розробці нерудних родовищ. Збірник наукових праць НГУ. НТУ «ДП», (52), 114-124.

60. Симоненко В.І., Черняєв, О.В. (2017). Оптимизация применения технологических схем транспортирования горной массы при разработке гранитных месторождений. Збірник наукових праць НГУ. Дніпро: ДВНЗ «НГУ», (52), 109-114

61. Симоненко, В.І., Черняєв, О.В., Гриценко, Л.С. & Черняєва, О.В. (2018). Технологічні параметри розробки нерудних кар'єрів з вивезенням сировини конвеєрним транспортом при внутрішньому відвалоутворенні. Збірник наукових праць НГУ. НТУ «ДП», (55), 78-87.

62. Simonenko, V.I., Chernyaev, O.V. (2017). Optimization of application of technological schemes for transportation mountain mass at the development of granite deposits. Zbirnik naukovih prats natsionalnoho hirnychoho universytetu. (52), 109-114.

63. Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. – М.: Недра, 1986. – 231 с.

64. Simonenko, V.I., Chernyaev, O.V., Hrytsenko, L.S. & Pavlychenko, A.V. (2016). Technological aspects of ecological finalization of nonmetallic career during their liquidation and conservation. Вісник національного університету водного господарства та природокористування: Зб. наук. пр. Рівне, (2), 148-158.

65. Общесоюзные нормы технологического проектирования предприятий нерудных строительных материалов. ОНТП 18-85. – Л.: Министерство промышленности строительных материалов СССР, 1988.

66. НПАОП 0.00-1.24-10 «Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом».

67. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных предприятий.- Л.- Стройиздат, 1977.-366 с.

68. Строительные нормы и правила. Промышленный транспорт. СНиП 2.05.07–91. – М.: Госстрой СРСР, 1991.- 82 С.

69. Типовий проект на проведення буропідривних робіт методом свердловинних та шпурових зарядів на Токовському родовищі гранітів, ділянка «центральна»

Апостолівського району Дніпропетровської області. ПрАТ “УКРАГРОВИБУХПРОМ”. – м. Корсунь-Шевченківський, 2014 р.

70. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам, 4-е изд., перераб. И доп. М., Недра, 1982, 414 с.

71. НПАОП 0.00-5.39-14 «Інструкція щодо запобігання, виявлення і ліквідації відмов свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах».

72. НПАОП 0.00-1.66-13 «Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення».

73. НПАОП 0.00-5.41-14 «Інструкція з безпечної організації та проведення масових вибухів свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах».

74. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Частина 1. Гірничі роботи. Ліквідація гірничодобувних підприємств. Техніко-економічна оцінка та показники. СОУ-Н МПП 73.020-078-1:2007. Настанова міністерства промислової політики України. –К.: Міністерство промислової політики України, 2007.

75. Методичних рекомендацій до виконання кваліфікаційної роботи магістра для студентів спеціальності 184 Гірництво, спеціалізація «Відкрита розробка родовищ». Б.Ю. Собко, Г.Д. Пчолкін, О.В. Ложніков, Дніпро: ДВНЗ «Національний гірничий університет», 2021. 31 с.